TMMO
MADEN MÜHENDİSLERİ ODASI YAYINI

türkiye madencilik bilimsel ve teknik

11. kongresi

24-28 nisan 1989 - ankara

TMMO
MADEN MÜHENDİSLERİ ODASI YAYINI

türkiye madencilik bilimsel ve teknik

11. kongresi

24-28 nisan 1989 - ankara

TÜRKİYE MADENCİLİK BİLİMSEL VE TEKNİK 11. KONGRESİ

24-28 NİSAN 1989
ANKARA

TMMOB
MADEN MÜHENDİSLERİ
ODASI

ISBN 975-395-010-1

OFSETE HAZIRLIK
DENK AJANS
229 84 30 - ANKARA

Dr. Rüştü OVALIOĞLU ve
Seçkin Yavuz İNCEEFE'nin
anısına...

TMMOB
MADEN MÜHENDİSLERİ ODASI
YÖNETİM KURULU

Başkan	:	M. Fikret ÖZBİLGİN
Başkan Yrd.	:	Asım KUTLUATA
Yazman	:	Alpaslan ERTÜRK
Sayman	:	Tayfun ÖZUSLU
Üye	:	Kazım GÜNGÖR
Üye	:	Mücella ERSOY
Üye	:	Ü. Yaşar ÖNDER

KONGRE BAŞKANI

İhsan ŞİRİN
TKİ Genel Müdür Yardımcısı

KONGRE YÜRÜTME KURULU

Başkan	:	Mehmet KAYADELEN
Başkan Yrd.	:	Doç.Dr. Celal KARPUZ
Yazman	:	Bülent ŞENTÜRK
Sayman	:	Ü.Yaşar ÖNDER
Üye	:	Doç.Dr. Ahmet DEMİRCİ
Üye	:	Dr. İrfan BAYRAKTAR
Üye	:	Dr. Cahit HİÇYILMAZ
Üye	:	Ender ARIKAN
Üye	:	Erol ÖZYEĞİN
Üye	:	Selami ÖZDEMİR

SUNUŞ

Onbirincisini gerçekleştirdiğimiz Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik Kongreleri ve Sergileri, madencilik sektöründe bilgi aktarımının en yoğun yaşandığı platformlardır. Araştırma ve geliştirme çalışmalarına yeteri kadar önem verilmeyen ülkemizde, bu tür organizasyonlar ayrı bir anlam kazanmaktadır. Kongrelerin kalıcı ürünü, onu geleceğe taşıyanı, kuşkusuz Bildiriler Kitabıdır. Bu nedenle, araştırmacılar ve uygulamacılar için kaynak kitapların önde gelenlerinden olan Bildiriler Kitabı, uzun vadede de ülke madenciliğinin gelişimini sergileyecek belgelerdir.

Kitapta yer alan 31'i yurtiçinden, 9'u da yurtdışından toplam 40 bildiri, ilk kez bu yıl yazarların gönderdiği orjinal kopyalardan filme alınarak basılmıştır. Özellikle biçim yönünden getireceği sakıncaları bilinen bu yöntemin yeğlenmesinin nedeni zaman kazandırmasıdır.

Kongre ve serginin hazırlanmasında katkı koyan, emeği geçen tüm kişi ve kuruluşlara teşekkür eder, onların ortak ürünü olan bu kitabın madenciliğimize yararlı olmasını dileriz.

YÖNETİM KURULU

İÇİNDEKİLER

1. **Açık Ocak Nihai Sınırlarının Bilgisayar Destekli Tasarımı ve Batı Kef Krom Yatağına Uygulanması** 1
Computer Aided Design of Ultimate pit Limits And Application of it to The Western Kef Chromium Deposit

2. **Açık İşletme Kamyon Taşımacılığında Bilgisayar İle Kapasite ve Maliyet Hesaplamaları** 21
Computer Calculations for Truck Transportation Capacity and Cost in Open Pit Mining

3. **Linyit Açıkocakları Dekapaj Birim Maliyet Analiz Modeli** 35
A Unit Cost Analysis Model For Stripping of Lignite Open Pit Mines

4. **Madencilik Faaliyetlerinin Planlanması, Organizasyonu ve Denetimi İçin Bir Veri Tabanı Sistemi Analizi.** 45
A Data Base System Analysis for Planning, Organization and Control of Mining Activities

5. **TTK Kozlu Taşkömürü İşletme Müessesesi Ocaklarında İklim Şartlarının İncelenmesi.** 57
An Investigation of The Mine Climate Conditions of Kozlu Colliery of Turkey Hardcoal Enterprises

6. **Ülkemiz Kalın Kömür Damarlarının Kazanılmasında Yaygın Olarak Uygulanan Arkadan Göçertmeli Uzunayak, Ekonomik Bir Üretim Yöntemi midir?** 75
Is Longwall Mining With Bock Caving Commonly Used for Extraction of Thick Coal Seams of Our Country an Economical Method?

7. **Türkiye'de, Klasik Yeraltı Kömür Üretiminden Tam Mekanize Üretime İlk Geçiş.** 101
A Transition From Conventional Underground Coal Mining to A Fully Mechanized Coal Mining System, The First Case In Turkey

8. **BLİ Himmetoğlu Açık Ocak Şev Analizi** 121
Slope Stability Analysis at Himmetoğlu Open Pit Mine (BLİ)

9. **GLİ Tunçbilek Bölgesi Açıkocaklarında Patlatma Çalışmalarının Değerlendirilmesi** 137
The Evaluation Of Blasting Works At Open Cast Mines In Tunçbilek Region Of Western Lignites

10. **Hidrolik Ekskavatör Performanslarıyla Kazılabilirlik Tayini** 161
Excavability Assesment Using Performance Measurements of Hydraulic Excavators

11. **Kazılabilirlik Sınıflama Sistemlerinin Kazı Hızı Kestirimi Amacıyla Gli Tunçbilek Açık Ocaklarına Uygulanması** 175
Application of Excavability Classification Systems To Gli Tunçbilek Open Pits For The Prediction Of Excavation Rate

12. **Bursa - Uludağ Volfram Ocağında Jeomekanik Çalışmalar** 187
Jeomechanical Studies in Bursa-Uludağ Wolfram Mine

13. **Çok Katlı Uzunayak Panolarında Yapay Tavan Uygulaması** 203
Application Of Artificial Roof In Multi-Slice Longwall Panels

14. **Kaya Kütlesi Sınıflama Sistemlerinin TTK Kozlu Müessesesi Ocaklarında Uygulanması** 227
Application Of The Rock Mass Classification Systems To The Mines Of TTK Kozlu Establishment

15. **Uzunayak Üretim Yönteminde "Schmidt Indeks"iyle Tavan-Arazi Kontrol Büyüklüklerinin Kestirimi** 245
Prediction of Roof Conditions of Longwall Coal Faces By Employing Schmidt's Rebound Number

16. **Kalın Damarlarda Tavan Kömürünün Göçebilirliğinin Basınçlı Su Enjeksiyonu Yoluyla Artırılması** 259
Increasing The Cavability of Roof Coal At Thick Coal Seams By Injection of High Pressure Water

17. **Kemer Tavanlı Bir Tünelde Elastik Yüzey Gerilmelerinin Hesaplanması** 273
Calculation of Elastic Boundary Stresses for A Tunnel Having an Arched Roof

18. **Tünel Açma Makinalarında Kazıcı Uçların Aşınmalarına Etki Eden Faktörler ve Etkileri** 285
The Factors and Their Effects on The Pick Wear of The Roadheaders

19. **İstanbul Haliç Tünelinin Sürülmesinden Elde Edilen Sonuçlar** 305
Results Obtained From Tunnel Drifting In Golden Horn

20. **Zeolitin Çimento Üretiminde Kullanım Olanakları** 321
Possibility of Use of Zeolites in Cement Production

21. **Soma/Önen-Eynez Linyitlerinin Yıkanabilirliği ve Yıkama Tesisi Yatırım İşleme Maliyetleri** 333
Washability of Soma/Önen-Eynez Lignites And Its Investment and Operating Costs

22. **Zonguldak Toz Kömürleri Üzerinde Yağ Aglomerasyonu Çalışmaları** 355
Oil Agglomeration Studies On Zonguldak Coal Fines

23. **Hekimhan-Karakuz Demir Cevherinden Konsantre Üretimi** 379
Concentration of Hekimhan-Karakuz Iron Ore

24. **Selektif Flokülasyon İle Linyitlerin Pritik Kükürtten Temizlenmesi** . 367
Desulphurization of Lignites By Selective Flocculation

25. **Demir Cevheri Peletlemesinde Bentonite Alternatif Bir Bağlayıcının Belirlenmesi** 393
Determination of an Alternative Binder To Bentonite in Iron Ore Pelletization

26. **Emet Konsantratör Atık Barajındaki Arsenik ve Kolemanitleri Seçimli Olarak Kazanma İmkanları.** 407
The Selective Recovering Possibilities of The Colemanite And Arsenic Minerals From Emet Concentrator Tailing Disposal

27. **Tane Boyu Dağılımının Kalkopirit Flotasyonunun Kinetik Parametreleri Üzerine Olan Etkisi.** 417
The Effect of Size Distribution On The Kinetic Parameters of The Overall Flotation Behaviour Of Calcopyrite

28. **Kalkopiritin Kollektörsüz Flotasyonunun İki Sıvı Flotasyon İle İncelenmesi: Öğütme Ortamı ve pH'nın Etkisi** 433
The Investigation of Collectroless Flotation of Chalcopyrite By Using Two-Liquid Flotation

29. **Sülfürlü Kompleks Cevherlerinin Flotasyonunda Toplayıcıların Tesisin Ekonomik Performansına Etkisi Bir Uygulama Örneği** 449
The Effect of Collectors on The Economic Performance Of A Mill Treating Complex Sulphide Ore-a Case Study

30. **Altın Aramaları ve Ülkemiz Açısından Önemi** 465
Gold Exploration and It's Impact On Turkey

31. **A Computer Simulation of The Distribution Of Gaseous Contaminants In Mine Ventilation Networks.** 479
Ocak Havalandırma Şebekelerindeki Zararlı Gaz Dağılımının Belirlenmesinde Bir Bilgisayar Benzetişimi

32. **Mechanization And Organization of Opening And Development Works In Polish Coal Mining.** 491
Polonya Kömür Madenciliğinde Kazı ve Hazırlık İşlerinin Mekanizasyonu ve Organizasyonu

33. **Maintenance Management By The Application of Machine Health Monitoring Within The U.K.Mining Industry** 525
İngiliz Madencilik Endüstrisinde Makina Sağlığı Kontrollarını Uygulayarak Makina Bakımı Yönetimi

34. **Mechanization of Production In Thin And Steep Dipping Coal Seams In Soviet Union** 539
Sovyetler Birliği'nde İnce ve Dik Damarlı Kömür Yataklarında Üretimin Mekanizasyonu

35. **Prediction Of Armoured Face Conveyor Performance For Increased Efficiency** 549
Zırhlı Ayak Konveyörlerinde Verim Artırmada Performans Belirlenmesi

36. **Application Of MWD Techniques To Mine Design** 563
Ocak Tasarımında MWD Tekniğinin Uygulanması

37. **Expert Systems Applications In Powered Self-Advancing Support Selection** 583
Yürüyen Tahkimat Seçiminde Uzman Sistemlerin Uygulanması

38. **Natural Hydrophobicity And Flotation Of Silver-Bearing Native Gold** 597
Gümüş İçeren Nabit Altının Doğal Hidrofobikliği ve Flotasyonu

39. **Bulk Emulsion Explosive - A Case Study** 615
Bulamaç Patlayıcılar - Bir Uygulama

40. **Mazıdağ Şemikan 2 Bölgesi P_2O_5 Verilerinin Jeoistatistiksel Değerlendirilmesi** 631
Geostatistical Evaluation Of P_2O_5 Data Mazıdağ Şemikan 2 District

BİLDİRİLER

AÇIK OCAK NİHAİ SINIRLARININ BİLGİSAYAR DESTEKLİ TASARIMI VE BATI KEF KROM YATAĞINA UYGULANMASI

COMPUTER AIDED DESIGN OF ULTIMATE PIT LIMITS AND APPLICATION OF IT TO THE WESTERN KEF CHROMIUM DEPOSIT

A. ÜNAL(*)
E. YALÇIN(**)

ÖZET

Bu bildiride, optimum açık ocak nihai sınırlarının bilgisayar destekli tasarımı konusu işlenmektedir. İlk önce optimum sınırların bulunması için geliştirilen teknikler irdelenmekte, daha sora da bu tekniklerden birisi olan üç-boyutlu dinamik programlama tekniğinin algoritması verilmektedir. Son kısımda ise, üç-boyutlu dinamik programlama tekniğinin bilgisayar yardımıyla Batı Kef Krom Yatağı için açık ocak nihai sınırlarının tasarımında kullanılması konu edilmektedir. Blok modellemesi, veri girişi, yazılım ve donanım konusunda karşılaşılan zorluklar ve bulunan çözümler aktarılmaktadır.

ABSTRACT

This paper considers the computer aided design of ultimate open pit limits. First, the techniques developed for this purpose are compared and then the algorithm of one such technique, 3-dimensional dynamic programming is given. In the last part, the computer implementation of the 3-dimensional dynamic programing technique to the design of the ultimate open pit limits for the Western Kef Chromium Deposit is discussed. The difficulties encountered in block modeling, data entry, hardware, and software are discussed, and the solutions found are given.

(*) Y. Doç. Dr., Maden Müh. Böl., O.D.T.Ü., Ankara
(**) Araş. Gör., Maden Müh. Böl., O.D.T.Ü., Ankara

1. GİRİŞ

Bir cevher yatağının rantabıl bir işletmeye dönüştürülmesinde önemli rol oynayan unsurların başında iyi bir planlama gelmektedir. Bir işletmenin planlanması herşeyden önce belirli bir süre içerisindeki üretim miktarının ve dolayısıyla yatağın ömrünün tayin edilmesini öngörür. Planlama sırasında ilk yapılacak iş, nihai açık ocak sınırlarını tayin etmektir. Nihai açık ocak sınırı, bir açık işletmenin ömrü sona erdiğinde elde edilecek nihai şekil ve ölçüleri ifade etmektedir.

Cevher yatağının açık işletme metoduyla işletilmesi uzun yıllar almakta ve çok büyük miktarda yatırım yapılmasını gerektirmektedir. Bu nedenle, işletmeye başlamadan önce yataktaki cevher tiplerinin tenör dağılımları ve rezervleri makul ölçüler içerisinde bilinmelidir. Bütün bunlar sahada yapılan sondajlardan, yarmalardan ve benzeri yollardan elde edilen bilgilerin nitelik ve niceliklerine bağlı olarak hesaplanabilmektedir.

Üretim planlamasının başlıca amacı, cevher yatağından ekonomik ömrü boyunca maksimum kârı elde etmektir. Bu durumda, nihai sınırların tayini planlama işleminin temelini teşkil etmekte ve bir cevher yatağının ekonomik potansiyelinin değerlendirilmesinde önemli bir rol oynamaktadır. Ayrıca inşa edilecek yerüstü tesisleri, tumba sahaları ve diğer faaliyetler için gerekli yerlerin planlanmasına temel teşkil edecek en önemli etken nihai açık işletme sınırının önceden bilinmesidir.

Nihai açık ocak sınırlarının klasik metodlar ile belirlenmesinde takip edilen aşamalar şöyle özetlenebilir:

1. Düşey kesitlerin çıkarılması

   Her düşey kesit üzerinde:

2. işletmeye uygun cevher sınırlarının belirlenmesi
3. Basamak alt kotlarının çizilmesi

   En üst kottan başlayarak en alt kota doğru her basamak için:

4. Sınırlar arasında kalan cevherin miktar ve tenörünün belirlenmesi,
5. Sınırlardan nihai şev açılarının çekilerek bir üst basamağa göre diferansiyel dekapaj miktarının belirlenmesi,
6. Diferansiyel dekapajın cevher miktarına oranı ekonomik dekapaj oranını geçiyor ise bir üst kotun nihai kot olarak belirlenmesi (alt kotların yeraltı işletmesine bırakılması).

Yukarıda tarifi yapılan klasik metodun elle uygulanması halinde ne kadar uzun bir zaman alacağının üzerinde durmaya gerek yoktur. Daha da önemlisi, işletmeye uygun cevher sınırlarının tek etapta belirlenmesi ancak öznel kararlarla mümkündür. Üstelik diğer bütün aşamalar da bu öznel karara bağlı olacaktır. Örneğin, herhangi bir kotta cevher yatağı düşey yönde bir arakesme ile ayrılmış ise ve ince olan cevher daha yüksek tenörlü ise işletmeye uygun cevher sınırı olarak ne tanımlanmalıdır? Bu problem o kot için üç seçenerek düşünülerek çözülebilir, (i) sadece ince cevher, (ii) sadece kalın cevher ve (iii) ince ve

kalın cevher ile arakesme bir arada. Halbuki arakesmelerle ayrılmış cevher damarlarının sayısı arttıkça bu problemin çözümünün de o ölçüde artacağı aşikardır. Aşağıdaki kotlarda bu sayının veyahut kalınlıkların değişmesi ile de çözümsüzlüğe varılabileceği çok mümkündür.

Klasik metodun diğer bir zayıflığı da optimizasyona elverişli dolaysız bir algoritmaya sahip olmamasıdır. Her ne kadar dekapaj cevher oranı kârı garantileyecek şekilde bir sınır değere oturtuluyor ise de, kârın en üst düzeyde olmasını sağlayacak bir mekanizma oluşturmak klasik metod bünyesinde mümkün olmamaktadır.

Cevher yatağının bloklara bölünerek sayısal olarak modellenmesi klasik metoda göre büyük avantajlar sağlamaktadır. Tenörü ve cevher geometrisini ve dolayısıyla da kârı analitik fonksiyonlar olarak tanımlamak ve buradan klasik optimizasyona gitmek pratikte mümkün değildir ama cevher yatağının bölündüğü her bloğa bir ortalama tenör değeri atamak mümkündür. Böylelikle, her blok için ortalama tenöre göre tesbit edilecek satış gelirinden kazı maliyetini çıkarmak marifetiyle bir de net veyahut kâr değeri atamak mümkündür. Sonuç olarak nihai ocak sınırının tesbiti nihai şev açılarını sağlayacak şekilde içeride kalacak blokların net değerini maksimize edecek bir optimizasyon problemine dönüşmektedir. Nihai açık ocak sınırlarının bulunması problemi günümüzde çeşitli optimizasyon teknikleri ve bilgisayar kullanarak çözülmüştür. Böylelikle, maliyet, satış fiyatı ve rezervler dahil, herhangi bir değişikliğin nihai sınıra nasıl etki ettiğini görmek çok kısa bir süre ve en az emekle mümkün olmaktadır.

2. OPTİMİZASYON TEKNİKLERİ

Optimum nihai açık işletme sınırını bulabilmek için son yıllarda bilgisayara dayalı değişik teknikler geliştirilmiştir. Bu teknikler genel olarak şöyle sınıflandırılabilir (Koenigsberg, 1982),

1. Graf tekniği
2. Lineer programlama tekniği
3. Network akım tekniği
4. Hareketli koni yöntemi
5. Dinamik programlama tekniği

Yukarıdaki tekniklerden ilk üçü günümüzde çok az kullanılan tekniklerdir (Kim, 1978). Bu tekniklerin uygulanması çok zor ve uzun zaman almaktadır. Hareketli koni yönetimi ise yaygın olarak kullanılan tekniklerden birisidir. Eğer bütün koni parametreleri doğru seçilir ve koninin yeri de doğru saptanır ise optimum nihai sınır elde edilebilmektedir. Çalışması sırasında büyük miktarda bilgisayar hafızasına ve zamana ihtiyaç vardır(Wright, 1987). Deneme yanılma prensibine dayandığı ve sonsuza yakın parametre değeri denenmesi gerektiğinden gerçek optimumun bulunması garanti değildir. Yaygın olarak kullanılan diğer bir teknik ise dinamik programlama tekniğidir. Bu tekniğin anlaşılmasının çok kolay oluşu, ve çalişması sırasında gereken bilgisayar zamanının makul oluşu, bu tekniğin yaygın olarak kullanılmasını sağlamaktadır. Ayrıca elde edilen nihai sınırlar optimum nihai sınıra çok yakın olmakta ve oldukça güvenilir

sonuçlar vermektedir. Bu çalışmada, optimum nihai sınırlar 3 - boyutlu dinamik programlama tekniği ile bulunmuştur.

Nihai açık işletme sınırlarını tayin etmek amacı ile geliştirilmiş olan bütün yeni modeller blok kavramı üzerine kurulmuştur. Blokların yüksekliği, genellikle işletme basamaklarının yüksekliğine eşit olacak şekilde alınır. Blokların diğer boyutları ise yatağın jeolojik yapısı, verilerin duyarlılığı, uygulanacak işletme yöntemi, ekipman seçimi, planlama şekli ve genel eğim açıları gibi etkenlere bağlıdır. Hesaplarda kolaylık olması bakımından bütün blokların aynı boyutlarda olması tercih edilir.

3. DİNAMİK PROGRAMLAMA TEKNİĞİ

Dinamik programlama tekniği ilk olarak Lerchs ve Grossmann(1965) tarafından iki boyutlu olarak geliştirilmiştir. Basit oluşu ve gerçeğe yakın neticeler vermesinin yanısıra, bütün diğer kesit yöntemlerinde olduğu gibi bilhassa açık ocağın dip kısımlarında ve kenar kesitlerinde bir takım düzeltmeler gerektirmektedir. Bu da büyük bir gayret ve zaman gerektirmekte ve neticede ancak nadir hallerde iki boyutlu optimum sınırdan üç boyutlu optimum sınırlara geçilebilmektedir. (Shenggui, 1985).

İki boyutlu tekniğin temel teşkil ettiği üç boyutlu dinamik programlama tekniği Johnson ve Sharp (1971) tarafından geliştirilmiştir. İki boyutlu tekniğin başlıca sakıncası olan son ayarlama işlemini minimuma indirmekte ve doğrudan doğruya üç boyutlu optimumu vermektedir. Bu metodun avantajlarından

diğer biri de, açık işletmenin değişik yönlerinde değişik şev açısı elde edilebilir olmasıdır. Bu algoritmada yapılacak küçük bir değişiklikle sağlanabilmektedir.

3.1. Dinamik Programlama Tekniğinin Algoritması :

3 boyutlu, dinamik programlama algoritmasının temeli 2 boyutlu dinamik programlama algoritmasıdır ve esası aşağıdaki şekilde açıklanabilir :

İlk olarak cevher yatağı düşey doğrultuda eşit aralıklarla enine kesitlere ayrılır . Her kesit üzerinde, açık işletme şev açısını sağlayacak boyutlarda bloklar oluşturulur ve her bloğun net değeri (m_{ij}) hesaplanarak 2 boyutlu A matrisine kaydedilir. Burada i, bloğun bulunduğu satır(kat), j ise sütun sayısıdır. Sonra, her sütunda en üstteki bloktan başlayarak en alttaki bloğa kadar kümülatif net değer, M_{ij} hesaplanarak B matrisine kaydedilir:

$$M_{ij} = \sum_{q=1}^{i} m_{qj}$$

Yani, M_{ij}, j sütununda i satırına kadar olan blokların kümülatif net değeridir. Daha sonra

$$P_{ij} = M_{ij} + \text{Max}\,(P_{r\ i+r,\ j-1})$$

eşitliği kullanılarak P matrisindeki P_{ij} bloğunun değeri hesaplanır. Burada r, bir önceki sütun için düşey yönde nihai şev açısını aşmayacak şekilde atlanabilecek (yukarı ve aşağı doğru) bloklar kümesini tariflemektedir. Bu işlem birinci

sütundan başlamak üzere her sütunun bütün katları için tekrarlanır ve P_{ij} bloğundan $Max\ (P_{i+r,\ j-1})$ bloğuna giden bir ok işaretlenir. Daha sonra son sütundan başlayarak ve okları takip ederek birinci kolona kadar maximum kârı sağlayan optimum sınır tesbit edilir. Yukarıda anlatılan algoritma önce birinci kat için, sonra ikinci kat için ve her seferinde kat sayısını bir artırmak suretiyle son kata kadar tekrarlanır ve kesit üzerindeki nihai sınır, adı geçen kattan en az bir blok alacak şekilde tesbit edilir. Bu sınır içinde kalan bloklardan elde edilen net değer S- matrisine kaydedilir (S_{ik}). Burada S_{ik}, k kesitinin i katı için bulunan sınırdan elde edilen net değerdir. Her bir kesitin her katı için bulunan S_{ik} değerlerinden oluşan S matrisi cevher yatağının uzunlamasına projeksiyon kesitini oluşturmaktadır ve her bir bloğun değeri algoritmanın ilk kısmında anılan m_{ij} gibi düşünülebilir. Böylelikle, 2 boyutlu dinamik programlama algoritmasının tekrar uygulanmasıyla, optimum uzunlamasına sınır elde edilir. Uzunlamasına sınır üzerindeki her blok (i,k) k kesiti üzerinde i katından en az bir blok alacak şekilde bulunmuş optimum olan sınırı temsil etmekte olup net değeri en yüksek düzeyde tutan sınırı tarif etmektedir. Bu algoritma ile tarif edilen sınırın içindeki blokların kümülatif net değerinden büyük bir değer verecek şev açılarıyla uyumlu diğer bir bloklar kümesi bulmak mümkün değildir.

Kısaca özetlemek gerekirse, 3 boyutlu dinamik programlama algoritması öne her düşey kesit üzerinde, her satıra inecek

şekilde 2 boyutlu algoritmayı kullanarak optimum sınırları bulur. Daha sonra bu bilgileri kesitlere dik yönde tek bir düşey kesit üzerine yansıtır. Bu kesit üzerinde 2 boyutlu dinamik programlama algoritmasını tekrar kullanarak nihai sınırları bulur. Her sınır bloğu inilmesi gereken satırı gösterdiği ve bu satıra inildiği takdirde optimum olan sınır daha önce tesbit edilmiş olduğu için 3 boyutta optimum sınır bulunmuş olur.

4. BATI KEF KROM YATAĞI UYGULAMASI

Bu kısımda algoritması yukarıda verilmiş olan üç boyutlu dinamik programlama tekniğini uygulayan bir bilgisayar yazılımı vasıtasıyla Batı Kef Krom Yatağı için açık ocak nihai sınırlarının tasarımı anlatılmaktadır. Ayrıca, veri girişi ve blok modelin yaratılması için geliştirilmiş bir dizi bilgisayar yazılımı da tanıtılmakta ve uygulamada karşılaşılan güçlükler ve bulunan pratik çözümlerden bahsedilmektedir.

4.1. Projenin Tanıtımı

Etibank, ruhsat sahibi olduğu Batı Kef Krom Yatağı'nı değerlendirmek üzere bir proje hazırlatmıştır. Bu yatağı, 1989 yılında açık ocak olarak üretime başlatıp 1991 başında da yeraltından üretime geçerek değerlendirmeyi öngören bu projenin sadece açık ocağa esas teşkil edecek sınırların tasarımı bu tebliğde konu edilmektedir. Değişik maliyet ve satış fiyatları yanında proje birincisi ferrokrom satışı ve ikincisi ise tüvenan cevher ve konsantre satışı olmak üzere iki alternatife dayandırılmaktadır.

4.2. Cevher Yatağı

Yatak N59E doğrultusunda ve 54SE yatımdadır (Teknomad, 1988). Eğim boyunca yer yer iki kola ayrılıp birleşmektedir. Orta bölümde kalınlık 50 m.ye çıkmakta olup Kuzeydoğu ve Güneybatıya doğru incelerek sürmektedir. Cevher zonu içerisinde gözlenen bantlaşmalar genellikle yantaş-cevher sınır düzlemine paraleldir. Doğrultu boyunca 600 m civarında uzanan yatak yer yer mostra vermektedir.

4.3. Blok Modelin Kurulması

Batı Kef Krom Yatağının yapısı ve tenör dağılımı cevher kesen 40 m. aralıklı 14 düşey enine kesit üzerinde hazırlanmış bulunmaktaydı. Bu kesitlere dayanılarak kurulan blok modele göre yapılan ilk tasarımlarda ocak nihai kotunun son derece yüksekte çıktığının farkına varılmıştır. Dinamik Programlama algoritması nihai sınırın yüzeyden başlayıp yüzeye çıkmasını gerektirmektedir ve her ocakta sınır cevher içinde başlayıp cevher içinde bitmeyebilir. Bu sebeplerden dolayı 14 kesitin önüne ve arkasına, cevher ihtiva etmese de, ek kesitler konması gerektiği sonucuna varılmıştır. Eğer gerekli sayıda kesit alınmaz ise limit kot yapay olarak üste çıkacak ve kullanıcıyı aldatacaktır. Bilgisayar belleği sınırlı olduğundan eklenecek kesit sayısını mümkün olduğunca düşük tutmak mecburiyeti vardır. Bu mesele, boyuna kesit üzerinde açık ocağın inmesi muhtemel en alt kottaki noktadan her iki tarafa şev açısında çekilecek doğruların yüzeyi kestiği yeri eklenecek kesitlerin sınırı kabul ederek çözülmüştür.

Sonuç olarak Doğu yönünde 3 ve Batı yönünde 1 kesit ilave edilerek kesit sayısı 18'e çıkarılmıştır. Kesitler arası mesafe 40 m. ve satırlararası mesafe basamak yüksekliğini de temsil etmek üzere 10 m. olarak alınmıştır. Büyük cepheli Kuzey ve Güney duvarları için şev açısı maksimum 50° olarak kabul edildiğinden bunu sağlayacak olan sütunlararası mesafenin 8,4 metre olması gerekmektedir. Doğu ve Batı duvarlarında ise şev açısı 50° üzerinde duraylı olacak ise de bu doğrultuda maksimum blok atlama sayısı (r) beş olarak tesbit edilerek şev açısının 51,3° yi geçmesi önlenmiştir. Böylelikle, her kesit 66 sütun ve 44 satıra(kat) bölünerek üç boyutta eş hacimli toplam 52272 bloktan oluşan bir model oluşturulmuştur.

Dinamik Programlama için gerekli girdi her blok için satış fiyatından üretim maliyetinin çıkarılmasıyla bulunan parasal net değerdir. Bu sebeple her iki alternatif için de önce tenöre bağlı olarak ton başına dolar cinsinden bir net değer modeli çıkartılmıştır. Tenöre bağlı olarak çıkartılan diğer bir model de yoğunluk modelidir. Böylelikle her bloğun ihtiva ettiği cevher veya steril malzeme hacmi ve ortalama tenör bilindiği takdirde, o blok için net değer hesaplanabilmektedir.

Topoğrafya veya yeraltında bırakılmış ambarlar tarafından kesilen bloklar hacim olarak havayla kaplanan kısım nisbetinde daha az cevher veya dekapaj malzemesi içermektedir. Bu gerçeği blok modelde doğru olarak temsil edebilmek üzere her blok için bir de doluluk oranı hesap edilmiştir. Doluluk oranı bir bloğun içerdiği malzemenin hacminin tüm blok hacmine oranı olarak tarif edilebilir. Böylelikle sadece hava içeren bir bloğun doluluk

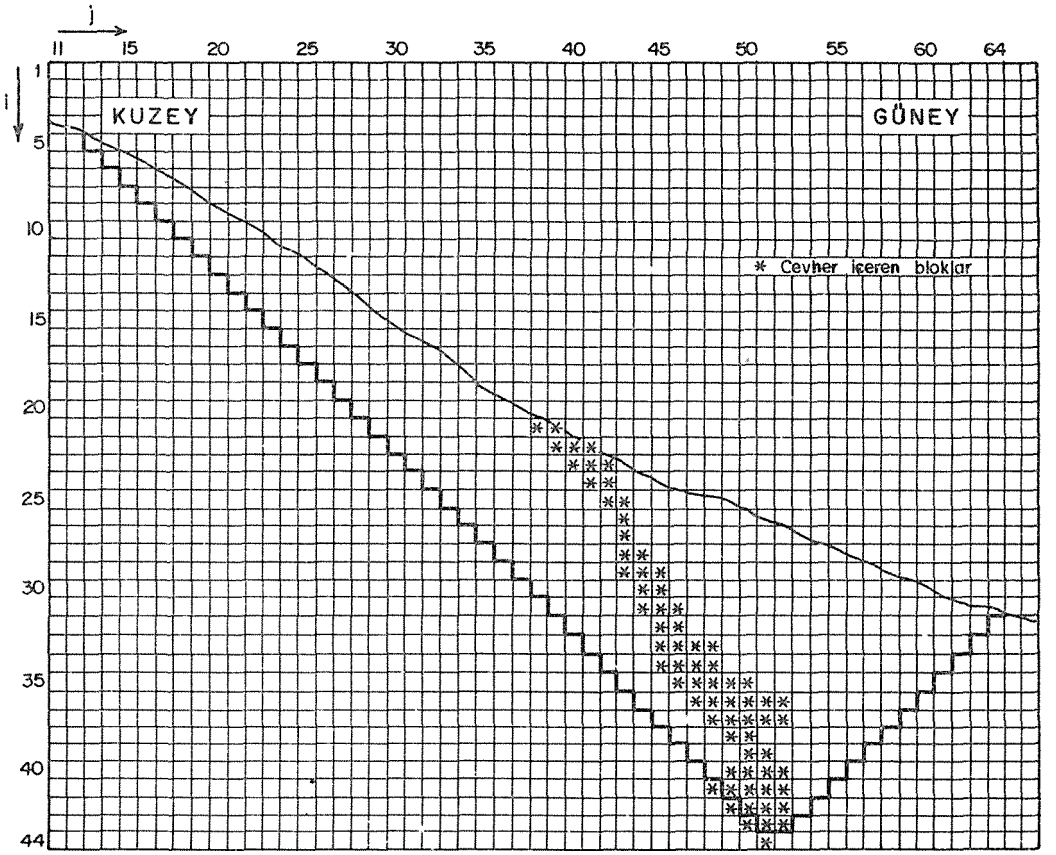
oranı sıfır ve hiç hava içermeyen bir bloğun doluluk oranı ise bir olmaktadır. Her bloğun ihtiva ettiği cevher veya steril malzeme hacmi ise standard olan blok hacminin doluluk oranı ile çarpılmasıyla bulunur.

Her bloğun ortalama tenörü enine düşey kesitlerdeki cevher geometrisine ve tenör dağılımına göre bloklara taşınmıştır.

4.3. Veri Girişi ve Diğer Yazılımlar

Blok model matrisini oluşturan toplam 52272 bloğun her birisi için ortalama tenör ve doluluk oranlarının girilip yoğunluk ve maliyet modelleri içinde kullanılarak her iki alternatif için net değerler yaratılması gerekmektedir. Net değerlerin elle hesaplanarak bilgisayara tek tek girilmesi aylar sürecek bir operasyondur. Bu sebeple ortalama tenörlerin ve doluluk oranlarının kolaylaştırılarak bilgisayara iki ayrı dosya olarak girilmesi için bir yazılımın ve bu bilgileri her iki alternatif için net değere dönüştürecek diğer bir yazılımın hazırlanmasına karar verilmiştir.

Ortalama tenör genelde Şekil 1'de görüldüğü üzere toplam blokların ancak %2 sinde limit tenörün üzerindedir. Doluluk oranı ise ancak blokların %3 ünde birden farklıdır. Veri girişi sadece bu bloklar için çok kısa bir zaman gerektirecektir. Bu noktalardan yararlanarak biri tenör, diğeri doluluk oranı dosyası olmak üzere iki dosya yaratacak bir yazılım gerçekleştirilmiş ve veriler bu yazılım kullanarak girilmiştir. Bu yazılım, tenör için bir üst sınır değeri verildiğinde girilen değerlerin bu değerden



ŞEKİL 1. 7. nolu kesit üzerinde her iki alternatif için bulunan optimum nihai sınır.

küçük olup olmadığını kontrol ederek hataları en aza indirmektedir. Doluluk oranıiçin bu üst değer birdir. Bu tedbirin hatalı veri girişlerini bütünüyle önleyemediği ve oldukça uzun gecikmelere yol açtığı tecrübeler ile tesbit olunmuştur. Veri giriş hatalarını elimine etmenin bir yolu dosyaların çıktılara yazdırılarak teker teker kontrolüdür ki pek de pratik bir çözüm değildir. Önerilebilecek en pratik çözüm ise verilerin ayrı iki kişi tarafından ya da aynı kişi tarafından iki kere girilerek karşılaştırılması ve tutarsızlıkların düzeltilmesidir.

Gerçekleştirilen bir diğer bilgisayar yazılımı ise blok net değer yazılımıdır. Tenör ve doluluk oranı dosyalarını okuyup net değer modelini kullanan bu yazılım bir blok net değer dosyası yaratmaktadır. Her iki alternatif için de blok net değer dosyası bu yazılım tarafından yaratılmakta ve DP algoritmasını uygulayan bilgisayar yazılımına girdi teşkil etmektedir.

Üç boyutlu Dinamik Programlama algoritmasını uygulayan bilgisayar yazılımı Fortran IV lisanında yazılmış olup, anabilgisayarda kullanılmaktaydı. Bu proje dolayısıyla kişisel bilgisayara uyarlama çabalarından, karşılaşılan güçlükler ve zaman darlığı sebebiyle vazgeçilmiştir. Verilerin kişisel bilgisayarda girilerek sınırların belirlenme işlerinin anabilgisayarda yapılması dosya transferi açısından büyük zorluklar çıkarmış ise de başarıyla tamamlanmıştır.

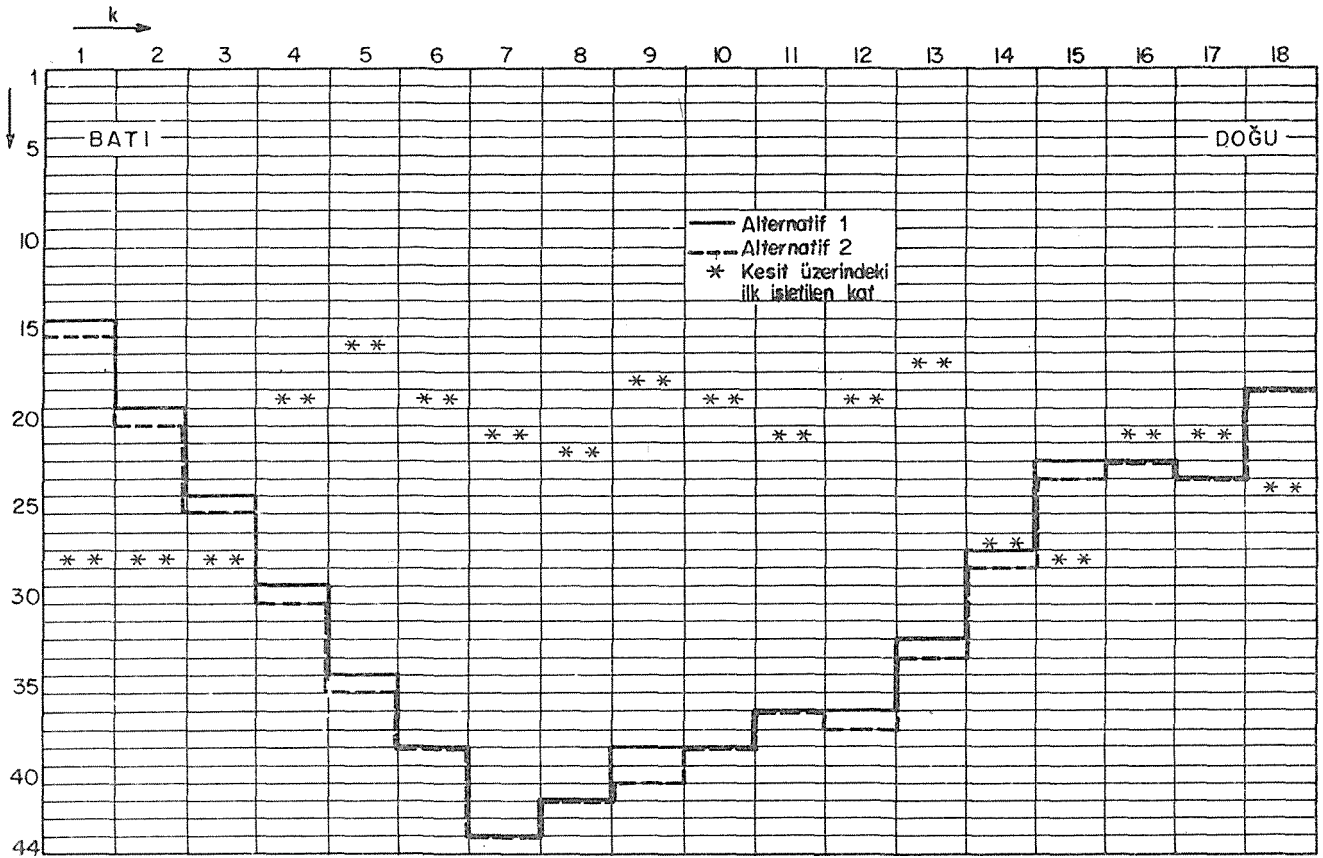
4.5. Açık Ocak Sınırlarının Tasarımı

Açık işletme sınırlarının bulunması için, 3-boyutlu dinamik

programlama tekniği için hazırlanan bilgisayar yazılımı, her iki alternatif için ayrı ayrı çalıştırılarak optimum nihai sınırlar elde edilmiştir. Her iki alternatif için elde edilen boyuna kesit üzerindeki optimum nihai sınırlar Şekil 2 de verilmiştir. Şekil 1 de verilen bir örnek enine kesitte görüldüğü gibi, sınırın 1 blok aşağıya veya yukarıya gitmesine müsaade edilirken, Şekil 2 de verilen boyuna kesitte 5 bloğa kadar aşağıya veya yukarıya gitmesine müsaade edilmiştir. Bunun sebebi kesit kalınlığının 40 m. ve basamak yüksekliğinin 10 m. oluşudur. Böylelikle oluşan açı, 51.3 dereceyi geçmemektedir.Sınır, 7. kesitte limit kota ulaşmakta, bu noktadan itibaren tekrar yükselmeye başlamakta ve 18. kesitte yüzeye ulaşmaktadır.

Boyuna kesitte her iki Alternatif için bulunan optimum sınıra bağlı olarak, enine kesitlerdeki optimum nihai sınırların başlama, en alt ve bitiş noktaları Tablo 1 de verilmiştir. Parantez içindeki birinci rakam katı, ikinci rakam ise sütunu ifade etmektedir. Ayrıca 7 no.lu kesit üzerindeki optimum nihai sınır Şekil 1 de verilmiştir.

Tablo 1 den de görüldüğü gibi,kesitlerdeki optimum nihai sınırlar birbirleriyle oldukça uyum içindedirler. Sadece başlangıç ve bitiş kesitlerinde bir miktar düzeltme yapmak gerekmektedir. Bu işlem bir önceki kesitteki taban blok sayısını arttırarak veya eksilterek yapılabilir. Burada yapılması gereken düzeltmenin sebebi, topoğrafyanın çok eğimli oluşu ve dolayısıyla cevhere ulaşıncaya kadar işletme yapılmamasının (net değer = 0) seçilmiş olmasıdır.



ŞEKİL 2. Alternatif 1 ve Alternatif 2 için boyuna kesit üzerinde bulunan optimum açık işletme sınırları.

Tablo 1- Enine Kesitlerde Optimum Nihai Sınırların Başlama ve Bitiş Noktaları

Kesit no	Alternatif 1			Alternatif 2		
	Başlama noktası	Taban noktası	Bitiş noktası	Başlama noktası	Taban noktası	Bitiş noktası
1	-	-	-	-	-	-
2	-	-	-	-	-	-
3	-	-	-	-	-	-
4	(14,32)	(29,47)	(23,53)	(14,32)	(30,48)	(24,54)
5	(9,24)	(34-49-50)	(27,57)	(8,22)	(35,49)	(27,57)
6	(7,20)	(38-51)	(30,59)	(7,20)	(38-51)	(30,59)
7	(5,13)	(43,51-52)	(31,64)	(5,13)	(43,51-52)	(31,64)
8	(9,18)	(41,50)	(29,62)	(9,18)	(41,50)	(29,62)
9	(8,19)	(38,49,50)	(28,60)	(6,15)	(40,49)	(28,60)
10	(8,18)	(38,48)	(30,56)	(8,18)	(38,48)	(30,56)
11	(10,19)	(36,45)	(28,53)	(10,19)	(36,45)	(28,53)
12	(9,17)	(36,44)	(26,54)	(8,15)	(37,44)	(27,54)
13	(7,15)	(32,40)	(24,48)	(6,13)	(33,40)	(24,49)
14	(6,16)	(27,37-38)	(22,43)	(6,15)	(28,37-38)	(22,44)
15	-	-	-	-	-	-
16	(18,39)	(22,43)	(21,44)	(18,39)	(22,43)	(21,44)
17	(15,35)	(23,43)	(20,46)	(15,35)	(23,43)	(20,46)
18	-	-		-	-	

3-boyutlu Dinamik Programlama tekniği ile her iki alternatif için bulunan optimum nihai sınırlar birbirlerine çok yakın çıkmıştır. Kullanılan bilgisayar programı, optimum nihai sınır içindeki bloklardan elde edilecek toplam net kârı da vermektedir.

5. SONUÇLAR

Klasik metodlarla bilgisayar desteksiz açık işletme nihai sınırlarının tasarımı hem öznel kararlara bağlı olması açısından hem de metodoloji açısından optimuma ulaşmayı engelleyebilir. Ayrıca, rezerv modelinin, maliyetin, veyahut satış fiyatlarının değişmesi durumunda sınırların tekrar hesaplanması çok zaman alıcıdır. Buna karşılık üç boyutlu dinamik programlama algoritmasını blok model üzerinde uygulayacak bir bilgisayar yazılımı her defasında optimum açık işletme nihai sınırını bulabilecektir.

Rezerv modelinde yapılabilecek değişiklikler ve topoğrafyadaki değişimler bilgisayar sayesinde zahmetsizce güncelleştirilebilecektir. Net değer yazılımında yapılacak birkaç ufak değişiklikle ise çeşitli cevher satış fiyatı' ve maliyet senaryolarına göre açık ocak kârı duyarlılık analizleri derhal yapılabilecektir.

Bu tebliğde, bilgisayar yardımıyla açık ocak nihai sınırı tasarımı yapabilmek üzere gerçekleştirilen bilgisayar yazılımları tanıtılmış ve Batı Kef Krom Yatağına uygulanması anlatılmıştır.

KAYNAKLAR

1. KIM, Y.C., "Ultimate Pit Limit Design Methodologies Using Computer Models-The State of the Art", Soc. of Min. Eng., October 1978, s.1454-1458.

2. KOENIGSBERG, E. "The Optimum Contours of an Open Pit Mine: An Application of Dynamic Programming", Proc. 17 th. APCOM Symp, Soc. Min. Eng., AIME, 1982, s. 274-287.

3. WRIGHT, E.A., "The use of Dynamic Programming for Open Pit Mine Design: Some practical implications",Min. Sec. and Tech. 1987, s. 97-104.

4. LERCHŞ, H ve GROSSMANN I.F., "Optimum Design of Open-Pit Mines", Can. Min. and Met. Bull., V. 58, 1965, s. 47-55.

5. SHENGGUI, Z. ve STARFIELD, A.M., "Dynamic Proframming with Colour Graphics Smoothing for Open-Pit design on a Personel Computer", Int. J. of Min. Eng., 1985, s. 27-34.

6. JOHNSON, T.B. ve SHARP, W.R." A Three Dimensional Dynamic Programming Method for Optimal Ultimate Open Pit Design", Bureau of Mines, RI, 7553, 1971.

7. TEKNOMAD A.Ş., Etibank Batı Kef Krom Ocağı Modernizasyon Projesi Ocak Edüdü Nihai Raporu , Rapor No. 88/6, Mayıs 1988, 105 s.

AÇIK İŞLETME KAMYON TAŞIMACILIĞINDA BİLGİSAYAR İLE KAPASİTE VE MALİYET HESAPLAMALARI

COMPUTER CALCULATIONS FOR TRUCK TRANSPORTATION CAPACITY AND COST IN OPEN PIT MINING

Ahmet ŞENTÜRK(*)

ÖZET

Açık işletme taşımacılığı için kamyon seçiminde kullanılmak üzere bir bilgisayar programı geliştirilmiştir. Programda, kamyonun motorgücü, kasa hacmi vb. teknik özellikleri; taşıma yapılan yolun eğimi, yuvarlanma direnci, yoldaki hız sınırlamaları gibi güzergah özellikleri; taşınacak malzemenin miktarı, yoğunluğu vb. ile çalışma süresi gibi işletme özellikleri dikkate alınarak kamyonun kapasitesi belirlenmektedir.

Maliyet hesaplamalarında ayrıca yatırım maliyeti, ekonomik kullanma ömrü, faiz oranı, işçilik ücreti, akaryakıt kullanımı gibi değerleri de dikkate alınmaktadır.

Çalışma yerinin rakımı, yıllık çalışma süresi, taşıma yapılan yolun yuvarlanma direnci ve eğimi parametrelerinin kamyon taşımacılığında kapasite ve maliyet belirlemesinde en önemli etkenler olduğu saptanmıştır.

ABSTRACT

A computer program to be used in truck selection for open pit haulage has been developped. Program incorporates some selected properties pertinent to the trucks such as engine power, haulage volume, etc; some properties pertinent to the haulope destination such as road inclination, resistance to rolling, speed limitations, etc; in addition to those which are pertinent to the material to be hauled such as the amount, the density, etc; and to the mining of the mine, such as length of the operation period, etc. In cost calculations, those factors such as the cost of investment, enterest rate, laborcost, fuel usage and the ecomomic life of trucks are also considered. It is found that the altitude of the working place, the length of working period fer year, resistance to rolling of the haulage rood and its inclination are the most important parameters determining the cost of haulage and the truct capasity to be selected for open pit laulage.

* Yrd.Doç.Dr. Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü
Beytepe - ANKARA

1. GİRİŞ

Dünya hammadde ihtiyacının giderek artması sonucu sanayi ülkelerindeki bazı yüksek tenörlü ve kolay işletilebilir maden yataklarının tükenmeye başlaması sonucu olarak daha önce ekonomik olarak değerlendirilemeyen maden yataklarının işletilmesine başlanmıştır.

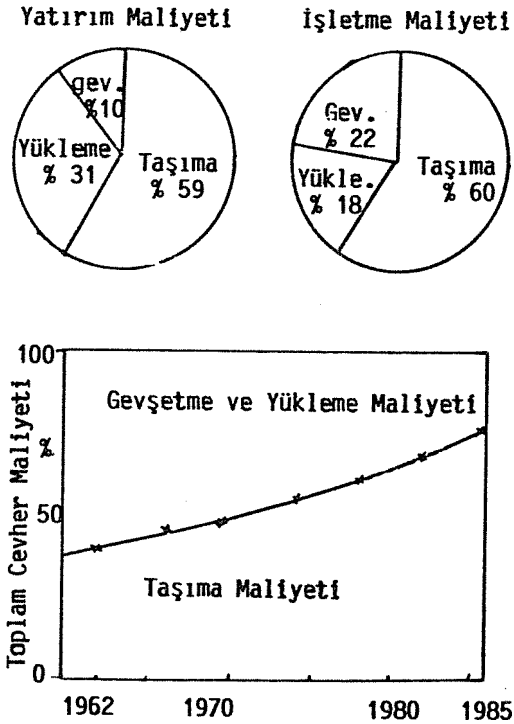
Son zamanlarda Kuzey Amerika'da % 0.7 Cu tenörlü bakır cevheri işletilmekte; Kuzey İsveç'te % 0.5 Cu tenörlü bakır yatağı açık işletme olarak projelendirilmiş bulunmaktadır (Wenzel, 1974). Linyit kömürü işletmeciliğinde ise termik santral yakma teknolojisinde yapılan gelişmeler sonucu alt ısı değeri 1000 kcal/kg değerine kadar olan linyitler değerlendirmeye başlanmıştır. Megalopoliste 4.5×10^6 t/yıl üretim kapasitesi büyüklüğünde açık işletme üretime devam etmektedir. Afşin-Elbistan linyitleri işletmesinde üretim 18×10^6 t/yıl ve dekapaj oranının 2.7/1 m^3/t değerine göre yapılacak örtü kazı miktarı 50×10^6 m^3/yıl olacaktır (Vogl, 1977; Fischer, 1976; Gold, 1972; Georgen, 1971; Georgen, 1973).

Batı Alman Rhein Braun işletmesinde 1950 yıllarında dekapaj oranı 0,75/1 m^3/t değerinde iken 1977 yılında işletmeye alınan Hambach linyit ocağında bu değer ortalama 6,82/1 m^3/t değerine ulaşmıştır. Açık ocak derinliğide son yıllara kadar Fortuna Garsdorf linyit ocağında 350 m iken Hambach ocağında 527 m olarak projelendirilmiştir (Leuschner, 1972).

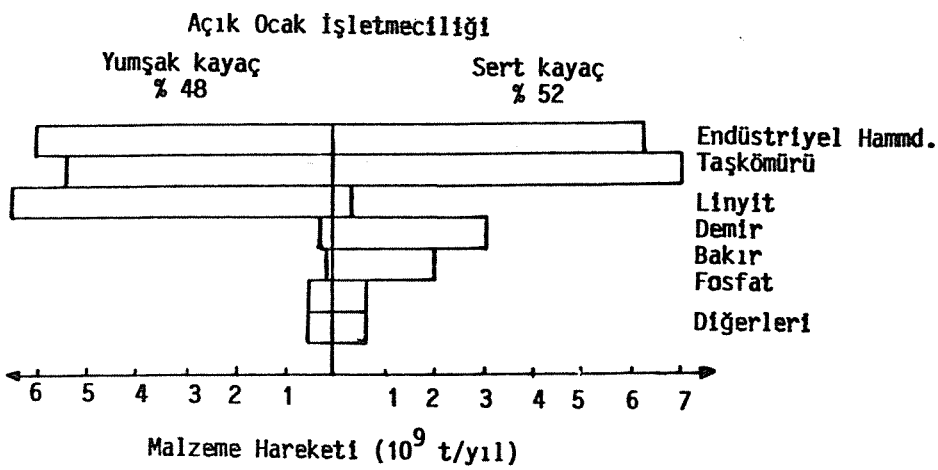
Açık işletmelerde dekapaj oranının yükselmesi sonucu kaldırılması gegereken örtü-kazı (dekapaj) miktarında artmaktadır. Taşınan malzeme miktarının artması sonucu yükselen taşıma maliyetinin toplam cevher maliyetindeki payı da giderek artmakta olduğu şekil 1'de görülmektedir. Taşıma maliyetinin, toplam cevher maliyetindeki oranının yüksek olması toplam cevher maliyetini düşürmede taşımacılığın önemini ortaya çıkarmaktadır (Şentürk, 1982).

2. MADENCİLİKTE KAMYON TAŞIMACILIĞI

Maden işletmelerinden üretilen hammaddeler ister doğrudan tüketim amacıyla, ister teknolojik işlem amacıyla olsun taşıma zorunluluğu bulunmaktadır. Taşınacak malzemenin miktarı ve özellikleri dikkate alınarak uygun



Şekil 1. Taşıma maliyetinin toplam cevher maliyetindeki payı



Şekil 2. Açık Ocakta Cevherlere Göre Taşıma Miktarının Dağılımı

taşıma sistemi seçilmektedir.

Dünya açık ocak madenciliğinde cevher-endüstriyel hammadde üretiminde malzeme hareketinin Şekil 2 de gösterildiği gibi % 48 payı yumuşak kayaç madenciliğinde % 52 payı ise sert kayaç maden işletmeciliğindedir (Korak, 1979).

Sert kayaç maden işletmeciliğinde kamyon taşımacılığı, hakim taşıma sistemi durumunda bulunmaktadır. Son yıllarda kamyon taşımacılığının yanı sıra sert kayaç maden işletmeciliğinde mobil kırıcı + band konveyör taşımacılığı giderek artan oranda uygulama alanı bulmaya çalışmaktadır.

Yumuşak kayaç Açık Ocak madenciliğinde 1955'lere kadar Orta Avrupa da demiryolu taşımacılığı hakim taşıma sistemi durumunda iken bu tarihten itibaren açık ocakların derinleşmesi sonucu band konveyör taşımacılığının ağırlık kazandığı gözlenmiştir.

Son yıllarda açık ocak madenciliğinde taşıma sistemlerinin ve kütle hareketlerinin optimizasyonu; bunun sonucu olarak taşıma maliyetinin en aza indirilmesi üzerine çalışmalar yapılmaktadır.

Sert kayaç maden işletmeciliğinde kullanılan ağır iş kamyonlarının taşıdığı yük miktarı son yıllarda 120-200 t seviyesine yükselmiştir. Hatta Terex R-33-19 protip damperli kamyonunda taşıma miktarı 350 st (318 t) değerine yükselmiştir. Son yıllarda Açık İşletmelerde 50 tondan küçük kamyonlar esas iş makinası olarak kullanılmamaktadır.

Diğer endüstri sektörlerinde olduğu gibi madencilik yatırımlarıda geleceği ilgilendirmekte; cevher maliyet artışlarını dengelemek için ileri teknolojik uygulamalara gidilmektedir. Bu uygulamalar içinde en fazla üzerinde durulan maliyetler, toplam cevher maliyeti içinde en büyük payı olan taşımacılık olmaktadır. Bu da optimum kamyon seçimi ve iyi bir organizasyon ile sağlanabilmektedir.

3. BİLGİSAYAR PROGRAMI ERDBAU

Kamyon taşımacılığında kullanılmak üzere geliştirilen Bilgisayar Programı ERDBAU ile kamyonların kapasite ve maliyetleri hesaplanmakta ve birbirleriyle karşılaştırılarak optimum seçim yapma imkanı ortaya çıkmaktadır (Şentürk, 1976).

Programda, kullanılmak üzere toplanan verileri sıhhatli ve gerçeği yakın olarak belirlenmekte ve programda değerlendirilmektedir.

Program ERDBAU'da değerlendirilmek üzere toplanan veriler programın çalışabilmesi için uygun şekilde gruplandırılmıştır:

Birinci data kartında çözümü istenen problem verilmektedir. Yıllık çalışma süresi, taşıma miktarı, araç sayısı vb. gibi. Verilen bu değerler program ERDBAU'da kullanılabilecek şekilde olmaktadır.

Programın ikinci data kartında taşıma yapılan yolun güzergahı hakkında bilgiler verilmektedir. Yolun güzergahı aynı özellikleri olan yol parçalarına bölünmektedir. Bu bölünmüş yol parçalarının her birinin uzunlukları, kot farkları, yol kaplamasının yuvarlanma dirençleri ve adheziyon katsayıları ve diğer direnç katsayıları verilmektedir. Bu data kartında ayrıca bu yol parçalarında hız sınırlamaları, kurve yarı çapları, durma-kalkma noktalarının bulunup bulunmadıkları belirtilmektedir. Ayrıca bu data kartında taşınacak malzeme ile ilgili olarak malzemenin yoğunluğu, kabarma faktörü vb. verilebilmektedir.

Taşıma araçları ile ilgili teknik özelliklerin bir kısmı üçüncü data kartında verilmektedir. Bu data kartında aracın markası, modeli, hareket elemanı (tekerlek/palet), motor gücü, dara ve yüklü ağırlıklar ile bu ağırlıkların akslardaki dağılım yüzdeleri verilmektedir. Ayrıca motorun turbo veya normal olduğunu belirtir kod ile diffrensiyal randımanı verilmektedir.

Dördüncü data kartında aracın hız-çekme kuvveti ile ilgili verileri bulunmaktadır. Araçların, hız-çekme kuvveti ile ilgili değerleri çeşitli firma katalog ve prospektüslerinde değişik şekilde verilmektedir. Bu değerler program ERDBAU'da programa uygun hale getirilerek kullanılmaktadır.

Araçların çalışma organları ile ilgili değerler beşinci data kartıyla Program ERDBAU'ya yüklenmektedir. Bu değerler arasında çalışma organının tipi, hacmi, boyutları vb. değerler bulunmaktadır.

Program ERDBAU'nun altıncı data kartına maden makinalarının maliyet hesaplamaları için gerekli olan bilgiler yüklemektedir. Maden makinalarının ve çok hızlı aşınan organlarının alış fiatları ile ekonomik kullanma zamanları, faiz yüzdeleri, tamir bakım masrafları değerleri verilmektedir.

Ayrıca aracın motorunun akaryakıt ve yağ kullanım değerleri ile akaryakıt ve yağların fiatları verilmektedir. Bu arada yine altıncı data kartında işçi ücreti ile sigorta oranlarıda verilmektedir.

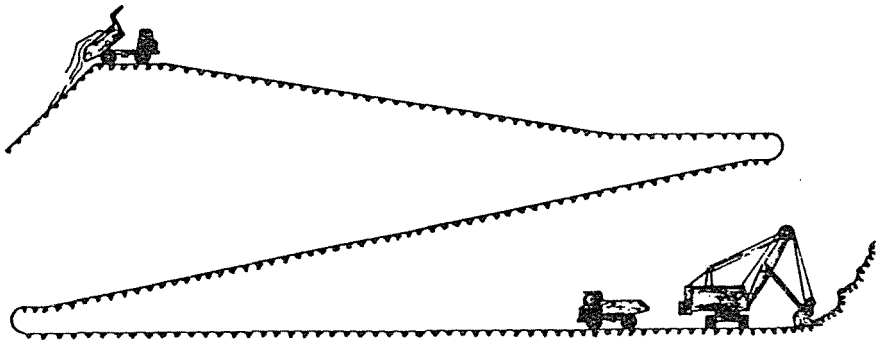
Maden makinalarının maliyet hesaplamaları isteğe bağlı olarak yapılmakta; istenirse sadece kapasite hesaplamaları yapılmaktadır.

Bu geliştirilen program ERDBAU ile kamyon hesaplamaları yanı sıra loder, dozer, scraper vb. gibi diğer iş makinalarının kapasite ve maliyet hesaplamalarıda yapılabilmektedir.

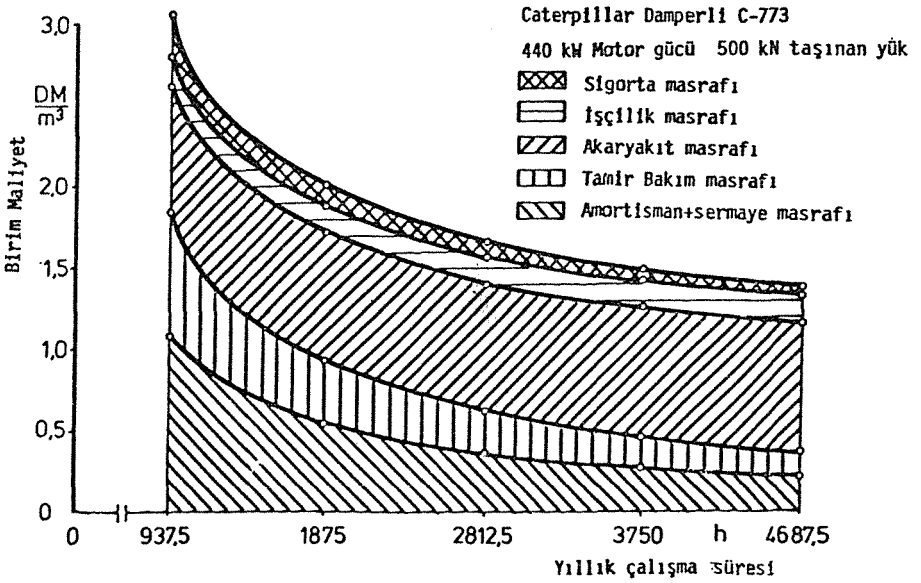
4. AĞIR İŞ KAMYONU HESAPLAMALARI

Bir açık işletmede ağır iş kamyonunun kullanma prensibi Şekil 3'de gösterilmiştir. Kamyonun yüklenmesi kepçeli ekskavatörle yapılmaktadır. Kepçeli ekskavatör yerine hidrolik ekskavatör, loder vb. kullanımı sık sık görülmektedir. Kamyonların hesaplamalarında ağırlık noktası taşıma süresinin belirlenmesini teşkil etmektedir. Program ERDBAU ile taşıma hareketinin mümkün detayları ile hesaplamaları yapılmakta ve Şekil 4'de verilen güzergah ve yol parçası üzerinde verilen kısıtlamalara hesaplama yapılmaktadır. Özellikle yol güzergahı üzerindeki aracın mümkün durma-kalkma noktaları çalışma zamanının hesaplanmasında dikkate alınmaktadır. Eğer güzergahta, programa dönüş yolu verilmemiş ise gidiş yolu, dönüş yolu olarak kabul edilerek işlem yapılmakta; aynı zamanda, güzergahta bulunan durma-kalkma noktaları da yer değiştirmektedir.

Kamyonun gidiş-dönüş sürelerinin hesaplanmasında vites değiştirmeler ile yol üzerindeki hız sınırlamaları dikkate alınmaktadır. Kamyonun motorundan sağlanabilecek hız ve çekme kuvveti yolun durumuna, aracın yüküne, çalışma şekline bağlı olmaktadır. Kamyonun yuvarlanma ve eğim dirençlerini yenmede motordan elde edilen çekme kuvveti kullanılmaktadır. Bu dirençlerin hesaplanma şekilleri Kühn 1974'de görülebilir. Yolun yuvarlanma ve eğim dirençlerinin toplamı, o andaki hızın sağladığı çekme kuvvetinden az ise araç hızlanmakta; eğer çekme kuvvetinden fazla ise araç yavaşlamaktadır.



Şekil 3. Açık İşletmede Kamyon Taşımacılığının Şematik Gösterilmesi



Şekil 5. Kamyon Taşımacılığında Yıllık Çalışma Süresinin Taşıma Maliyetine Etkisi

Şekil 4 de kamyonun dolu ve boş durumuna göre çekme kuvvetleri ile hız durumlarının aldığı değerler çizilmiştir. Kamyonun dolu olarak gidiş ve boş olarak dönüş hızlarından ortalama hız YM bulunmuştur. Buradan başka değerlerdeki hızlarla taşımanın daha iyi olup olmıyacağı ve/veya ortalama hızı yükseltmek için yeni bir güzergahın seçilmesinin gerekip gerekmediği kontrol edilebilmektedir.

Kamyonun verilen değerlere göre hesaplanan gidiş-dönüş süresi ile yükleme ve boşaltma sürelerinin toplamı kamyonun bir periyodunu vermektedir.

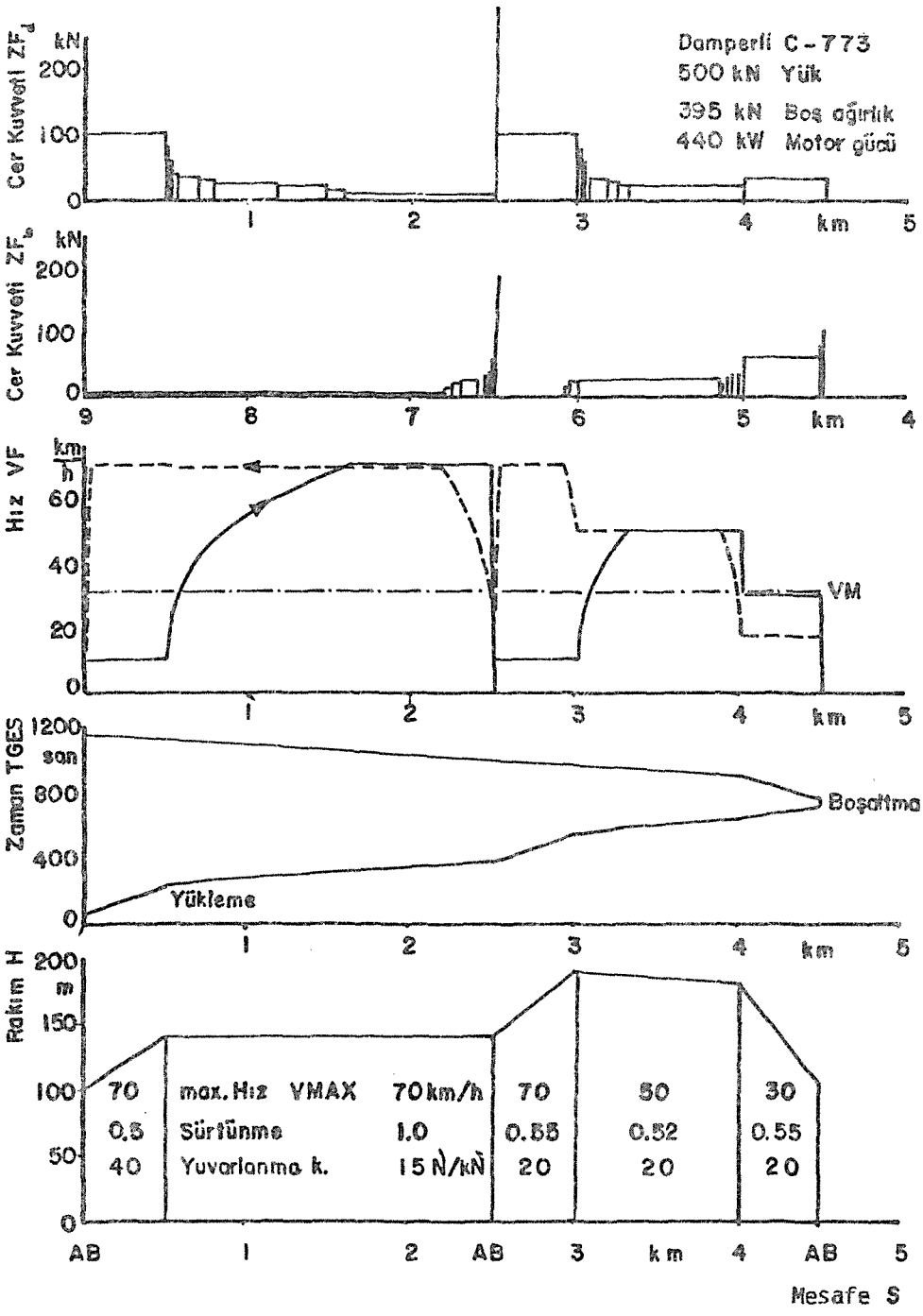
Şekil 5'de yıllık çalışma zamanının taşıma maliyeti ile ilgisi gösterilmektedir. Kamyonun yıllık çalışma zamanının artması ile taşıma maliyetinin düştüğü ve bunun sonucu iş makinalarının optimum kullanma zamanlarında çalıştırılmaları gerçeği ortaya çıkmaktadır. Taşıma maliyetinin düşmesi ile taşıma maliyeti teşkil eden amortisman-sermaye maliyeti, tamir-bakım maliyeti, ve sigorta maliyeti paylarında da düşme olmasına karşılık işçilik ve akaryakıt maliyet paylarının sabit kaldığı belirlenmektedir.

Taşıma güzergahının hem kesit değişikliği ve hem de rakım değişikliğinde taşıma maliyetinin büyük ölçüde değiştiği Şekil 6 da açık olarak görülmektedir. Burada görülen relatif yüksek taşıma maliyeti, taşınan malzeme yoğunluğunun 1.75 t/m^3 gibi yüksek olması ile Şekil 4 de verilen yol güzergahında verilen hız kısıtlamalarından olduğu sonucu tesbit edilmiştir (Şentürk, 1978).

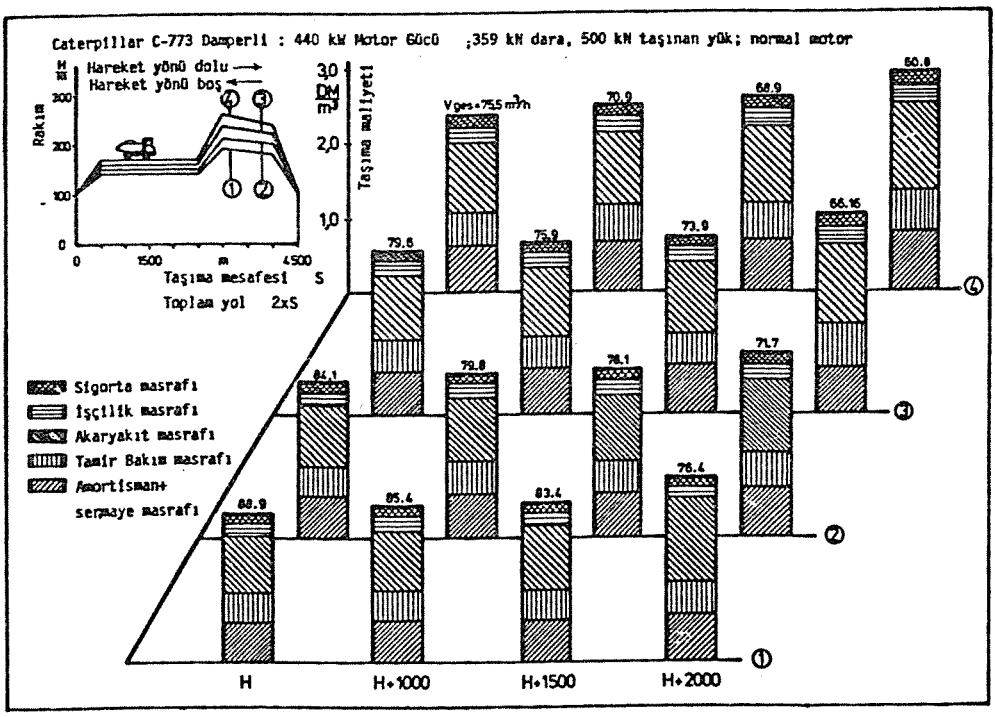
Şekil 7'de değişik tip ve büyüklükteki kamyonların değişik taşıma uzaklıkları için taşıma maliyetlerinin karşılaştırılması gösterilmiştir. Bu karşılaştırmada kamyonlar kendi teknik kapasitelerinde çalışmakta ve yıllık çalışma zamanı dikkate alınmamıştır. Bu karşılaştırmadan optimum kamyon ve kamyon kombinezosyonunun seçimi yapılabilmektedir.

5. SONUÇ

Mühendislik problemlerinin bilgisayarla çözümünde en çok FORTRAN IV dili kullanılmaktadır. Makinadan bağımsız yazılmış her türlü mühendislik problemlerini çözebilen programlar geliştirilmiş ve kullanılmaktadır.

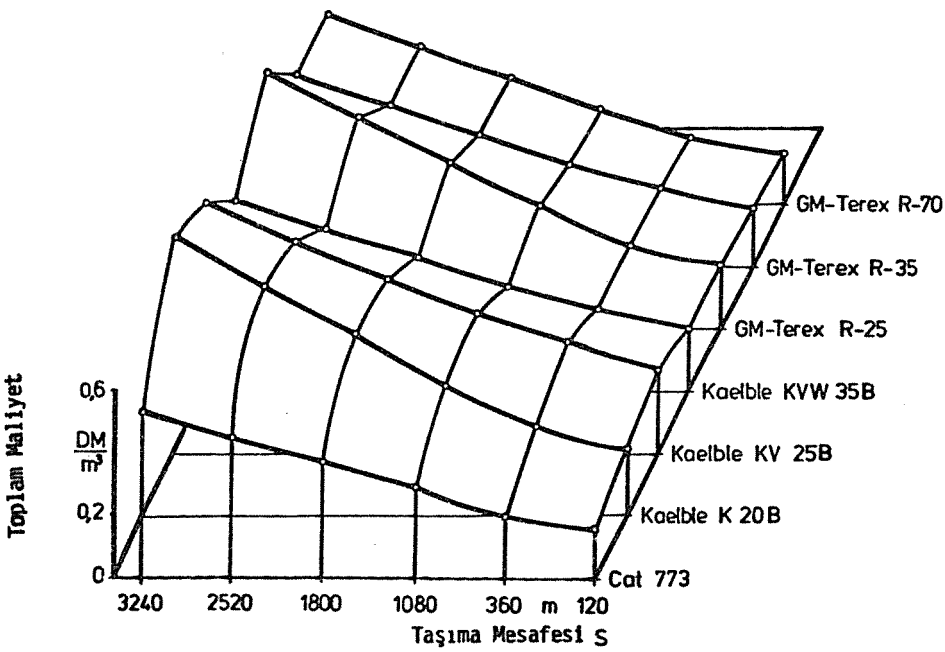


Şekil 4. Kamyon Taşımacılığında Çekme Kuvveti-Hız ve Zaman Diyagramları



Şekil 6. Taşıma Maliyetinin Değişik Güzergah ve Çeşitli Rakımlara Göre Değişmesi

Değişik Kamyonlarda Saatlik Taşıma Kapasitesi								
Araç Tipi		GM-Terex R-70	GM-Terex R-35	GM-Terex R-25	Kaelble KVW35B	Kaelble KV25B	Kaelble K 20B	Cat 773
Motor G. (kW)		480	294	220	320	235	177	440
Yük (kN)		635	317,5	227	350	270	200	500
Kasa Hacmi (m^3)		41,2	22	15	24	15	13	34,8
Mesafe (m)	120	1000 m^3/h	536 m^3/h	351 m^3/h	571 m^3/h	358 m^3/h	309 m^3/h	803 m^3/h
	360	741 m^3/h	396 m^3/h	262 m^3/h	425 m^3/h	266 m^3/h	230 m^3/h	664 m^3/h
	1080	536 m^3/h	305 m^3/h	182 m^3/h	334 m^3/h	215 m^3/h	159 m^3/h	460 m^3/h
	1800	403 m^3/h	297 m^3/h	135 m^3/h	262 m^3/h	170 m^3/h	117 m^3/h	360 m^3/h
	2520	322 m^3/h	194 m^3/h	107 m^3/h	216 m^3/h	141 m^3/h	92 m^3/h	300 m^3/h
	3240	269 m^3/h	165 m^3/h	89 m^3/h	184 m^3/h	120 m^3/h	75 m^3/h	254 m^3/h



Şekil 7. Değişik Tip ve Büyüklükteki Kamyonların Farklı Taşıma Mesafeleri için Taşıma Maliyetlerinin Karşılaştırılması

Maden işletmeciliğinde de geliştirilen ve kullanım alanları her geçen gün artmakta olan bilgisayar programlarına örnek olarak, Havalandırma Programları, Basınçlı Hava Programları, Rezerv Hesaplama Programları, Kayaç Mekaniği ve Şev duraylılığı Programları, Maliyet Prospeksiyon ve Termin Hazırlama Programları, Elektrik Şebeke Programları, Band Konveyör taşıma programları, Demir yolu taşıma Programları vebenzeri programlar sayılabilmektedir.

Madencilik kamyon taşımacılığı için Program ERBAU geliştirilmiştir. Bu bilgisayar programı, ayrıca hareket edebilen diğer iş makinalarının kapasite ve maliyet hesaplamalarında da uygulanabilmektedir. Bu iş makinalarına örnek olarak scraper, loader, dözer sayılabilir.

FORTRAN IV dilinde geliştirilen Bilgisayar Programı ERDBAU ile daha önceleri çok uzun süre alan hesaplamaların kısa zamanda ve daha detaylı olarak çözümlenmesi mümkün olmaktadır.

Bu bilgisayar programı ile verilen taşımacılık problemlerinin çözümünde değişik etkenler dikkate alınarak optimum kamyon seçimini kolaylaştırmaktadır.

Kamyon taşımacılığında, taşıma kapasitesinin hesabında en önemli etken zaman olmaktadır. Kamyonun gidiş-dönüş sürelerinin hesabında ortalama hız; dolayısı ile taşımanın yapıldığı yolun önemi açıkça ortaya çıkmaktadır; bu sebeble kamyon taşımacılığında yolun seçimine ve bakımına özen gösterilmelidir.

Taşıma maliyetinde, amortisman + sermaye masrafı, tamir + bakım masrafı, sigorta masrafı ve benzerleri masraflar, kamyonun yıllık çalışma süresinin artması ile taşıma maliyetindeki payları azaltmaktadır. Bunun sonucu olarak taşıma maliyetini düşürmek için yıllık çalışma süresini optimum seviyeye yükseltmek gerekmektedir.

Bilgisayar programında kullanılan verilerin sıhhatli ve gerçeğe yakınlığı oranında sonuçların inanırlığı artmaktadır.

Belli bir kamyonun ekonomik kullanımının seçimi yanında çeşitli kamyonların yatırım hesaplamalarının birbirleriyle karşılaştırılması da bilgisayar programıyla daha kısa sürede yapılabilmektedir.

6. KAYNAKLAR

FİSCHER- H., 1976; "Das Braunkohlenprojekt Elbistan", Braunkohle, H-4.

GEORGEN, H., 1971; "Planüberlegungen für den Abbau grossmaechtiger Torfvorkommen", Braunkohle, K-273.

GEORGEN, H., 1973; "Planische Überlegungen zu einer Heizwert_und Vorratsuerbesserung in Heizwertarmen Braunkohlen Tagebauen", Braunkohle, H-1.

GOLD, O., 1972; "Elbistan-Erfolg einer Untersuchung der Türkei auf Braunkohle", Braunkohle, Nr. 8.

KÜHN, G., 1974; "Die Mechanik des Baubetriebes, Teil 1", Bauverlag Gmbh, Wiesbaden und Berlin.

KORAK, J., 1979; "Technisch - wirtschaftlich Untersuchung der Transportbetriebsmittel", Diss. Aachen.

LEUSCHNER, H-J., 1972; "Planungskriterien für den Aufschluss des Braunkohle-Tagebaues Hamback", Braunkohle, S.273.

ŞENTÜRK, A. ve Wenzel, J-M., 1976; "EDV-Programm als Entscheidungshilfe beim Einsatz van Erdbaugeraten in Tagebaubetrieben", fördern u. heben,26.

ŞENTÜRK, A., 1978; "Einsatz der EDV zur Berechnung des Hilfsgerateeinsatzes im Tagebau", Diss. Aachen.

ŞENTÜRK, A., 1982; "Maden işletmeciliğinde band konveyörlerin kapasite ve maliyet hesaplamalarının bilgisayarlardan yararlanılması", 'yayınlanmamış).

VOLG, W., 1977; "Das Braunkohlenprojekt Elbistan", Braunkohle, H.4.

WENZEL, J-M., 1974; "Technische u. wirtschaftliche Untersuchungen zur kapasitiven Ausnutzung von Tagebau - Grossabsetzern", Diss. Aachen.

LİNYİT AÇIKOCAKLARI DEKAPAJ BİRİM MALİYET ANALİZ MODELİ

A UNIT COST ANALYSIS MODEL FOR STRIPPING OF LIGNITE OPEN PIT MINES

Neş'e ÇELEBİ(*)
Günhan PAŞAMEHMETOĞLU(*)

ÖZET

Bu bildiride, linyit açık ocakları dekapaj işlemi için uygun makine parkı seçimi ve optimum birim maliyet analizine yönelik geliştirilen model tanıtılmaktadır. Linyit açıkocaklarında yapılan çalışmalar esas alınarak deterministik olarak geliştirilen model jeoteknik, üretim ve maliyet alt modellerinden oluşmaktadır. Geliştirilen model; verilen bir iş için en düşük birim maliyeti verecek makine parkını seçtiği gibi, mevcut makine parkı için maliyetin ne olacağını da hesaplayabilmektedir. Girdilerin güncelleştirilme olanağıyla, bilgisayara aktarılan model, bilgisayar tecrübesi olmayan kişilerce de kolaylıkla kullanılabilmektedir.

ABSTRACT

In this paper, a model developed for the **stripping** equipment selection **andaunit** cost analysis for open pit lignite mines is presented. The deterministically developed model is based on the work conducted at open pit lignite mines and is composed of geotechnical, production and cost analysis submodels. The model provides the optimum equipment combination with the least unit cost for a certain job, as well as the unit cost of the same job for present equipment combination. The model can easily be updated and utilized even by no computer experienced people.

* Maden Müh. Böl., ODTÜ, Ankara.

1. GİRİŞ

Dekapaj, kazma, yükleme ve taşıma işlemlerinin kombinasyonundan oluşan bir işlem olup, genellikle kazılması gereken örtü miktarına, örtü tabakasının karakteristiklerine ve durumuna ve çalışma sahasının özelliklerine bağlı olarak bir saha için çeşitli ekipman kombinasyonlarının seçilmesi mümkündür. Dekapaj işleminin bir açık işletmede en önemli maliyet unsuru olduğu düşünüldüğünde, bu olası kombinasyonlar arasından uygun makine parkının seçimi büyük önem kazanmaktadır. En uygun makine parkının seçimi jeolojik, topografik ve işletme koşullarının yanı sıra ekonomik koşullara da bağlı olduğundan problem çok sayıda alternatif ve değişken içermektedir. Burada en önemli nokta; arazi parametreleri ile makinelerin tipi, kapasiteleri ve maliyet unsurları arasındaki etkileşimin çok iyi saptanabilmesidir.

Bu yazıda, bu problemin çözümü için TKİ linyit açık ocaklarında yapılan çalışmalar, bu çalışmalar esas alınarak geliştirilen bilgisayar modeli tanıtılmaktadır (Paşamehmetoğlu ve arkadaşları, 1988).

2. MODEL

Geliştirilen bilgisayar modeline Dekapaj ve Maliyet kelimelerinin ilk üçer harflerinden oluşan DEKMAL adı verilmiştir. Model IBM-PC/XT ve uyumlularında çalışabilecek şekilde PASCAL programlama dili kullanılarak gerçekleştirilmiştir. DEKMAL'in oluşturulmasındaki temel amaç, bir dekapaj işini zamanında ve en ucuza gerçekleştirebilecek uygun makine parkının ve birim maliyetinin belirlenmesidir. DEKMAL'in esnek yapısı sayesinde, uygun makine parkı, veri kütüklerinde mevcut tüm ekipman kombinasyonlarından yada kullanıcının belirleyeceği belli ekipman kombinasyonları arasından seçilebilmektedir. Bunun yanı sıra, veri kütüklerinden seçilen belli bir makine parkı ile belli bir dekapaj işinin maliyetinin ne olacağı da bulunabilmektedir.

Günümüzde, dekapaj işinde kullanılan ekipman kombinasyonu sayısı çok yüksek ise de bu sayı ülkemizde sınırlıdır. Bunların en yaygın olanları gözönüne alınarak DEKMAL'e dahil edilen kombinasyonlar şunlardır :

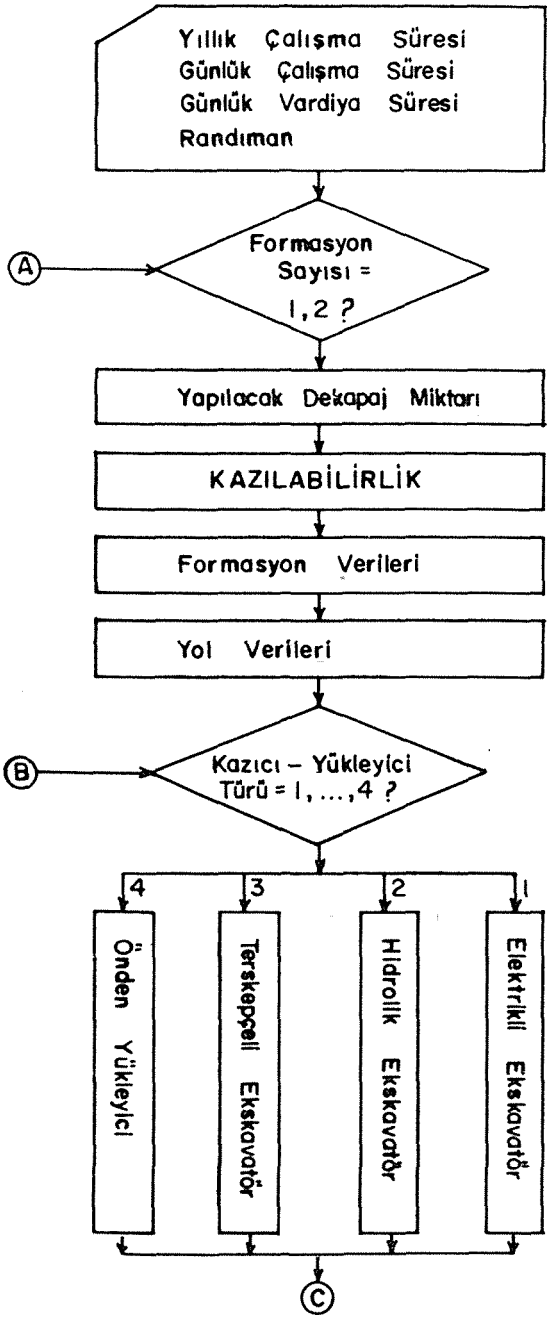
1. Elektrikli ekskavatör (electric shovel) ve kamyon
2. Hidrolik ekskavatör (hydraulic shovel) ve kamyon
3. Terskepçeli ekskavatör (backhoe) ve kamyon
4. Önden yükleyici (front-end-loader) ve kamyon

Riper-dozer yaygın olarak dozer, sıkrayper ve önden yükleyiciler ile (formasyonun kazılabilirlik özelliğine bağlı olarak) ardışık olarak kullanılan bir iş makinesi olmasına rağmen yukarıdaki listeye dahil edilmemiştir. Bunun sebebi riperlemenin delme-patlatma ile eşdeğer bir işlem olarak kabul edilmesinden kaynaklanmaktadır. Bu sebeple, delme-patlatma ve riperleme DEKMAL'in içerisine kazılabilirlik altsistemi içerisinde birbirine seçenek olarak konulmuştur

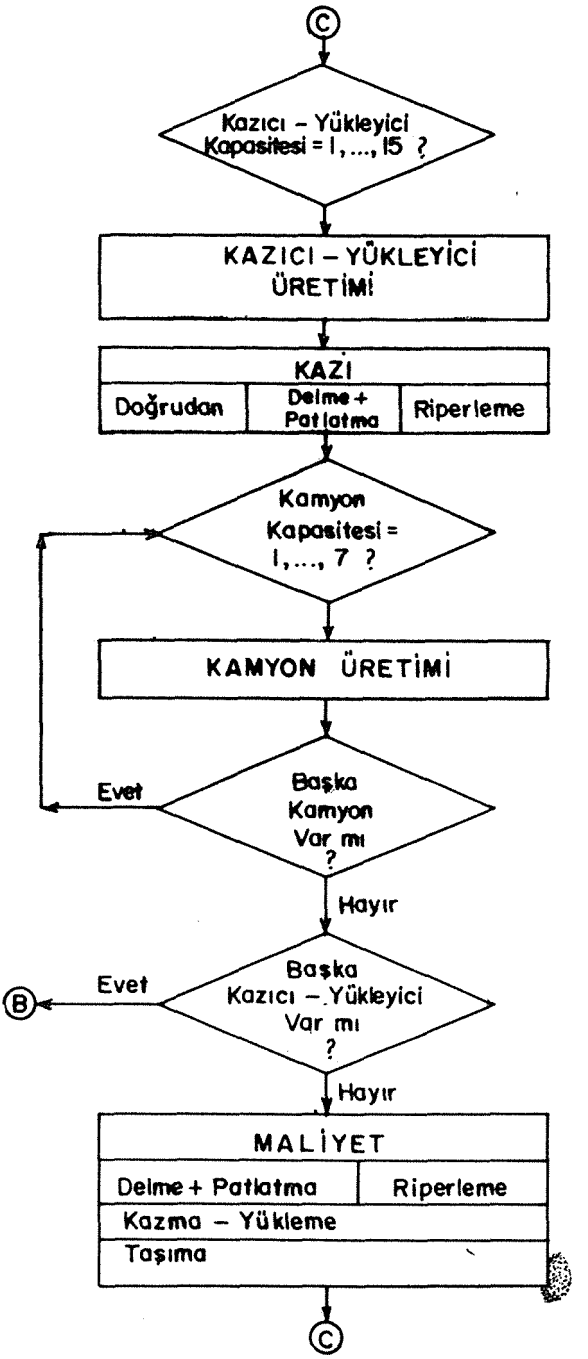
Gerek mevcut tüm kombinasyonlardan, gerekse belli bir alt gruptan uygun makine parkının seçimi ya da sadece belli bir makine parkının maliyetinin bulunmasındaki ilk adım, yeterli kapasitede ve sayıda kazıcı-yükleyicinin seçimidir. Daha sonra bu kazıcı-yükleyici ile çalışacak kamyon kapasite ve sayısının belirlenmesi gerekir Gevşetme gerekiyorsa, gevşetme türüne göre uygun delik makinesi ya da uygun riper-dozer seçimi ve diğer yardımcı ekipmanların belirlenmesinden sonra son adım, makine parkı teknik olarak uygun ise maliyet analizinin yapılması ve birim maliyetin saptanmasıdır. Bu çerçevede alt modeller deterministik olarak geliştirilen DEKMAL'in genel akım şeması Şekil 1'de gösterilmiştir.

2.1. Kazıcı-Yükleyici Üretim Alt Modelleri

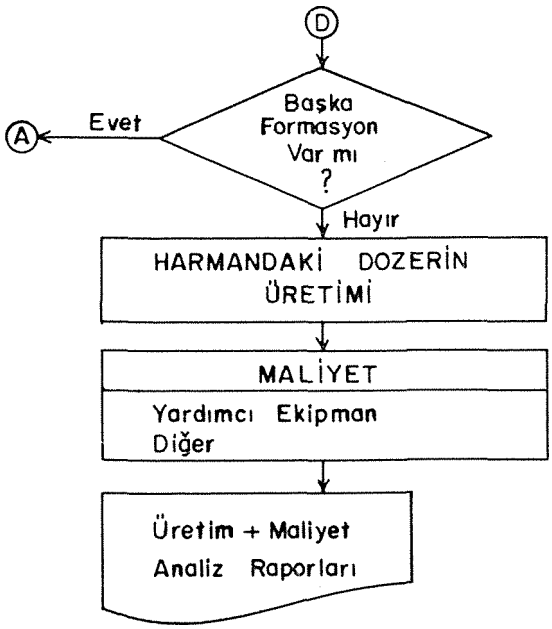
DEKMAL içindeki herbir kazıcı-yükleyici türü için ayrı modüller şeklinde oluşturulan kazıcı-yükleyici üretim alt modelleri ile o anda göz önüne alınan kazıcı-yükleyicinin



Şekil 1. Genel Akım Şeması



Şekil 1. Devam



Şekil 1. Devam

saatlik üretimi bulunmaktadır. Modellerde yıllık dekapaj miktarı, yıllık ve günlük çalışma süreleri ve sistem randımanı gibi ana girdi parametrelerinin yanı sıra toprak kabarma faktörü, kepçe dolma faktörü, kepçe periyodu gibi değişkenler de değerlendirilmekte ayrıca formasyonun kazılabilirliğinin etkileri de göz önüne alınmaktadır.

2.2. Kamyon Üretim Alt Modeli

Bu modülde kazıcı-yükleyici ile beraber çalışacağı düşünülen belli bir kapasitedeki kamyonun sistem için uygun olup olmadığı, uygun ise gerekli kamyon sayısının ne olacağı belirlenmektedir. Bu modülde kamyonun yükleyici ile olan etkileşimi göz önüne alınmakta ve üretimler bu iki sistemin bir arada çalışması sonucuna göre belirlenmektedir. Modülde kamyon için değişik taşıma yolu alternatifleri ve çok sayıda yol profili değerlendirilebilmektedir.

2.3. Gevşetme Alt Modelleri

2.3.1. Kazılabilirlik Saptanması

Kazılabilirlik saptanması, gevşetme türünü belirlemede baz teşkil etmektedir. DEKMAL'de kazılabilirliği kullanıcı doğrudan verebilmektedir. Bu çalışmanın kapsamına giren sahaların kazılabilirlikleri teker teker tesbit edildiğinden ve DEKMAL'in veritabanına yerleştirilmiş olduğundan bu sahaların biri için kazılabilirlik doğrudan veritabanından seçilebilmektedir. Diğer bir yöntem ise kazılabilirlik parametrelerinin kullanıcı tarafından verilmesidir. Bu çalışmada, kaya birimlerinin özellikleri, kazı aracının tipi ve kapasitesi ile o aracın bu tip kayadaki performans kriterini gözönüne alarak mevcut sınıflamalardan daha geliştirilmiş bir kazılabilirlik sınıflaması getirilmiştir. İncelenen jeoteknik parametreler içinde tek eksenli basınç dayanımı, sertlik, ayrışma durumu, süreksizlik aralığı ve sismik hıza dayanarak geliştirilen kazılabilirlik sınıflama sistemine

göre formasyonların kazılabilirlikleri saptanabilmektedir. Kazılabilirliğin belirlenmesi ile kazıcı-yükleyici için gevşetme gerekip gerekmediği, gerekiyorsa gevşetme türü, patlama ya da riperleme saptanmaktadır.

2.3.2. Riperleme Alt Modeli

Riperleme gerektiği takdirde bu modül sayesinde formasyon için uygun, işi yapabilecek en küçük riper-dozerden başlayarak güç ile üretim miktarı ilişkisi bulunmaktadır. Daha sonra maliyet modülünde herbir riper-dozer için birim maliyet bulunmakta, böylece de uygun riper-dozer seçimi mümkün olmaktadır.

2.3.3. Delme-Patlatma Alt Modeli

Bu modül, patlama gerekiyorsa, kazıcı-yükleyici üretim modellerinde göz önüne alınan ve verilen miktardaki dekapajı yapabilmesi teknik olarak mümkün olan kepçe alternatiflerinin herbiri için uygun delik geometrisi ve patlatma düzenini ve uygun delici çapını bulmaktadır.

2.4. Yardımcı Ekipman Seçimi Alt Modeli

Açık işletmelerde dekapaj ve üretimde yardımcı ekipman olarak ilk akla gelen buldozer, greyder, sulama tankeri,yağlama kamyonu, mazot tankeri, jeneratör ve teçhizatı ile su pompası ve teçhizatı DEKMAL'in yardımcı ekipman listesinde mevcut ekipmanlardır. Bu modülde belirli kriterler çerçevesinde yardımcı ekipman için makine parkı oluşturulmaktadır.

2.5. Maliyet Alt Modeli

Maliyet modeli, belli bir kapasitede, üretimi belli bir makine türünün maliyetini hesaplayabilmektedir. Bu modül, kazma-yükleme, taşıma, delme-patlatma, riperleme ve yardımcı ekipmanlar sistemlerinin tümü tarafından kullanılmaktadır. TL/sa olarak hesaplanan birim maliyet,

daha sonra saatlik üretim miktarı kullanılarak TL/m3 cinsinden bulunmaktadır.

3. MODELİN DEĞERLENDİRİLMESİ

DEKMAL geliştirilme amacına uygun olarak şu amaçlar için kullanılabilir :

1- Veri kütüğündeki tüm ekipman kombinasyonlarının denenerek, bir dekapaj işini en ucuza gerçekleştirebilecek uygun makine parkının ve birim maliyetinin belirlenmesi

2- Kullanıcının seçeceği belli ekipman kombinasyonlarından bir dekapaj işini en ucuza gerçekleştirebilecek kombinasyonun ve birim maliyetinin belirlenmesi

3- Kullanıcının seçeceği bir ekipman kombinasyonunun belli bir dekapaj işine uygun olup olmadığının ve uygunsa birim maliyetinin belirlenmesi.

Model, dekapaj sahasında özellikleri farklı iki formasyon varsa, herbir formasyon için uygun makine parkını ve maliyetlerini belirliyebilmekte, ayrıca herhangi bir parametredeki bir değişikliğin sonuç üzerinde etkisinin denenmesine, diğer bir deyişle duyarlılık analizlerinin yapılmasına uygun bulunmaktadır. Yine, kullanıcının o andaki ihtiyaçlarına uygun olarak üretilen raporların belirli kısımlarının kullanılması ile modelin değişik amaçlarla kullanılması da mümkündür.

Model kullanılırken, her modelde olduğu gibi bu modelin kurulması aşamasında da zorunlu olarak bazı kabuller yapıldığı ve sonuçların bu kabuller doğrultusunda geçerli olduğu unutulmamalıdır.

Bilgisayar modeli olarak DEKMAL'in yapısal özellikleri ise şöyle sıralanabilir :

- DEKMAL bilgisayar deneyimi olmayan kişilerin dahi kullanabileceği şekilde proğramlanmıştır.
- DEKMAL etkileşimli olması sayesinde kullanıcıyı

belli formatta veri hazırlama yükünden kurtarmaktadır.

- DEKMAL'in alt modeller halinde geliştirilmesi, dilendiğinde modele eklemeler yapabilme olanağını sağlamaktadır.

- DEKMAL'in güncelleştirme olanağı sayesinde veritabanının anında ya da periyodik olarak güncelleştirilmesi mümkündür.

4. SONUÇ

Yoğun bir çalışmanın sonucu olan model, herbiri başlıbaşına bir model olan altmodelleri ile Dekapaj için uygun makine parkı seçimi gibi önemli bir probleme çözüm getirmektedir. Modelleme özellikleri ve esnek ve dinamik yapısı sayesinde, DEKMAL'in amaca uygun olduğu ve çok amaçlı da kullanılabileceği ortaya çıkmaktadır.

5. TEŞEKKÜR

Bu bildiriye esas olan araştırmanın yürütülmesine destek sağlayan TKİ Kurumu yöneticileriyle, işletmelerde yardımlarını esirgemeyen tüm teknik elemanlara teşekkürü bir borç biliriz. Burada yazılanlar yazarların kendi fikirleri olup hiçbir şekilde TKİ Kurumu'nu bağlamaz.

6. KAYNAKLAR

PAŞAMEHMETOĞLU, A.G., ve arkadaşları 1988; TKİ Dekapaj İhale Panoları İçin Makine Parkı Seçimi, Maliyet Analizi ve Birim Maliyetin (TL/m3) Saptanması, Nihai Rapor, 4 Cilt, ODTÜ, ANKARA.

MADENCİLİK FAALİYETLERİNİN PLANLANMASI, ORGANİZASYONU VE DENETİMİ İÇİN BİR VERİ TABANI SİSTEMİ ANALİZİ

A DATA BASE SYSTEM ANALYSIS FOR PLANNING, ORGANIZATION AND CONTROL OF MINING ACTIVITIES

Erkin NASUF(*)

ÖZET

Özellikle günümüz rekabet şartlarında madencilik şirketlerinin akılcı bir planlama yapabilmesi ve artan talepleri zamanında karşılıyabilmeleri için maden sahalarının değerlendirilmesi ,üretim planlaması ve kontrolu ve yönetim işleri gibi faaliyetlerde bilgisayarlardan yararlanmaları gerekir.

Bu bildiride madencilik şirketleri araştırma ve geliştirme birimlerine ait bilgilerin değerlendirilmesi, maden sahalarının planlanması,üretim faaliyetlerinin kontrolu ve elde edilen ürünün pazarlanmasına yardımcı olacak şekilde gerekli kişilerin her türlü bilgi ve kayıtlara ulaşabileceği bir veri tabanı sistemi analizi yapılmıştır.

ABSTRACT

A mining company needs to use computers in the activities such as aredeposit evaluation ,production planning and control and mine management ,in order to make rational planning and to meet the increasing demands of the market ,especially in todays competetive world.

In this paper a data-base system analysis ,which may be useful for evaluating the data obtained from the resarch and development units of mining companies ,and for mine planning ,production control and marketting in such a way that people responsible can easily reach to all the data and records ,has been made .

* Doç.Dr. İ.T.Ü Maden Fakültesi,Maden Müh.Bölümü
Maden İsletme Anabilimdalı,Ayazağa,İSTANBUL

MADENCİLİK FAALİYETLERİNİN PLANLANMASI ,ORGANİZASYONU VE DENETİMİ İÇİN BİR VERİ TABANI SİSTEMİ ANALİZİ

1.GİRİŞ

Günümüzde hemen hemen tüm gelişmiş ülkelerde maden sahalarının değerlendirilmesi,madencilik faaliyetlerinin planlanması , organizasyonu ve böylece üretim planlaması gibi işlemler bilgisayar yardımı ile yapılmaktadır.

Madencilikte yapılan bilgisayar uygulamaları 1960'lı yıllarda başlamış olup donanım sistemlerindeki gelişmelere paralel olarak günümüzde de artan bir hızla devam etmektedir.1980'li yıllarda ayrıca haberleşme sistemlerindeki gelişmeler de gözönüne alınarak bilgilere nerede olursa olsun ulaşabilme prensibi ile çalışmalar devam etmiştir.Bu gelişmelerin doğal bir sonucu olarak veri tabanı sistemleri oldukça önem kazanmıştır.Bu nedenle 1980'li yıllara madencilikteki bilgisayar uygulamaları açısından veri tabanı dönemi demek yanlış olmayacaktır.

Ülkemizde madencilik konusunda yapılan bilgisayar uygulamaları ancak gelişmiş ülkelerin 1960'lı ve 1970'li yıllarda yaptığı uygulamalar seviyesindedir.Halbuki, maden sahalarının arama çalışmalarından elde edilen bulguların hızla değerlendirilip,bu sahaların işletme planlarının hazırlanması ve halen işletilmekte olan sahaların tekrar değerlendirilip gerekli hazırlık çalışmalarının tespiti ve minimum maliyet ile üretimin gerçekleştirilmesi için gerekli analizlerin hızla yapılmasının ülke ekonomisine katkısı oldukça büyük olacaktır.Ayrıca diğer ülkeler ile rekabet edebilme ve elde edilen ürünün pazarlanması ,mevcut imkanların hızla değerlendirilmesi sayesinde olacaktır.Bu nedenle ,madencilik faaliyetlerine yönelik uygulamaların otomasyonunu sağlayacak bilgilerin,gerekli kişilerce kolaylıkla ulaşılabilecek ve kullanılabilecek bir şekilde saklanması, hem madencilik şirketleri veya kurumlarının planlama ve organizasyonu için hem de ülkemiz yeraltı kaynaklarının hızla değerlendirilmesi ve bunların ilerde yapılacak arama faaliyetlerine ışık tutabilmesi için çok yararlı ve belkide gereklidir.

Bu bildiri de ülke çapındaki bilgilerin saklanabileceği bir veri tabanından ziyade, bir veya birden fazla maden ocağına sahip madencilik şirketi veya kurumunun elde mevcut maden sahalarını değerlendirip planlaması ve organizasyonu ve sonuçta üretimini planlaması için gerekli bilgileri saklayabileceği bir veri tabanı sistemi analiz edilmiştir.Bu sistemin çok genel olması ve ilerde yapılabilecek değişik uygulamalara da temel olacak bilgileri içermesi gözönünde tutulmuştur.

2.VERİ TABANI SİSTEMİNİN TANITILMASI

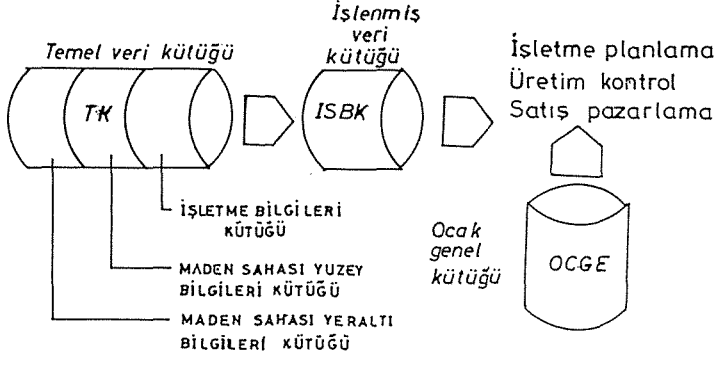
Madencilik faaliyetlerinin planlanması ve organizasyonu herşeyden önce maden sahasının tanınmasına bağlıdır.Maden sahalarından sondaj ve benzeri yolla elde edilen bilgilerin değerlendirilmesi aşamasında bilgisayarlardan yararlanabilmek için gelen bilgilerin bir bilgisayar ortamında saklanması gereklidir. Genellikle açık ve yeraltı işletme madenciliğinde kayıtları tutulan ve üzerinde çeşitli işlemler yapılan konular maden sahası yüzey ve yeraltı bilgilerinin değerlendirilmesi,üretimin planlanması ve kontroludur.

Birden fazla maden sahasına sahip madencilik şirket veya kuruluşlarında her bir ocak için bu tür bilgilerin saklanması ,ilerde yapılacak planlamalarda ve satışlarda eldeki imkanların bilinmesi,ocağın performans analizinin yapılması ve kapasite tespiti gibi konularda gerek yönetici kadroya gerekse de mühendise oldukça yardımcı olacaktır.

Düşünülen veri tabanında temel bilgilerin saklanacağı bir kütüğün (TK) bulunması öngörülmektedir.Bu kütük esas itibariyle, maden sahası yeryüzü bilgileri , maden sahası yeraltı bilgileri ve işletme bilgilerinden oluşmaktadır.

Temel veri kütüğünden yaralanarak yönetici kadroya gerekli olan bazı bilgilerin işlenip raporlar halinde sunulması için bir de işlenmiş veri kütüğü (İŞBK) oluşturulacaktır.

Bütün bu kütüklerden başka tüm ocaklar ile ilgili özet bazı bilgileri içeren Ocak genel kütüğüde (OCGE) bu sistem içinde yer almalıdır.Böylece oluşturulacak bir veri tabanında planlama,üretim kontrol ve satış pazarlama işleri için gerekli bilgiler belirli bir sistematik içinde kaydedilebilecektir.Şekil 1'de düşünülen bu veri tabanı sisteminin genel yapısı gösterilmiştir.



Şekil 1. Analiz edilen veri tabanı sisteminin genel yapısı [5]

3.TEMEL VERİ KÜTÜĞÜ

Temel veri kütüğüne gerekli olan bilgiler maden sahasında yapılan arama faaliyetleri sonucu sondaj loglarından ve labaratuar analizlerinden elde edilir.Ayrıca hava fotoğrafları ve haritalardan da yaralanılabilir.Temel veri kütüğüne bir diğer bilgi girişi işletme çalışmaya başladıktan sonra olabilir.

3.1.MADEN SAHASI YÜZEY BİLGİLERİ KÜTÜĞÜ

İşletilen,işletmeye hazırlanan ve işletilecek maden sahasının coğrafik,topoğrafik ve jeolojik bilgilerinin tamamı çabuk erişilebilen ve değerlendirilebilen bir kütükte saklanacaktır.Bu kütükte,daha ufak boyutta ve bir koordinat sistemine bağlı olarak kayıtlanabilecek bilgiler ve kütük adları şunlardır;

- Eş yükseklik(tesviye) eğrilerinin çizimini sağlayacak sayıda topoğrafik bilgiler (TOPO)
- Maden sahası ve açık işletmenin sınırlarının çizilmesini sağlıyacak bilgiler (SAIS)
- Yol,ırmak,orman,yerleşim merkezi vb gibi coğrafik elemanların harita üzerinde belirlenmesini sağlıyacak bilgiler (COGR)
- Yeryüzü jeolojisi , tektonik,kontakt sınırları ve su geliri bilgileri (JEOL)
- Değişen ocak ve pasa sahası topoğrafik bilgileri (OCAK)

Bu kütüğe mevcut haritalardan aktarılacak bilgiler Harita okuyucu (Dijitayzer) isimli elektronik aygıt ile yapılabildiği gibi diğer kaynaklardan yeni elde edilen bilgiler aynı ortama elle aktarılabilir.Bu durumda böyle bir ortamdan ;

- Çeşitli ölçekte topoğrafik haritalar
- Jeolojik haritalar
- Son duruma göre ocak imalat haritaları

hazırlanabilir.

3.2.MADEN SAHASI YERALTI BİLGİLERİ KÜTÜĞÜ

Bu kütüğe gerekli olan bilgiler ,yapılan sondajlardan ,kuyu ve yarmalardan ve işletilen ocaktan elde edilen ;jeolojik tabaka özellikleri, tektonik,hidrojeoloji(su durumu) ,cevher damarları ve özellikleri gibi bilgileri içerir.

Kütüğe bilgi girişi, yine aynı koordinat sistemini kullanarak ancak "kot" boyutu da eklenerek yapılmalıdır.Yeraltı bilgileri kütüğüne (SOND) girilen bilgiler, minimum 20 tabaka ve her tabaka için minimum 10 damar üzerinden herbiri ayrı ayrı kodlanarak kendilerine ait jeolojik özellik bilgileri ,giriş ve çıkış kotları ve diğer özellikleri ile birlikte kaydedilecek şekilde organize edilmelidir.

Böylelikle hazırlanmış bir bilgisayar ortamından uygun hazır paket programlar yardımı ile ;

- Ham bilgilerin düzenlenmiş listesi
- Her yönde jeolojik kesitler
- Cevher damarının modellenmesi
- Yeni arama ve/veya geliştirme sondaj planları yapma

hizmetleri alınacak ve bunlarla ilgili çizim ve raporlar üretilebilecektir.

3.3.İŞLETME BİLGİLERİ KÜTÜĞÜ

Maden sahalarında yapılan üretimin kontrolu günü gününe yapılacak olan "planlanan" ve "fiili" üretimin karşılaştırılması ile ve iş makinaları çalışma ve arıza raporları ile mümkün olacaktır.Bu iş için Temel veri kütüğünde ufak bir kütük halinde işletme bilgileri (CÜB) yaratılacak ve uzun süre saklanmak üzere tüm üretim bilgileri buraya kaydedilecektir.Bu kütüğe her vardiya için iş makinaları ,bantlı konveyörler,sabit makinalar(örneğin;su pompaları) gibi donanımlara ait ;

- Net iş süreleri
- İş miktarları (Örneğin;dekapaj hacmı,üretilen cevher miktarı)
- Cevherin fiziksel ve kimyasal özellikleri
- Durma süreleri
- Durma nedenleri

gibi bilgiler aktarılacaktır.Böyle oluşturulmuş bir ortamdan ise ;

- Günlük,haftalık, aylık ve yıllık üretim raporları
- İş makinaları kapasite hesapları
- İş makinaları arıza raporları

elde edilebilir.

4.İŞLENMİŞ VERİ KÜTÜĞÜ

Yukarda açıklanan temel veri kütüğünden yararlanarak tasarım mühendislerine ve yönetici kadroya gerekli olan bazı bilgilerin işlenmesi ve raporlar halinde sunulması gereklidir.

İşlenmiş veri kütüğünde (İŞBK),genellikle yine bir koordinat sistemine bağlı olarak ve yukarda sunulan maden sahası yeraltı bilgilerinden yaralanarak herbir sondaja ait ortalama kalınlık,kalite,giriş ve çıkış kotları,örtü tabakası kalınlığı gibi bilgiler yer alacaktır.

Bu kütükten yararlanarak;

- Hertürlü haritalar (Eş özellik,yapısal kontur,sondaj yerleşim v.b.)
- Rezerv hesapları (klasik yöntem ve jeoistatistik yöntem)
- Her türlü istatistik analizler ve histogramlar

gibi hizmetler alınabilir.

5.OCAK GENEL KÜTÜĞÜ

Elde mevcut ocakların gerek idari gerekse de işletme yönünden tüm bilgilerini özet halinde içeren ve veri tabanı sisteminde esas kütüklerden ayrı olarak yeralması düşünülen Ocak genel kütüğü (OCGE) aynı zamanda diğer rakip firmalara ait özet bilgileri içermesi nedeni ile pazarlama ve satışta yönetici kadroya oldukça yararlı olacaktır.Bu kütükte saklanabilecek bilgilerden bazılarını şöyle özetliyebiliriz;

- Firma adı
- Ocak adı
- İli,ilçesi, mevkii
- Maden cinsi
- Ruhsat no,cinsi ve süresi
- Rezerv miktarı
- Cevher kalitesi,ortalama kalınlığı
- Ortalama günlük üretim
- Fenni nezaretçi

Bu bilgilere ek olarak yönetici kadronun taleb edeceği diğer bilgiler de bu kütükte yer alabilir.

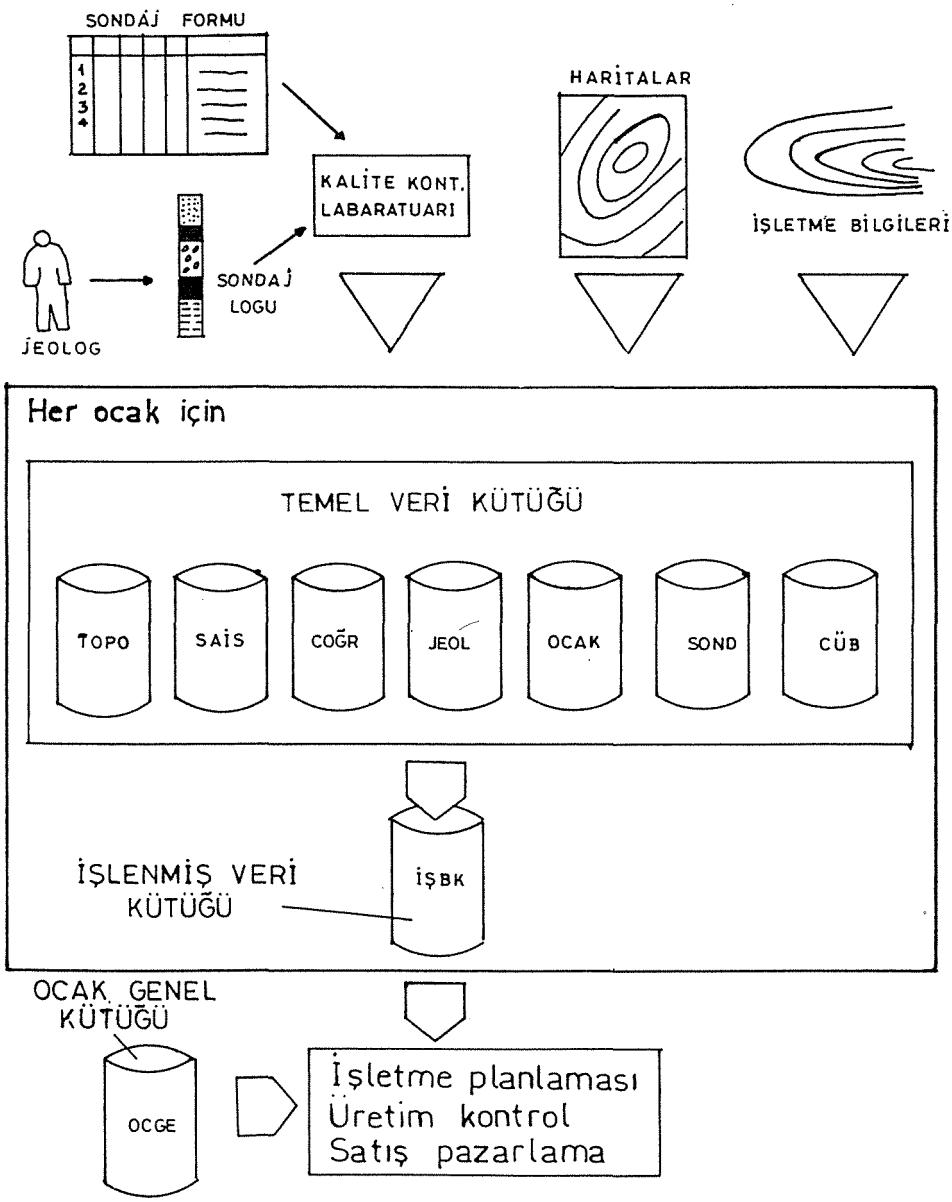
Yukarda analiz edilen veri tabanı sistemi detaylı bir şekilde Şekil 2'de şematik olarak gösterilmiştir.
Böyle bir veri tabanı aracılığı ile ;

- İşletme planlaması
- Üretim planlaması ve kontrolu
- Satış ve pazarlama

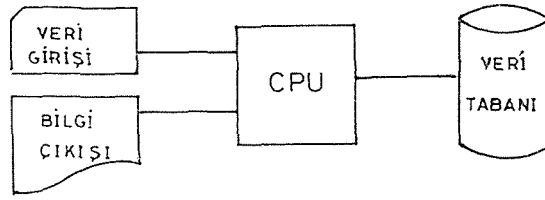
gibi hizmetler daha çabuk ve kolay bir şekilde yapılabilecektir.

6.GEREKLİ DONANIM VE YAZILIMLAR

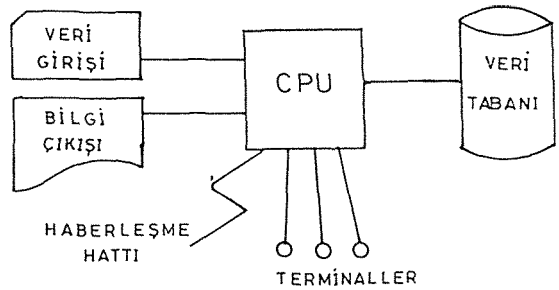
Yukarda bahsedilen sistem için gerekli donanımı tespit etmeden önce madencilik endüstrisinde kullanılan bilgisayar sistemlerinin gelişmesine bakmak gerekmektedir ,Şekil 3.
Şekilden de görüleceği gibi 1950'li ve 1960'lı yıllarda veri tabanına sadece bir üniteden bilgi girişi yapılmakta ve bir üniteden de çıkış alınmaktadır.Böyle bir sisteme çalışma esnasında müdahale etmek oldukça zordur.1960 dan sonra haberleşme sistemlerindeki gelişmelere paralel olarak sisteme ek terminaller bağlanarak merkez bir veri tabanına çok kanaldan bilgi girişi yapılmakta ve sisteme programın çalışması esnasında müdahale edilebilmektedir.1980'li yılların başlarında Dağıtılmış Bilgi İşlem Ağı (DDP-N)sistemi ortaya atılmıştır.Genel anlamda (DDP-N) denince her uygulamaya ait bilgilerin merkezdeki bilgisayar sistemine aktarılmaksızın doğdukları yerde işlenmeleri ve büyük hacımlı ham bilgiler yerine daha az hacımlı işlenmiş ve anlamlı bilgilerin gerekli yerlere aktarılması anlaşılmalıdır.Modeli ne olursa olsun (DDP-N) sistemlerindeki ana amaç,bilgisayar hizmetlerinin kullanıcıya bilgiyi ürettiği yerde sunmaktır.



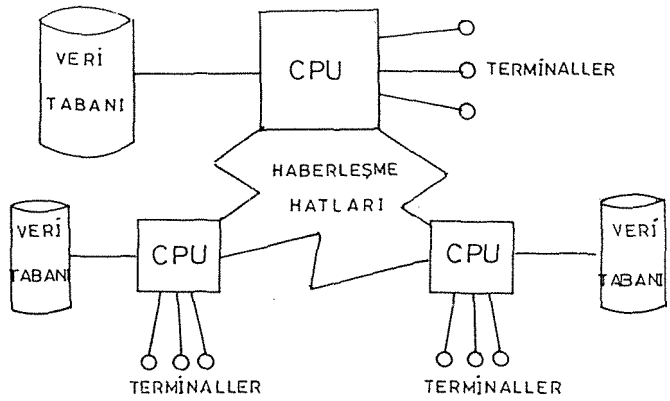
Sekil 2. Analiz edilen veri tabanı sisteminin şematik görünüşü [5]



BATCH PROCESSING (1950 - 1960)



MERKEZİ VERİ TABANI (1960-1970)



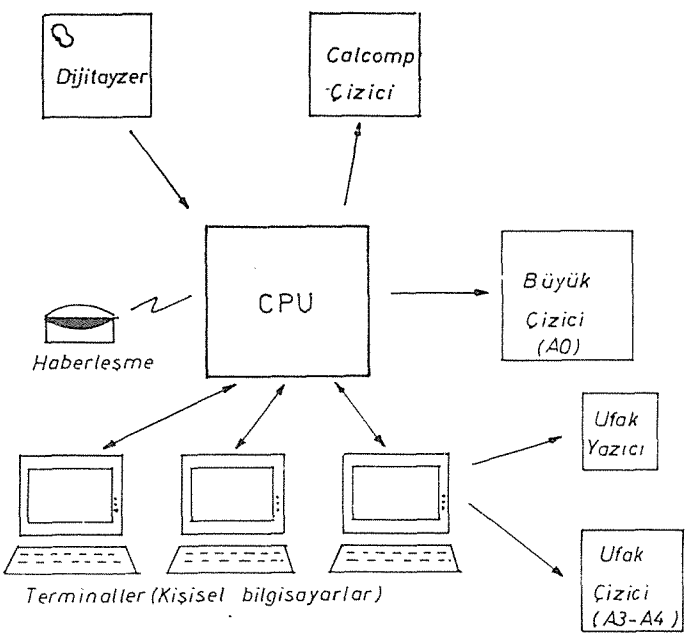
DAĞITILMIŞ BİLGİİŞLEM AĞI (DDP- N) (1970-1980)

Şekil 3. Madencilik endüstrisinde bilgisayar sistemlerinin gelişmesi [2]

Dağıtılmış bilgi işlem ağında kullanılan terminaller günümüzde çok yaygın olarak kullanılan kişisel bilgisayarlar ile yer değiştirebilir,böylece kullanıcı merkezdeki bilgilere ulaşabildiği gibi bazı özel uygulamaları için bu bilgisayarlardan yararlanabilir.Kişisel bilgisayarların maliyeti ucuz,bakımı ve kullanılması kolaydır.Bu tip bilgisayarların terminaller yerine kullanılması çok yönlü kullanımlar için en uygun çözüm olacaktır.

Ülkemizde Dağıtılmış bilgi işlem ağı şebekesi kurmak şu aşamada olanaksız gözüküyorsada,haberleşme sistemlerindeki hızlı gelişmelerin ülkemizde de görülmesi sonucunda böyle bilgi işlem ağları şebekelerinin sadece madencilikte değil diğer endüstri dallarında da kurulacağı şüphesizdir.

Bu bildiride analiz edilen veri tabanı sisteminde tutulacak kayıtlar için gerekli bellek kapasitesi yaklaşık olarak 85-100 MByte civarındadır.Aynı zamanda seçilecek bilgisayar sisteminde madencilik faaliyetlerine ait uygulamalara ek olarak ;Muhasebe,Bakım Planlaması ve Kontrolu,Stok Kontrolu gibi diğer meslek dalları ile ortak yapılan uygulamalar da yapılacaktır.Yukarda bahsedilen şartlar dahilinde bellek kapasitesi yüksek, merkezi bir bilgisayar , ve buna bağlı terminallerden(kişisel bilgisayarlar) oluşan bir sistem kullanmak belkide en doğru seçim olacaktır. Böyle bir sisteme , gerekli çizimlerin yapılabileceği ufak ve büyük boyutlu çizicilerde eklenmelidir.Böyle bir bilgisayar sistemi şematik olarak Şekil 4.te gösterilmiştir.



Şekil 4.Önerilen bilgisayar sistemi [5]

Madencilik faaliyetleri ile ilgili olarak son zamanlarda gerek büyük bilgisayarlar gerekse de kişisel bilgisayarlar için birçok yazılım geliştirilmiştir. Söz konusu veri tabanından elde edilecek verilerin değerlendirilmesi için bazı yazılımlara gerek vardır.Bu yazılımları aşağıdaki başlıklar altında özetliyebiliriz;

- Rezerv Hesaplama programları (klasik yöntemler ile)
- Jeoistatistik Rezerv hesaplama programları
- Kontur ve kesit çizdirme programları
- Simulasyon programları
- Ekonomik analiz ve değerlendirme programları
- İstatistik analiz programları
- Grafik çizdirme programları
- Delme ateşleme hesapları programları

Böylece oluşturulan bir veri tabanı sistemi ile

- Rezerv hesapları
- Jeoistatistik analizler
- Kömür veya cevher nitelik analizleri
- Sondaj verileri analizleri
- Kesit ve kontur çizimi
- Haritalama
- Sistem modelleme
- İşletme tasarım ve planlaması
- İş arıza raporlarının hazırlanması
- Maliyet analizleri

gibi hizmetler alınabilecektir.

7.SONUÇLAR

Günümüzde işletmelerin akılcı bir şekilde planlanması ve yönetilmesi için eldeki bilgilerin hızla değerlendirilmesi şarttır.Buda ancak bilgilerin herkesin kolaylıkla ulaşabileceği bir bilgisayar ortamında saklanması ile mümkün olmaktadır.Ekonominin ve elde edilen ürünün pazarlanmasının önem kazandığı günümüzde, madencilik endüstrisinde de maden sahalarından veya işletmelerden elde edilen bilgilerin hızla değerlendirilmesi hem planlama aşamasında hemde işletme aşamasında yönetici kadroya ve mühendislere oldukça yararlı olacaktır.

1980'li yılların bir veri tabanı dönemi olduğu bilinmektedir.Ülkemizde bu konuda bir ileri adım atılabilmesi amacıyla bu tebliğde analizi yapılan veri tabanı sistemi,madencilik işletmeleri veya kuruluşlarımızda kullanıldığında oldukça yararlı bir sistem olacaktır.Böyle bir sistemin kurulması ve kullanıma sunulması konusunda ülkemizin potansiyeli vardır.

Analiz edilen sisteme yeni bilgiler eklenip çıkarılabildiği gibi ilerde dağıtılmış bilgi işlem ağı şebekeleri kurulduğunda yine fonksiyonunu sürdüreceğinden uzun ömürlü ve kullanışlı olacaktır.

KAYNAKLAR

1. NASUF.S.E. ve TOPUZ.E.,1987; "Madencilik Endüstrisinde Bilgisayar uygulamalarının evrimi ve geleceği" Madencilik,TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayın Organı,Ankara,Cilt 26,Sayı 2,s37-42

2. WEISS.A.,1979 ; " Computer Methods for 80's" Book AIME yayınları ,p37-41

3. THOMAS.M.P.,1984 ; "Micro-computers :Mineral Industry's aid to financial planning and investment",E&MJ,p41-55

4. EYRE,J.M.,1983 ; "The application of computers to mine surveying planning and geology in the USA" The Mining Engineer,June

5. NASUF,E.,1985-1989 ; "Computer Techniques Used In Mining Feasibility Studies" , Basılmamış Yüksek Lisans Ders Notları

TTK KOZLU TAŞKÖMÜRÜ İŞLETME MÜESSESESİ OCAKLARINDA İKLİM ŞARTLARININ İNCELENMESİ

AN INVESTIGATION OF THE MINE CLIMATE CONDITIONS OF KOZLU COLLIERY OF TURKEY HARDCOAL ENTERPRISES

Erdil AYVAZOĞLU(*)
Murat ER(**)

ÖZET

Bu çalışmada, derin yeraltı ocaklarında dünyada son yirmi yıldır gündemde olup, ülkemizde de yakın gelecekte iş güvenliği, işçi sağlığı ve ekonomik açıdan çeşitli problemleri beraberinde getirecek olan "Ocak iklim şartları" konusunda T.T.K. Kozlu Taşkömürü İşletme Müessesesi'nde 1987 Mart ayında yapılan psikrometrik ölçümler değerlendirilmiştir. Çalışmada ele alınan Kozlu bölgesi ülkemizde derin yeraltı madenciliği konusunda örnek teşkil edecek bir işletmedir. Bölge, Türkiye'nin en derin yeraltı ocaklarına sahip olup, hazırlık çalışmaları -1000 m'ye göre yapılmaktadır.

ABSTRACT

The aim of this study is to search about mine climate conditions in Kozlu District of North-Western Coal Basin of Anatolia. For this purpose, psychrometric measurements have been examined which were made on March in 1987. Kozlu District has the deepest production areas in Turkey. A new shaft is also being sinked to -1000 meters, so that there will be more deeper production areas in coming years.

(*) Doç.Dr.Maden Yük.Müh., İ.T.Ü. Maden Fak., Maden Müh. Böl., İST.
(**) Araş.Gör.Maden Yük.Müh., İ.T.Ü. Maden Fak., Maden Müh. Böl., İST.

1. GİRİŞ

Yeraltı kaynaklarının yeraltından günışığına çıkarılması için her geçen gün biraz daha derinlere inilmektedir. Derinliğin artması, madencilik çalışmalarının giderek güçleşmesine neden olmaktadır. Ocak iklim şartları da, derinliğin artmasıyla birlikte değişim gösteren ve özellikle işçi sağlığı, iş emniyeti ve ekonomik açıdan büyük önem taşıyan niteliklere sahiptir.

2. OCAK İKLİMİ

'Ocak iklimi' teriminden anlaşılması gereken; ocak içerisinde sıcaklığı, nemi ve hızı ile çalışanlar üzerinde 'konfor' açısından olumlu veya olumsuz etkiler yapan hava koşullarıdır.

Kuşkusuz, bir yeraltı maden ocağında solunan havanın çalışanlar üzerinde sadece sıcaklığının, neminin ve hızının etkisi yoktur. Ocak havası, çalışanları etkileyen birçok başka önemli faktörleri de içermektedir. Genel olarak yeraltı ocaklarında hava şartları düzenlenirken dikkate alınan faktörler Çizelge 1'de özetlenmiştir. Çizelge 1'de yer alan başlıkların her biri için ayrı ayrı geliştirilmiş kontrol yöntemleri vardır. Ocak iklimi açısından esas olarak incelenen konu, havanın ısı ve neminin kontrolüdür. Yapılan psikometrik ölçümler bu özelliklerin saptanmasına yöneliktir. Ancak ocak iklimini sadece havanın ısısı ve nemi ile tariflemek yeterli değildir. Çalışanlar üzerinde 'konfor' açısından etki yapan bütün diğer faktörler de (gazlar, tozlar vb.) gözönünde tutulmalıdır.

2.1 Ocak İkliminin Üretim ve Emniyet Koşulları Üzerindeki Etkisi

Yüksek sıcaklık ve nem, çalışma ortamında istenmeyen etkiler meydana getirmektedir. Sıcak ve nemli bir ortamda

Çizelge 1- Yeraltı Ocaklarında Hava Şartlarının Düzeltilmesi İçin Dikkate Alınan Faktörler

I- KALİTE KONTROLÜ: Arındırma, hava içerisindeki zararlı fazlalıkların uzaklaştırılması.

a) Gaz kontrolü (gazlaşıcı ve buharlaşıcı maddeler, yantaştan ve/veya kömürden yayılma vb.),

b) Toz kontrolü (küçük zerrecikler halinde bulunan maddeler),

c) Organik maddelerin kontrolü (polenler, bakteriler).

II- HAVA MİKTARININ KONTROLÜ: Hava akış şiddetinin ve yönünün ayarlanması.

a) Havalandırma,

b) Yardımcı havalandırma.

III- ISI VE NEM KONTROLÜ:

a) Soğutma,

b) Isıtma,

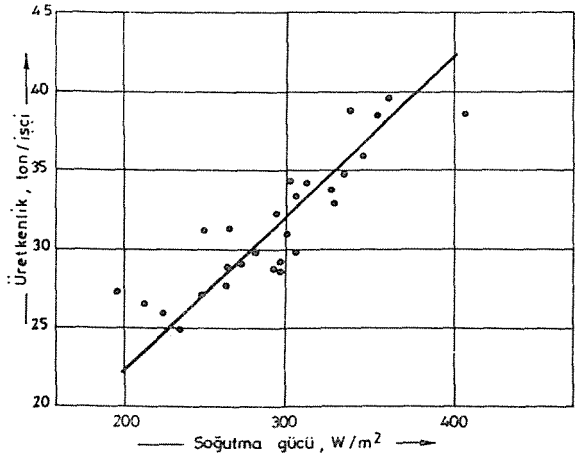
c) Nemlendirme,

d) Nemden arındırma.

çalışan kişi normal hızıyla çalışamadığı için iş verimi azalır. Aynı zamanda işçilerin canlılıklarının azalması sonucunda dikkatsiz davranışlar ve kazalarda artışlar meydana gelir. Bu etkiler bir yeraltı maden ocağında iş güvenliği, moral değerler, üretim ve maliyetler açısından olumsuz rol oynar.

Bu konuda çeşitli ülkelerde yapılmış olan araştırmalar sıcak ve nemli ortamlarda çalışmanın verimlilik ve iş emniyeti açısından olumsuz etkilerini açık bir şekilde ortaya koymaktadır.

Şekil 1'de G.Afrika altın madenlerinde 1973-75 yılları arasında yapılan bir araştırmaya dayanılarak çizilmiş bir grafik görülmektedir. Derin yeraltı ocaklarında kurulmuş olan klima tesisleri aracılığıyla meydana getirilen soğutma gücü (watt/m^2) fazlalaştıkça (işçiler açısından normal çalışma koşullarına yaklaşıldıkça) üretkenliğin arttığı görülmektedir.



Şekil 1- Soğutma gücüyle, madencilerin üretimleri arasındaki ilişki (Howes, 1978).

Benzer bir değerlendirme iş emniyeti açısından da yapılabilir. Bu konuda Hindistan'da Kolar Bölgesi'ndeki Ooregum Altın Madeni'nde yapılan bir araştırmanın sonuçları Şekil 2'de verilmiştir.

3. KOZLU'DA OCAK İKLİMİ AÇISINDAN BÖLGE ORTALAMALARININ ÜZERİNDE PSİKOMETRİK DEĞERLERİN ÖLÇÜLDÜĞÜ OCAKLAR

Kozlu Bölgesinde genel olarak ocak iklimi açısından büyük problemler bulunmamaktadır. Ancak bazı ocaklarda birtakım olumsuz koşulların biraraya gelmesiyle, bölge genelinde saptanan Psikometrik değer ortalamalarının üzerine çıkılmaktadır.

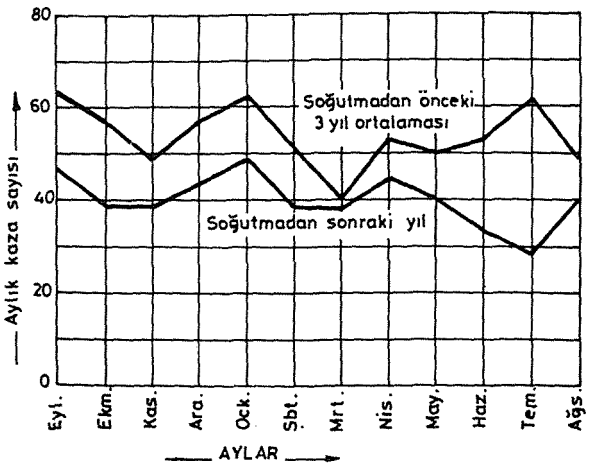
Çizelge 2- Kozlu Bölgesindeki Ocaklara ait Psikometrik Ölçüm Sonuçları

İhsaniye Bölümündeki Ocaklar.

İstasyon No	Kot	Lağım No	İstasyon Kesiti m²	Hava Hızı m/sn	Hava Mik. m³/dak.	Kuru Sıc. tk, °C	Yaş Sıc. tı, °C	Efektif Sıc. te, °C	Bağıl Nem %	Bar. Bas. mm.Hg	AÇIKLAMA	GİRİŞ	ÇIKIŞ
İHS11	-330	21920	1.5	1.43	129	24.8	24.0	19.7	94	784.8	İHS 1.Ocak giriş havası	X	
İHS12	-285	21729	1.9	1.16	133	25.5	24.5	20.8	92	788.8	İHS 1.Ocak çıkış havası		X
İHS1AB			-	1.50	-	25.6	25.0	20.7	95	788.4	İHS 1.Ocak ayak başı		
İHS1AS			-	1.83	-	25.5	25.0	21.6	96	782.4	İHS 1.Ocak ayak ortası		
İHS1AE			-	0.33	-	26.5	26.0	24.8	96	783.4	İHS 1.Ocak ayak sonu		
İHS21	-425	21948	8.5	0.38	195.5	19.0	18.6	19.5	97	806.8	İHS 2.Ocak giriş havası	X	
İHS22	-300	21756	8.8	0.66	200	23.0	22.7	19.5	97	794.8	İHS 2.Ocak çıkış havası		X
İHS2AB			0.6	5.33	192	23.0	22.7	8.0	97	794.8	İHS 2.Ocak ayak başı		
İHS2AS			-	2.53	-	18.0	17.2	6.0	93	804.0	İHS 2.Ocak ayak ortası		
İHS2AE			-	2.66	-	17.8	17.0	5.0	93	806.2	İHS 2.Ocak ayak sonu		
İHS31	-568	211127	7.5	0.30	135	20.5	19.3	17.8	90	807.0	İHS 3.Ocak giriş havası	X	
İHS32	-485	1ºİ.İh.	2.8	0.83	140	22.2	21.5	17.6	94	800.0	İHS 3.Ocak çıkış havası		X
İHS3AB			-	0.83	-	22.3	21.5	17.6	93	800.5	İHS 3.Ocak ayak başı		
İHS3AS			-	0.36	-	21.8	21.0	19.5	95	805.0	İHS 3.Ocak ayak ortası		
İHS3AE			-	0.80	-	21.9	21.5	17.6	96	806.1	İHS 3.Ocak ayak sonu		
İHS41	-485	211004	8.5	0.66	340	22.5	22.0	18.5	96	800.8	İHS 4.Ocak giriş havası	X	
İHS42	-425	21915	1.5	3.92	353	23.0	22.0	11.0	91	794.9	İHS 4.Ocak çıkış havası		X
İHS4AB			-	1.60	-	23.2	22.5	16.7	94	794.9	İHS 4.Ocak ayak başı		
İHS4AS			-	0.66	-	23.1	22.5	19.5	95	796.4	İHS 4.Ocak ayak ortası		
İHS4AE			-	1.75	-	23.0	22.4	16.8	95	799.8	İHS 4.Ocak ayak sonu		
İHS51	+200	Nefeslik	2.8	0.50	60	7.9	7.5		95	786.4	İHS 5.Ocak giriş havası	X	
İHS52	+ 95	3055	2.5	0.50	75	17.0	16.6		97	753.0	İHS 5.Ocak çıkış havası		X
İHS5AB			-		-	12.0	11.5		95	767.0	İHS 5.Ocak ayak başı		
İHS5AS			-		-	15.8	15.2		94	750.8	İHS 5.Ocak ayak ortası		
İHS5AE			-	0.33	-	18.5	17.8		94	752.9	İHS 5.Ocak ayak sonu		
İHS51	+200	Nefeslik	3.0		150	7.9	7.6				İHS 5.Ocak giriş havası		
İHS52	+ 95	3055	3.0		175	17.0	16.0				İHS 5.Ocak çıkış havası		
İHS5AB			-		-	14.0	13.2		92	747.5	İHS 5.Ocak ayak başı		
İHS5AB	(Sol)		-		-	12.6	12.0		92	748.5	İHS 5.Ocak ayak ortası		
İHS5AE			-	0.25	-	15.0	14.1		91	750.4	İHS 5.Ocak ayak sonu		
İHS51	+200	Nefeslik			150	7.9	7.6				İHS 5.Ocak giriş havası		
İHS52	+ 95	3055			175	17.0	16.0				İHS 5.Ocak çıkış havası		
İHS5AB			-		-	14.2	13.4		93	747.0	İHS 5.Ocak ayak başı		
İHS5AB	(Sol)		-		-	15.0	14.0		91	748.0	İHS 5.Ocak ayak ortası		
İHS5AE			-	0.16	-	17.1	16.6		96	750.3	İHS 5.Ocak ayak sonu		
İHS61	-400	1ºİ.İh.	1.6	3.00	288	21.3	20.3	10.0	91	789.2	İHS 6.Ocak giriş havası	X	
İHS62	-368	22761	2.8	1.25	210	24.1	23.6	19.0	96	786.3	İHS 6.Ocak çıkış havası		X
İHS6AB			-	1.16	-	23.7	23.3	18.0	96	785.5	İHS 6.Ocak ayak başı		
İHS6AS			-	1.58	-	22.8	22.0	19.2	93	786.6	İHS 6.Ocak ayak ortası		
İHS6AE			-	1.58	-	22.5	21.8	19.0	96	788.4	İHS 6.Ocak ayak sonu		
İHS81	+200	Nefeslik	1.2	1.16	84	7.9	7.8		99	748.1	İHS 8.Ocak giriş havası	X	
İHS82	+ 95	3055	2.0	0.83	100	14.6	14.1		95	752.8	İHS 8.Ocak çıkış havası		X
İHS8AB											İHS 8.Ocak ayak başı		
İHS8AS											İHS 8.Ocak ayak ortası		
İHS8AE											İHS 8.Ocak ayak sonu		

İncirharman Bölümündeki Ocaklar.

İstasyon No	Kot	Lağım No	İstasyon Kesiti m²	Hava Hızı m/sn	Hava Mik. m³/dak.	Kuru Sıc. tk, °C	Yaş Sıc. tı, °C	Efektif Sıc. te, °C	Bağıl Nem %	Bar. Bas. mm.Hg	AÇIKLAMA	GİRİŞ	ÇIKIŞ
İH11	-300	22716	7.2	0.45	194	21.5	19.5	18.0	83	786.6	İH 1.Ocak giriş havası	X	
İH12	-200	22588	4	0.83	200	24.0	23.5	20.8	96	778.8	İH 1.Ocak çıkış havası		X
İH1AB			-	1.58	-	23.8	23.2	17.9	95	782.5	İH 1.Ocak ayak başı		
İH1AS			-	0.66	-	22.4	21.8	19.0	94	783.0	İH 1.Ocak ayak ortası		
İH1AE			-	0.66	-	21.8	19.0	16.0	83	783.8	İH 1.Ocak ayak sonu		
İH21	-200	22508	6.2	0.83	310	21.8	21.4	17.1	96	775.4	İH 2.Ocak giriş havası	X	
İH22	-150	22503	6.5	0.83	325	25.4	25.0	22.1	97	774.4	İH 2.Ocak çıkış havası		X
İH2AB			-	0.66	-	25.0	24.8	22.0	97	774.6	İH 2.Ocak ayak başı		
İH2AS			-	1.50	-	22.8	22.2	17.6	97	774.9	İH 2.Ocak ayak ortası		
İH2AE			-	1.50	-	21.7	21.4	14.9	96	775.4	İH 2.Ocak ayak sonu		
İH31	-485	221003	2.5	1.66	250	19.5	19.0	11.0	95	802.8	İH 3.Ocak giriş havası	X	
İH32	-425	22964	3.6	1.16	252	20.5	20.2	14.2	99	798.9	İH 3.Ocak çıkış havası		X
İH3AB			-	1.00	-	21.0	20.7	15.0	93	799.4	İH 3.Ocak ayak başı		
İH3AS			-	0.83	-	20.5	19.6	15.0	92	801.2	İH 3.Ocak ayak ortası		
İH3AE			-	0.75	-	20.2	19.5	15.2	93	802.4	İH 3.Ocak ayak sonu		
İH41	-200	22577	5.5	0.5	165	25.0	24.8	22.8	99	773.9	İH 4.Ocak giriş havası	X	
İH42	-165	22334	6	0.5	180	27.0	26.6	25.0	98	771.8	İH 4.Ocak çıkış havası		X
İH4AB			-	0.58	-	27.4	27.2	25.3	99	772.7	İH 4.Ocak ayak başı		
İH4AS			-	0.66	-	27.2	27.0	24.8	99	773.4	İH 4.Ocak ayak ortası		
İH4AE			-	0.60	-	27.0	26.6	24.6	98	774.0	İH 4.Ocak ayak sonu		
İH51	-300	Kş.İh.	5.5	0.66	220	21.2	19.5	16.2	85	784.1	İH 5.Ocak giriş havası	X	
İH52	-200	22508	6.5	0.83	225	26.5	25.0	22.8	88	777.2	İH 5.Ocak çıkış havası		X
İH5AB			-	1.66	-	25.5	24.2	19.8	90	778.5	İH 5.Ocak ayak başı		
İH5AS			-	0.5	-	24.5	23.5	21.7	91	782.6	İH 5.Ocak ayak ortası		
İH5AE			-	1.33	-	23.8	21.5	16.7	87	783.8	İH 5.Ocak ayak sonu		
İH61	-405	221015	8	0.92	480	18.4	18.0	12.2	96	805.2	İH 6.Ocak giriş havası	X	
İH62	-425	22929	3.8	2.83	580	18.8	18.3	6.8	95	798.7	İH 6.Ocak çıkış havası		X
İH6AB			-	2.33	-	18.7	18.2	7.8	96	799.0	İH 6.Ocak ayak başı		
İH6AS			-	2.00	-	18.5	18.1	8.2	96	800.0	İH 6.Ocak ayak ortası		
İH6AE			-	1.66	-	18.4	18.1	9.3	97	802.0	İH 6.Ocak ayak sonu		
İH81	-360	22823	3.60	1.16	252	21.2	20.8	14.8	93	785.0	İH 8.Ocak giriş havası		
İH82	-271	22727	3.80	1.16	266	24.3	23.2	19.2	91	784.6	İH 8.Ocak çıkış havası	X	
İH8AB			-	1.16	-	22.8	21.5	17.0	87	785.6	İH 8.Ocak ayak başı		X
İH8AS			-	0.75	-	21.3	20.8	16.5	96	784.0	İH 8.Ocak ayak ortası		
İH8AE			-	0.58	-	21.0	20.2	16.5	93	784.7	İH 8.Ocak ayak sonu		



Şekil 2- Klima tesisleri kurulmadan önce ve kurulduktan sonra, Ooregum Altın Madeni'nde kaza sayılarının karşılaştırılması (Spalding ve Parker, 1940).

Bölge genelinde ocaklarda yapılan psikometrik ölçümler incelendiğinde İncirharman 4.Ocak (-200/-165/22577/21928/Çaydamar) ve İhsaniye 1.Ocağın (-330/-285/21928/21729/Çaydamar) kuru hazne, yaş hazne sıcaklıkları ile bağıl nem değerlerinde en yüksek rakamlara sahip oldukları görülmektedir. Çizelge 2'de Kozlu Bölgesindeki ocaklara ait psikometrik ölçüm sonuçları verilmiştir (Er, 1987).

3.1 İncirharman 4.Ocak

Bu ocak Kozlu Bölgesi genelinde, ocak iklim şartları açısından en kötü özelliklere sahiptir. Çizelge 2'de görülen 4.Ocağa ait değerler, Bölgedeki en yüksek rakamlardır. Bu durumu yaratan nedenleri şöyle sıralayabiliriz:

a) Ocağa sevkedilen 165 m^3/dak'lık hava miktarı yeterli değildir. Hava miktarının azlığı nedeniyle, hava hızı da 0,60 m/sn'lik düşük bir değere sahiptir. Böylece efektif sıcaklık değerleri de yüksektir.

b) Ocağa sevkedilen havaya, büyük dirençlere sahip alt taban yolu boyunca eski imalatlardan sıcaklık eklenmektedir.

c) Ocakla ilgili hava akış diyagramı incelendiğinde, ocağın giriş havasına, İncirharman 5.Ocağın kirli havasının karıştığı görülmektedir.

d) Ocakta toz problemi vardır. Bu nedenle, çalışılan kömür damarına tavandan su verilmektedir. Bu da ocak içerisinde nem oranının artmasına neden olmaktadır.

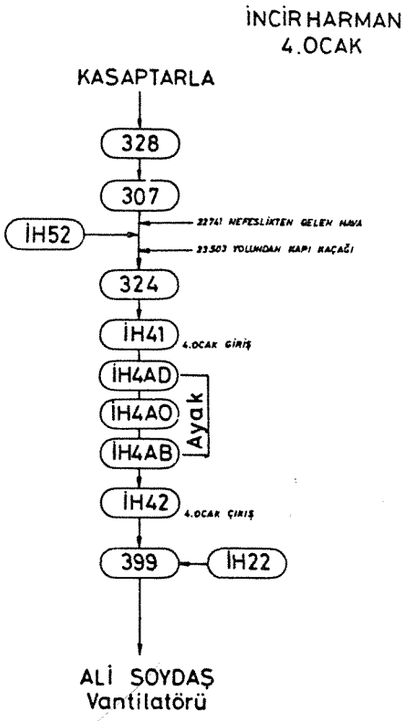
e) Ocağın çalıştığı panonun altı ve üstü daha önce 1950'li yıllarda çalışılmıştır. Bu nedenle panonun tavan ve tabanı çatlaklı bir yapıya sahiptir. Kaçak hava bu çatlaklardan eski imalatlara girmekte ve burada kazandığı ısıyı ocak içerisine taşımaktadır.

f) Ocağa sevkedilen havaya, kapı kaçağı sebebiyle kirli hava karışmaktadır. Sorumlu kişilerin dikkatsizlikleri kapıların açık kalmasına, dolayısıyla da 4.Ocağa gelen havanın kötüleşmesine neden olmaktadır.

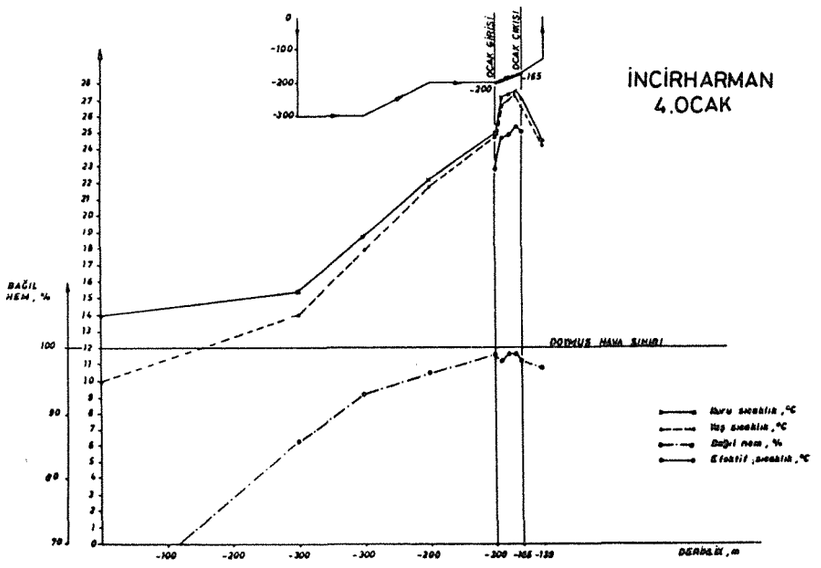
İncirharman 4.Ocağa ait hava akış diyagramı Şekil 3'te verilmiştir. Akış diyagramında görülen istasyon noktalarında yapılan psikrometrik ölçüm sonuçları da Şekil 4'te bir grafik ile gösterilmiştir.

3.2 İhsaniye 1.Ocak

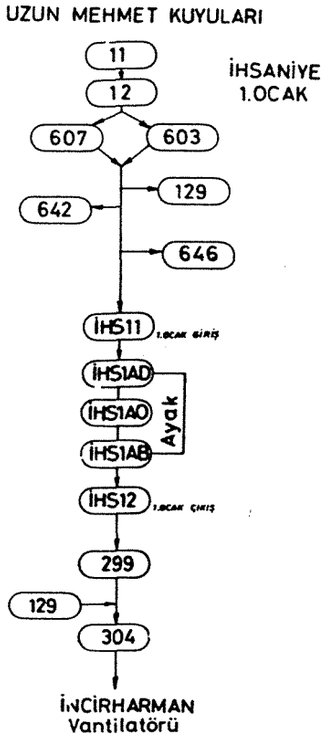
Efektif sıcaklıklar 21.0°C civarındadır. Yalnız ayak dibinde düşük hava hızı nedeniyle efektif sıcaklık 24.8°C'a ulaşmaktadır. Normal olarak ocağa sevkedilen havanın ayak dibinden ayak başına doğru sıcaklığının artması gerekirken 1.Ocak ayak dibindeki sıcaklık, ayak başından çok daha yüksek bir değerdedir. Bu, normal çalışma düzenine aykırı bir durum nedeniyle oluşmuştur. Şöyle ki, 1.Ocağın ayak dibi tavan-taban şartları açısından arızalı bir yapı göstermek-



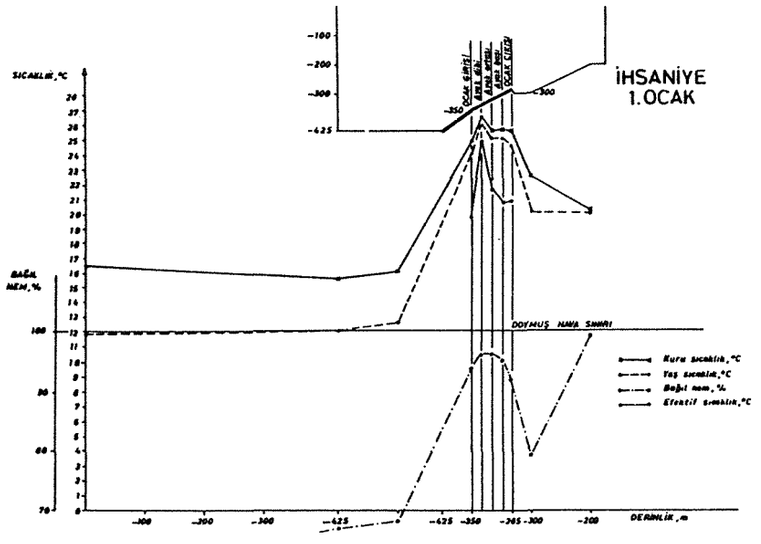
Şekil 3- İncirharman 4.Ocağa ait hava akış diyagramı.



Şekil 4- İncirharman 4.Ocağın psikrometrik özelliklerindeki değişim grafiği.



Şekil 5- İhsaniye 1.Ocağa ait hava akış diyagramı.



Şekil 6- İhsaniye 1.Ocağın psikrometrik özelliklerindeki değişim grafiği

tedir. Bu nedenle bir kaza olasılığına karşı, ayak girişinin kapanmaması için ayak dibinden 15 m kadar ileriden ayağın içine ek bir baca sürülmüştür. Böylece ocağa gelen hava iki ayrı yerden ayak içerisine girmektedir. Zaten oldukça az miktarda (129 m^3/dak) olan hava ayrıca ikiye bölünmektedir. Bu durumda ayak dibinden, diğer bacanın ayağa ulaştığı noktaya kadar olan kısımda çok düşük bir hava hızı (0.33 m/sn), çok düşük bir hava miktarı ve % 96 bağıl nem yüzdesi ile ocak iklimi açısından Kozlu Bölgesi genelinde aykırı bir durum oluşmaktadır.

İhsaniye 1.Ocağa sevkedilen hava önce Hacı Petro damarında bulunan başka bir ayaktan geçmektedir. Bu durum, Kozlu Bölgesinde sadece bu ocakta gözlenmiştir. Diğer bir deyişle, iki ayrı damarın üretime alındığı İhsaniye 1.Ocakta ayaklar birbirine çok yakındır ve aynı havayı kullanmaktadır.

Ayrıca toz problemi nedeniyle yapılan sulu mücadele yöntemleri bağıl nemin yükselmesine ve ocağın eski imalatlar içerisinde çalışması, havanın çatlak içerisinde dolaşıp kızışmış havayı ocak içerisine taşımasına neden olmaktadır.

Böylece yukarıda belirtilen bütün olumsuz koşullar biraraya gelerek, İhsaniye 1.Ocakta Bölge ortalamalarının üzerinde, ocak iklimi açısından olumsuz bir ortam oluşmaktadır. Şekil 5'te İhsaniye 1.Ocağın hava akış diyagramı, Şekil 6'da ise psikrometrik değerlerdeki değişimler bir grafik ile gösterilmiştir. Şekil 6'da dikkati çekebilecek olan ayak dibindeki yüksek sıcaklığın sebebi yukarıda açıklanmıştır.

4. KISA DÖNEMDE ALINABİLECEK ÖNLEMLER

Kısa bir dönemde ocak ortamında (yangın, su baskını vb. gibi ani gelişebilecek durumlar dışında) önemli değişikliklerin olmayacağı ve iklimi etkileyen bütün koşulların hemen

hemen aynı kalacağı görülmektedir. Çünkü, kuyulardan giren hava, ortamda önemli değişiklikler olmadığından benzer etkilerle karşılaşacaktır. Üretim yöntemlerinde, çalışan işçi sayısında, kullanılan ekipmanlarda vb. önemli bir farklılık olmayacaktır. En önemlisi yakın gelecekte bugün çalışılan kotlara yakın ya da yine aynı kotlarda çalışılacak ve ocak iklimini etkileyen en önemli faktörlerden olan kayaç ısısı yaklaşık olarak aynı kalacaktır.

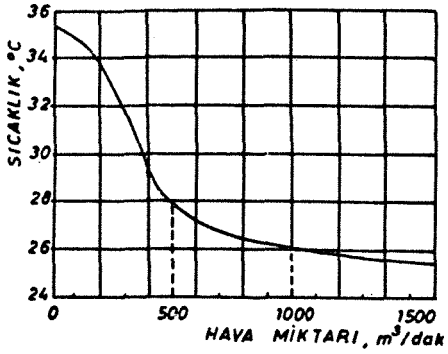
Ocak iklimi açısından, ek bir tesis kurmadan (soğutma işlevini yerine getirecek merkezi bir klima tesisi ya da portatif klimalar), sorunlu ocaklarda şartları biraz olsun düzeltmenin (planlama çalışmaları sırasında alınabilecek önlemler dışında) tek yolu, ocağa gelen hava miktarında artış sağlamaktır. Bu, havalandırma devresinde yapılacak düzenlemeler ile sağlanabilir. Ancak bu artış miktarlarının da belirli sınırları vardır ve bunların aşılmaması gerekir.

4.1 Hava Miktarı ile Ocak Havasının Sıcaklığı Arasındaki İlişki

Ocağa sevkedilen hava miktarının arttırılması ile havanın sıcaklığının düzenlenmesi konusunu Batzel 1951 yılında yaptığı doktora çalışmasında belirtmiştir. Batzel'e göre 1000 m^3/dak'lık hava miktarına kadar, geçen hava miktarında bir artış sağlanması durumunda (özellikle 500 m^3/dak'ya kadar) havanın sıcaklığında ocak ikliminin iyileştirilmesi açısından önemli düşüşler sağlamak mümkün olmaktadır. Batzel bu durumu Şekil 7'de görülen bir grafik ile ifade etmiştir.

Benzer bir sonuca analitik yoldan da ulaşmak mümkündür (Dağsöz, 1974; Aybers, 1964; Özgüç, 1987).

Ocağa sevkedilen hava miktarlarında değişiklik yaparak ocak ikliminde iyileştirmelerin yapılması yaklaşımı, iklim sınır değerlerine zorlayan İncirharman 1.Ocak ve İhsaniye 1.Ocağa uygulanmıştır. Hava miktarı ile sıcaklık arasındaki



Şekil 7- Hava miktarı ile havanın sıcaklığı arasındaki ilişki (Batzel, 1951).

ilişkiler ve hava hızının artması ile efektif sıcaklıklardaki azalmalar Şekli 8, 9, 10 ve 11'deki grafiklerle gösterilmiştir. Elde edilen sonuçlar şunlardır:

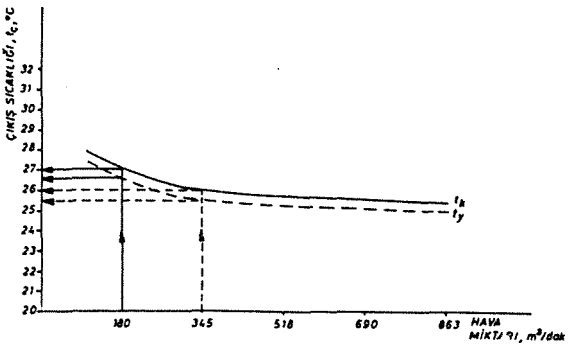
a) Her iki ocakta da sıcaklığın esas kaynağının giriş havası olduğu görülmektedir. Ayak içerisinde havanın ısınması fazla değildir.

b) Hava miktarı İncirharman 4.Ocakta 180 m^3/dak'dan 345 m^3/dak'ya çıkarıldığında kuru sıcaklıkta 1.0°C'lık bir düşme olurken, efektif sıcaklık hızın 1.0 m/sn'ye yükselmesiyle 2.7°C'lık bir azalma göstermektedir (Şekil 8 ve 9).

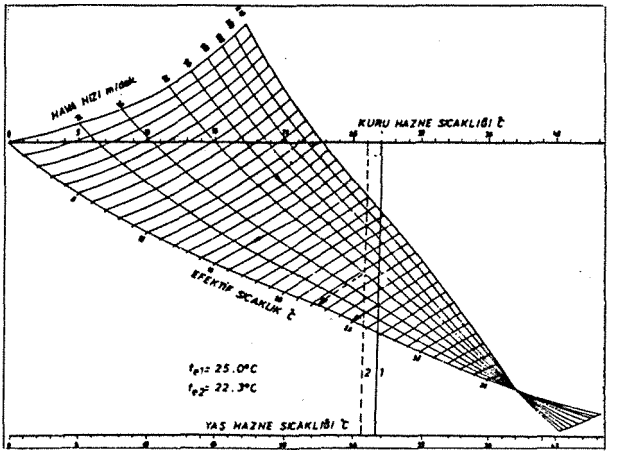
c) Aynı şekilde İhsaniye 1.Ocakta hava miktarı 133 m^3/dak'dan 240 m^3/dak'ya çıkarıldığında kuru sıcaklıkta 0.3°C'lık bir düşme görülürken, efektif sıcaklıkta hava hızı 2.0 m/sn'ye ulaştığından 1.9°C'lık bir azalma olmaktadır.

4.2 Ocak İkliminin İyileştirilmesi için Alınabilecek Önlemler

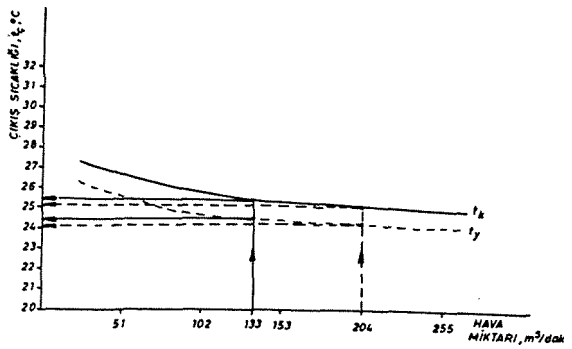
Kozlu Bölgesi yeraltı ocaklarında yapılan araştırmada, bu bölgede henüz klima tesislerine gerek olmadığı ortaya



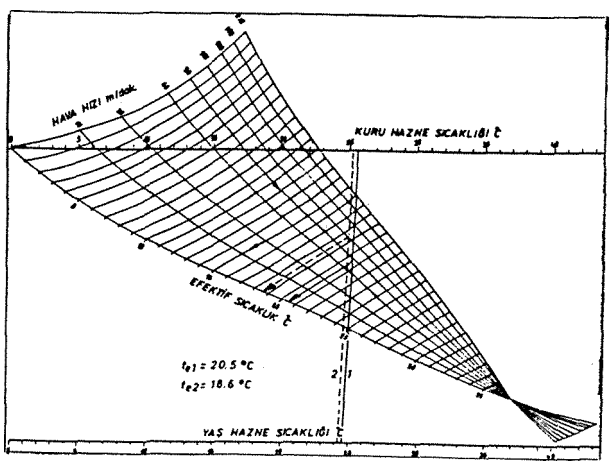
Şekil 8- İncirharman 4.Ocakta hava miktarı ile sıcaklık arasındaki ilişki.



Şekil 9- İncirharman 4.Ocakta hava hızının artması ile efektif sıcaklıktaki azalma.



Şekil 10- İhsaniye 1.Ocakta hava miktarı ile sıcaklık arasındaki ilişki.



Şekil 11- İhsaniye 1.Ocakta hava hızının artması ile efektif sıcaklıktaki azalma.

konmuştur. Ocak iklim şartları açısından sınır değerleri zorlayan bazı ocaklar vardır. Ancak bu ocaklarda psikrometrik ölçümler sonucunda saptanan yüksek değerler, havalandırma devrelerinde yapılacak uygun değişikliklerle ve daha dikkatli bir planlama ile normal seviyeye indirilebilecek niteliktedir. Kısaca, kısa dönemde alınabilecek önlemler şöyle sıralanabilir:

a) Ocaklara sevkedilen hava miktarlarının yeterli düzeye getirilmesi gerekmektedir. Bu, havalandırma devresine yapılacak uygun müdahalelerle (havalandırma kapılarının iptali ya da yenilerinin yapılması, vantilatörlerin çalışma şartlarının değiştirilmesi vb.) gerçekleştirilebilir.

b) Eski imalatlarda çalışmaktan olabildiğince kaçınılması ocak iklim şartlarının iyileştirilmesi için gereklidir. Ekonomik sebeplerle yapılan bu tür çalışmalar beraberinde birçok tehlikeyi de getirmektedir (yangın, ocak havasının ısınması vb.).

c) Ocak üretim planlamaları sırasında, sürülecek tavan-taban yollarının uygun nitelikte olmasının sağlanması gerekmektedir. İnişli çıkışlı, keskin dönüşlü tavan-taban yolları özellikle eski imalatların içerisinde ocak iklim şartlarının kötüleşmesine neden olmaktadır.

d) Bir ayakta kullanılan hava doğrudan başka bir ayağa sevkedilmemelidir. Böyle bir durumun gözlendiği İhsaniye 1.Ocak, ocak iklim şartları açısından bölgede en kötü özellikleri gösteren ocaklardan biridir.

e) Ocaklara sevkedilen hava genellikle hava kapıları ile ayarlanmıştır. Bu kapıların kapalı ya da açık kalması önemlidir. Bu konuda görevli kişilerin dikkatsizlikleri sorunlar yaratmaktadır. Havalandırma kapılarının istenilen şekilde kalması için gerekli tedbirler alınmalıdır (kapı görevlilerinin eğitilmesi, hidrolik-pnömatik kapı tertibatlarının konulması vb.).

5. SONUÇLAR

Ülkemizin en derin yeraltı ocaklarına sahip Kozlu Bölgesi ocak iklim şartları açısından bugün normal şartlar altında bulunmaktadır. Ancak özellikle eski imalatların içindeki çalışmaların çokluğu, ocakların çok geniş bir alana yayılmış olması ve metin içinde açıklanan birçok başka nedenin biraraya gelmesi sonucunda bazı ocaklarda iş güvenliği ve işçi sağlığı açısından sakıncalı sınırlara yaklaşılmaktadır. Bu durum havalandırma devrelerinde yapılacak uygun değişikliklerle kısa bir dönem için çözümlenebilir.

KAYNAKLAR

AYBERS,N., 1964; Isıtma, Havalandırma ve İklim Tesisleri, Cilt I, İ.T.Ü. Kütüphanesi, Sayı: 609, İstanbul.

BATZEL, 1951; Fritzsche,C.H., Bergbaukunde, Neunte Auflage des Heise Herbst'schen Lehrbuches, Sayfa: 583, 1957.

DAĞSÖZ,A.K., 1974; Isı Geçişi, Cilt I, Isı İletimi, İ.T.Ü. Kütüphanesi, Sayı 978, İstanbul.

ER,M., 1967; İ.T.Ü. Fen Bilimleri Enstitüsü, Yüksek Lisans Tezi, İstanbul.

HOWES, 1978; Hartman,H.L., Mine Ventilation and Air Conditioning, Sayfa: 581, New York, 1978.

ÖZGÜÇ,F., 1987; Kişisel Görüşme, İ.T.Ü. Makine Fakültesi, Isı İletimi Anabilim Dalı, İstanbul.

SPALDING ve PARKER, 1940; Hartman,H.L., Mine Ventilation and Air Conditioning, Sayfa: 582, New York, 1978.

ÜLKEMİZ KALIN KÖMÜR DAMARLARININ KAZANILMASINDA YAYGIN OLARAK UYGULANAN ARKADAN GÖÇERTMELİ UZUNAYAK, EKONOMİK BİR ÜRETİM YÖNTEMİ MİDİR?

IS LONGWALL MINING WITH BLOCK CAVING COMMONLY USED FOR EXTRACTION OF THICK COAL SEAMS OF OUR COUNTRY AN ECONOMICAL METHOD?

Halil KÖSE(*)
Selim ŞENKAL(**)
Abdullah AKÖZEL(**)

ÖZET

Ülkemiz kalın kömür damarların kazanılmasında arkadan göçertmeli uzun ayak yaygın olarak uygulanmaktadır. G.L.İ. Tunçbilek bölgesinde aynı yöntemin uygulandığı bir panoda daha önce yapılan araştırmada, pano kömürünün % 24.3 kadarının göçükte kaldığı ve kömüre % 26.4 oranında tavan taşı karıştığı saptanmıştır (Şenkal, 1988). Üretime hazır duruma getirilmiş bir panodaki kömürün dörtte birini yeraltında bırakmanın ulusal ekonomimiz açısından ne derece sakıncalı olduğunu belirtmeğe gerek yoktur.

Maden işletme ekonomisi açısından da bir değerlendirme yapmak amacı ile arkadan göçertmeli uzun ayak ve dilimli uzun ayak üretim yöntemleri Tunçbilek bölgesinin aynı kömür damarında seçilen başka bir pano üzerinde karşılaştırılmış ve dilimli uzun ayak üretim yönteminin daha ekonomik olduğu saptanmıştır.

ABSTRACT

Longwall mining with block caving is commonly used for the production of thick coal seams in our country. In a previous investigation carried out by G.L.I. at Tunçbilek mine site the same method was applied. 24.3 % of panel coal was left in goaf area and 26.4 % of coal dilution by the hangingwall stone had been determined.

It is very obvious that leaving one fourth of the coal underground in a panel which was ready for production, is a great loss from the point of national economy. Therefore, in this study a comparison between longwall mining with block caving and logwall mining with simultaneous slicing methode was made in the same panel chosen from the same coal seam in Tunçbilek area. It was determined that the second method was more advantageous from an economical point of view.

(*) Doç.Dr.Maden Y.Müh.,D.E.Ü. Müh.-Mim. Fak. Maden Müh.Böl., İZMİR
(**) Maden Y Müh., G.L.İ. Tunçbilek Bölgesi, KÜTAHYA

1. GİRİŞ

Ülkemiz yeraltı linyit kömürlerinin yaklaşık yarısı kalın kömür damarlarından üretilmektedir. Bu damarların kazanılmasında ise genellikle, arkadan göçertmeli uzun ayak üretim yöntemi uygulanmaktadır. G.L.İ. Tunçbilek Bölgesinde bu yöntemin uygulandığı bir panoda yapılan araştırmada, pano kömürünün % 24.3 ü kadarının göçükte kaldığı (üretim kaybı) ve kömüre % 26.4 oranında tavan taşı karıştığı (seyreldiği) saptanmıştır (Şenkal, 1988).

Yerüstü ve yeraltı tesisleri kurulmuş ve tüm hazırlıkları tamamlanmış olan bir kömür işletmesinde, üretime hazır duruma getirilen pano kömürünün % 25 kadarını yeraltında bırakmanın ulusal ekonomimiz (makro ekonomi) açısından ne derece sakıncalı olduğunu belirtmeye gerek yoktur. Maden işletme ekonomisi (mikro ekonomi) açısından da bir değerlendirme yapabilmek amacı ile arkadan göçertmeli uzun ayak ve dilimli uzun ayak üretim yöntemleri Tunçbilek bölgesinin aynı kömür damarında seçilen başka bir pano üzerinde karşılaştırılmış ve sonuçları bu bildiri çerçevesinde irdelenmiştir.

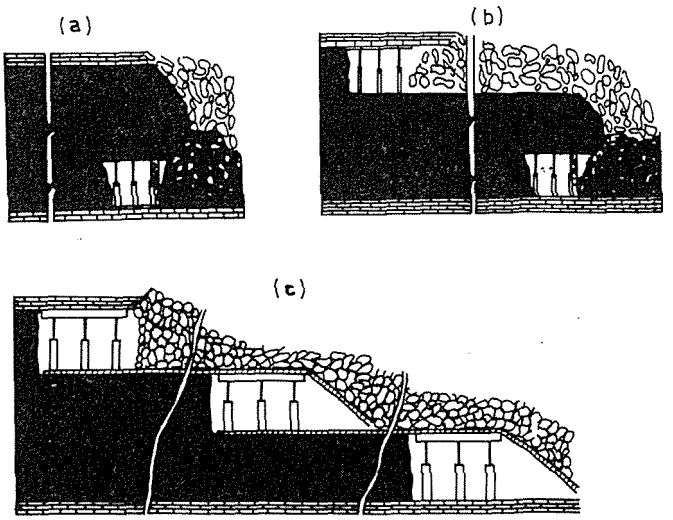
2. KALIN KÖMÜR DAMARLARININ UZUN AYAK ÜRETİM YÖNTEMİ İLE KAZANILMASI

Kalın kömür damarı denilince, genel olarak tek bir ayak dilimi ile kazanılamayan kalınlıktaki kömür damarları akla gelmektedir. Tam mekanize yöntemlerde 5 m kalınlığa kadar olan damarlar bir seferde kazanılabilmekle beraber, geleneksel teknolojinin uygulandığı uzun ayaklarda, en ekonomik damar kalınlığı (kazı yüksekliği) 2-2.5 m civarındadır (Doktan, 1987).

Kalın kömür damarları uzun ayak üretim yöntemi yardımı ile aşağıda sıralanan üç ayrı alternatif halinde kazanılabilirler.

- Arkadan göçertmeli uzun ayak (taban ayak) üretim yöntemi
- Tavan ayak ve arkadan göçertmeli uzun ayak (tavan-taban ayak) üretim yöntemi
- Dilimler halinde uygulanan uzun ayak üretim yöntemi

Arkadan göçertmeli uzun ayakta, kömür damarının tabanındaki 2-2.5 m kalınlığındaki bölümü uzun ayak üretim yöntemi yardımı ile kazanılırken tavanda kalan kömür uzun ayağın arkasından göçertilerek üretilmektedir (Şekil 1 a).



Şekil 1. Kalın kömür damarlarının kazanılmasında uygulanan yöntemler

Tavan ayak ve arkadan göçertmeli uzun ayak (tavan-taban ayak) uygulamasında ise, kömür damarının tavanında ve tabanındaki 2-2.5 m lik bölümleri uzun ayak üretim yöntemi yardımı ile arada kalan kömür ise taban da sürülen uzun ayağın arkasından göçertilerek kazanılır (Şekil 1 b).

Dilimler halinde uygulanan uzun ayak yönteminde ise kömür damarı ya tavan ve taban taşına paralel yada yatay dilimlere (2-3 m kalınlığında) ayrılarak kazanılır (Şekil 1 c).

Hacim darlığı nedeni ile burada anılan yöntemlerin uygulama esaslarına girilmeyecektir. Bu konuda detaylı bilgi edinmek isteyenler ekte verilen kaynaklardan yararlanabilirler (Doktan, 1987; Köse, 1988; Saltoğlu, 1979).

Bu araştırmaya konu olan pano, Tunçbilek Bölgesinde yer aldığı ve damar kalınlığı 7 m civarında olduğu için, ekonomik değerlendirmeye,

arkadan göçertmeli uzun ayak yöntemi ile dilimler halinde uygulanan uzun ayak yöntemin tabi tutulması yeterli görülmüştür.

3. ARAŞTIRMA YAPILAN PANONUN ÖZELLİKLERİ

Araştırma yapılan pano G.L.İ. Tunçbilek Bölgesi İdame Ocak 51-B No.lu panodur (Şekil 2). Pano genişliği 100 m, pano uzunluğu ise 400 m dir. Damar eğimi $0\text{-}8^{0}$ arasında değişmekle beraber, hesaplamalarda damar eğimi dikkate alınmamıştır. Panoda yer alan sondajların stampları incelenmiş ve ortalama damar kalınlığının 7 m olduğu belirlenmiştir. Damar stampı Şekil 3 de görülmektedir.

3.1. Pano Rezervinin Hesaplanması

Panonun yerinde rezervi: Pano uzunluğu x Pano genişliği x Damar kalınlığı x Ortalama yoğunluk

$400\ m \times 100\ m \times 7\ m \times 1.5\ t/m^3 =$

420 000 ton

Üretilebilir rezerv: Yerinde rezerv-bırakılacak topuğun rezervi (20 m genişliğinde ve 100 m uzunluğunda bir emniyet topuğu bırakılacaktır)

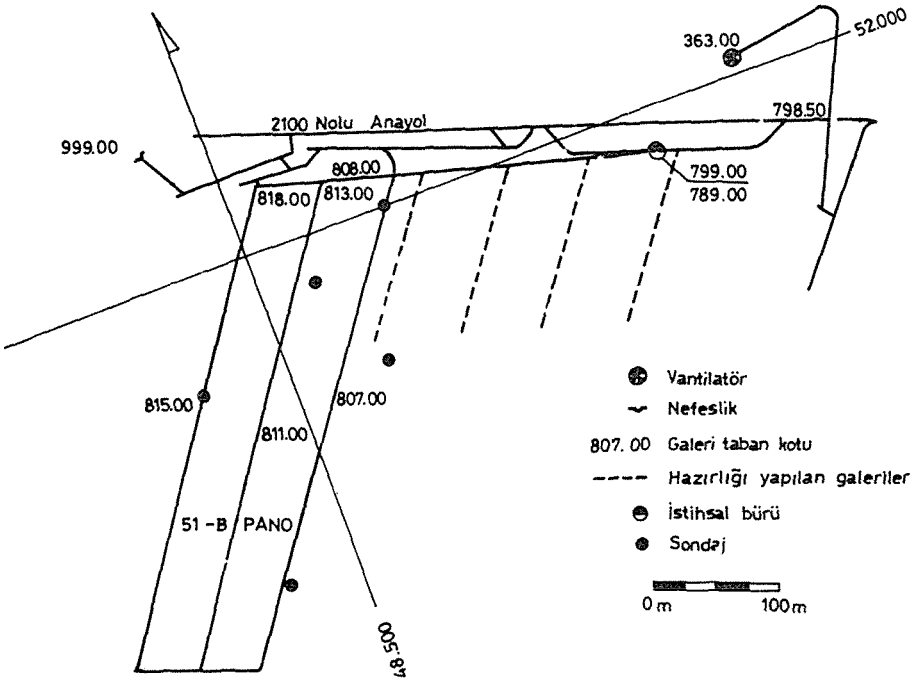
$420\ 000\ t - (20\ m \times 100\ m \times 7\ m \times 1.5\ t/m^3) =$

$420\ 000\ t - 21\ 000\ t = 399\ 000$ ton

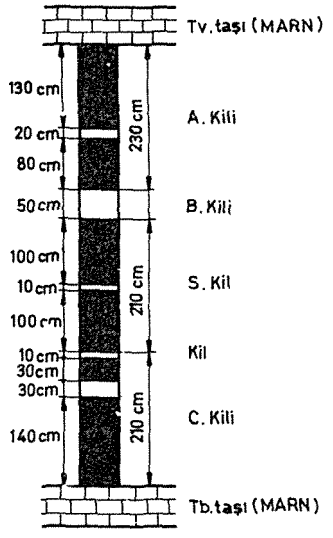
3.1.1. Arkadan Göçertmeli Uzun Ayak (Taban Ayak) Üretim Yöntemi Uygulanması Halinde Yapılacak Üretim Miktarının Hesaplanması

7 m kalınlığındaki bir kömür damarının arkadan göçertmeli uzun ayak yöntemi yardımı ile kazanılması halinde kömürün % 24.3 ürün göçükte kaybolduğu, buna karşılık tüvenan kömüre % 26.4 oranında tavan taşı karıştığı Tunçbilek Bölgesinde aynı damarın başka bir panosunda yapılan araştırmadan saptanmıştır (Şenkal, 1988).

Üretilebilir rezerv	: 399 000 ton
Hazırlık galerileri açılırken kazanılacak kömür	: 17 700 ton
Üretime hazır rezerv	: 381 300 ton



Şekil 2. Arkadan göçertmeli uzunayak üretim yöntemine göre pano hazırlığı



Şekil 3. Panonun genelleştirilmiş damar stampı

Üretilecek kömür miktarı : Üretime hazır rezerv - Üretim kaybı
(Tavan taşı hariç) : 381 300 t - 381 300 x 0.243
: 288 644 ton

Tüvenan kömür içerisine % 26.4 oranında tavan taşı karışacağından; Üretilecek tüvenan kömür miktarı: 288 644 : (1-0.264)= 392 179 t

Tüvenan kömür içerisine karışan tavan taşı ile kömür damarı içerisindeki kömürle birlikte kazanılan ara kesmeler(kömür damarı içerisinde ağırlıkça % 22.8 ara kesme vardır) kömür hazırlama tesislerinde kömürden ayrılacaklardır.

Satılabilir kömür miktarı: 392 179 t - 103 535t- (288 644 t x 0.228)
: 392 179 t - 103 535t- 65 811 t
: 222 833 ton olacaktır.

3.1.2. Dilimli Uzun Ayak Üretim Yöntemi Uygulanması Halinde Yapılacak Üretim Miktarının Hesaplanması

Bu yöntemde, çelik hasırdan oluşan yapay tavan uygulanacak ve stampta görülen "B kili" ve tavan taşı üretime karışmayacaktır. Üretilecek kömür içerisine karışan diğer ince ara kesmelerden dolayı kömür ağırlık olarak % 14.7 oranında ara kesme içerecektir ve bu kömür satılabilir kömür olarak değerlendirilecek niteliktedir. Üretim sırasında, yapay tavan uygulamasına rağmen en kötü ihtimalde % 5 oranında kömür kaybolacağı kabul edilmiştir.

Üretilebilir rezerv	: 399 000 ton
Hazırlık galerileri açılırken,	
Kazanılacak kömür	: 36 400 ton
Üretilemeyen B kili (ara kesme)	: 35 438 ton
Üretime hazır rezerv	: 327 162 ton
Üretim kaybı (% 5)	: 16 358 ton
Üretilecek tüvenan kömür miktarı	: 310 804 ton

4. ARAŞTIRMA YAPILACAK YÖNTEMLERİN ÖZELLİKLERİ

4.1. Arkadan Göçertmeli Uzun Ayak

4.1.1. Hazırlık İşleri

Panoda, Şekil 2 de görüldüğü gibi; 50 m uzunluğunda iki adet uzun ayak oluşturulacak ve her iki uzun ayakta da aynı taban yolundan yararlanılacaktır. Pano hazırlığı amacı ile 8 m^2 faydalı kesitinde toplam 1200 m ve 6 m^2 faydalı kesitinde toplam 100 m galeri sürülecek ve üretim geri dönümlü olarak yapılacaktır. Kömür içerisinde sürülen galerilerin giderleri, çıkarılan kömürle karşılanabileceğinden, galeri giderleri malivet hesaplamalarında dikkate alınmamıştır.

4.1.2. Tahkimat Yöntemi

Uzun ayaklarda tahkimat elemanı olarak hidrolik demir direk, mafsallı çelik sarma ve ağaç kamalar kullanılacaktır. Arına dik ve 0.70 m aralıklarla kurulacak sarmaların altına hidrolik direk dikilecek, ağaç kamalar tavanı takviye etmek amacı ile kullanılacaktır (Ahıska, 1987; Aközel, 1988). 8 m^2 faydalı kesite sahip galerilerde G.110'I profil çelik rijit tahkimat kullanılacaktır. Uzun ayağı oluşturmak için açılan 6 m^2 faydalı kesite sahip galeride ise ağaç trapez bağ tahkimatı kurulacaktır.

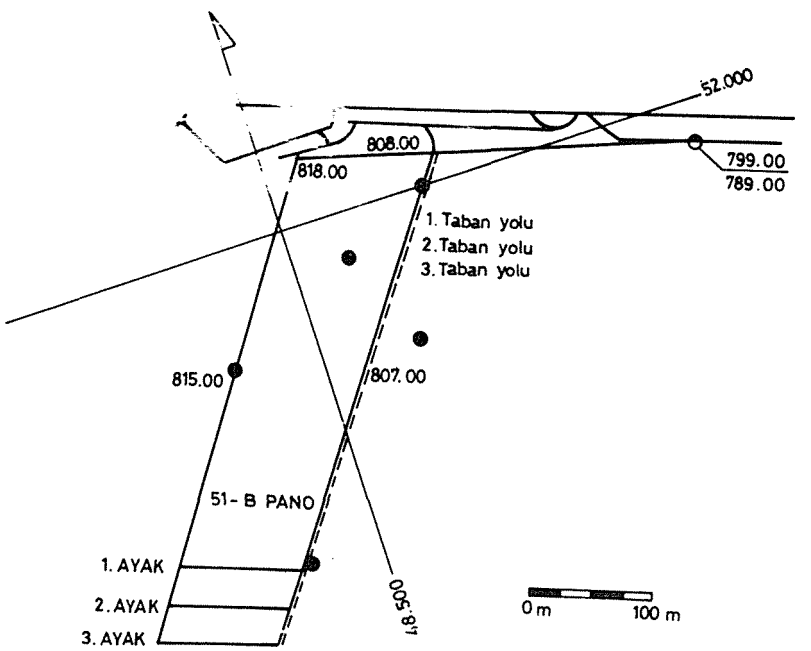
4.1.3. Nakliye Yöntemi

Kazanılan kömür, ayak içerisinden 150 ton/h kapasiteli 2x37 kw motor gücündeki çift zincirli konveyörle taban yoluna nakledilecektir. Taban yolundan pano üretim klebesine kadar nakliye 50 m uzunluğunda 2x37 kw motor gücünde çift zincirli konveyörle ve 175 er metre uzunluğunda 92 cm genişliğinde iki adet bantlı konveyörle sağlanacaktır. Bantlı konveyör kapasitesi 350 t/h ve motor gücü 55 kw olacaktır.

4.2. Dilimler Halinde Uygulanan Uzun Ayak

4.2.1. Hazırlık İşleri

Panoda Şekil 4 de görüldüğü gibi 100 m uzunluğunda 3 adet uzun ayak oluşturulacaktır. Her bir uzun ayak için ayrı ayrı taban yolları açılacaktır. Pano hazırlığı yapılırken 8 m^2 faydalı kesitinde 2400 m ve 6 m^2 faydalı kesitinde 300 m galeri açılacaktır.



Şekil 4. Dilimli uzun ayak üretim yöntemine göre pano hazırlığı

4.2.2. Tahkimat Yöntemi

Galeri ve ayak tahkimatları Bölüm 4.1.2 de belirtildiği şekilde uygulacaktır.

4.2.3. Nakliye Yöntemi

Üretilen kömür ayak içerisinden 150 ton/h kapasiteli 2 x 37 kw motor gücündeki çift zincirli konveyörle taban yoluna nakledilecektir. Taban yollarında nakliye ise şöyle olacaktır; 2. ve 3. dilim taban yollarına 100'er m lik 2 x 37 kw motor gücünde çift zincirli konveyör kurulacaktır. Birinci dilim taban yoluna ise 2 x 37 kw motor gücünde 100 m uzunluğunda çift zincirli konveyör ile 55 kw gücünde 150 m uzunluğunda 92 cm genişliğinde iki ünite bantlı konveyör kurulacaktır. 2. ve 3. dilim taban yollarındaki çift zincirli konveyörler taban yollarını irtibatlandıran kelebelere kömürü nakledeceklerdir.

5. EKONOMİK DEĞERLENDİRME

5.1. Yatırımların Karşılaştırılması

Arkadan göçertmeli uzun ayak üretim yöntemi uygulanması halinde pano için yapılan direkt yatırımlar Tablo 1 den görüldüğü gibi (Yatırım hesaplamaları Ek bölüm 1.1.1 ve 1.2.1ise ayrıntılıolarak verilmiştir) dilimli uzun ayak için yapılan yatırımların yaklaşık yarısı kadarıdır.

Tablo 1. Yatırımların karşılaştırılması x1000 TL

Yöntemler	Pano için yapılan direk yatırımlar	Maden işletmesinin diğer yatırımlarının panoya şarjı	Toplam yatırım
Arkadan göçertmeli uzun ayak	1 133 740	9 157 400	10 291 140
Dilimli uzun ayak	2 242 060	7 697 400	9 939 460

Bu yatırım miktarlarına bakılarak yöntemler değerlendirildiğinde, yanılgı içerisine düşmemek mümkün değildir. Çünkü, maden işletmesinde üretimin yapıldığı birden fazla pano vardır. Örneğin yıllık üretim miktarı 750 000 ton/yıl satılabilir kömür olan bir işletmede üç adet panodan aynı anda üretim yapmak gerekir. Panoların dışındaki işler için yapılan yatırımların (Yer üstü tesisleri, Arama ve Etüd, Büyük Hazırlıklar, Kömür Hazırlama Tesisi, Sosyal ve İdari Tesisler, Sınai Binalar v.s. gibi; panoya düşen şarjları da eklendiğinde, yatırım mik-

tarlarının toplamının her iki yöntemde de yaklaşık eşit seviyelere ulaştığı görülmektedir. Arkadan göçertmeli uzun ayak üretim yöntemindeki yatırımların panoya düşen şarjının fazla olması, kömür hazırlama tesisinin yatırımlarından ve pano ömrünün uzun olmasından kaynaklanmaktadır. Zira, dilimli uzun ayak üretim yönteminde kömür hazırlama tesisi öngörülmemiştir.

Dilimli uzun ayak yöntemi için kömür hazırlama tesisi öngörüldüğü zaman toplam yatırım 10 818 872 000 TL olacaktır. Ancak üretilen kömür satılabilir nitelikte olduğu için lauvar'a gerek yoktur. Damarda ara kesme bulunmasa, lavuar gereksinimi söz konusu olmayacaktır. Zira, kömüre tavan taşı karışmamaktadır. Yatırım miktarlarına bakıldığında, yöntemleri yatırım miktarları açısından eşit olarak değerlendirmek mümkündür, zira yatırım miktarları farklılıkları % 5 civarını geçmemektedir.

5.2. İşletme Giderlerinin Karşılaştırılması

İşletme giderleri de, yatırım giderlerinde olduğu gibi, panodaki kömürü üretmek için oluşan işletme giderleri (dolaysız giderler) ve maden işletmesinin pano dışında oluşan giderlerinin panoya şarj edilen giderleri olmak üzere ayrı ayrı belirlenmiştir (Tablo 2). İşletme giderlerinin hesaplanması Ek Bölüm 1.1.2 ve 1.2.2 de verilmiştir. Dolaysız, yani panodaki kömürün tümünü üretmek için oluşan direkt giderlere bakıldığında, arkadan göçertmeli uzun ayak uygulanması halinde 2 128 252 000 TL lik bir gider, dilimli uzun ayak üretim yöntemi uygulanması halinde ise bunun yaklaşık 2 katı kadar 4 254 851 000 TL lik bir giderin oluştuğu görülmektedir. Bu giderlere göre panodaki 1 ton tüvenan kömürün üretim maliyeti, arkadan göçertmeli uzun ayakta 5427 TL dilimli uzun ayakta ise 13 690 TL olmaktadır. Satılabilir kömür bazında ise birim maliyetler sırası ile 9551 TL ve 13 690 TL olmaktadır (Dilimli uzun ayakta, tüvenan ve satılabilir kömür miktarları aynıdır).

Değerlendirme yalnız pano üretimi için oluşan direktişletme giderlerine göre yapıldığı zaman, arkadan göçertmeli uzun ayağın daha ekonomik bir yöntem olduğu kanısına varılmaktadır.

Tablo 2. İşletme giderlerinin karşılaştırılması

Gider Türü	Arkadan göçertmeli uzun ayak uygulanması halinde		Dilimli uzun ayak uygulanması halinde	
	Miktar x 1000 TL	Birim maliyet TL/t (Satıl.)	Miktar x 1000 TL	Birim maliyet TL/t (Satılabilir)
	Panodaki kömürü üretmek için oluşan işletme giderleri (Dolaysız)			
Elektrik enerjisi gid.	118 286	530.8	148 568	478.0
Patlayıcı madde gider.	38 486	172.7	69 984	225.2
Ağaç malzeme giderleri	104 333	468.2	313 000	1007.1
Halat giderleri	436	1.96	654	2.1
Yedek parça, tamir ve bakım giderleri	124 712	559.7	246 627	793.5
İşçilik giderleri	1 318 000	5914.7	2 435 000	7834.5
Yapay tavan giderleri	-	-	383 370	1233.5
Amortisman giderleri	205 753	923.4	331 988	1068.2
Faiz giderleri	218 246	979.4	325 660	1047.8
ARA TOPLAM	2 128 252	9550.9	4 254 851	13690.0
Maden İşletmesinin pano dışı giderlerinin panoya düşen bölümü (Dolaysız giderler)				
Kömür hazırlama giderleri (Lauvar)	902 012	4047.9	-	-
Akaryakıt yağ. ve enerji giderleri payı	412 330	1850.4	311 122	1001.0
Yedek parça, malzeme tamir ve bakım gid.payı	471 158	2114.4	355 510	1143.8
Personel giderleri payı	75 360	338.2	56 863	183.0
Genel müdürlük ve Müesse Müdürlüğü payı	13 000	58.3	9 809	31.6
İşçilik giderleri payı	2 197 800	9863.0	1 658 340	5335.6
Sigorta ve vergi giderleri payı	108 630	487.5	81 966	263.7
Satış giderleri payı	6 900	31.0	5 206	16.8
Madenlerde büyük hazırlık giderleri payı	47 956	215.2	47 956	154.3
Amortisman giderleri payı	770 184	3456.3	581 139	1870.0
Faiz giderleri payı	1 262 223	5664.4	1 118 047	3597.3
ARA TOPLAM	6 267 553	28126.6	4 225 958	13597.1
TOPLAM	8 395 805	37677.5	8 480 809	27287.1

5.3. İşletme Gelirlerinin Karşılaştırılması

Stamptan da görüldüğü gibi, kömür içerisinde ağırlıkça % 22.8 oranında 65 811 ton ara kesme vardır. Bu miktar 103 535 ton tavan taşı ile beraber 392 179 ton olarak üretilen tüvenan kömürden kömür hazırlam tesislerinde ayrılacaktır ve böylece satılabilir kömür miktarı;
392 179 t (tüvenan kömür) - 103 535 t (tavan taşı) - 65 811 t (ara kesme)=

= 222 833 ton olacaktır.

G.L.İ. nin kömür hazırlama tesisinden çıkan kömürün satış fiyatı 50 000 TL/ton (Eylül 1988) olduğundan;
Elde edilecek gelir: 222 833 x 50 000 = 11 141 650 000 TL olacaktır.

Dilimli uzun ayak üretim yöntemi ile üretilen 310 804 ton kömürde % 14.7 oranında ara kesme bulunmaktadır. Diğer ara kesme (3 kili) üretim sırasında iki dilim arasında sınırda kaldığından üretilmeyecekti G.L.İ. tesis çıkış kömür satış fiyatı 45 000 TL/ton dur. Buna göre;
Elde edilecek gelir: 310 804 ton x 45 000 TL/ton= 13 986 180 000 TL olacaktır.İşletme gelirlerine bakıldığında dilimli uzun ayak üretim yöntemi ile aynı panodan daha fazla kömür üretildiği için arkadan göçertmeli uzun ayak üretim yöntemine göre 2.8 milyar TL fazla gelir (% 26 daha fazla) elde edilmektedir.

Eğer dilimli uzun ayak üretim yöntemi ile üretilen tüvenan kömür, kömür hazırlama tesisinde yıkanırsa, satılabilir kömür miktarı 265 116 tona inecektir. Ancak birim satış fiyatı 45 000 TL/ton dan 50 000 TL/ton a çıkacak ve elde edilecek gelir 265 116 ton x 50 000 TL/ton=

= 13 255 800 000 TL olacaktır.

Dilimli uzun ayaktan üretilecek kömür yıkandığı zaman elde edilecek gelir 13 936 180 000 TL'dan 13 255 800 000 TL ye inecek ancak, yine de arkadan göçertmeliye göre 2.1 milyar TL daha fazla olacaktır.

Görüldüğü gibi gelirler açısından da dilimli uzun ayak üretim yöntemi daha üstündür.

Halbuki Tablo 2 de verilen dolaylı işletme giderleri de göz önüne alındığında, arkadan göçertmeli uzun ayak üretim yöntemi için toplam 8 395 805 TL dilimli uzun ayak üretim yöntemi için toplam 8 480 809 TL lik bir gider oluşmaktadır (Pano ömrü boyunca). İşletme giderleri her iki alternatifte yaklaşık birbirlerine eşit olmasına rağmen, üretilen satılabilir kömür miktarı, arkadan göçertmeli uzun ayakta 222 833 ton, dilimli uzun ayakta ise 310 804 ton olmaktadır. Zira arkadan göçertmeli uzun ayakta kömür kaybı % 24.3, dilimli uzun ayakta ise % 5 civarındadır. Birim maliyetler arkadan göçertmeli uzun ayakta 37 678 TL/ton dilimli uzun ayakta ise 27 287 TL/ton olmaktadır.

Bir ton satılabilir kömür dilimli uzun ayak üretim yöntemi ile 10 391 TL daha ucuza üretilebilmektedir. Bunun yanında yeraltında 92 656 ton kömür kaybı yerine 16 358 ton kömür kaybedilecektir. Bu da ulusal kaynaklarımızı daha iyi değerlendirmek yanında ocak yangınlarını da önemli ölçüde azaltacaktır.

Dilimli uzun ayak üretim yöntemi ile üretilen 310 804 ton tüvenan kömürün içerisinde bulunan 45 688 ton (% 14.7) ara kesmenin de bir kömür hazırlama tesisinde yıkanarak kömürden ayrıldığı varsayılırsa, 265 116 ton satılabilir kömür üretilecektir. Bu kömürün kalitesi arkadan göçertmeli uzun ayak yardımı ile üretilen ve kömür hazırlama tesisinde yıkanan 222 833 ton satılabilir kömür ile aynı kalitede olacaktır. Bu durumda dilimli uzun ayaktan üretilen satılabilir kömürün maliyeti 34 685 TL/ton olacaktır. Arkadan göçertmeli uzun ayak yöntemi ile üretilen kömürün satılabilir maliyeti 37 678 TL/ton olduğuna göre, dilimli uzun ayaktan üretilen satılabilir kömür 2993 TL daha ucuz olacaktır.

Görüldüğü gibi, her iki yöntemde tüm parametrelerin göz önüne alındığı maliyet hesaplamasından sonra karşılaştırıldığında; dilimli uzun ayak üretim yönteminin daha ekonomik olduğu görülmektedir.

5.4. Kârların Karşılaştırılması

Tablo 3. Kârların karşılaştırılması tablosu

Yöntemler	Gelirler x1000 TL	Giderler x1000 TL	Kâr	
			x1000 TL	TL/ton
Arkadan göçertmeli uzun ayak	11 141 650	8 395 805	2 745 845	12 322
Dilimli uzun ayak	13 986 180	8 480 809	5 505 371	17 713
Dilimli uzun ayak Kömür hazırlama tesisi dahil	13 255 800	9 195 658	4 060 142	15 315

Tablo 3 den görüldüğü gibi, dilimli uzun ayak üretim yöntemi yardımı ile aynı panodan hem daha fazla kömür üretilmekte hem de ton başına 5391 TL olmak üzere toplam 2 759 526 000 TLdaha fazla kâr edilmektedir. Dilimli uzun ayaktan üretilen kömür yıkandığı zaman ise ton başına 2993 TL den toplam 1 314 297 000 TL daha fazla kâr edilecektir.

5.5. Yatırımların Değerlendirilmesi

Tablo 4. Yatırımların değerlendirilmesi tablosu

	Arkadan göçertmeli uzun ayak	Dilimli uzun ayak	Dilimli uzun ayak (Kömür hazırlama dahil)
Yatırım yapılan kapital miktarı A	10 291 400 000	9 939 460 000	10 818 872 000
Ortalama bağlı kapital A/2	5 145 700 000	4 969 730 000	5 409 436 000
Kâr TL/pano	2 745 845 000	5 505 371 000	4 060 142 000
Pano ömrü (yıl)	1.1	0.83	0.83
Kâr TL/yıl	2 496 223 000	6 632 977 000	4 891 737 000
Fonların akış miktarı	3 472 160 000	7 546 104 000	5 804 864 000
Rantabilite (%)	48.5	133.5	0.90
Amortizasyon süresi (yıl)	2.96	1.32	1.86

Yatırımların değerlendirilmesi tablosundan da görüldüğü gibi dilimli uzun ayak üretim yöntemi kendisini 1.32 yılda amortize etmekte ve

rantabilitesi % 133.5 olmaktadır. Arkadan göçertmeli uzun ayakta ise amortizasyon süresi 2.96 yıl ve rentabilite ise % 48.5 olmaktadır. Dilimli uzun ayaktan üretilen kömür lavuarda yıkandığı zaman rentabilitesi % 90 amortizasyon süresi ise 1.86 yıl olmaktadır. Buna göre dilimli uzun ayak üretim yöntemi daha ekonomik olmaktadır.

SONUÇ VE ÖNERİLER

Bu araştırma çerçevesinde incelemiş olduğumuz "Arkadan Göçertmeli Uzun Ayak Üretim Yöntemi ile Dilimli Uzun Ayak Üretim Yöntemi" iyi bir yeraltı üretim yönteminin sahip olması gereken dört temel özellik açısından karşılaştırılarak aşağıda sıralanan sonuçlara varılmıştır.

- Teknik Uygulama Acısından

Arkadan göçertmeli uzun ayağın mekanizasyonu dilimli uzun ayağın mekanizasyonundan daha zordur, çünkü arkadan göçertilen uzun ayak için geliştirilen yürüyen tahkimatlar (örneğin muz sarmalı yürüyen tahkimat ve sürme kapaklı yürüyen tahkimat gibi) henüz istenilen verimde çalışabilecek düzeyde geliştirilememiştir. Kazı işlemi açısından da aynı durum sözkonusudur, zira arkadan göçertmeli uzun ayakta yalnız uzun ayağın aynası mekanize kazı yöntemlerinden biri ile kazanılabilirken, tavanda kalan kömür yer çekimi ivmesinden yararlanılarak uzun ayağın arkasından çekilmektedir. Bu da ayak ilerleme hızını ve günlük üretim miktarını azaltmakta ve kömür kaybını arttırmaktadır (Pano kömürünün yaklaşık dörtte biri yeraltında bırakılmaktadır). Halbuki dilimli uzun ayak üretim yönteminde kazı hızı ve günlük üretim miktarı yüksek, kömür kaybı yok denecek kadar azdır (% 5 ve daha az). Arkadan göçertmeli uzun ayakta kömüre yaklaşık % 26 oranında tavan taşı karıştığı için, lavuarda yıkanmadan satılabilir kömür elde etmek mümkün değildir.

Kısaca teknik uygulama açısından dilimli uzun ayak üretim yöntemi arkadan göçertmeli uzun ayak üretim yönteminden kesin olarak daha üstündür.

- Emniyet Açısından

Arkadan göçertmeli uzun ayakta göçük alanında bırakılan kömür miktarı damarın yaklaşık dörtte birini oluşturduğundan ocak yangınlarının

meydana gelme olasılığı daha fazladır. Halbuki dilimli uzun ayakta kömür kaybı yok denecek kadar azdır (en fazla % 5). Arkadan göçertmeli uzun ayakta göçük ve kaza oranı dilimli uzun ayağa göre daha fazladır, zira tavan kömürünün ayak arkasından çekilmesi işlemi kazı işlerinin en zor ve tehlikeli aşamasını oluşturmaktadır. Ayrıca ayak ilerleme hızı düşük olduğu için tavan konverjansı yüksek boyutlara ulaşmakta ve dolayısıyla tahkimat bozulmalarına neden olmaktadır, bu da çalışma ortamının emniyetini azaltmaktadır. Kısaca, emniyet açısından da dilimli uzun ayak üretim yöntemi daha üstündür.

• Ulusal Ekonomi Açısından

Her türlü tesisleri kurulmuş bir kömür işletmesinin tüm hazırlıkları tamamlanmış bir panosundaki kömürün yaklaşık dörtte biri, arkadan göçertmeli uzun ayak uygulanması halinde, yeraltında bırakılmaktadır. Bunun ulusal ekonomimiz açısından ne derece olumsuz bir yaklaşım olduğunu belirtmeğe gerek yoktur. Dilimli uzun ayak üretim yönteminde çelik hasırdan yapay bir tavan oluşturulduğu için "kömür kaybı" yok denecek kadar az olacaktır (Topuklarda bırakılan kömür hariç). Ancak hesaplamalarda emniyet payı olarak % 5 oranında "kömür kaybı" kabul edilmiştir. Örneğin 399 000 ton üretilebilir kömür rezervine sahip bir panoda arkadan göçertmeli üretim yönteminde dilimli uzun ayak üretim yöntemine göre 76 298 ton daha fazla kömür yeraltında bırakılmaktadır. Ayrıca arkadan göçertmeli uzun ayak yöntemi uygulanması halinde panonun ömrü boyunca kömüre 103 535 ton tavan taşı karışacaktır. Bu tavan taşının panodan kömür hazırlama tesisine kadar nakledilecek bu iş için 57 980 000 TL sarfedilecektir. Aynı miktarda tavan taşı kömür hazırlama tesislerine yıkanacak ve orada 238 131 000 TL lik bir gider oluşacaktır. Toplam 296 111 000 TL, 222 833 ton satılabilir kömürün üretilmesi sırasında hiç yoktan oluşan bir giderdir. Bu da ulusal açıdan karşılıksız bir kaynak kullanımıdır. Kısaca ulusal ekonomi açısından da dilimli uzun ayak yöntemi daha üstündür.

• İşletme Ekonomisi Açısından

Toplam yatırım miktarları her iki yöntemde de yaklaşık aynıdır. Pano içi direkt yatırımları, arkadan göçertmeli uzun ayakta, dilimli

uzun ayağın yarısı kadar olmasına rağmen (1.13 ve 2.24 milyar TL), maden işletmesinin diğer yatırımlarının (Yerüstü, yeraltı tesisleri, kömür hazırlama v.s. gibi) şarjı da eklenince yatırımlar yaklaşık eşit duruma gelmektedir. Yatırım tutarları açısından her iki yöntemi de eşit olarak değerlendirmek mümkündür.

Pano içerisinde oluşan direktişletme giderlerine bakıldığında, satılabilir kömürün birim maliyeti arkadan göçertmeli uzun ayakta 9551 TL/ton ve dilimli uzun ayakta 13 690 TL/ton iken, dolaylı işletme giderlerinin (Maden işletmesinin diğer giderlerinin şarjı, örneğin, yerüstü yeraltı tesisleri ve kömür hazırlama gibi) de eklenmesi ile arkadan göçertmeli uzun ayakta 37 678 TL/ton ve dilimli uzun ayakta 27 287 TL/ton olmaktadır. Satış fiyatları 50 000 TL/ton ve 45 000 TL/ton ve farklı olduğu için satılabilir 1 ton kömürden dilimli uzun ayakta 17 713 TL, arkadan göçertmeli uzun ayakta ise 12 322 TL kâr edilmektedir. Dilimli uzun ayaktan üretilen kömür lauvarda yıkandığı takdirde satılabilir kömür maliyeti 34 685 TL/ton olacak, satış fiyatı da 50 000 TL/ton (yıkanmış kömür) olduğundan, ton başına 15 315 TL yani arkadan göçertmeli yönteme göre 2993 TL/ton daha fazla kâr edilecektir. Yatırımların değerlendirilmesi açısından bakıldığında, rantabilite oranı dilimli uzun ayakta % 133.5 iken arkadan göçertmeli uzun ayakta % 48.5 e düşmektedir. Amortizasyon süresi ise dilimli uzun ayakta 1.32 yıl iken arkadan göçertmeli de 2.96 yıla yükselmektedir. Dilimli uzun ayaktan üretilen kömür yıkandığı zaman rantabilite % 90 amortizasyon süresi ise 1.86 yıl olacaktır.

Görüldüğü gibi işletme ekonomisi açısından da dilimli uzun ayak arkadan göçertmeli uzun ayaktan daha üstündür.

KAYNAKLAR

1. AHISKA, T., ŞENKAL, S., ÖVEN, M., GLİ Tunçbilek Bölgesi Yeraltı İşletmesinde 42 A No.lu Panonun Yeniden Üretime Açılması Hakkında Rapor 1987 (Yayınlanmamış)
2. ÇAKIR, O. ve ERMİŞOĞLU, N., GLİ Tunçbilek Bölgesi Yeraltı İşletmelerinde Maliyet Analizi, D.E.Ü. Maden Müh. Bölümünde Seminer, İzmir 1986.

3. DOKTAN, M. ve İNCİ, Y., Kalın Damar Kömür Madenciliğinin Dünyadaki ve Yurdumuzdaki Durumu, Türkiye Bilimsel ve Teknik 10. Kongresi, Ankara, 1987, S.51-65.

4. KÖSE, H., Madenlerde Yeraltı Üretim Yöntemleri, D.E.Ü. Müh.-Mim. Fak. Yayını, İzmir, 1988, S.36-54.

5. KÖSE, H., Braunkohlenbergbau in der Türkei Braunkohle 40 (1988), H.1/2, S.3-12, Köln.

6. AKÖZEL, A., KÖSE, H., GLİ Tunçbilek Bölgesi 650 000 Satılabilir ton/yıl Üretim Kapasiteli Büyükdüz Havzası Yeraltı İşletme Etüdü D.E.Ü. Müh.-Mim. Fak. Yayınlanmamış Rapor, 1988, İzmir.

7. SALTOĞLU, S., Madenlerde Yeraltı Üretim Yöntemleri, İTÜ Maden Fakültesi Yayını, Sayı 1151, İstanbul, 1979.

8. ŞENKAL, S. ve KÖSE, H., GLİ Tunçbilek Bölgesi Yapay Tavanlı Yöntemin Mekanize Ayaklarda Uygulanmasının Etüdü, Yayınlanmamış Rapor, DEÜ Müh.-Mim. Fak., İzmir, 1988, MAD-88 AR 047.

9. ŞENKAL, S. ve KÖSE, H., ERMİŞOĞLU, N., GLİ Tunçbilek Bölgesinde Uygulanmakta Olan Yeraltı Üretim Yönteminde Oluşan Kömür Kaybının ve Seyrelmesinin Etüd Edilmesi, Madencilik Dergisine yayınlanması amacı ile gönderilmiştir, 1988.

10. WÖHE, G., Einführung in die Allgemeine Betriebswirtschaftslehre. Verlag Franz Vahlen München, 1976.

11. GLİ Tunçbilek Bölgesi, İstatistiki Bilgiler, 1988.

EK BÖLÜM

1. İncelenen Üretim Panosu İçin Gerekli Olan Makina ve Ekipmanlar, Öngörülen Yatırımlar ve İşletme Giderlerinin Belirlenmesi

1.1. Arkadan Göçertmeli Uzun Ayak Uygulaması Halinde Gerekli Makina ve Ekipmanlar, Öngörülen Yatırımlar ve İşletme Giderlerinin Belirlenmesi

1.1.1. Makina ve Ekipmanlar ve Öngörülen Yatırımlar

1.1.1.1. Tahkimat Malzemeleri ve Yatırım Tutarı

520 Ad. Hidrolik Direk
6 Ad. Dikim ve Söküm Cihazı
400 m Hidrolik Donanım
2 Ad. Hidrolik Pompa
520 Ad. Mafsallı Çelik Sarma

Yatırım Tutarı
Toplamı : 658 800 000 TL

1.1.1.2. Nakliye İçin Gerekli Donanımlar ve Yatırım Tutarı

150 m Çift Zincirli Konveyör
350 m Bantlı Konveyör
800 m Ray
4 Ad. Triko
2 Ad. Basınçlı Havalı Vinç

Yatırım Tutarı
Toplamı : 336 500 000 TL

1.1.1.3. Elektrik Enerjisi Donanımı ve Yatırım Tutarı

1 Ad. 400 kVA Trafo
8 Ad. Yol Verici
1650 m Kablo

Yatırım Tutarı
Toplamı : 128 000 000 TL

1.1.1.4. Basınçlı Hava Donanımı ve Yatırım Tutarı

Kompresör ve basınçlı hava şebekesi her iki yöntemde de aynıdır. Yeraltı işletmesi için öngörülen basınçlı hava donanımlarının panoya düşen şarjı eklenecektir.
Yalnız pano için öngörülen boru şebekesi değişecektir.

400 m 4" Boru — Yatırım Tutarı
100 m 2" Boru — Toplamı : 10 440 000 TL

1.1.1.5. Yatırım Tutarları ve Pano Ömrüne Düşen Amortisman Giderleri

Arkadan göçertmeli uzun ayak üretim yöntemi ile panodan 392 179 ton tüvenan kömür 1.1 yılda üretilecektir. Makina ve donanımların ekonomik ömürleri de dikkate alındığında pano ömrüne düşen amortisman giderleri aşağıdaki tabloda verildiği şekilde olacaktır.

Tablo : Pano yatırımları ve amortismanları — x1000 TL

Makina ve Donanım	Yatırım Tutarı	Amortisman Tutarı
Tahkimat Malzemesi	658 800	144 936
Nakliye Malzemesi	336 500	44 440
Elektrik Enerjisi Malzemesi	128 000	14 080
Basınçlı Hava Malzemesi	10 440	2 297
Toplam	1 133 740	205 753

1.1.2. İşletme Giderleri

Pano ömrü boyunca (1.1 yıl) oluşacak işletme giderleri aşağıdaki şekilde olacaktır.

1.1.2.1. Elektrik Enerjisi Giderleri

1 207 000 kw elektrik enerjisi için 118 286 000 TL lık bir gider oluşacaktır.

1.1.2.2. Patlayıcı Madde Giderleri

23 410 kg dinamit ve 61 100 Ad. kapsül için 38 486 000 TL gider oluşacaktır.

1.1.2.3. Ağaç Malzeme Giderleri

695.55 m^3 ağaç için 104 333 000 TL gider oluşacaktır.

1.1.2.4. Halat Giderleri

400 m halat için 436 000 TL gider oluşacaktır.

1.1.2.5. Yedek Parça, Tamir ve Bakım Giderleri

Yedek parça, tamir ve bakım için 124 712 000 TL gider oluşacaktır.

1.1.2.6. İşçilik Giderleri

1 Havelik ilerleme için 289 yövmiyeden 304 havede 87 856 yövmiye gerekecektir ve işçilik gideri 1 318 000 000 TL olacaktır.

1.1.2.7. Amortisman Giderleri

Panodaki kömürün üretimi için oluşacak amortisman giderleri 205 753 000 TL dir.

1.1.2.8. Faiz Giderleri

Pano için yapılan 1 133 740 000 TL lik yatırım % 35 faiz katsayısına göre pano ömrüne düşen (1.1 yıl) faizleri 218 246 000 TL olmaktadır.

1.1.2.9. Tavantaşı Nakliye Giderleri

Etüd edilen panoda, arkadan göçertmeli uzun ayak üretim yönteminin uygulanması ile kömüre 103 535 t tavan taşı karışacak ve bu taş kömür ile birlikte 1600 m lik bir vagon nakliyesi ve 500 m lik bir bant nakliyesi sonunda kömür hazırlama tesisine verilecektir. Üretim panosu ile kömür hazırlama tesisi girişi arasındaki mesafede tüvenan kömür nakliye maliyeti 560 TL/ton olarak hesaplanmıştır. Tavan taşı nakliye gideri: 103 535 t x 560 TL/t = 57 179 600 TL/pano olmaktadır. Bu gider panoya düşen dolaylı giderler içerisinde yer aldığından (Tüvenan kömür nakliyesi içerisinde maliyete ayrıca eklenmeyecektir. Buradaki amaç taş nakliyesi için gereksiz yere oluşan giderleri göstermek içindir.

1.1.2.10. Kömür Hazırlama Giderleri

Kömür hazırlama tesisinin birim maliyeti 2800 TL/ton'dur. Panodan üretilecek 392 179 t tüvenan kömür (tavan taşı dahil) kömür hazırlama tesislerinde yıkanacaktır ve 392 179 t x 2300 TL/t= 902 012 000 TL/pano luk bir gider oluşacaktır. Bu gider de pano dışı giderlerinin panoya düşen şarjında gösterilmiştir.

1.1.2.11. Etüd Edilen Pano İçin Oluşan Direkt(Dolaysız) İşletme Giderlerinin Toplamı ve Birim Maliyet

Panodan 222 833 ton satılabilir kömür üretmek için yılda toplam 2 128 252 000 TL gider oluşacaktır. Buna göre bir ton kömürün tüvenan maliyeti 5427 TL ve satılabilir maliyeti ise 9551 TL/ton olmaktadır.

1.1.2.12. Maden İşletmesinin Pano Dışı Giderlerinin Panoya Düşen Bölümü (Şarjı)- Dolaylı Giderler-

Kömür hazırlama giderleri	:	902 012 000 TL/pano
Akaryakıt, yağ ve elektrik enerjisi giderleri payı	:	412 330 000 TL/pano
Yedek parça, malzeme, tamir ve bakım giderleri payı	:	471 158 000 TL/pano
Personel giderleri payı	:	75 360 000 TL/pano
Genel Müdürlük ve Müessese Müdürlüğü payı	:	13 000 000 TL/pano
İşçilik giderleri payı	:	2 197 800 000 TL/pano
Sigorta ve vergi giderleri payı	:	108 630 000 TL/pano
Satış giderleri payı	:	6 900 000 TL/pano
Madenlerde büyük hazırlık giderleri payı	:	47 956 000 TL/pano
Amortisman giderleri payı	:	770 184 000 TL/pano
Faiz giderleri payı	:	1 262 223 000 TL/pano
Maden İşletmesinin Pano Dışı (Dolaylı) Giderlerinin Panoya Düşen Paylarının Toplamı		6 267 553 000 TL/pano

1.1.2.13. Satılabilir Kömürün Birim Maliyeti

2 128 252 000 TL (Dolaysız giderler)
6 267 553 000 TL (Dolaylı giderler)

8 395 805 000 TL (Toplam giderler)

Birim Maliyet= 8 395 805 000 TL : 222 833 ton = 37 678 TL/ton

1.2. Dilimli Uzun Ayak Üretim Yöntemi Uygulanması Halinde Gerekli Makina ve Ekipmanlar, Öngörülen Yatırımlar ve İşletme Giderlerinin Belirlenmesi

1.2.1. Makina ve Ekipmanlar ve Öngörülen Yatırımlar

1.2.1.1. Tahkimat Malzemeleri ve Yatırım Tutarı

1455 Ad. Hidrolik Direk
12 Ad. Dikim ve Söküm Cihazı
1000 m Hidrolik Donanım
2 Ad. Hidrolik Pompa
1455 Ad. Mafsallı Çelik Sarma

Yatırım Tutarı
Toplamı : 1 487 800 000 TL

1.2.1.2. Nakliye İçin Gerekli Donanımlar ve Yatırım Tutarı

600 m Çift Zincirli Konveyör
300 m Bantlı Konveyör
1200 m Ray
8 Ad. Triko
3 Ad. Basınçlı Havalı Vinç

Yatırım Tutarı
Toplamı : 518 000 000 TL

1.2.1.3. Elektrik Enerjisi Donanımı ve Yatırım Tutarı

2 Ad. 400 kVA Trafo
12 Ad. Yol Verici
2055 m. Kablo

Yatırım Tutarı
Toplamı : 210 800 000 TL

1.2.1.4. Basınçlı Hava Donanımı ve Yatırım Tutarı

200 m 6" Boru
300 m 4" Boru
500 m 2" Boru

Yatırım Tutarı
Toplamı : 25 460 000 TL

1.2.1.5. Yatırım Tutarları ve Pano Ömrüne Düşen Amortisman Giderleri

Dilimli uzun ayak üretim yöntemi yardımı ile 310 804 ton tüvenan kömür 0.83 yılda üretilecektir. Donanımların ekonomik ömürleri dikkate alındığında pano ömrüne düşen yatırım tutarları ve amortisman giderleri aşağıdaki tabloda verildiği şekilde olacaktır.

x1000 TL

	Yatırım Tutarı	Amortisman Tutarı
Tahkimat Malzemesi	1 487 800	246 975
Naklive Malzemesi	518 000	65 404
Elektrik Enerjisi Malzemesi	210 800	17 496
Basınçlı Hava Malzemesi	25 460	2 113
Toplam	2 242 060	331 988

1.2.2. İşletme Giderleri

Panonun ömrü boyunca (0.83 yıl) oluşacak işletme giderleri aşağıdaki şekilde olacaktır.

1.2.2.1. Elektrik Enerjisi Giderleri

1 516 000 kw elektrik enerjisi için 148 568 000 TL lik bir gider oluşacaktır.

1.2.2.2. Patlayıcı Madde Giderleri

42 260 kg dinamit ve 111 570 Ad. kapsül için 69 984 000 TL gider olacaktır.

1.2.2.3. Ağaç Malzeme Giderleri

- 2086.65 m^3 ağaç malzeme için 313 000 000 TL gider olacaktır.

1.2.2.4. Halat Giderleri

600 m halat için 654 000 TL gider olacaktır.

1.2.2.5. Yedek Parça Tamir ve Bakım Giderleri

246 627 000 TL/yıl

1.2.2.6. İşçilik Giderleri

1 Havelik ilerleme için 534 yövmiyeye gereksinim vardır. 304 have için 162 336 yövmiye gerekecek toplam işçilik gideri 2 435 000 000 TL olacaktır.

1.2.2.7. Yapay Tavan Giderleri

İkinci ve üçüncü dilimlerde uzun ayağın tabanına yapay tavan oluşturmak amacı ile çelik hasır serilecek ve birbirlerine naylon halatlar ile bağlanacaklardır. Bu amaçla; 72 000 m^2 çelik hasır ve 93 000 m naylon halat için toplam 383 370 000 TL ödenecektir.

1.2.2.8. Amortisman Giderleri

Panodaki kömür üretimi için oluşan amortisman giderleri 331 988 000 TL olmaktadır.

1.2.2.9. Faiz Giderleri

Pano için yapılan 2 242 060 000 TL lık yatırım % 35 faiz katsayısı ile pano ömrüne (0.83 yıl) düşen faizleri 325 660 000 TL dir.

1.2.2.10. Etüd Edilen Pano İçin Oluşan Direkt (Dolaysız) İşletme Giderlerinin Toplamı ve Birim Maliyi

Panodan 310 804 ton satılabilir kömür üretmek için yılda 4 254 851 000 TL gider oluşacaktır. Buna göre satılabilir kömürün birim maliyeti 13 690 TL olacaktır. Tüvenan kömür ile satılabilir kömür miktarı aynı olduğu için tüvenan kömür maliyeti de aynı olacaktır.

1.2.2.11. Maden İşletmesinin Pano Dışı Giderlerinin Panoya Düşen Bölümü (Şarjı)

Akaryakıt, yağ ve elektrik enerjisi giderleri payı	:	311 122 000 TL/pano
Yedek parça, malzeme, tamir ve bakım giderleri	:	355 510 000 TL/pano
Personel giderleri	:	56 863 000 TL/pano
Genel Müdürlük ve Müessese Müdürlüğü payı	:	9 809 000 TL/pano
İşçilik giderleri payı	:	1 658 340 000 TL/pano
Sigorta ve vergi giderleri payı	:	81 966 000 TL/pano
Satış giderleri payı	:	5 206 000 TL/pano
Madenlerde büyük hazırlık giderleri payı	:	47 956 000 TL/pano
Amortisman giderleri payı	:	581 139 000 TL/pano
Faiz giderleri payı	:	1 118 047 000 TL/pano
Maden işletmesinin pano dışı (dolaylı) giderlerinin panoya düşen payların toplamı		4 225 958 000 TL/pano

1.2.2.12. Satılabilir Kömürün Birim Maliyeti

4 254 851 000 TL (Dolaysız giderler)
4 225 958 000 TL (Dolaylı giderler)

8 480 809 000 TL (Toplam giderler)

Birim Maliyet: 8 480 809 000 TL : 310 804 : 27286.7 TL/ton olmaktadır.

TÜRKİYE'DE, KLASİK YERALTI KÖMÜR ÜRETİMİNDEN TAM MEKANİZE ÜRETİME İLK GEÇİŞ

A TRANSITION FROM CONVENTIONAL UNDERGROUND COAL MINING TO A FULLY MECHANIZED COAL MINING SYSTEM, THE FIRST CASE IN TURKEY

Selami İSTANBULLUOĞLU(*)

ÖZET

Ülkemiz yer altı kömür madenciliğinde, klasikden yarı mekanizeye ve devamında tam mekanizeye geçiş ilk kez O.A.L., Çayırhan Bölgesi'nde gerçekleşmistir. Bu çalışmada, Çayırhan Bölgesi ayaklarındaki klasik, yarı mekanize ve tam mekanize kömür üretimi uygulamaları anlatılıp, karşılaştırma olanağı sağlanmakta ve geçiş dönemindeki bazı önemli d ğişimler yıllara görc verilmektedir.

ABSTRACT

A gradual move from the conventional coal mining system to that semi - mechanized and then fully - mechanized coal mining system is first realized at the Middle Anatolian Lignite Mine (Çayırhan) being a subsidiary of T.K.İ., in Turkish Coal Mining Industry. This paper outlines the conventional, semi - mechanized and fully - mechanized coal mining system employed in Çayırhan. A comparion of these systems along with the changes developed in the whole extend of the mine are further described.

(x) Maden Mühendisi, O.A.L. Müessesesi, Çayırhan Bölgesi

1. GİRİŞ

Batı Avrupa'da, 18'inci yüzyılda başlayan endüstri devrimini besleyen temel enerji kaynağı kömürdü. Böylece, dünya enerji sektöründeki önemli yerini alan kömürün bu önemi, dönem dönem azalarak veya artarak günümüze dek gelmiştir. II. Dünya Savaşı'na kadar fazlasıyla emek-yoğun niteliğinde olan kömür üretimi, hem gelişen teknolojinin uyarlanmasıyla, hem de daha kolay ve ucuz üretilebilen öteki enerji kaynaklarıyla rekabet edebilmesi için bu niteliğinden uzaklaşmaya başlamıştır. Bugün, özellikle gelişmiş ülkelerde, yeraltı kömür madenciliğinde de büyük ölçüde mekanizasyon uygulanmaktadır.

Öncülüğünü Batı Avrupu Ülkeleri'nin yaptığı yeraltı kömür madenciliğindeki emek-yoğundan mekanizasyona geçişin ülkemizdeki öncüsü olarak T.K.İ.-O.A.L., Çayırhan Bölgesi Yeraltı Ocakları kabul edilebilinir. Çayırhan Bölgesi'inde 1982 yılına kadar tüm kömür üretimi geleneksel kazma, dinamit ve martopikör ile yapılırdı. 1982 yılında kurulan saban ayağı ile yarı mekanize kömür üretimi devreye girmiştir. 1986 yılında da tanburlu kesici-yükleyici ve yürüyen tahkimatların yer aldığı ilk tam mekanize pano kuruldu ve deneme çalışmalarına başladı. Bu günkü gelinen noktada, 1988 yılı tuvönan üretiminin % 92'si tam mekanize ayaklardan, yalnızca % 8'i klasik kazmacı ayaklarından alınmıştır.

Çayırhan Bölgesi'inde tam mekanizasyon için ön proje çalışmaları 1970'li yılların ilk yarısında başladı ve ilk tam mekanize panonun kurulduğu 1986 yılına kadar bir çok proje çalışmaları ile bir kısım yeraltı hazırlıkları oldu. Ancak, yeraltındaki kazıdan, tahkimattan, taşıma, havalandırma, haberleşmeye kadar her birimdeki yoğun değişim ve modernizasyon 1982-1988 arası dönemde gerçekleşmiştir.

Bu tebliğde, Çayırhan Bölgesi Yeraltı Ocakları'ndaki klasik, yarı mekanize ve tam mekanize ayak uygulaması kısaca tanıtılıp, her uygulamadaki ayak içi kazı çalışmalarının teknik değerlendirilmesi, karşılaştırılması ve 1980-1988 yılları arası üretimler, randımanlar, iş kazaları gibi kimi önemli konulardaki değişimler verilecektir. İşletmenin tanıtılması, üretim yöntemleri, kullanılan makinaların tanıtımı gibi konulara ayrıntılı olarak girilmiyecektir. Tebliğin

sınırları içerisinde bu konulara da girmek zaten olanaksız olduğu gibi, bu güne kadar Çayırhan Bölgesi ile ilgili yayınlanan çeşitli yazılarda bu konular oldukça yeterli anlatılmıştır ("Çayırhan Bölgesi'nde Mekanize Kömür Üretimi ve Galeri Açmanın Pratik Sonuçları.", 4. Kömür Kongresi, 1984. "Beypazarı Tam Mekanize Yeraltı Linyit Projesi.", 9. Teknik Kongre, 1985. "Beypazarı Tevzi Projesi.", Madencilik Dergisi, Haziran 1986 ve 6. Kömür Kongresi, 1988.)

2. KLASİK, YARI MEKANİZE VE TAM MEKANİZE ÜRETİM ŞEKİLLERİNİN KISA TANITIMI, BAZI TEKNİK VERİLER.

Bölgede, aralarında 1,50 m kalınlığında ara kesme olan iki damarda üretim olur. Tavan ayağın yer aldığı üst damar yaklaşık 1,50 m. kalınlığında, taban ayağın yer aldığı alt damar yaklaşık 1,65 m. kalınlığındadır. Kömür üretimi dönümlü, göçertmeli uzun ayak yöntemi ile yapılır.

2.1. Klasik Ayaklar

Klasik ayakta kömür kazısı kazma, dinamit ve martopikörle, kömürün ayak içi çift zincirli konveyöre yüklenmesi kürekle olur. Ayak boyları 80-100 m pano uzunlukları 100-150 m'dir. Taban yolları, tavan ve taban ayaklar için ayrı ayrı hazırlanır ve 4-5 m^2 kesitinde olurlar. Ayak içi tahkimat ise, 1980 yılına kadar sürtünmeli direk-çelik sarma, bu yıldan sonra hidrolik direk-çelik sarma olmuştur. Taban yollarında (klavuzlarda) kömür taşınması tek zincirli konveyörlerle, ana yollarda lokomotiflerle yapılırdı. Son yıllardaki klasik ayaklarda bunların yerini çift zincirli ve bant konveyörler almıştır.

Klasik ayakta, aynı vardiya içinde üretim, tahkimat ve hazırlık işleri yapılamaz. Bu işler, sırasıyla bir vardiya üretim, arkasındaki vardiya tahkimat ve hazırlık olarak gerçekleştirilir. 1982-1987 yılları arasında çalışan 208 pano, 210 pano, 603 pano ayakları ve klasik hobel taban ayak çalışmaları hep birlikte değerlendirilerek ortalama 100 m.uzunluğundaki bir klasik ayak için şu sonuçlar bulunmuştur:

- Ayak içi fiili işçi sayısı, üretim vardiyasında 52-54 işçi (yaklaşık 32 tanesi kazmacı), tahkimat vardiyasında 26-28 işçi ve

toplam 78-82 işçi olmaktadır.

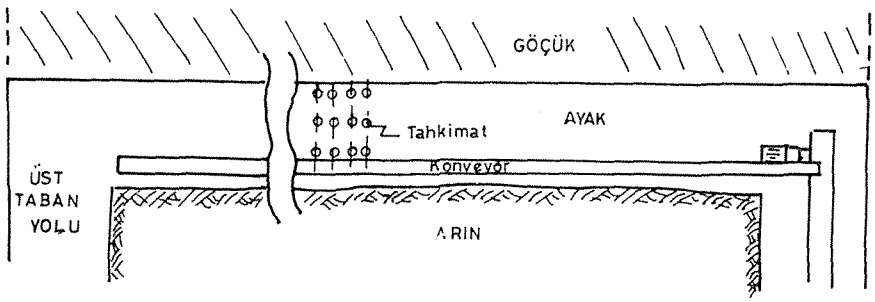
-Tuvönan üretime göre ortalama fiili kazmacı randımanı 7 ton/ yevmiye'dir. Bu değer, en yüksek olarak, Mart-1985 ayında ve hobel taban ayakta 11.41 ton/yevmiye'yi bulmuştur.

- Bir üretim vardiyasındaki arın ilerlemesi ortalama 1 m/vardiya olmaktadır.

- Bir üretim vardiyasındaki planlanan fiili çalışma zamanı 360 dakikadır (günde 4 vardiya çalışır, işe giriş, çıkış ve yemek zamanları çıkınca fiili 360 dakika çalışma zamanı kalmaktadır). Bu, planlanan fiili çalışma zamanının, kazının sürdüğü ve ayak içi konveyörünün çalıştığı kısmı "gerçekleşen fiili çalışma zamanı" olarak adlandırılmıştır. Kazının durduğu kısmına da "durma zamanı"denildi. Klasik ayaklar ortalaması olarak, gerçekleşen fiili çalışma zamanı ve durma zamanları söyledir :

Planlanan fiili çalışma zamanı : 360 dakika/vardiya
Gerçekleşen fiili çalışma zamanı : 250 dakika/vardiya
Arızalar nedeniyle durma : 60 dakika/vardiya
Dinamit ve emniyet için durma : 30 dakika/vardiya
İşe başlama, yer tertibi vs. : 20 dakika/vardiya
Toplam durma zamanı : 110 dakika/vardiya

- 100 m lik klasik ayaktan bir üretim vardiyasında çıkarılan kömür ortalama 225 ton'dur.



Şekil: 1 KLASIK AYAK PLAN GÖRÜNÜŞÜ

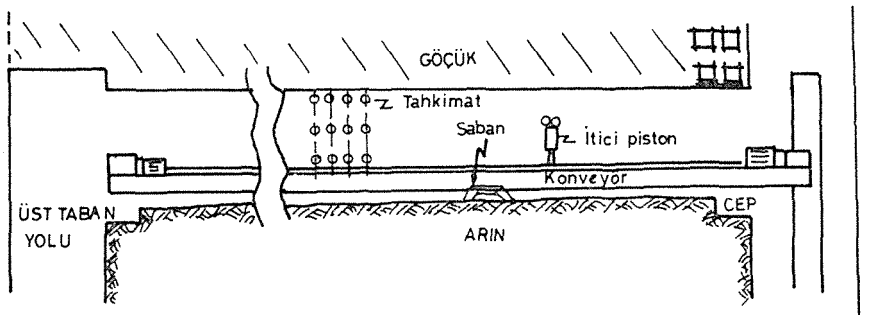
2.2. Yarı Mekanize Ayak (Hobel Ayağı)

Yarı mekanize ayak 1983-1985 yılları arasında çalıştı. Ayakta

kazı ve konveyöre yükleme işleri bir adet koparıcı sabanla gerçekleştirilmiştir. Ayak içi konveyörü zırhlı, çift zincirli saban konveyörüydü. Ayak içi tahkimat ise, hidrolik direk ve çelik sarmalarla yapıldı.

Yarı mekanize ayak (Bölge'deki adı ile "hobel ayağı") kömürün daha kolay kazılabildiği üst damara kurulmuştu ve ayak boyu 165 m , pano uzunluğu 800 m idi. Taban yolu kesiti 14 m^2 civarındaydı (iki damarı ve arakesmeyi içine alan taban yolları). Taban yolunda kömür taşıması tek zincirli konveyörlerle ("çeyn" lerle) ve bant konveyörlerle gerçekleşirken, ana yolda lokomotif taşıması yapılmıştı.

Yarı mekanize ayakta uzun zaman üretim ve tahkimat ayrı vardiyalarda yapıldı. Böylece, bir gündeki 4 vardiyadan en fazla 2 tanesi üretim vardiyası olarak çalışabilmişti. Ayak bitiminden önceki son üç ay (Mayıs, Haziran ve Temmuz - 1985 aylarında) kazı, tahkimat ve cep açma işlerinin aynı vardiya içinde yapılması uygulanmış ve başarılı olmuştur. Böylece, günde 3 vardiya üretim, 1 vardiya bakım şeklinde çalışma olanağı doğmuştur.



Şekil: 2 . YARI MEKANİZE AYAK PLAN GÖRÜNÜŞÜ

Yarı mekanize ayakta, kazı başlamadan önce, ayak baş ve son bitim yerlerine 4'er m uzunluğunda (koparıcı saban bu uçları kazamadığı için) ceplerin kazma ile açılmış olması gerekir. Konveyör, koparıcı sabanın kesim boyu ayarlanarak arına doğru, itici pistonlarla itilir. Ayakta çalışma başlayınca saban, bir kesim derinliği ka-

dar kömürü arından kazarak ve konveyöre yükleyerek, ayağın öteki ucundaki cebe kadar gider. Bu arada konveyör tekrar bir kesim derinliği kadar itilir. Saban öteki uçtan başlayıp tekrar kazarak ve yükleyerek geriye döner. Bu şekilde, saban, ayağın bir ucundan öteki ucuna gidip, gelerek haveyi açar. Have boyu 1,20 m 'dir. Have açıldıktan sonra ayak içi tahkimatları ucuna emniyet sarmaları bağlanır ve sonraki tahkimat vardiyasında veya aynı vardiya tahkimat öne çekilir (Klasik ayaklarda da tahkimat aynı şekilde yapılır, tek farkı arın kazmacı işçiler tarafından kazılarak açılır).

Koparıcı sabanın çalıştığı 1983-1984 ve 1985 yıllarındaki aldığımız fiili değerlere göre ortalama şu sonuçlar bulunmuştur:

- Sabanın bir gidişindeki kesim derinliği : 5 cm /kesim
- Sabanın kazı sırasındaki hızı : 30 m /dakika
- Bir vardiyadaki kesim sayısı : 25 kesim/vardiya
- Ayağın bir vardiyadaki ilerlemesi : 1,25 m /vardiya
- Bir kesim için gerekli fiili zaman : 5,5 dak /kesim.
- Sabanın bir dakikada süpürdüğü alan : 1,5 m^2 /dakika
- Yarı mekanize ayak bir üretim vardiyasındaki ortalama fiili tüvenan üretim : 460 ton/vardiya
- Planlanan fiili çalışma zamanı : 360 dak /vardiya (% 100)
- Sabanın gerçekleşen fiili çalışması : 138 dak /vardiya (% 38)
- Toplam durma zamanı : 222 dak /vardiya (% 62)
- Durma nedenleri, zamanları :

  Ayak içi ve dışı arızalar : 120 dak /vardiya (% 54)
  Saban emniyet pimi kopması : 25 dak /vardiya (% 11)
  Tahkimat, emniyet, ayar, cep, vs. : 55 dak /vardiya (% 25)
  İşe başlama, tertip, bakım : 22 dak /vardiya (% 10)

  222 dak /vardiya (% 100)

- Yarı mekanize ayağın çalışmaları sırasındaki ayak içi ortalama fiili işçilikler (Ayak başı ve sonu cep, tahkimat domuzdamı işcilikleri dahil, taban yolu işcilikleri hariç) :

  Üretim vardiyasında : 15 işçi/vardiya
  Tahkimat vardiyasında : 32 işçi/vardiya
  Toplam : 47 işçi/vardiya

Bunların dışında, Çayırhan Bölgesi'nde yaşadığımız yarı mekanize ayak deneyiminin söylenecek iki önemli yanı daha vardır.

Birincisi, kullandığımız saban, ayak içi konveyörü ve elektrik

donanımları daha önce yurt dışında kullanılmış, oradan, önce T.T.K., Gelik Bölgesine gelip, denemiş, sonra da Çayırhan'a alınmış; yeterli yedek parçası olmayan donanımdı. Yani, bunlar Çayırhan Bölgesi koşullarına göre seçilip, alınmış yeni makinalar değildi. Ayrıca, yukarda saydıklarımızın dışındaki tüm ayak içi ve dışı donanımlar klasik ayaklardan kalan ve saban çalışmasına uyumlu olmayan donanımdı (taban yollarındaki çok düşük kapasiteli tek zincirli konveyörler, eski bant konveyörler, ayak içi tahkimat gibi). Bütün bu olumsuz koşullara karşın yarı mekanize ayak çalıştı ve bitti. Ancak, saban çalışmaları ile ilgili bu yazıda verilen veriler, bu olumsuz koşullar altında elde edilmiştir ve normal çalışma koşullarında doğal olarak çok daha iyi olacaklardı.

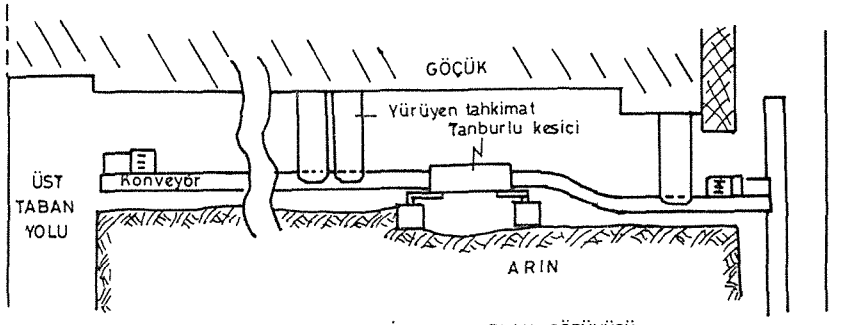
Yarı mekanize ayak deneyiminin öteki önemli yanı, daha sonra kurulan tam mekanizasyona bir geçiş sağlamış ve çalışanların tam mekanizasyona daha hazırlıklı girmelerini getirmiştir.

2.3. Tam Mekanize Ayaklar

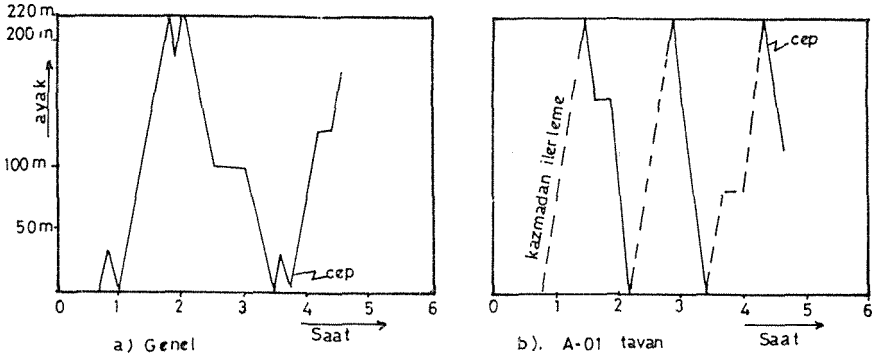
Tam mekanize ayaklarda kömür kazı ve yükleme çift tanburlu kesici-yükleyici makina ile, tahkimat kalkan tipi yürüyen tahkimatlarla gerçekleştirilmektedir. Ayak içi ve dışındaki öteki tüm donanım, tam mekanize çalışmaya uygun, yeraltı teknolojisinin son ürünleri, yeni ve güçlü donanımlardır (Bu makina ve teçhizatların tanıtılması çeşitli defalar yayınlandığı için ve tebliğin sınırlarını zorlıyacağı için burada verilmeyecektir). Tam mekanize ayakların boyları 220 m ve pano uzunlukları 600-1500 m arasındadır (Şekil 3).

Tam mekanize kazıda, ayağın ucundaki tanburlu kesici-yükleyici kazarak ilerlemeye başlayınca daha önceden arına itilmiş konveyörün eğimine uyarak yavaş yavaş tanburlar arına girerler. Tanburlar arına tam olarak - kesim derinliği kadar - girdikten sonra (Bu işlem yaklaşık 30 m. lik ilerlemede gerçekleşir) konveyörün geride kalan kısmı da arına itilerek düzeltilir ve kesici-yükleyici makina geri dönüp kesim derinliği kadar kazarak başladığı noktaya geri gelir. Böylece, ayak ucunda kesici-yükleyici tanburlar arına kesim derinliği kadar girmiş olur ve bu boşluğa "cep", işleme de "cep açma" adı verilir. Cep açma işi bittikten sonra makina arını kesim derinliği kadar kazarak ve yükleyerek ayağın öteki ucuna kadar ilerler. Ayağın öteki ucunu da kazan makina tekrar ileri-geri manevra ile tanburlarını a-

rına sokar ve kazıya ilk başladığı yöne doğru devam eder. Kazı işlemi sırasında, kesici-yükleyici makinanın 15-20 m. gerisinden konveyör arına itilir ve yürüyen tahkimat arına ilerletilir. Şekil 4.a da örnek bir tanburlu kesici-yükleyici çalışma grafiği verilmiştir. Bölgede, arındaki sileks bantlarının getirdiği problemler ve kazı zorluğu nedenleri ile, bir tek A-01 tavan ayak bu çalışma grafiğine uymaz. Bu ayakta tek yönlü-eğim aşağı ve konveyör çalışma yönünde kazı yapılır (Şekil 4.b).



Sekil:3. TAM MEKANİZE AYAK PLAN GÖRÜNÜŞÜ



Şekil : 4. TANBURLU KESİCİ YÜKLEYİCİ ÖRNEK ÇALISMA GRAFİKLERİ

Tam mekanize ayakta, 1 vardiyadaki ayak içi fiili işçi sayısı (ayak baş ve sonu tahkimat, ramble, domuzdamı işçileri dahil, taban

yolundakiler hariç) toplam 30 işçi/vardiyadır.

2.3.1. Tam Mekanize Ayaklar ve Tanburlu Kesici-Yükleyici Makinaların Çalışmaları ile İlgili Veriler.

Ayakların ve kesici-yükleyici makinaların değerlendirilmesinde Ekim-1988 ayı baz alınmıştır. Bunun nedeni, en yüksek ve proğramlanana en yakın aylık üretimin ekim ayında olmasıdır. Ülke genelindeki birçok termik santral gibi, Çayırhan Termik Santralı'nın da düşük kapasiteyle çalışması, 1988 yılı aylarının genelinde kömür üretiminin düşük tutulmasını getirmiştir.

Ekim - 1988 ayında, A-01 ve A-13 panolarındaki 4 tam mekanize ayakta üretim yapılmıştır. A-13 pano ayakları 220 m boyunda, A-01 pano ayakları - üst sınırındaki faydan dolayı - 172 m boyundaydı. Bölge aylık tuvönan üretimi 177.718 ton olmuştur. Bunun yaklaşık 2400 tonu hazırlıklardan, kalan 175.318 tonu 4 tam mekanize ayaktan alınmıştır.

Ekim ayı içinde, 4 tam mekanize ayakta gerçekleşen 208 üretim vardiyasının ayrıntılı teknik değerlendirilmeleri Çizelge 1 ve 2'de yeralmaktadır. Çizelge 1'de ilk göze çarpan, bir ayakta günde 3 ve ayda 93 üretim vardiyası çalışabilme potansiyeli varken, özellikle A-13 pano ayaklarında çok az sayıda üretim vardiyası çalışılmıştır. Bu durum da kimi değerlerin daha küçük çıkmasını getirmiştir. Tavan ayaklarda kömür daha kolay kazılabilir olduğu için makina ilerleme hızları daha yüksektir. Tüm ayaklarda, tanburlu kesici-yükleyici eğim yukarı (konveyör çalışma yönüne karşı) ilerlerken hızı düşmektedir. Kesim derinlikleri (bir kesimde ayakta açılan boşluğun derinliği) ayaklarda bir birinden farklı olmaktadır. Tavan ve taban damarlar arası farklılıklar, farklı çalışma yöntemleri ve farklı kesici uç kullanılması bunun nedenleri olabilir.

Çizelge 2'de, ayakların 1 vardiyasındaki tanburlu kesici-yükleyicinin gerçekleşen fiili çalışma zamanı ve durma zamanı ayrıntılı olarak verilmektedir. Burada, kısa duruşlar tanburlu kesicinin 10 dakikadan kısa duruşlar toplamını, uzun duruşlar 10 dakikanın üstündeki duruşlar toplamını gösterir. Vardiya başı durma, kesici-yükleyici ilk çalıştırılmaya başlamadan önce geçen zamanı belirtir. Vardiya sonu durma ise, ayakta kazı bitirilip, kesici-yükleyici durdurul-

Çizelge 1. Tam Mekanize Ayaklar ve Tanburlu Kesici-Yükleyiciler Fiili Çalışma Verileri (Ekim 1988).

	Ayaklar				Toplam veya Ortalama
	A-01 Tv.	A-01 Tb.	A-13 Tv.	A-13 Tb.	
Toplam çalışan vardiya sayısı (vard /ay)	56	82	32	38	208
Ayak ilerlemeleri (m/ay)	113.11	139.61	36.70	38.5	316.72
Çalışılan gün sayısı (gün/ay)	31	30	22	28	111
Günlük ilerleme (m/gün)	3.65	4.35	1.67	1.38	2.85
Vardiyadaki ilerleme (m/vard)	2,02	1.59	1.15	1.01	1.52
Toplam kesim sayısı (kesim/ay)	140.56	176.3	52.6	59.3	428.76
Vardiyadaki kesim sayısı (kesim/vard)	2.51	2.15	1.64	1.56	2.06
Bir kesimin derinliği (m/kesim)	0.80	0.74	0.70	0.65	0.72
Cep açma zamanı (dak /cep)	-	27	.26	29	27.3
Kazarken dakikada süpürülen alan (m^2/dak)	2.84	1.68	1.87	1.42	1.95
Bir dakikada kazılan kömür (ton/dak)	6.40	4.15	4.20	3.50	4.55
Tanburlu kesici kazarken ilerleme hızı :					
Eğim aşağıya (m/dak)	3.55	2.57	2.90	2,42	2.63
Eğim yukarıya (m/dak)	-	1.96	2.44	1.95	2.12
Ortalama (m/dak)	-	2.27	2.67	2.18	2.34

Çizelge 2. Tanburlu Kesici-Yükleyicinin 1 Vardiyadaki Gerçekleşen Fiili Çalışma ve Durma Zamanları (Ekim 1988)

	Ayaklar				Ağırlıklı Ortalama
	A-01 Tv.	A-01 Tb.	A-13 Tv.	A-13 Tb.	
Değerlendirilen vardiya sayısı	56	82	32	38	-
Programlanan fiili çalışma (dak./vard.)	360	360	360	360	360
Gerçekleşen fiili çalışma (dak./vard.)	212(% 59)	208(% 58)	162(% 45)	182(% 51)	197(% 56)
Toplam durma (Dak./vard.)	148(% 41)	152(% 42)	198(% 55)	178(% 49)	163(% 44)
Kısa duruşlar (dak./vard.)	24(% 16)	26(% 17)	24(% 12)	12(% 7)	23(% 14)
Uzun duruşlar (dak./vard.)	124(% 84)	126(% 83)	174(% 88)	166(% 93)	140(% 86)
	148	152	198	178	163
Vardiya başı durma (dak./vard.)	28(% 19)	26(% 17)	42(% 21)	28(% 16)	29(% 18)
Vardiya sonu durma (Dak./vard.)	54(% 36)	45(% 30)	88(% 44)	116(% 65)	64(% 39)
Kazı sırasında durma (dak./vard.)	66(% 45)	81(% 53)	68(% 35)	34(% 19)	70(% 43)
	148	152	198	178	163

duktan sonra vardiya sonuna kadar kalan zamandır. Kazı sırasında durmanın anlamı ise, ilk çalıştırma ile son durdurma arasındaki duruşların toplamıdır.

2.4. Diğer Bazı Karşılaştırmalar

Önceki bölümlerde klasik, yarı mekanize ve tam mekanize ayakları kısaca tanıtılıp, teknik verileri aktarılırken birbirleri ile karşılaştırma olanağı büyük ölçüde sağlanmıştı. Çalıştığımız veya şu an çalışmakta olduğumuz bu 3 tür ayakla ilgili öteki bazı karşılaştırmaları da şöyle sıralayabiliriz :

- Ayak içindeki tüm demir malzemeler ağırlıkları toplamının ayak boyuna bölünmesi ile bulunan demir ağırlıkları :

  Klasik ayakta : 450 kg/m

  Yarı Mekanize Ayakta : 800 kg/m

  Tam Mekanize Ayakta : 4900 kg/m

- Panodaki tüm makinaların (ayak içi ve taban yolları) kurulu güçleri toplamından bir ayağa düşen miktarı :

  Klasik ayakta : 150 KW/ayak

  Yarı Mekanize ayakta : 375 KW/ayak

  Tam mekanize ayakta : 950 Kw/ayak

- Ayak içindeki kazı makinası, konveyör, tahkimat birimleri gibi tüm yatırım malzemesinin - 1989 Ocak ayı fiyatları ile - ayağın 1 m 'sine düşen ilk yatırım maliyeti :

  Klasik ayakta : 4-6 x 10^6 TL/m

  Yarı mekanize ayakta : 12-16 x 10^6 TL/m

  Tam mekanize ayakta : 50-55 x 10^6 TL/m

- Bu güne kadar, bir ayakta gerçekleşen vardiyadaki en fazla ayak ilerlemesi ve üretimi :

  Klasik ayakta : 1,20 m/vardiya, 280 ton/vardiya

  Yarı mekanize ayakta : 1,80 m/vardiya, 670 ton/vardiya(23.1.1985)

  Tam mekanize ayakta : 3,20 m/vardiya, 1230 ton/vardiya(15.10.1988)

- Bir panonun (2 ayak ve taban yolları) tüm donanımı ile söküm, taşıma ve yeni panoya kurulması için ortalama, gerekli fiili zaman (günde 4 vardiya çalışma ile) :

  Klasik ayakta : 7-10 gün

  Yarı mekanize ayakta : 15-20 gün

Tam mekanize ayakta : 90-110 gün

Görüldüğü gibi klasikden ve yarı mekanizeden tam mekanize ayağa geçişte 1 m.'ye düşen demir ağırlığı, kurulu güç, yatırım maliyeti, vardiyadaki üretim ve söküm-kurma zamanı sıçrayarak artmıştır. Tam mekanize ayakta söküm, taşıma ve yeniden kurma için gerekli zamanın çokluğu, yedek pano olmasına karşın, böyle dönemlerde ocak üretiminin kesintiye uğramaması için titiz pano çalışmaları planlaması gerektirir.

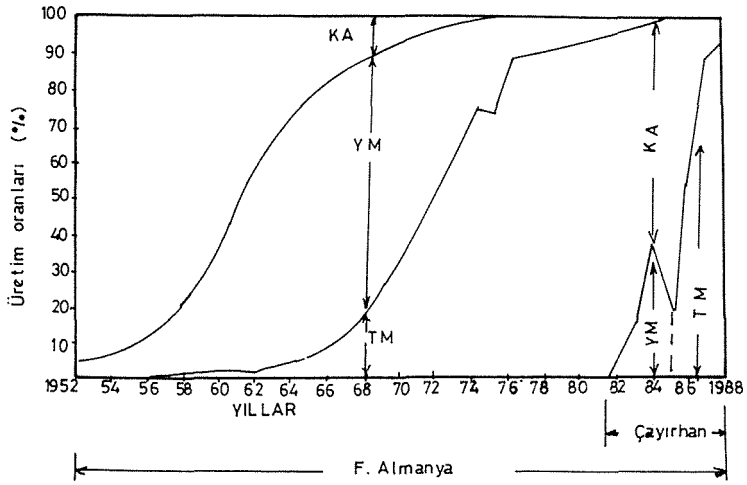
3. GEÇİŞ DÖNEMİNDE YILLARA GÖRE KARŞILAŞTIRMALAR

3.1. Yıllık Üretimler

Çayırhan Bölgesi'nin 1980-1988 arası yıllık tüvönan üretimleri ve bunların üretim yerlerine göre dağılımları çizelge 3'de yer almaktadır. Ayrıca, bir karşılaştırma yapılabilmesi için, F.Almanya ve Çayırhan Bölgesi'nde mekanizasyona geçiş dönemindeki üretimlerin, üretiliş şekillerine göre değişimleri de şekil 5'de verilmektedir. Şekilden görüleceği gibi, Çayırhan'da tam mekanizasyona geçiş, F. Almanya'ya göre çok daha kısa zamanda gerçekleşmiştir. Doğal olarak, bilinen bir teknolojinin yeni bir yere uyarlanması daha kısa zaman alacaktır. Ancak, çalışanlarında bu kısa zamanda yeni teknolojiyi özümleyebilmesi ve uyum gösterebilmesi gerekir ki, meslek içi eğitim bu noktada çok büyük önem kazanmaktadır.

Çizelge 3. Çayırhan Bölgesi Yıllık Tuvönan Üretimlerinin Üretim Yerlerine Göre Dağılımları

Yıllar	Tüvönan Üretim (Ton)	Hazırlıklardan gelen (Ton)	Klasik (Ton)	Yarı Mekanize (Ton)	Tam Mekanize (Ton)
1980	250.142	21.000	229.142	-	-
1981	319.811	24.000	295.811	-	-
1982	319.308	18.000	291.908	9.400	-
1983	344.108	16.000	274.108	54.000	-
1984	434.994	60.000	236.394	138.600	-
1985	486.360	72.000	341.160	73.200	-
1986	285.884	83.000	88.424	-	114.460
1987	630.511	71.000	62.000	-	497.511
1988	1.424.822	31.000	110.000	-	1.283.822



KA : Klasik ayaklar üretim oranı
YM : Yarı mekanize ayaklar üretim oranı
TM : Tam makanize ayaklar üretim oranı

Şekil : 5 . F. ALMANYA ve ÇAYIRHAN'DA MEKANIZE OLMA SÜREÇLERİ

3.2. İçeri Randımanlar

Randımanların bulunmasında, Batı Avrupa ülkelerindeki randımanlarla karşılaştırabilmek için, onların hesapladığı şekliyle; yıllık satılabilir üretim, yıllık toplam bütün yeraltı fiili işçiliğine bölündü. Çayırhan Bölgesinde, yıllık fiili kredili işler yeraltı işçilikleri ihmal edilecek kadar az olduğu için bulunan sonuçlarda pek farklılık getirmemiştir. Çizelgeye, Çayırhan Bölgesi'ndeki 1988 yılı aylarına göre içeri randımanlar da ayrıca eklendi.

Çizelge 4. Fiili İçeri Randımanlar (ton/fiili içeri yevmiye)

Yıllar	F.Almanya	Çayırhan	1988 Yılı	Çayırhan
1950	1,43	-	Ocak	2,45
1960	2,10	-	Şubat	2,84
1970	3,84	-	Mart	3,36
1980	3,94	0,78	Nisan	3,01

1981	3.90	1,00	Mayıs	1,89
1982	3,98	1,08	Haziran	1,38
1983	4,04	1,25	Temmuz	2,03
1984	4.23	1,67	Ağustos	4,43
1985	4.35	1,81	Eylül	4,08
1986	4,47	0,53	Ekim	4,15
1987	-	1,12	Kasım	3,63
1988	-	2,90	Aralık	2,32
			1988	2.90

Çayırhan'da içeri randımanlar 1986 yılına kadar düzenli olarak artmıştır. Yarı mekanize ayağın devreye girdiği 1983, 1984 ve 1985 yıllarında bu artış daha da belirginleşmektedir. 1986 ve 1987 yıllarında, hem kömür talebinin - üretim potansiyeline göre - düşük olması (Örneğin, 1986 yılı Mayıs, Haziran, ve Temmuz aylarında tüm ayaklar kapatılarak hiç üretim yapılmadı), hem de bu yılların yoğun montaj ve deneme çalışmaları yılları olması nedenleri ile içeri randımanlar düşmüştür.

1988 yılı aylarına göre bir değerlendirme yapılırsa, üretimin normal düzeyde tutulduğu ağustos, eylül ve ekim aylarında içeri randımanların 4 ton/yevmiye'yi geçerek Batı Avrupa standartlarını yakaladığını görmekteyiz. Özellikle yaz aylarında - talebin azlığı nedeni ile - üretimin düşük tutulması, 1988 yılı genelinde içeri randımanı 2,90 ton/yevmiye düzeyine indirmiştir.

1988 yılında, yeraltı fiili işcilikleri, üretim panolarında 332,104 yevmiye (97.641'i klasik panodan), pano hazırlıklarında 147.100 yevmiye ve kredili işlerde 565 yevmiye olmak üzere toplam 479.769 yevmiyedir. Yalnızca üretim panolarındaki 332.104 fiili içeri yevmiye ve yıllık tüvönan üretim gözönüne alınırsa 1988 yılı içeri randımanı 4,29 ton/yevmiye çıkmaktadır.

3.3. Satılabilir Kömürdeki Toz ve Parça Oranları, Kömürün Satış Yerlerine Göre Dağılımı

Mekanizasyona doğru gittikçe, beklenildiği gibi, üretilen kömürdeki toz oranı artmıştır. Satılan kömürün satış yerine göre dağılımı da, termik santralın devreye girmesiyle büyük ölçüde değişmiştir.

Çizelge 5. Satılabilir Kömürdeki Toz ve Parça Oranları

Yıllar	Satılabilir(Ton)	Toz (%)	Parça (%)
1980	235.134	28,4	71,6
1981	300.622	36,4	63,6
1982	300.150	33,9	66,1
1983	323,492	30,4	69,6
1984	406,448	42,7	57,3
1985	457,189	43,4	56,6
1986	268,729	48,1	51,9
1987	592,680	67,4	32,6
1988	1,391,196	76,1	23,9

Çizelge 6. Kömürün Satış Yerlerine Göre Dağılımı

Yıllar	Satılan(ton)	Teshin(%)	Sanayi(%)	Termik(%)
1980	220.436	43,5	56,5	-
1981	272.693	40,6	59,4	-
1982	281,076	41,3	58,7	-
1983	321,034	50,4	49,6	-
1984	388,051	44,6	55,4	-
1985	441,645	48,5	51,5	-
1986	222,885	50,4	48,8	0,8
1987	590,359	24,1	22,1	53,8
1988	1.385.878	11,8	19,2	69,0

3.4. Dinamit, Ağaç Sarfiyat ve Havalandırma

Kazı ve tahkimatta mekanizasyona gidildikçe geleneksel dinamit, ağaç, kapsül gibi malzemelerin sarfiyatı düşmekte ve elektrik, kesici uç, hidrolik hortum gibi malzemelerin sarfiyatı artmaktadır.

Klasikten tam mekanizasyona geçişte ocak genelinde daha fazla havaya gereksinme olacağı bilinen bir gerçektir. Çayırhan'da da, yeni hava yolları, yeni ve güçlü pervane ile ocak yollarının zamanla iyileştirilip genel ocak direncinin düşmesi geçen hava miktarını artırmıştır. Çizelge 7'deki değerler, ocak nefesliklerinden dakikada çıkan hava olarak, yıllık tüm okumaların ortalamalarıdır.

Çizelge 7. Bazı Sarfiyat ve Ocak Havalandırması

	Tuv. Ton'a Düşen Sarfiyatlar		
Yıllar	Dinamit (kg/ton)	Ağaç (m^3/ton)	Ocaktan Geçen Hava (m^3/dak.)
1980	0,173	0,011	1130
1981	0,177	0,012	1540
1982	0,154	0,012	2157

1983	0,115	0,010	2835
1984	0,077	0,010	2812
1985	0,074	0,010	3190
1986	0,080	0,007	3210
1987	0,030	0,008	4160
1988	0,015	0,004	5620

3.5. Yatırımlar ve Hazırlıklardaki İlerlemeler

Çizelgede, yıllık gerçekleşen yatırım tutarları ilgili yılın deflatör değerlerine bölünerek 1987 yılı fiatlarına dönüştürülmüştür ve 1987'ye kadar olan yatırımlar verilmektedir.

Hazırlıklarda, taban yolları kesitleri 10 m^2'nin üstünde, kılavuz kesitleri 4-5 m^2'dir.

Çizelge 8. Yatırımlar ve Hazırlıklar

	Yatırımlar	Hazırlıklar (metre)		
Yıllar	(x 1000 ₺)	Lağım	Taban Yolu	Kılavuz
1980	2.018.000	823	672	3010
1981	4.033.000	1266	1196	1686
1982	4.842.000	1819	811	1068
1983	1.831.000	1011	176	2951
1984	3.369.000	720	2631	495
1985	17.518.000	369	3737	1517
1986	11.110.000	900	4672	2112
1987	41.492.000	300	3955	1860
1988	-	61	1512	500

3.6. İş Kazaları

Çizelge 9'da yıllara göre iş kazaları ve kaza tekrar payları (Tp) yeralmaktadır. Kaza tekrar payları, 1.000.000 fiili iş saatine düşen toplam kaza sayısı olarak belirlenmiştir.

Çizelge 9. İş Kazaları ve Kaza Tekrar Payları (Tp)

Yıllar	Toplam Kaza Sayısı	Yeraltı Kaza Sayısı	Çayırhan'da Tp	F.Almanya'da Tp
1974	-	-	-	111,2
1978	-	-	-	97,4
1982	255	204	57.00	87,6
1983	219	188	47.60	80,4
1984	254	217	56,30	78,1

1985	355	306	72,56	79,6
1986	323	295	51,35	75,7
1987	440	406	68,70	-
1988	327	258	53,90	

Yazılmayan değerler bilgi alınamayan yıllara aittir.

F.Almanya'daki kaza tekrar payları mekanizasyona doğru gittikçe düzenli olarak düşmektedir. Son durumda, hemen hemen aynı donanımı ve teknolojiyi kullanmamıza karşın, Çayırhan'da böyle bir düşüş görememekteyiz. Bunun nedeni, mekanizasyonun kazaları düşürücü yöndeki olumlu etkisi ile yeni bir teknolojiye uyum kurmanın kazaları artırıcı yöndeki olumsuz etkisinin şimdilik birbirini dengelemesi olabilir.

Bu arada şunu da belirtmek gerekir ki, Çayırhan'daki kazaların yarısından fazlası hafif kazalardır. Yıllık toplam kazalı sayısından rapor alanların oranı 1987'de % 36, 1988'de % 45 olmuştur. Kaza ağırlık payları (Ap) 1987'de 1,32, 1988'de 1.40'dır.

Çayırhan'daki mekanizasyona bu ilk geçiş döneminde kaza tekrar paylarında belirgin bir değişiklik görülmemesine karşın, kazaların yeri ve nitelikleri oldukça değişmiştir. Klasik üretimin yoğun olduğu yıllarda, ayak içinde olan kazaların toplam kaza sayısına oranı % 50 civarındayken, bu değer 1985 yılından başlayarak düşmüş ve 1988'de % 28'e inmiştir. Öte yandan taban yollarında olan kaza oranı aynı paralellikte artmıştır. 1982-1988 arası dönemde, yıllık kazalanan kazmacı ve ayak tahkimatcılarının oranı düşerken, mekanik işlerde çalışanların, operatörlerin, tamir-taramacıların kazalanma oranı yükselmiştir. Ayak içerisinde, tavandan veya arından kapak düşmesi nedeni ile kazalanan işçilerin toplam kazalı işçiye oranı 1982 yılında % 16,5 olmuşken, 1988'de bu oran % 8,3'e düşmüştür. Aynı dönemde, malzeme taşıma veya makina kurma, tamir, bakım sıralarında el ve parmaklardan kazalanma oranları artmıştır.

Mekanizasyonun kazaları azaltıcı etkisi en fazla ayak içi kazalarında gözlenmiştir. 1988 yılının ilk 9 ayında tam mekanize panolarla birlikte bir de klasik pano çalışmıştı. Bu dönemde, klasik pano üretiminin toplam üretime oranı % 18 olmasına karşın, klasik ayaklar içinde olan kaza sayısının toplam ayaklar içinde olan kaza sayısına oranı % 53 olmuştur. Aynı dönemde, klasik pano fiili yeraltı işçiliğinin toplam üretim panoları fiili yeraltı işçiliğine oranı ise % 29 dur. Yine bu dönemde, ayak içi kazalarının toplam kazalara oranı %34

olurken, klasik ayakların çalışmadığı son 3 aylık dönemde bu oran % 15,7'ye inmiştir.

4. SONUÇ

Çayırhan Bölgesi, gerçek anlamda yarı mekanize ve tam mekanize kömür üretimi yapılan Ülkemizdeki ilk yeraltı kömür işletmesidir. Bu yazıda, yaşadığımız klasik, yarım mekanize ve tam mekanize çalışmaları - ayaklar ağırlıkta olmak üzere - farklı yönleriyle karşılaştırmaya ve geçiş dönemindeki bazı önemli değişimleri vermeye çalıştık.

Çayırhan Bölgesi tam mekanizasyona geçmekle kendi içinde daha yüksek kapasiteyi, daha verimli çalışmayı ve iş kazalarını en aza indirmeyi hedeflemişti. Ancak, burada yaşanan ve ülkemizdeki ilk örneği olan bu değişimlerin ve sonuçlarının diğer tüm yeraltı madencilerince de yakından izlenilmesi ve tartışılması gerektiğine inanıyoruz. Çünkü :

- Yeraltı mekanizasyonu, Ülkemizde kaçınılmaz olarak yaygınlaşacaktır ve Çayırhan, sonraki tüm benzeri yeraltı modernizasyonu çalışmalarına yol gösterici olacaktır.
- Dünya'da uygulanan en yeni yeraltı teknolojisi ve donanımlarından büyük kısmını tanıma olanağı doğmuştur.
- Çalışılan teknolojinin değiştirilmesinde karşılaşılacak sıkıntıların ve uyumsuzlukların önceden kestirilmesinde yardımcı olacaktır.

Çok iyi bilindiği gibi, üretimde ve verimlilikte, makinalar ne kadar mükemmel olursa olsun, bunları yönlendiren insanların yeterliliği ve makinalara uyumluluğa temel belirleyicidir. Mekanizasyona geçişte de çalışanlara - yönetici, teknik elaman, işçi - uyumu ve yeterliliği sağlayacak en önemli etken, meslek içi eğitimdir. Özellikle teknik elamanlara, hem öğrenici,hem öğretici, hem de uygulayıcı konumlarından dolayı bu noktada büyük sorumluluklar düşer. Ve bunun ilk adımı, yılların sloganı olan "Madencilik tertip ve takip işidir" inancının tümüyle terkedilip, madenciliğin de bilimsel mühendislik işi olduğuna inanılmasıdır kanaatindeyiz.

Bu yazıda, bölüm 2'de yer alan klasik, yarı mekanize ve tam mekanize üretim şekilleri ile ilgili bütün veriler ve değerler yazarın buralardaki kendi çalışmaları sırasında aldığı ölçümleri ve hesapla-

malarıdır. Yazı içindeki yorum ve görüşler yazara aittir, çalıştığı kurumu bağlamaz.

KAYNAKLAR

1. ..... 1987; "Bergingenieure 1987", Verlag Glückauf GmbH, Essen.
2. ..... 1981-1988; "Üretim Rapor Defterleri", O.A.L., Çayırhan.
3. ..... 1988; "Tanburlu Kesici-Yükleyici Makina Çalışma Diagramları", O.A.L., Çayırhan
4. ..... 1982-1988; "Yıllık Kaza İstatistik'leri", O.A.L., Çayırhan
5. ..... 1980-1988; Çeşitli İstatistiki Raporlar, O.A.L., Çayırhan
6. ..... 1981-1988; Yazar Tarafından İşyerinde Alınan Ölçümler ve Veriler, O.A.L., Çayırhan.

BLİ HİMMETOĞLU AÇIK OCAK ŞEV ANALİZİ

SLOPE STABILITY ANALYSIS AT HİMMETOĞLU OPEN PIT MINE (BLİ)

Seyfi KULAKSIZ(*)

ÖZET

Açık ocak işletmelerinde kayaçların şev duraylılığı daha çok öncelikle süreksizlik düzlemleri ile (çatlak sistemi, fay,ezik zonlar, tabaka konumları)kontrol edilmektedir. İkinci ana etken ise yeraltı suyudur. Şev duraylılığında etki eden bu faktörlerin en önemli karakteri ise bunların konumlarıdır. Gerek açık ocak gerek ise yeraltında bu zayıf zonlar haritalanmalıdır. Bunun için bir çok metod kullanılmaktadır.

Bu çalışmada ise süreksizliklerin grafiksel analizi ile, meydana gelmiş eski heyelanların analizinden soruna ekonomik olarak çözüm sağlanmaya çalışılmıştır.

ABSTRACT

The stablity of rock slopes is mostly influenced and controlled by weakness planes (such as joints, faults, shear zones bedding planes) at open pits. Secondly the existence of underground water is the most important factor that influence stability are the existence structural discontinuities orientation (Dip, strike).

Weak zones must be mapped in open pit mines and also underground. There are many methods that are used for this.

In this paper the cheapest method being stereographic analysis techniques and old slope failure back analysis were applied.

* Doç.Dr. Maden Yük.Müh. Hacettepe Üniversitesi Maden Müh. Bölümü
Beytepe-ANKARA

1. GİRİŞ

- Şev duraylılığı analizlerinde şev dizaynı ve kontrolu için şu ana faktörler tam olarak yapılarak değerlendirilmelidir.

A- Sahanın yapısal jeoloji özellikleri
B- Kayaçların stratigrafisi
C- Yeraltı suyu
D- Kayaçların jeomekanik özellikleri

Bu ana faktörler yanında, topoğrafya, açık ocak derinliği, patlatma sistemi, düzensiz döküm sahaları.

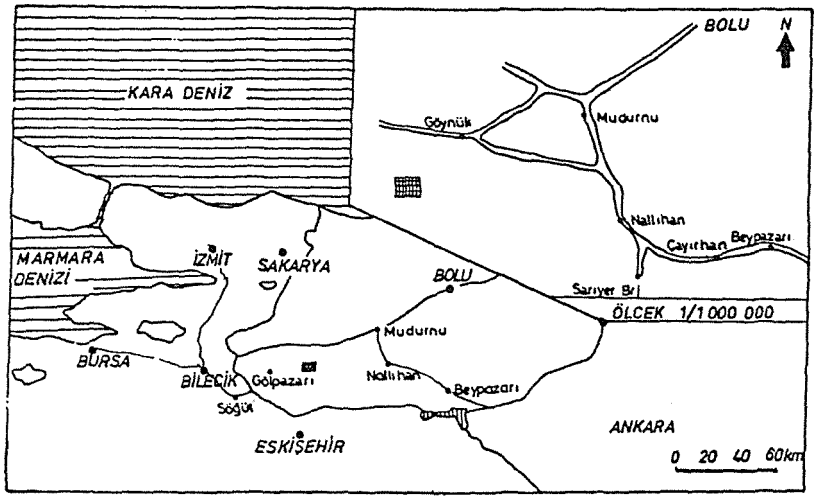
Şev duraylılık analizleri için yapısal jeoloji, yeraltı suyu ve gözenek suyu basıncı,makaslama dayanımı, vb. kayaçların jeomekanik verilerinin bilinmesi gerekir. Dolayısıyle şev analizi bir ekip çalışmasıdır. Bu ekip çalışmasında jeolog, hidrojeolog, kaya mekanikci, bilgisayar mühendisi ve bir de esas olarak pratik,ekonomik ve dizayn için maden mühendisi bulunmalıdır.

Eğer şev analizi önceden yapılmamış ise geçmişte meydana gelen kaymaların analiz edilmesinde böyük yarar vardır. Bunun için de topoğrafik konum, kayan bloğun topuk ve başladığı yüzey,yapısal jeoloji, yeraltı suyu seviyesi verileri kayıt edilmeli ve değerlendirilmelidir. Kayma durumunda emniyet faktörü bir ve kohezyon ise sıfırdır. Buradan kolaylıkla sürtünme katsayısı bulunabilir. Bu şartlarda yeni şev emniyet katsayısı hesaplanabilmektedir.

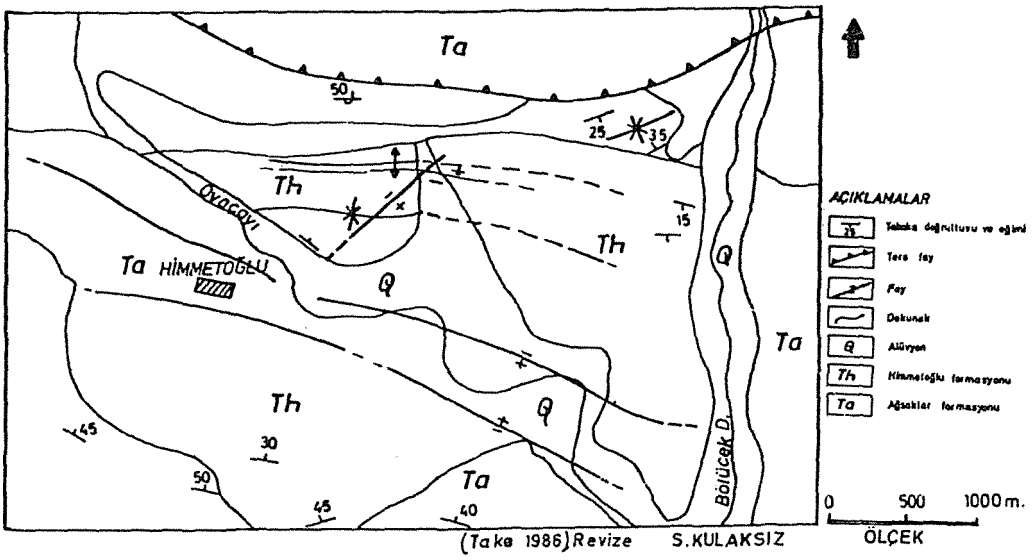
Ocak genel şev açısı, açık ocağın şekli ve şevlerin yerleştirilmesi ise etki eden diğer faktörlerden biridir. Açık ocak sahasında yapısal jeoloji farklılıkları nedeniyle optimum şev açısı, ocağın değişik yerlerinde değişecektir. Bu değişiklikler açık ocak genel durumu itibariyle bazı alanlarda uygun olmakla beraber, ocak şartları nedeniyle bazen uygulanamamaktadır.

1.1. Çalışma Alanı

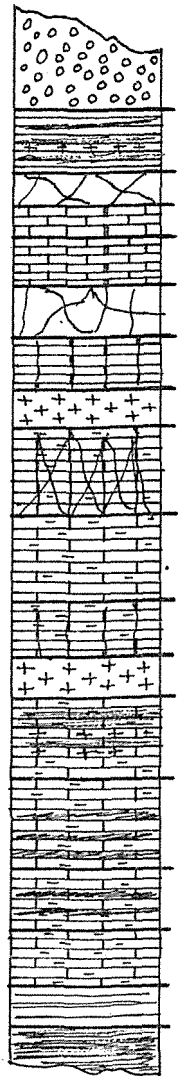
Araştırma yapılan saha Bolu ili Göynük ilçesi Himmetoğlu köyü batı ve kuzey yöresinde yeralmaktadır (Şekil 1). Bu çalışma için jeoteknik ve yapısal jeoloji verileri A_2 panosunda yapılan gözlem ve ölçümlerden alınmıştır.



GÖYNÜK HİMMETOĞLU LİNYİT SAHASI JEOLOJİ HARİTASI



Şekil 1. BLİ Himmetoğlu Linyit Sahası Lokasyonu ve Jeoloji Haritası



(Ölçeksiz)

2.m,Alüvyon

3.m,Bozunmuş gri renkli laminalı kiltaşı marn ardalanması

0.85.m,masif konkoidal kırılmalı kiltaşı killi marn

0.60.m gri renkli yeşilimsi kiltaşı 4-20 cm tabakalı

0.30 m,gri renkli okside kiltaşı N 20 W/5 SW

1.m Açık gri yeşilimsi konkoidal kırılmalı dikine çatlaklı kiltaşı

1.20 m tabakalı (1-20 cm) gri renkli tabakaya dik çatlaklı marn-kiltaşı

0.05 m tüf

2,30 m Açık yeşilimsi gri masif, kırılgan, dikine çatlaklı dağılgan (5-50 cm çatlak aralıklı) kiltaşı

2,30 m çok ince laminalı (1-5 cm) koyu gri yeşilimsi kırılgan tüf bantlı kiltaşı,marn

5.m gri masif görünümlü yer yer yumrulu kiltaşı-marn

1,30 m tüf gözenekli biyotitli kahverengi gri renkli

5.m ince tabakalı laminalı 1-45 cm tabakalı koyu gri kiltaşı (Su geliri mevcut) yer yer tüf bantlı

9.m kalın tabakalı (40-50 cm) killi kireçtaşı laminalı tabakalı marn-kiltaşı

10.m çeşitli boyutlarda tabakalı marn,kiltaşı, silttaşı ardalanmalı seviye

2.m ince tabakalı organik mataryelli kiltaşı-silttaşı

1-3 m bitümlü şist

1-13 m linyit

Şekil 2. (Ölçülü)Himmetoğlu ocağı dikme kesiti

2. BÖLGENİN JEOLOJİSİ

Himmetoğlu açık ocak linyit işletmesi sahasında kapsayan bölgede bir çok araştırmacı jeolojik çalışmalar yapmışlardır (Stchepinsky, 1941; Abdülselamoğlu, 1956; Turgut, 1985.....).

Daha önce açık ocak sahasında marn ve kiltaşı olarak tanımlanan litolojik birimlerin yapılan makroskopik ve mikroskopik çalışmalar sonucunda birbirleri ile ardalanmalı olarak kömür tabanından yüzeye doğru istiflenmesi ve adlandırılması Şekil 2'de verilmiştir.

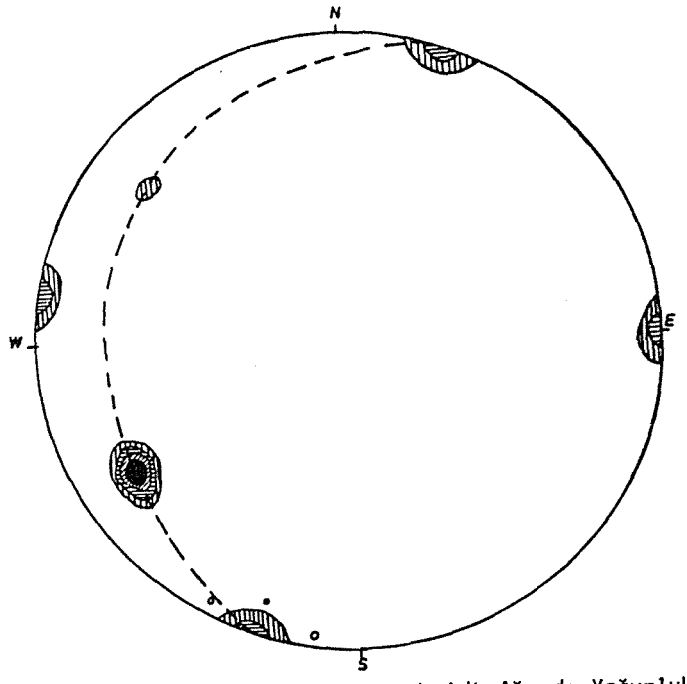
Burada sadece kömür içeren Himmetoğlu formasyonu ve onun litolojik birimleri verilecektir. Genel olarak bu formasyon marn, kiltaşı, silttaşı, miltaşı, kumtaşı, tüf, killi marn ardalanmalı seri yapısındadır. Bu formasyon kalınlığı 1-13 metre arasında değişen kömür içermektedir. Kömürleşme derecesi ise DIN standardlarına göre yumuşak kahverengi kömür, ASTM Standardlarına göre ise linyite tekabül etmektedir (Kulaksız ve Demirbugan, 1988).

2.2. Yapısal Jeoloji

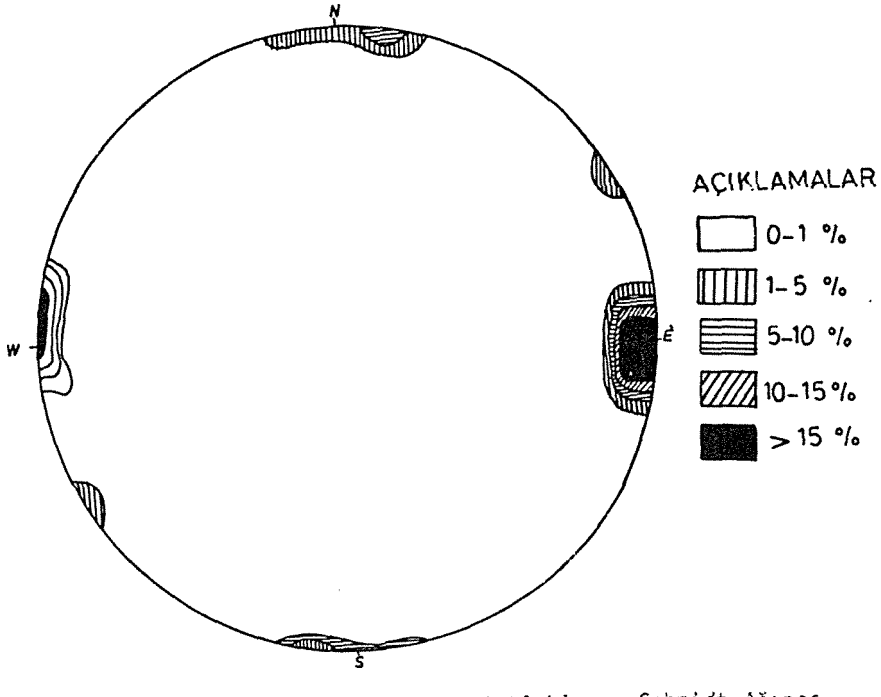
Bölgede yer alan önceki çalışmalarda belirlenen tektonik yapılar Çayköy ve Himmetoğlu senklinali ile Bölücekova antiklinalinin yanı sıra açık ocak içinde kömürlü seviyede gözlenen devrik bir antiklinal ve senklinal yapısıda bulunmakta, Ovaçay ile kömür ocağı arasında ise faylı bir antiklinal bulunmaktadır.

Kıvrım kanatlarındaki tabaka eğimleri 5-30^{0} arasında değişmektedir. Bu kıvrımlı yapıların yanı sıra jeofizik çalışmaları sonucu tespit olunan örtülü yaklaşık E-W yönlü faylarla birlikte bu fayları kesen NE yönlü ikincil faylar gözlenmiştir.

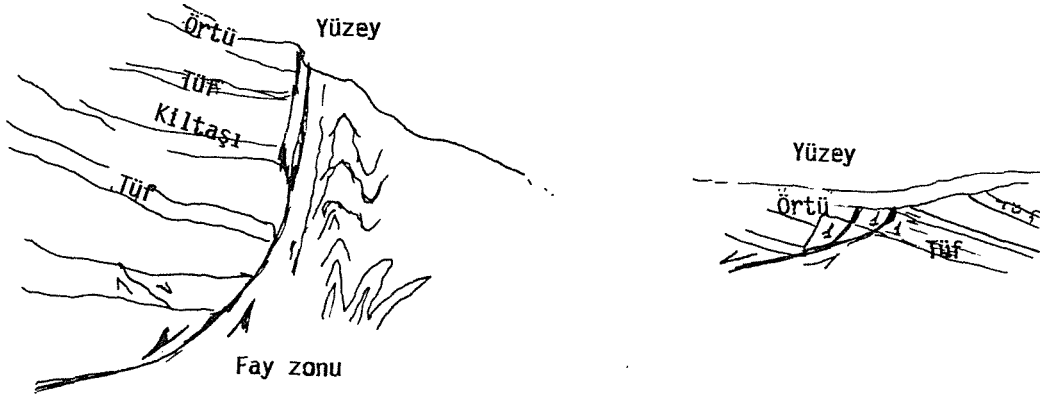
Açık ocak içinden geçen yaklaşık E-W eksen konumlu fayın eğimi yüzey 90^{0} iken 10 metre sonra 33^{0} dereceye düşmekte ve tabaka içi fay konumunu almaktadır (Şekil 3).



Şekil 4. A_2 Panosu Çatlaklarının Schmidt Ağında Yoğunluk Dağılımı



Şekil 5. A_2 Panosu Güney Şevinde Ölçülmüş Çatlakların Schmidt Ağında Yoğunluk Dağılımı.



Şekil 3. A_2 panosu açık ocak doğu şevinde fay düzleminde eğim açısının değişmesi

Kısmen ters fay karakterli bu fay ile Ovaçay kenarından geçen normal fay arasında kömür düşey atımdan dolayı daha derinlere inmektedir (ortalama 10 metre).

Açık ocak işletme sahasında bu büyük fayların yanı sıra tali olarak E-W, N 75 W veya N 70 E doğrultulu eğimleri 35-90^{o} arasında değişen normal faylar ile N 35 E ve N-S yönünde 75-90^{o} eğimli fay sisteminin bulunduğu da gözlenmektedir. Bu fayların düşey atımları ise 1-8 metre arasında değişmektedir.

Önceki çalışmalarda açık ocak işletme projesi ve uygulanmasına yönelik yapısal jeoloji elemanları yeterli şekilde incelenmediği ve haritalanmadığından ocak planlanması ve şev duraylılığı konularında hiçbir veri kullanılmadan doğrudan işletmeye geçilmesi sonucu açık ocak sahası heyelanlarla kaplanmıştır.

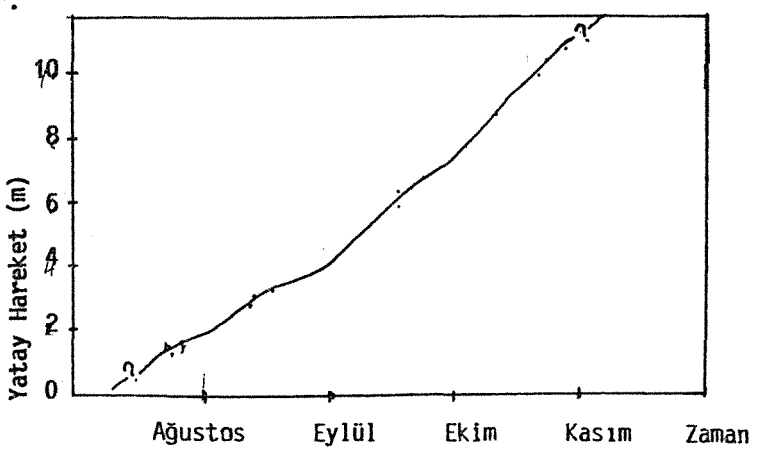
Açık ocak sahasında kayaçlarda üç yönlü çatlak sisteminin geliştiği gözlenmiştir. Gözlem sonucu ölçülmüş çatlak konumlarının pol noktalarının çizimi Schmidt diyagramında (Paillips, 1971) yapılmış ve bunlara ait pol noktalarından gecen (beta) düzlemler çizilmiş ve Şekil 4-5' de verilmiştir. Hakim çatlak doğrultusu yaklaşık N-S ve E-W yönü görülmektedir.

3. GERİLME ÇATLAĞI ÖLÇÜMÜ

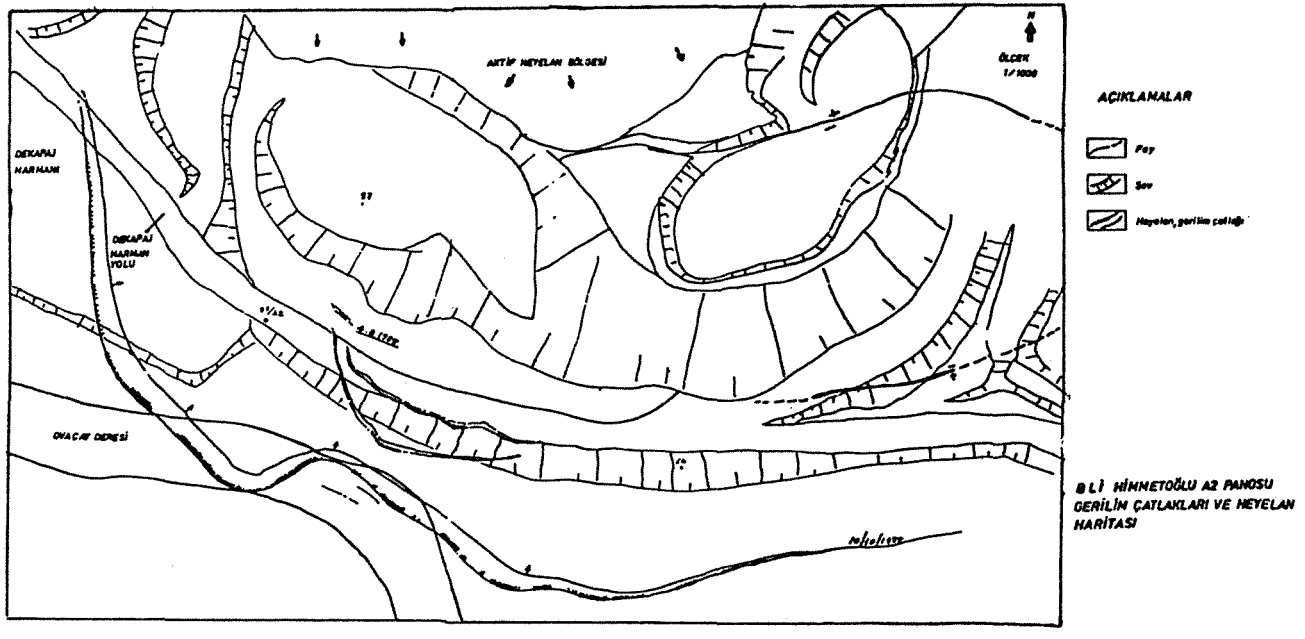
Gerilme çatlağı ve düzlemsel kayma hareketinin ölçülmesi çeşitli yöntem ve cihazlar kullanılarak yapılabilmektedir. Bunlar delik içi inklinometresi, delik içi ekstansiyometresi, çelik tel ekstansiyometresi, pieozometresi veya topoğrafik hassas ölçüm aletleridir (Browner ve Cavers, 1986).

BLİ Himmetoğlu açık ocak işletmesinde Wilp telemetrik-Laser ışınlı teodolit kullanılmıştır. Açık ocak işletmesi A_2 panosu ocak güney şevinde kurulan topoğrafik ölçüm istasyonları ağı yardımı ile gerilme çatlakları haritalaması yapılmış, (Şekil 6-7'de verilmiştir) gerilme çatlağı hareket ölçüm sonuçları ise Tablo 1'de sunulmuştur. Tablo 1 de sunulan ölçüm ve gözlem sonuçlarına göre 9, 10, 11, 12 Kasım 1988 tarihlerdeki gözlemde şev topuğunda kömür alımı devam etmekte ve dere yatağındaki su gelirini önlemek için dekapaj yapılan malzeme ile doldurulmakta idi. Kayan saha üstüne yapılan bu dekapaj blok üstüne ekstra yükleme ile birlikte, dereden gelen ve çatlaklara dolan sular çatlak sistemlerinde basınç artmasıyla çatlakların genişlemesine neden olmasıyla kayma olayının hızlandığı gözlenmiştir.

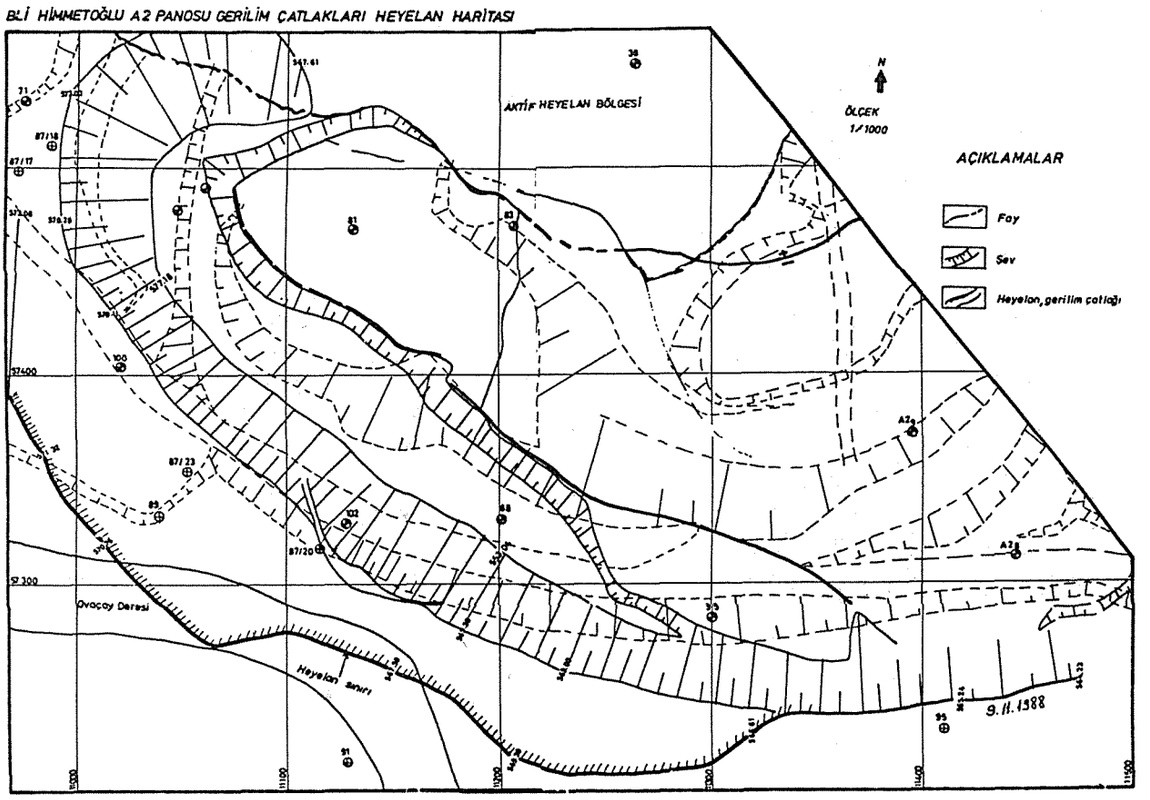
Şevdeki hareketin zamana bağlı olarak çizilen grafiği Şekil 8 de verilmiştir. Önceki ölçümlerde gerilme çatlağı ortalama yatay hareket ilerleme hızı 6 cm/gün iken (maksimum 10 cm min 1 cm), yağışlarla birlikte Ovaçay deresinden gelen yeraltı suyu nedenleriyle 25 cm/gün olduğu gözlenmiştir.



Şekil 8. Gerilme çatlağı hareket zaman grafiği.



Şekil 6. BLİ Himmetoğlu A_2 Panosu Gerilim Çatlakları ve Heyelan Haritası (10.10.1988)



Şekil 7. BLİ Himmetoğlu A_2 Panosu Gerilim Çatlakları Heyelan Haritası

Tablo 1. A_2 Panosu Güney Şevinde, Heyelan ve Gerilim Çatlağındaki Gözlem ve Ölçüm Sonuçları

Gözlem No	Madencilik Faaliyeti	Gözlenen Derinliği (cm)		Yatay Hareket (cm)		Düşey Hareket Bileşeni (cm)		Su Geliri
		min.	mak.	min.	mak.	min.	mak.	
1	Var 1. çatlak	1	10	0	200	-	-	2. basamak
	2. çatlak	1	150	0	40	0	30	(Çok az)
	3. çatlak	1	3	0	2	0	0	
2	Var				400			
	2. çatlak		400		1200	-	300	var
	3. çatlak		30		10		0	yok
3	var 3. çatlak		?		25 cm/gün		40 cm/gün	var
4	var 3. çatlak		?		30 cm/gün		60 cm/gün	var
5	var 3. çatlak		?		25 cm/gün		40 cm/gün	var

Bir çok maden ocağında zamana bağlı hareket diyagramı çiziminde (Kennedy et.al. 1970) geniş ölçekli kaymalarda günlük hareket 7,5 cm altında ise 24 saat içinde büyük kaymanın olmayacağı şeklinde gözlenmiştir.

Çatlaklarda gözenek suyu basıncının artması ile şev duraylılığının azalacağından bu gibi açık ocaklarda, piezometre şevlere yerleştirilmeli ve periyodik olarak okunmalıdır. Böylece şevdeki duraylılık azalmasının önceden belirlenmesi tespit edildiğinden orijinal şev açısının yeniden gözden geçirilmesini gündeme getirecektir. Sonuç da ise şevin duraylılığı için gerekli önlem alınmış olabilecektir.

Bölgede hidrojeolojik ve jeomekanik çalışmalara devam edildiğinden sonuçlar ileride ayrıca sunulacaktır.

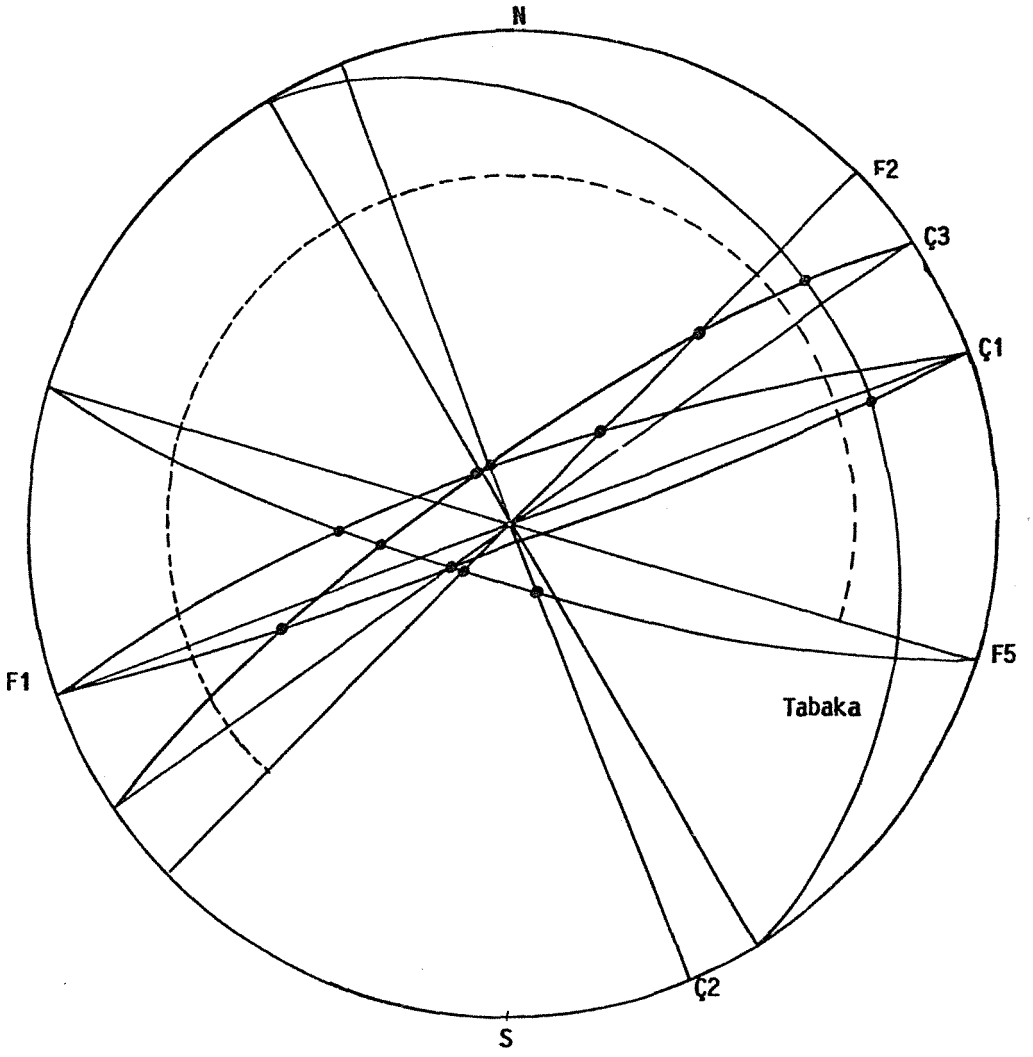
4. ŞEV ANALİZ YÖNTEMLERİ

Şev duraylılık analizleri yöntemleri birçok araştırıcı tarafından değişik zamanlarda irdelenmiştir (Bishop, 1955; Jonbu, 1973; Lowe, 1967; Spencer, 1967; Hock & Bray, 1974; Ross-Brown, 1977).

Bu çalışmada ise kama tipi kayma grafik analiz yöntemi uygulanmıştır. BLİ Himmetoğlu A_2 panosu kayma grafiksel analizlerinde (Şekil 9) süreksizliklerin (çatlak ve fay) hemen hemen tümü kama tipi kaymayı başlatacak konumda bulunmakta olduğu görülmektedir. Bunların tercihli kayma yönleri ise kuzey-kuzeydoğu, güney-güneydoğu doğrultusundadır. Açık ocak güney şevinde kayma kuzey ve kuzeydoğu konumludur. Dolayısıyle burada kritik düzlemler F_1 ve F_2 fayın oluşturduğu kama sistemi ile F_1 ve C-3 çatlak sisteminin oluşturduğu kama C-3 ve C-2 çatlak sisteminin oluşturduğu ile kritik görülmektedir.

Bu verilere rağmen saha gözlemleri kaymanın gerilme çatlakları ile kontrol edilen kütlesel yenilme şeklinde geliştiğini göstermektedir.

A_2 panosunun doğu şevinde ise tipik iki yönlü çatlak sistemlerinin oluşturduğu kama tipi kaymalar görülmektedir. Bu tip kaymalar daha çok faylı zonlarda daha net şekilde gözlenmekte olup, heyelana dönüşmeyip blok ayrılmaları şeklinde açık ocakta yer almaktadır.



Şekil 9. Himmetoğlu A_2 Panosunda Schmidt Ağında Grafiksel Kama Tipi Kayma Analizi

SONUÇLAR

Bu çalışmada açık ocak işletmelerinde planlama safhasında verilere dayanılarak jeolog-hidrojeolog-kaya mekaniği ve maden mühendisinin birlikte çalışarak planlama yapmasının önemi vurgulanmış ve

1. Açık ocak işletmesinin olanakları dahilinde hassas topoğrafik ölçümlerle şevdeki oluşmakta olan gerilme çatlağı ve heyelan hareketinin gözlenerek kontrol edilebileceği

2. Su geliri bulunan sahalarda açılan açık ocak işletmelerinde şevlere yerleştirilen piezometrelerle oluşabilecek çatlak ve heyelanların belirtileri tespit edilerek şevlerde gerekli önlemlerin alınması

3. Çeşitli nedenlerle ve zorlamalarla açık ocak ile dere yatağı arasında topukların alınmaması, alındığı takdirde önceden şevin tekrar analiz edilmesi

4. Grafiksel analiz yöntemi ve olmuş olaylardan giderek (eski heyelanlar) geriye dönük analiz yöntemi kullanılarak ocak şev açısı ve emniyet katsayısının yeniden tespitinin en ekonomik ve kısa sürede yapılabileceği (laboratuvarsız) gösterilmiştir.

5. BLİ Himmetoğlu sahası açık ocak planlamasında bu kayma yönlerine göre ocak geometrisinin değiştirilmesi ve işletme sırasındaki şev açılarının ocak genel şev açısından çok yüksek tutulması

6. Şev duraylılığının tespit edilmesi ile milyonlarca m^3 boşuna heyelan dekapajı gibi milli servet olan kömür kayıplarıda olmayacaktır.

KAYNAKLAR

ABDÜLSELAMOĞLU, Ş.M., 1956; "Göynük-Mudurnu ve Beydili Bölgesinin Jeolojisi" M.T.A. rapor no 2391. Yayınlanmamış.

BİSHOP, A.W., 1955; "The Use of the Slip Circle in the Stability Analysis of Slopes." Geotechnique, Vol. 5, No. 1, pp 7-17.

BRAWNER, C.O. ve CAVERS, D.S. 1986; "Recent Developements in Rock Characterization and Rock Mechanics for Surface Mining" pp. 43-55 Ed. Micheal Karmis.

HOEK, E., and BRAY, J.W., 1974; "Rock Slope Engineering, Institute of Mining and Metallurgy", London.

JANBU, N., 1973; "Slope Stability Computations, Embankment-Dam Engineering", Casagrande Vol1, John and Viley sons. New York.

KENNEDY, B.A., SAVELEY, J.P., and PAKALMİS, R., 1970; "A Case Study of Slope Stability at Chuquicamata Mine Chile," Preprint No 70-AM-81, SME of AİME

KULAKSIZ, S., ve DEMİRBUGAN, A., 1988; "Himmetoğlu linyitlerinin değişik yoğunluk fraksiyonlarındaki petrografik özellikleri. Sayı 1. sayfa 38. Madencilik TMMOB Maden Mühendisleri Odası.

LOWE, J. III, 1967; "Stability Analysis of Embankments." American Society of Civil Engineers, Vol. 93, No. SM4, pp. 1-33.

PHİLLİPS, F.C., 1971; "The Use of streographic Projection in Structural Geology" 3. rd. Ed. Edward Arnold.

ROSS-BROWN, D.M., 1973; "Design Considerations for Excavated Slopes in Hard Rock." Quaterly Journal of Engineering Geology, Vol. 6 pp. 315-334.

SPANCER, E., 1967; "A Method of Analysis of the Stability of Embankments Assuming Parelel Interslice Forces." Geotechnique, Vol. 17, pp. 11-26.

Stchepinsky, V., 1941, "Beypazarı-Nallıhan-Bolu-Gerede jeolojisi hakkında rapor" No. 1363 M.T.A.

TURGUT, A.T., DÜMENCİ, S., TURGUT, H., 1985; "Bolu-Göynük Neojen Havzasının Linyit Olanakları" M.T.A. Rapor no: 6885 .

GLİ TUNÇBİLEK BÖLGESİ AÇIKOCAKLARINDA PATLATMA ÇALIŞMALARININ DEĞERLENDİRİLMESİ

THE EVALUATION OF BLASTING WORKS AT OPEN CAST MINES IN TUNÇBİLEK REGION OF WESTERN LIGNITES

Orhan PATIR(*)
Tuncay ATAKURU(**)
Neşet ÇOĞUPLUGİL(***)

ÖZET

Bu çalışmada,açık işletmeciliğin en önemli öğelerinden olan patlatma (lağım atma) işlemlerinin,ülkemiz şartlarında ve mevcut imkanlarla nasıl daha iyi değerlendirebileceğimiz konu edilmiştir.Türkiye'nin en deneyimli müessesesi olan G.L.İ.'nin Tunçbilek Bölgesi'nde yıllardır sürdürülen daha verimli ve daha ekonomik patlatmanın nasıl uygulanabileceği çalışmalarının önemli ve olumlu sonuç alınan kısımlarının üzerinde durulmasına özen gösterilmiştir .

ABSTRACT

In this study,the blasting which is wery important element of open pit mining was mentioned about the productivity of blasting So many tests were tried about economical blasting at open pit mining.

(*) Maden Mühendisi G.L.İ. Tunçbilek Bölgesi
(**) Maden Mühendisi G.L.İ. Tunçbilek Bölgesi
(***) Maden Mühendisi G.L.İ. Tunçbilek Bölgesi

1. GİRİŞ

Enerji sektörümüzün temel kaynaklarından olan linyit üretimine son yıllarda büyük yatırımlar yapılmış ve Türkiye Kömür İşletmeleri'ne (T.K.İ.) bağlı müesseselere yüksek kapasiteli,modern iş makinalarının sağlanmasıyla açık işletmecilik çalışmalarına hız verilmiştir .

T.K.İ. bünyesinde en büyük kuruluş olan Garp Linyitleri İşletmesi,(G.L.İ.) ilk işletmecilik çalışmalarına başladığı yıllardan bugüne değin başarılı işletmecilik çalışmalarıyla ülke madenciliğine büyük katkılar sağlamıştır. Müesseseye bağlı Tunçbilek Bölgesi ise gerek ürettiği nitelikli linyit ile,gerekse 13/1 oranla yaptığı açık işletmecilik faaliyetleri ile T.K.İ.'nin en deneyimli bölgesi sayılmaktadır .

Türkiye'de ilk dragline çalışmasını sağlayan ve halen bu çalışmalarını 2 adet dragline ile sürdüren bölgede işletme imkanlarıyla 30.000.000 m3,ihale suretiyle 45.000.000 m3 olmak üzere yılda 75.000.000 m3 dekapaj programlanmaktadır. Bu dekapaja karşın,linyit üretimi programı ise 3.850.000 ton/yıl'dır . Dekapaj programları % 95'in üzerinde,linyit üretimi ise % 100'ün üzerinde gerçekleştirilmektedir .

2.AÇIK İŞLETMECİLİK ÇALIŞMALARINDA DELME VE PATLATMANIN ÖNEMİ

Verimli ve emniyetli bir açık işletmecilik çalışması için önce iyi bir planlama gerekecektir . Planlamanın başlangıcını ise arazi çalışmaları (ön etüdler ve jeoteknik çalışmalar) ve alınan verilere göre yapılacak proje oluşturacaktır .

Açık işletme projelerine genel olarak bakıldığında örtükazı işlemlerinde en az % 40 oranında delme patlatma ile arazinin gevşetildiğini görmekteyiz. Bu oran bitkisel örtünün azalması veya damarın derinlere doğru dalımıyla ortaya çıkan sert örtü tabakaları ile artmakta ve hatta m3 başına daha fazla miktarda patlayıcı gerektirebilmektedir .

Bugün için örtü-kazı randımanın yükselmesinin en önemli faktörlerinden birisinin arazinin gevşetilmesi olduğu kesindir . Arazinin,kazı performanslarına uygun gevşetilmesi ve kazıdan elde edilecek malzeme boyutunda kepçe kapasitesine uygun olması durumu,ideal çalışmanın en önemli etkenleridir . (ŞEKİL .1)

Örtü-kazı maliyetinin yaklaşık % 15-20'lik kısmını oluşturan delme ve patlatma işlemleri,en iyi şekilde tasarlanmış ve dizayn edilmiş şekilde gerçekleştirildiğinde m3 başına maliyetin düşmesi kaçınılmaz olacaktır. Bu da zaten istenilen şeydir. Örtü-kazı da yüksek maliyet içeren bu olayın önemini kavrayan işletmeler,sadece delme-patlatma işlemleriyle uğraşan birimler kurmuşlar ve başarılı olmuşlardır .

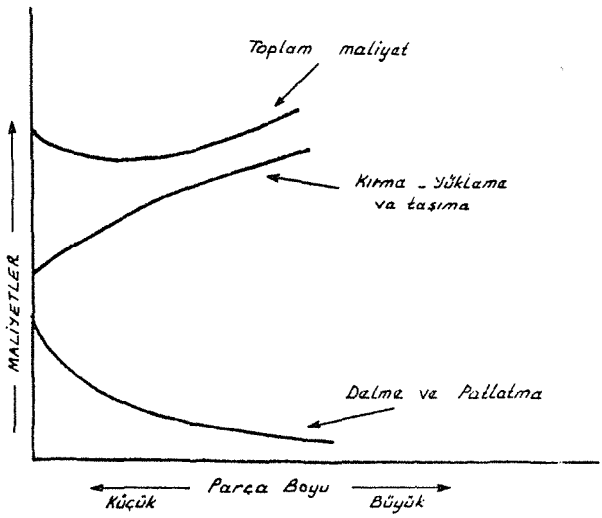
Delme ve patlatmanın önemini daha iyi vurgulayabilmek için m3 başına kazandırılacak 10 TL'nin sadece G.L.İ. için yılda kendi imkanlarıyla 50.000.000 m3 (Tunçbilek+Seyitömer) örtü-kasıdan yapacağı kazanç 500.000.000 TL'sı olacaktır . Ülke çapında yapılan örtü kazının yaklaşık 300.000.000 m3 lük kısmının delme-patlatma ile yapıldığı varsayıldığında kazanç 3.000.000.000 TL olacaktır .

3. G.L.İ. TUNÇBİLEK BÖLGESİNDE DELME-PATLATMA ÇALIŞMALARI

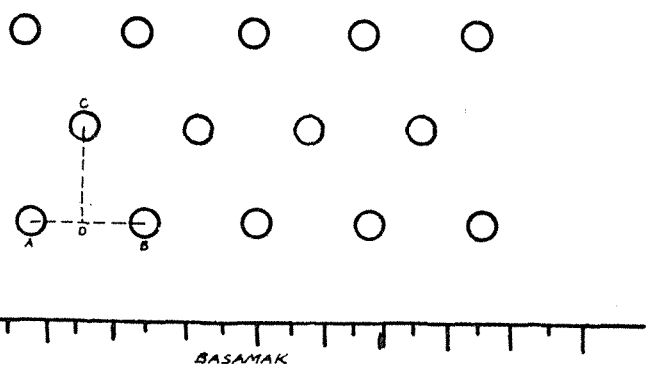
Bölgenin açık işletmelerinde delme ve patlatma çalışmalarıyla direkt uğraşan,deneyimleri değerlendiren,pratik sonuçlardan giderek iyi bir patlatma tasarımı kurmaya çalışan başmühendisliğe bağlı hazırlık işleri servisi vardır. Bu servis çalışan tüm panolardaki delik delme işlemlerini patlatma işlemlerini kontrol ederek sonuçlara göre tasarımda değişiklikler yapabilir. Patlatma verimini etkileyen faktörleri tespit eder ve en iyi sonucu bulmaya çalışır. Bu serviste 2 mühendis,2 nezaretci ve barutcu ehliyetli,yeteri kadar eleman çalışmaktadır .

3.1. Delik Delme İşlemleri

Delik delme işlemleri, 6" ve 9" lik delik makinalarıyla gerçekleştirilmektedir . 12 metre yüksekliğindeki kademelere 15 metre delikler delinerek zeminde tırnak kalma olasılığı giderilir. Dragline dilimlerinde 9" lik delik makinaları ile delikler kömüre kadar delinir. Kömür içerisinde de 1-2 metre devam edilir. Delinen delikler ŞEKİL.2'de görüldüğü gibi şeşbeş düzeninde (Üçgen düzende) delinir.Delikler arası mesafe normal bir delik şarjında 6" için 5-6 metre,9" delik için ise 7-8 metre civarında olmaktadır. Bu mesafeler delik şarj miktarına veya şarj içerisindeki katkı maddelerine göre değiştirilebilmektedir . Dilim kalınlığıda yine bu mesafelere göre ayarlanmaktadır .



ŞEKİL.1 Açık İşletmelerde Delme ve Patlatma Sonucu,Parça Boyunun Maliyete Etkisi(2)



ŞEKİL.2 G.L.İ.'de Uygulanan Şeşbeş (üçgen) delik Düzeni. CD:Dilim Kalınlığı,AB:Delikler Arası Mesafe .(7)

Gerek delikler arası mesafe, gerekse dilim kalınlığının değiştirilmesi patlatma mühendisinin elinde olan bir şeydir. Bu konu ile ilgili bir çok patlatma uzmanı delik çapı, delikler arası mesafe dilim kalınlığı, delik boyu v.b. konularda ampirik formüller vermişlersede hepsi en uygun patlatma tasarımının denenerek bulunmasını tavsiye etmişlerdir. Elbetteki bazı etkenler değiştirilemeyecektir. Ancak değiştirilebilir etkenleri en olumlu şekilde kullanmak hem patlatma verimini artıracak hem de patlatma maliyetini azaltacaktır . İşin emniyet yönününde unutulmaması gerekecektir .

3.2. Patlatma (Lağımlama) Çalışmalarına Genel Bakış

Tunçbilek Bölgesi açıkocaklarında bilhassa dekapaj sezonu olan Nisan-Kasım ayları arasında günlük ortalama 200'e yakın delik delinerek atılmaktadır. 1988 yılı sonu rakamlarına göre, 4.800 ton teknik amonyum nitrat, (T.A.N.) ve 188 ton yemleyici dinamitin kullanıldığı bölgede uzun yıllar yapılan teknik düzeydeki patlatma çalışmalarını ve elde edilen sonuçları ayrı ayrı vermeye çalışacağız .

Bölgede patlatma (lağımlama) çalışmalarıda diğer işletmecilik çalışmalarıyla parelel olarak her yıl bir önceki yıla göre daha verimli hale getirilmiştir . Ülke düzeyinde, mevcut şartların en iyi şekilde kullanılması ön planda tutularakda başarılı sonuçlar elde edilmiştir .

İyi bir patlatmanın sonucunu iki şekilde izleyebiliriz. Birincisi gözlem, diğeri ise makinaların çalışması sırasında harcadığı kazı gücüdür. Bu sonuçları en iyi şekilde elde ederken harcanan birim patlayıcı miktarını veya dekapaj maliyetine yaptığı etkinin ne kadar olduğunu da iyice hesaplamalı ve daha az maliyetle bu işlemlerin nasıl yürütülebileceği konularında çalışmalar yapılarak ideal oranı bulmalıyız .

4. BÖLGENİN PATLATMA İŞLEMLERİNDE, GÜNÜMÜZE KADAR OLAN GELİŞMELER .

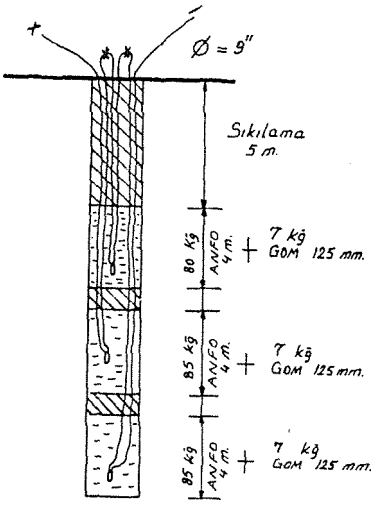
Bölgede açık işletmecilik çalışmalarının başlamasıyla birlikte (1950) delme-patlatma işlemlerine de gerekli önem verilmiştir . İlk yıllardaki düşük dekapaj miktarının yıllara göre artması bu önemi daha da arttırmıştır. Geçmişte yapılan çalışmalara bakıldığında, çalışan sahaların yerleşim yerlerine yakınlığı nedeniyle gecikmeli kapsül kullanılması ve

grup atım şekillerinin denendiğini görüyoruz. Gecikme başına düşen şarj miktarının ampirik formüllerle düzenlenmesi, titreşim kontrol çalışmaları ve su sorunları o yıllarda da işletmecileri epey uğraştırmış yeterli sayılmasada başarılı sonuçlar alınmıştır .

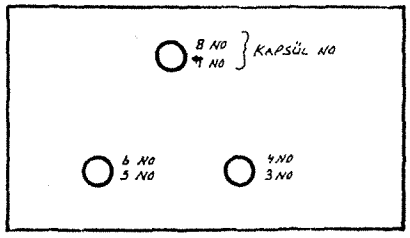
Titreşimlerin asgariye indirilmesi için uygulanan dikey gecikme ; (ŞEKİL.3),grup atımlar,(ŞEKİL.4) ve sulu deliklerde 6" ve 9" çaplardaki naylon torbalara Anfo doldurulup ağızlarının sıkıca bağlanarak delik içerisine atılması çalışmalarının başarısının yanısıra Anfo'nun yeterli homojenlikte hazırlanamaması sorunu 1984 yılına kadar süregelmiştir. İşletmeye 1975 yılında dışardan getirilen ANFO kamyonunun bu sorunu büyük ölçüde giderecegi düşünülmüşsede,Türkiye'de üretilen T.A.N.'ın bu kamyonun karıştırma mekanizmasına uymaması (pril amonyum gerekmektedir) nedeni ile karışım sağlanamamıştır.Yapılan tüm çalışmalara rağmen sonuçta kamyon kullanılamamıştır. Bu nedenlede Anfo hazırlanması,yine iptidai olarak T.A.N.'ların ortaya boşaltılması ve bu miktara % 5,5-6 oranında mazotu döküp(ölçekli kapla yığının ortasına boşaltılıyor) işçilerin küreklerle karıştırması şeklinde yapılmaya devam edilmiştir . İş yerinde hazırlanan Anfo 6" ve 9" lik torbalara konularak bir gün sonraki sulu delikler için hazırlanmaktadır. Ocakta ise 100 Kg. T.A.N.'ın karıştırabileceği büyüklükte tahtadan yapılmış tekne diye adlandırılan yayvan sandık içerisinde küreklerle yapılmaktadır. 1984 yılına kadar devam eden uygulamalar sonuçta bazı sorunlarıda beraberinde getirerek,bu konuya daha açıklık ve etkili önlem alınması gerekliliği ortaya çıkmıştır. 1984 Yılından itibaren alınan önlemler,değişiklikler ve yeni uygulamalara geçmeden önce bu tarihe kadarki uygulamalardan elde edilen olumsuz sonuçları şöyle sıralayabiliriz .

1. Kuru delikler için delik başlarında hazırlanan Anfo' nun yeterince homojenliği sağlanamamıştır . Bu nedenlede T.A.N. sarfiyatı artmıştır .

2. T.A.N. ve mazot karışımının zoraki bir karıştırma olması nedeniyle T.A.N.,tanecikleri üzerinde kalan mazotun yer çekimi ile dibe doğru akması sonucu yukarda aşağıya doğru gerek kuru deliklerde gerekse sulu delikler için hazırlanmış



ŞEKİL.3 1984 Öncesi Kullanılan Dikey Cecikme Uygulaması.(4)



ŞEKİL.4 1984 Öncesi Uygulanan, Üçlü Bir Grupta Dikey Cecikme.(4)

naylon torbalarda değişik oranlarda karışımlar ortaya çıkmaktadır .

3. Hazırlanan 6" ve 9" lik naylon torbalar, bir gün sonra ocağa çıkartılırken,torba dibinde birikmiş mazot gözle görülmektedir .

4. Böylece,yapılan verimsiz atımlar sonucu delik başına daha fazla Anfo ve yemleyici gerekmekte veya patlatma yapılan sahalara yeniden delikler delinerek lağım atılmakta veya yemleyici miktarıda arttırılmaktadır .

5. Karışım sırasında fazla miktarda nem içeren ve topaklanmış T.A.N.' ın kırılmasında,tanelenmesinde zorluklar çekilmekte, karışım içerisinde iri parçalar bulunmaktadır .

6. Elektrikli ateşleme sisteminde statik elektrik yükünün yarattığı tehlikeler tümüyle giderilememiş,elde patlayan kapsüller bu işte çalışanları tedirgin etmiştir .

7. Anfo hazırlama yerinin uygun olmadığı görülmüştür .

4.1. 1984 Yılı Sonrası Yapılan Yeni Düzenlemeler

Tunçbilek Bölgesi'nde geri plana itilemeyecek boyutlardaki bilgi birikiminin ve yeniliğe açık olan yöneticilerin,bu konuda da mevcut olanakları seferber etmesiyle yeni düzenlemelere geçilmiştir .1984 Yılından itibaren aşamalı olarak gerçekleştirilen uygulamalarıda şöyle sıralayabiliriz .

1. Bölgede eskiden kurulmuş ve Anfo hazırlamada gerek emniyet açısından gerekse ocakları ortalaması yönünden olduğu kadar ,bölgenin T.A.N. deposuna çok yakın olması nedeniyle de çok uygun olan binalar faaliyete geçirilmiştir .

2. Bu işte uygunluğu araştırılarak,her türlü denemeleri yapılan ve bazı değişikliklerle uygulamaya konulan betoniyer ile Anfo hazarlama sonucu homojen karışım sağlanmıştır.

3. Anfo karışımı içerisine % 1 miktarında katılan ince ağaç talaşı ile gerek delik içerisinde gerekse naylon torba içerisinde homojenliğin devamı sağlanmıştır. Ülkemizde ilk kez uygulanan ağaç talaşı karışımı diğer müesseselere de örnek olmuş çok önemli sonuçlar elde edilmiştir .

4. Böylece hazırlanan Anfo ocaklara hazır halde götürülerek verimli atımlar gerçekleştirilmiştir .

5. Karışımın gücünü arttırmak amacıyla yurt dışından granül aluminyum ithal edilmiş ve uygulamalarda başarılı sonuçlar alınmıştır.

6. İnfilaklı fitil ve gecikme rölesi uygulamaları başlatılarak statik yüklerden tedirgin olan personele güven gelmiştir .

7. Personel eğitimine verilen önem artırılmış ,yeni gelişmeler,teknikler öğretilmiştir .

8. Anfo hazırlama,yükleme ve boşaltmada mekanizasyonun sağlanmasıyla günlük atılacak delik sayısı artırılmıştır.

9. Böylece,sağlanan düzenlemelerle m3 başına uygulanan birim sarfiyatlarda önemli ölçüde azalma sağlandığı gibi patlatma veriminde önemli ölçüde artış sağlanmıştır .

Tüm dünya ülkelerinde T.A.N. patlayıcı imalinin vazgeçilmez unsurlarındandır . Ülkemizde kendi olanaklarımızla imal edebildiğimiz tek ekonomik patlayıcı karışımı hammaddesinin T.A.N. olması nedeniyle önemi çok daha fazladır. Teknolojisi ileri ülkelerde artık patlatma uzmanları denetiminde özel şirketler tarafından imal edilen özel nitelikli patlayıcılar yine bu şirketlerce maden sahalarına götürülerek atımlar gerçekleştirilmektedir . Her türlü şartlar için özel patlayıcılar imal edilmektedir .Henüz böyle bir teknolojinin olmadığı ülkemizde elimizdeki olanakların en iyi nasıl kullanılabileceğini araştırıp,uygulamaya koyarsak ülke ekonomisine daha faydalı olacağımız kesindir . Bu nedenle araştırılıp ortaya konan yeni gelişmeleri genişleterek sunup diğer işletmelerinde bu konudaki çalışmalarına ışık tutmak düşüncesindeyiz.

5. T.A.N. ve ÖZELLİKLERİ

T.A.N. 'ın tüm diğer patlayıcıların yerini alamamasında iki etken görülmüştür .

1. Suya karşı duyarlı olması (Sudan etkilenmesi)

2. Yoğunluğunun düşük olması nedeniyle infilak basıncının tam sağlanamaması .

Görünüş olarak renksiz kristaller halinde olan A.N.'ın erime sıcaklığı 169,6 ^{o}C detanasyon hızı 2700 m/sn.,nidrojen yüzdesi 34,98'dir.

Isıtıldığında çözünür ve N_2O ve H_2O oluşur.Reaksiyon ekzotermiktir. Hassaslığın artırılması için ortama indirgen olarak katılan CH_2 (mazot) reaksiyon ısısınıda artırmaktadır.

$2NH_4NO_3 + CH_2$,,,,,,,,, $4\ H_2O + CO_2 + 2N_2 + 971$ Cal/gr.

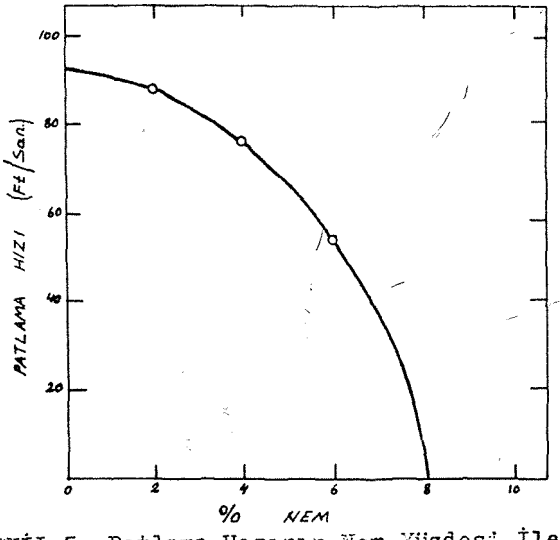
Yine indirgen olarak granül alimünyum katıldığında,

$3NH_4NO_3 + CH_2 + 2\ Al$,,,,,,,,, $6\ H_2O + Al_2O_3 + 3\ N_2 + 1660$ Cal/gr

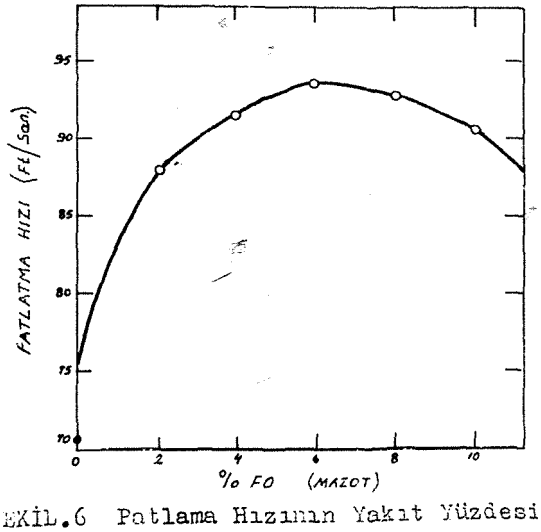
Burada ortalama salınan ısıya göre patlayıcı gücünü değerlendirmekte yanlış olacaktır. Patlayıcı maddelere esas gücünü veren olay reaksiyonun süratli olmasıdır. Ayrıca patlayıcı yoğunluğunumda patlama hızına etkisi büyüktür . Nedeni tam izah edilememekle birlikte farklı yoğunluklardaki Anfo'dan değişik patlama hızları elde edilmiştir. Yine enteresan bir olaydır ki, su karşısında verimini kaybeden A.N.'ın ,uygun bir karışımla harç patlayıcı haline getirildiğinde 1,4 gr/cm3 yoğunluğuna kadar ulaşabilmekte ve uygun bir yemleme ile infilak ettirildiğinde 5000 m/sn. patlama hızına kadar ulaşabilmektedir. Anfo karışımında en uygun yoğunluk 1,2 gr/cm3 olarak görülmektedir. Yoğunluğa tesir eden önemli faktör ise nem yüzdesidir .(ŞEKİL.5)

Anfo hazırlanırken katkı maddelerinin oranlarını çok iyi ayarlamak gerekir. Karışımlar sırasında ölçekli kabların kullanılmasında büyük fayda vardır. Doğru oranda yapılan karışımlarda reaksiyon ısıları en üst düzeye çıkmaktadır. Örnek olarak % 94,3 A.N. % 5,7 mazot karışımı 971 Cal/gr. enerji verirken % 96 A.N. % 4 mazot karışımının enerjisi hemen % 30 azalmaktadır.(ŞEKİL.6) Ayrıca arazide atım sonrası sarıkahverengi NO_2 gazı yakıt eksikliğini göstermektedir. Aksi durumda ise yakıt fazlalığından bol CO_2 gazı oluşmakta enerji kaybı söz konusu olmaktadır. Bu nedenle karışımın homojenliğine özen gösterilmektedir .

Sanayide,Haber Projesi ile elde edilen A.N. değişik tane büyüklüğünde veya kristal olarak piyasaya sunulmaktadır.Patlayıcı olarak kullanılan teknik A.N. genel olarak granül hali ile tüketilmektedir. Kristalize A.N. patlatma için ideal olmakla beraber dökme zorlukları nedeni ile pek fazla kullanılmamaktadır .



ŞEKİL.5 Patlama Hızının Nem Yüzdesi İle Değişimi. (5)



ŞEKİL.6 Patlama Hızının Yakıt Yüzdesi İle Değişimi.(5)

Ülkemizde üretilen T.A.N.,sadece Azot Sanayi Genel Müdürlüğü'nce üretilmektedir. Üretim TS 836 normlarına uygundur.Patlatma tekniği açısından da uygundur. Ancak uygun tane büyüklüğü ve dünya standartlarına uygun olmaması gerçek verimi sağlayamamaktadır . Gelişmiş teknoloji ile dış ülkelerde üretilen A.N.'ın neme karşı daha az duyarlı olması,azot yüzdesinin % 36'larda ve pril halde üretilmesi ile birlikte akıcılığının yüksek olması karışım için her türlü mekanize sistemin uygulanmasına olanak tanımaktadır .

5.1. G.L.İ. 'de Kullanılan Betoniyerle Anfo Hazırlanması

İlk kez G.L.İ.'de kullanılmaya başlayan betoniyer ile Anfo hazırlama sistemi günümüzde yaygınlaşarak diğer işletmelere de örnek teşkil etmiştir . Bu mekanizasyonun emniyetli şekilde kullanılması için aşağıdaki şartların yerine getirilmesinde fayda vardır .

1.Betoniyer tahrik ünitesinin alev sızdırmaz,kendi kendini soğutucu sistemli,elektrik motoru ile donatılması.

2.Kazan dönü devrinin çok düşük olması.

3.Tüm sistemin topraklanmasının yapılması ve açma kapama [illegible]larının ya dışarıdan olması ya da alev sızdırmaz olması.

4.Mümkünse kazanın Ni-Cd alaşımlı olması .

5.Kazan hacminin günlük yapılacak atım miktarına göre seçilmesi,(minumum 100 Kg. malzeme karıştırma kapasiteli)

6.Kazan içerisindeki karıştırıcı helezonların uygun olması .

7.Kazan üzerinde ölçekli ve betoniyere uygun mazot deposu bulunması .

Bu özellikte hazırlanmış betoniyerle emniyetli bir şekilde homojen karışımlar sağlanabilecektir .Bu sistemle insan gücünden tasarruf sağlanabileceği gibi karışımın veriminden de en az % 50 fazlalık sağlanabilmektedir. 1984 öncesinde Garp Linyitleri İşletmesi'nde birim Anfo sarfiyatları 0,185 - 0,220 Kg/m3 arasında değişirken, Bugün bu rakamlar mekanize sistemle 0,145 - 0,165 Kg/m3 arasında değişmekte ve daha iyi verim elde edilmektedir. (ŞEKİL.7)

5.2. Karışıma Talaş İlave Edilmesi .

Ülkemizde yine ilk kez Anfo karışımına talaş ilave edilmesi fikri 1984 yılında şahsi deneylerim sonucu ortaya çıkmıştır. A.N. ile mazot karışımının zorunlu bir karışım olması nedeniyle mazot süzülmelerini önlemek düşüncesiyle başlayan talaş karışımı çok iyi sonuç vermiş ve % 1 'lik ince talaş karışımı verimide arttırmıştır . Bunu daha sonra diğer bazı işletmelerde görüp uygulamaya koymuşlardır .

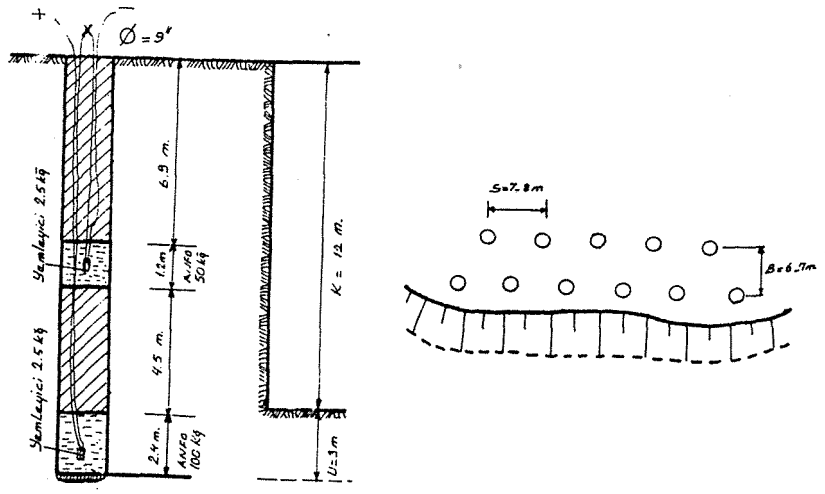
5.3. Karışıma Granül Alüminyum İlave Edilmesi .

Bu konuda yapılan deneme çalışmaları bölgenin Beke ve 36 panolarında 10 Yd3'lük ,20 Yd3'lük ekskavatörlerin basamaklarında yapılmıştır . İlk denemelerde dip şarja 100 Kg. T.A.N. + 5 Kg. Al-granül + 6 litre mazot + 1 Kg. talaş karışımına, 1 Kg. yemleyici ve 1 kapsül kullanılmıştır. Kolon şarjına ise 50 Kg. T.A.N. + 0,5 Kg. Al-granül + 3 litre mazot + 0,5 Kg. talaş karışımına 0,5 Kg. yemleyici ve 1 kapsül kullanılmıştır. (Karışımlar betoniyerde hazırlandı)

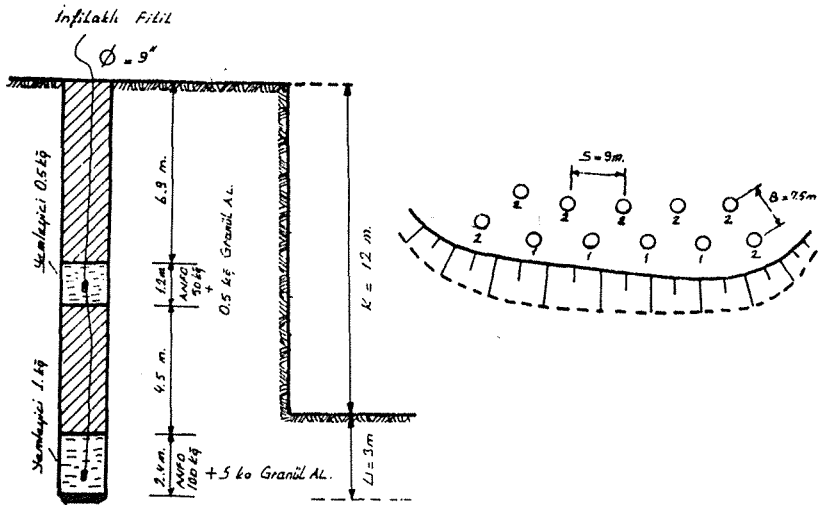
Bu denemede delikler arası mesafe S = 9 metre ve dilim kalınlığı B = 7,5 m olarak alındı. Hazırlanan 11 delik 6 ve 5' li iki sıra olarak 1 ve 2 No'lu gecikmelerle atıldı. (ŞEKİL.8) Sonuç gözlendi ve ekskavatörlerin kazıda kolayca ilerleme sağladığı ve tırnak olmadığı görüldü.Deneme bir adım daha ilerletilerek S= 10 m. dilim kalınlığı 8,5 m'ye çıkartıldı. Delik boyunun ise 14,8 metre olduğu görüldü . Aynı miktarlardaki şarj uygulandı. Sonuçta parça boyutlarının bilhassa 20 Yd3 ekskavatör için ideal olduğu gözlendi. Bu konudaki deneme çalışmalarına daha sonra infilaklı fitil ile devam edilmiştir .

5.4. İnfilaklı Fitil ve Geçikme Rölesi Uygulamaları

Elektrikli ateşleme yönteminin emniyetsiz yönlerinin ortaya çıktığı ve statik yüklerin önlem alınmasına rağmen tehlikeli olduğu bir dönemde çalışanların iş güvenliğini sağlamak,korkularını gidermek amacıyla elektriksiz yöntemler araştırılmıştır . Sonuçta sadece ilk ateşlemenin bir kapsülle yapılacağı infilaklı fitil sisteminin uygulanması öngörülerek maliyet analizleri yapılmıştır .



ŞEKİL.7 Betoniyer İle Karışımı Sağlanmış Anfo'nun Bir Delikteki Şarjı ve Atım Geometrisi.(7)



ŞEKİL.8 Granül Al. Katılarak Betoniyerde Hazırlanmış Karışım ve Atım Geometrisi.(1)

Sistemin gerek maliyet açısından gerekse çalışmaları olumlu etkileyeceği düşünülerek alınmasına karar verilmiştir . İnfilaklı fitil T.V. kablosu görünümünde dışı sert,yalıtılmış, ortasında patlama hızı yüksek (6500-8000 m/sn) metresinde 10 gr- 40 gr. patlayıcı (Petn) ihtiva etmektedir. Elektrikli ateşlemenin riskli olduğu her yerde kullanılabilmektedir . Gecikme röleleri ise ucu sıkmalı veya kama şeklinde sıkıştırmalı olarak değişik şekillerde ve değişik peryodlarda imal edilebilmektedir. İşletmemizde kamalı tip gecikme rölesi (20 mili saniye peryodlu) kullanılmaktadır . (ŞEKİL 9 ve 10)

İnfilaklı fitil ve gecikme röleleriyle atım grupları daha önceki elektrikli ateşleme sisteminden daha emniyetli ve daha başarılı olmuştur . Maliyet yönünden de yine uygunluğu araştırılmıştır. Teşkil edilen atım grupları ve uygulama ŞEKİL 11 ve 12 'de gösterilmiştir. Uygulama sırasında aşağıdaki konularada dikkat edilmesi gereklidir .

1.Fitillerin röleye iyi geçmesi sağlanmalıdır .

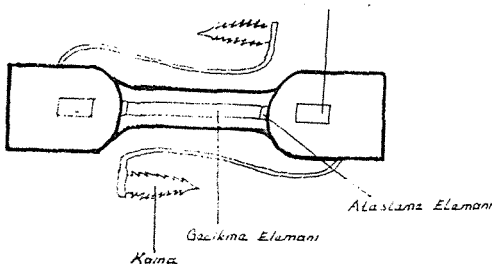
2.Parelel serilen fitiller arasında en az 20 cm. uzaklık olmalıdır .

3.Gecikme rölesinin bağlı olduğu ana hat fitilinin diğer fitillere uzaklığının 1 metreden az olmaması gereklidir .

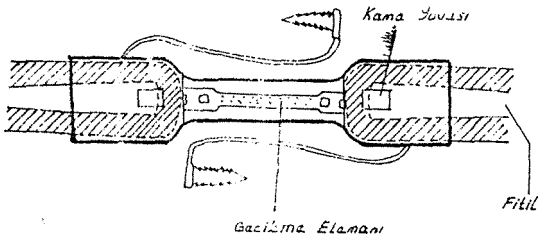
4.Fitillerin serilmesi sırasında düzgünlüğe dikkat edilmeli halka ve düğüm yaptırılmamalıdır . (ŞEKİL 13)

5.Deliklerden ana hatlara yapılan bağlantıların uygun şekilde yapılması gereklidir .Düğümlerin çok gevşek veya çok sıkı olmamasınada özen gösterilmelidir. (ŞEKİL 14)

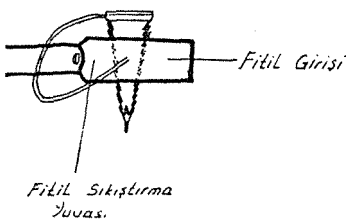
Bölgede yapılan deneme çalışmalarında yemleyici olarak kullanılan Gom veya Jelatinit M.K.E. tarafından ∅ 100-125 mm çapında imal ettirilmektedir. Püsüs diye adlandırılan yemleyicinin ortası delinerek ŞEKİL 15 'de görüldüğü gibi tekli veya ikili sıkılamada tek hat olarak kullanılmaktadır. Yemleyicinin kartuşlar halinde olması durumunda ise hazırlanan miktarda kartuş demetinin bağlanması ve fitilinin ortasından sıkıca geçirilerek delik içerisine salınması patlatma için yeterli olacaktır. (ŞEKİL.16) Böylece önemli ölçüde fitil tasarrufu söz konusu olacaktır.(Her sıkılama için ayrı fitil kullanılmadığından)



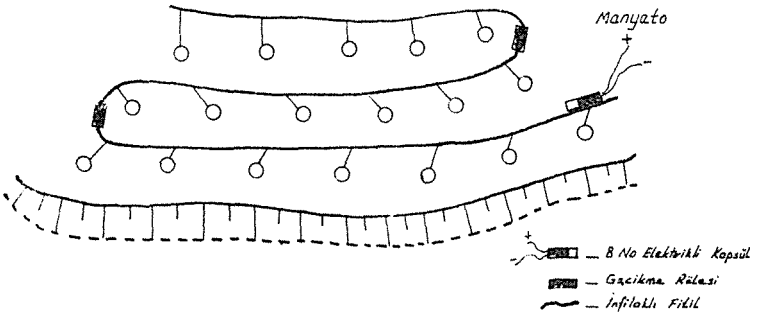
ŞEKİL.9 Kama Tipli Gecikme Rölesi.(6)



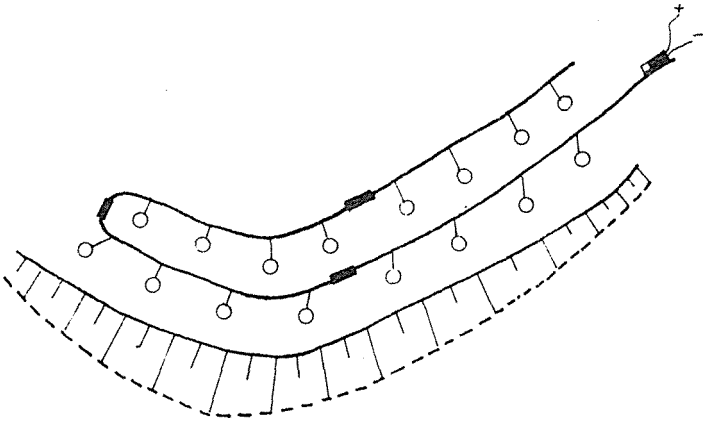
ŞEKİL.10 Gecikme Rölesi Fitil Bağlantısı.(6)



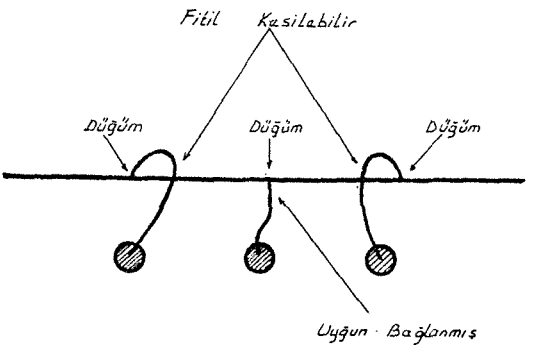
ŞEKİL.10.b Kamanın Fitili Sıkıştırması.



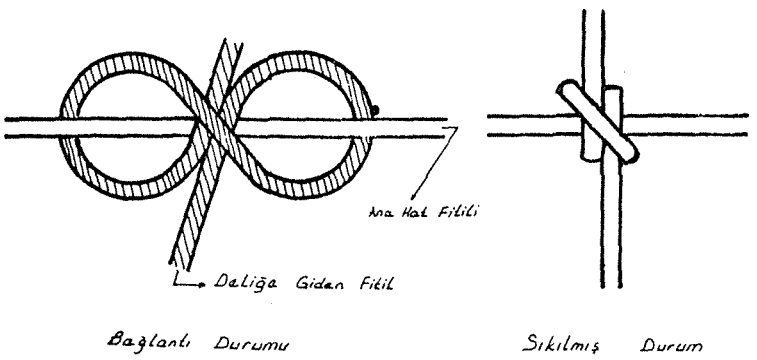
ŞEKİL.11 G.L.İ.'de İnfilaklı Fitil İle Yapılan Sıralı Bir Atım.(3)



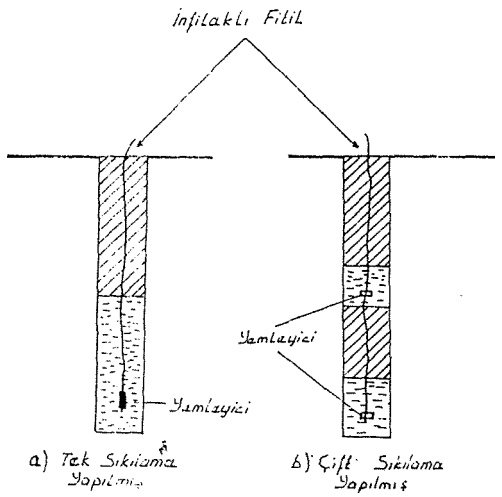
ŞEKİL.12 İnfilaklı Fitil İle 4'lü Grup Teşkil Edilerek Yapılmış Bir Atım.(3)



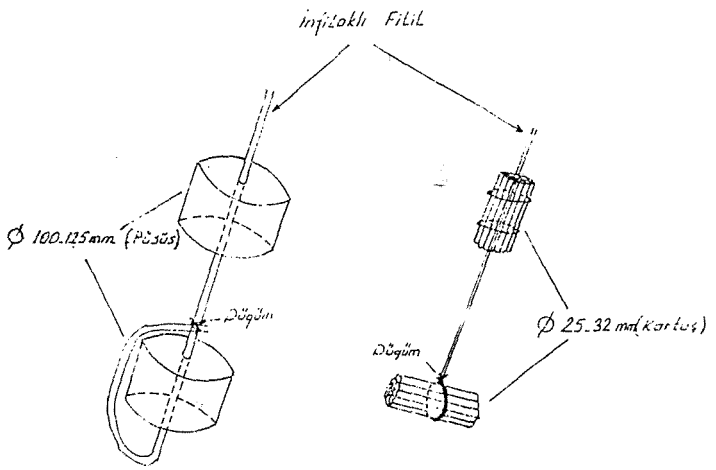
ŞEKİL.13 Yanlış Bağlama İle Olabilecek Fitil Kesilmesi.(3)



ŞEKİL.14 G.L.İ.'de İnfilaklı Fitil Bağlaması.(3)



ŞEKİL.15 Tek ve Çift Sıkılama Yapılmış Deliklerde Tek Hat Fitil Kullanımı. (7)



ŞEKİL.16 Yemleyicilerin Tek Hat Fitil Kullanılarak Deliğe İndirilmesi.(7)

6. MALİYETLER

Açıkocaklarda Anfo karışımının,panolarda küreklerle karıştırılarak hazırlandığı 1984 yılı öncesinde 15 metrelik kademe deliklerinde her delik için 4-5 torba (200 Kg.-250 Kg.) Anfo,10 Kg. yemleyici kullanılmaktaydı. Delikler arası mesafe ve dilim kalınlığı değiştirilmeden,aynı deliklere,karışımın mekanik olarak yapılması ve talaş ilave edilmesinden sonra 110-120 Kg. Anfo ve 5 Kg. yemleyici konulmuştur.Birim sarfiyatlarda ;% 25 Anfo ve % 50 yemleyici azalmasının sağlandığı bu uygulamanın maliyet etüdünün yapılmasına gerek duyulmamıştır .

Karışıma granül alüminyum ve patlatmada infilaklı fitil kullanımı ile ortaya çıkan maliyet konularının ayrı ayrı verilmesinde yarar vardır .

6.1. Karışıma Granül Alüminyum Katılmasının Maliyet Etüdü

Patlatma verimini arttırmak için Anfo'ya katkı maddesi olarak ithal edilen 8 ton granül alüminyum ile deneme çalışmaları 1987-1988 yıllarında yapılmıştır.Yapılan denemelerde bu katkının karışım reaksiyonunu hızlandırarak yüksek enerji ile karışımın etkinliğini arttırdığı görülmüştür. Delik geometrisi parametrelerinin 5.3.'de anlatıldığı şekilde değiştirilmesiyle ortaya çıkan durum şöyledir ;

Granül alüminyum kullanılmadan patlatılan bir deliğin verimi :

V_1 (m3) = S X B X K (2)

V_1 = 8m X 7m X 12m = 672 m3

Granül alüminyum katılmasıyla ;

V_2 = 10m X 8,5m X 12m = 1020 m3 ' dür.

Her iki durumda da Anfo şarjı değiştirilmemiştir.Yemleyici miktarı ise bir delik için 5 Kg.'dan 1,5 Kg.'a düşürülmüştür. Patlatmada % 30 'un üzerinde verim sağladığı gözlenen alüminyum katkısının birim şarja etkisi 5,4 gr/m3' dür. Bu fazladan şarja karşılık,diğer birim sarfiyatlarda elde edilen azalmalar şöyle gerçekleşmiştir .

Delme : 0,0223 m/m3 ..... 0,0142 m/m3
A.N. : 0,170 kg/m3 ..... 0,134 kg/m3
F.O. : 0,0122 lt/m3 ..... 0,007 lt/m3
Yemleyici : 0,0074 kg/m3 ..... 0,0014 kg/m3
Fitil : 0,035 m/m3 ..... 0,021 m/m3 ' e

düşmüştür . Denemelerin sonucunda bu sarfiyatlara göre eski sistemle,granül alüminyum katılmasının maliyet etüdü yapıldığında yeni sistemin % 33 daha ekonomik olduğu görülmüştür.(1988 fiyatlarına göre)Burada belirtilmesi gereken önemli bir konu granül alüminyum'un dışarıdan temin edilmesi zorunluluğudur. F.O.B. fiyatı bugün için 1,7 dolar/kg. civarındadır .

6.2. İnfilaklı Fitil Uygulamasının Maliyet Etüdü

İnfilaklı fitil uygulamasının emniyet yönünden olan avantajlarının yanısıra,

1. Sulu deliklerde elektrikli ateşleme yöntemiyle yapılan atımlar sonucu patlamayan delik kalması sorunları giderilmiştir .

2. İşlem pratikliği sağlanmıştır .

3. Kapsül sarfiyatı azalmıştır .

Elektrikli ateşleme yöntemi ve infilaklı fitil arasında maliyet karşılaştırılması yapıldığında,delik geometrisi parametreleri ve birim şarj miktarları değiştirilmediği için karşılaştırmayı etkileyen sarfların,infilaklı fitil, ateşleme kablosu,gecikmeli kapsül ve gecikme rölesi olduğu görülmektedir .

İki kademeli şarj yapılan 15 metrelik patlatma deliğinde ; Elektrikli ateşleme yöntemiyle ,

Ateşleme kablosu : 50 m. 0,075 m/m3
Gecikmeli kapsül : 2 Adet 0,003 Ad/m3

İnfilaklı fitil yöntemiyle ,

İnfilaklı fitil : 22 m 0,035 m/m3
Gecikme Rölesi : 1 Ad/ 7 delik. 0,0002 Ad/m3

Bu sisteminde elektrikli ateşleme yöntemine göre % 25 daha ekonomik olduğu görülmüştür . (1988 fiyatlarına göre)

Ancak infilaklı fitil ve gecikme rölesinin de yurt dışından temin edilmesi zorunluluğu bugün için vardır.(Yurt içinde M.K.E. tarafından imal edilebileceği öğrenilmiştir.) F.O.B. fiyatı bugün için,infilaklı fitil 95 sterlin/1000 m. gecikme rölesi 450 sterlin/1000 adet'dir .

7. SONUÇLAR

Yaptığımız araştırma ve incelemeler şunu göstermiştir ki; Teknolojik olarak Avrupa'dan ne kadar geride olursak olalım kendimizi küçümseyerek konulara somut bakışlar getirmediğimiz sürece o teknoloji gözümüzde her zaman büyüyecek ve bizlerin ulaşmasıda mümkün olmayacaktır . Öncelikle ileri ülkelerin bu teknolojiye birden bire sahip olmadıklarını bilmemizde yarar vardır . Mevcut olanakları iyi değerlendirmenin yanısıra teknolojiyide takip ederek bize uygun olanlarının alınmasının,sağlanması ile birlikte bunların yurt içinde üretilmesi yönünde çaba harcanması uygun olacaktır .

G.L.İ. olarak delme ve patlatmada büyük sorunlarımız giderilmiştir . En büyük sorun yerleşim yerlerinin panolarla iç içe duruma gelmesinin yarattığı zararlı titreşimlerdir . Bu konuda da uyguladığımız gecikmeli kapsül,gecikme rölesi ve az sayıda gruplar teşkili ile yapılan atımlar sonuç vermiştir . Ancak çevrede çok sayıda müteahhit firma çalışması ve bunlarında kendi olanaklarıyla veya işletmeden sağladığı fayda ile patlayıcı kullanması sonucu ortaya çıkan olumsuzlukların faturası da işletmeye çıkartılmaktadır . Ayrıca çevredeki yerleşimlerin incelenmesi sonucu bir çok yapının çok düşük şiddetli bir deprem'e dahi dayanamayacağı görülmektedir .

Tunçbilek Bölgesi'nde 1984 yılından itibaren gerçekleştirilen çalışmalarla patlayıcı birim sarfiyatlarındaki önemli azalmaların yanısıra ileriye dönük olarak yapmayı plânladığımız çalışmalarıda şöyle sıralayabiliriz .

1. Azot sanayi ile işbirliği yapılarak kaliteli ve pril T.A.N. üretiminin gerçekleştirilmesi .

2. M.K.E. ile işbirliği yapılarak harç patlayıcıların üretiminin gerçekleştirilmesi .

3. Anfo karışımına uygun tane boyunda kömür tozu karıştırılarak denemelerin yapılması .

4. Titreşimden etkilenen yakın yerleşim yerlerine çok daha fazla özen gösterilerek atımların yapılması .

5. Mekanize karışımın daha modern şekilde gerçekleştirilmesi

6. Granül alüminyumun Seydişehir'de üretimi olanaklarının araştırılması .

7. Diğer işletmelerle daha sıkı iş birliği yaparak bilgilerin aktarılması,deneyimlerin değerlendirilmesi .

8. Personel eğitiminin daha düzenli yapılmasının sağlanması .

Başlangıçta da belirtildiği gibi ülkemizde gittikçe artan açık işletmecilik çalışmalarının daha bilinçli ve ekonomik tasarımlar içerisinde yapılması halinde daha ucuz maliyetlerde üretimler gerçekleştirilecektir . Bu da ülke kalkınmasında önemli bir yer tutan madencilek sektörüne daha fazla değer verilmesi ile sağlanabilecektir .

8. KAYNAKLAR

1. ATAKURU,Tuncay. 1988 ;Kişisel Görüşme,Açıkocaklar Hazırlık İşleri Mühendisi .

2. BİLGİN,Aydın. 1986;"Açık İşletmelerde Patlatma Sorunları Ve Tasarımı ."T.K.İ.-O.D.T.Ü.Seminer No:2,ANKARA .

3. G.L.İ.,Açıkocak Hazırlık İşl.Servisince Yapılan Deneme Çalışmaları ve Sonuç Raporları,1986-1987.Yayımlanmamış.

4. ÖZDOĞAN,M.1978;"Açıkocaklarda Dinamitleme Sonucu Titreşimler ve Alınacak Önlemler."Madencilik,TMMOB Odası Yayın Organı,ANKARA,Cilt 17,Sayı 3,S,7-17

5. ÖZDOĞAN,M.1975 "Anfo Patlayıcılar"G.L.İ.,Bülteni S.2

6. PATIR,Orhan.Yüksek Lisans Tez Çalışmalarıyla İlgili Notlar.1988,Yayımlanmamış .

7. PATIR,Orhan."Açık İşletmelerde Delme ve Patlatma Çalışmaları."Kişisel Çalışma Notları,1986 Yayımlanmamış.

8. TÜGSAŞ,1984;Kütahya Azot Sanayi Fabrikasında Yapılan Gezi ve İncelemeler.

HİDROLİK EKSKAVATÖR PERFORMANSLARIYLA KAZILABİLİRLİK TAYİNİ

EXCAVABILITY ASSESMENT USING PERFORMANCE MEASUREMENTS OF HYDRAULIC EXCAVATORS

Celal KARPUZ(*)
A.Günhan PAŞAMEHMETOĞLU(*)
Yadigar MÜFTÜOĞLU(**)

ÖZET

Bu bildiride, TKİ'nin dokuz farklı bölgesindeki açıkocaklarda faaliyet gösteren müteahhitlere ait değişik model ve kapasitedeki hidrolik ekskavatörlerin performansları gözlenmiştir. Ölçümler ve gözlemler literatürde verilen değerlerle karşılaştırılmıştır. İlgili formasyonların, belirlenen diğer özellikleriyle (kütle ve madde özellikleri, sismik hız, operatör tecrübesi, gibi) performans değerleri birleştirilerek hidrolik ekskavatörler için kazılabilirlikleri tayin edilmiştir.

ABSTRACT

In this paper, performance of hydraulic excavators of different models with different dipper capacities was observed at nine different open-pit lignite mines of TKİ. Observations and measurements were compared to the corresponding data in literature. The diggability of the formations at the mines were classified based on the hydraulic excavator performance measurements and the pertinent properties of the formations.

* ODTÜ Maden. Müh. Böl.

** H.Ü. Zonguldak Müh. Fak. Maden Müh. Böl.

1.GİRİŞ

Açık işletmecilikte kazılabilirlik üzerine yapılan literatür araştırmasında, konuya ilişkin bilimsel araştırma ve yayın sayısının sınırlı olduğu görülmüştür. Mevcut araştırmaların çoğunda da kazılabilirlik kaya birimlerinin madde ve kütle özelliklerine dayandırılmıştır. Atkinson (1971). Franklin (1971), Bailey (1974), Weaver (1975), Kirsten (1982) bunlardan bazılarıdır. Kazılabilirliğin diğer yanı olan iş makinalarının performans karakteristiğine dayanan kazılabilirlik sınıflaması sayısı daha da azdır. Bu tür sınıflandırma sistemlerinin en gelişmişi kabul edilebilecek olanı bile (Müftüoğlu, 1983) kaya birimlerinin bazı özelliklerini ve kazı makinasının tipi ve büyüklüğünü ele almasına rağmen, belli tip ve kapasitedeki bir kazı makinasının verilen belli bir formasyon kazılabilirliğini sadece gözlemlere dayandırarak belirlemektedir. Oysa ki kazı makinasının bazı performans karakteristiklerinin de gözönüne alınması, daha gerçekçi bir sınıflama sistemi doğuracak ve pratik açıdan daha da yararlı olacaktır.

Bu aşamada, kazı zorluğuna göre iş makinasının performansıyla ilgili en derli toplu bilgiler, hernekadar formasyon özellikleri verilmemiş de olsa, iş makinası üreten firmaların vermiş olduğu bilgilerdir (Caterpillar, 1980; Komatsu, 1986; Hitachi, 1982).

Bu bildiride, TKİ açıkocaklarında faaliyet gösteren hidrolik ekskavatörlerin çalıştıkları lokasyonlardaki belirli nitelikteki kaya kütlesi karşısındaki performans ölçümlerinin sonuçları verilecek, ve bu tip ekskavatörler için kazılabilirlik sınıflamaları yapılacaktır.

2. YÖNTEM

Bu amaçla TKİ Genel Müdürlüğü bünyesinde mevcut açık ocaklarda faaliyet gösteren müteahhitlere ait 6 farklı modelde ve 2,5-10.5 yd3'e kadar değişen kepçe kapasitesindeki hidrolik ekskavatörlerin değişik formasyonlardaki çalışmaları

iki yıllık bir süre içinde gözlenmiştir.

Çalışmaların yapıldığı bölgeler ve onların ölçümler sırasındaki kod numaraları şöyledir (Paşamehmetoğlu ve arkadaşları, 1988).

Kod No	Müessese	Bölge
3-43	ELİ	Merkez
44-48	ELİ	Deniş
67-161	GLİ	Tunçbilek
170-181	MLİ	Orhaneli
182-184	MLİ	Çan
188-194	MLİ	Keles
220	GELİ	Yatağan
243-245	KLİ	Ilgın
248-252	BLİ	Göynük

İşletmelerdeki ekskavatörlerin özellikle kazı zorluğuna dönük performansları tutulmuştur. Performans analizlerinde temel yaklaşım, kazı makinasının uzun dönemli veriminin incelenmesinden ziyade, kısa sürelerde kazı performansının çalışılması şeklinde olmuştur.

Bir lokasyonda kazıya dönük performans etüdünün yapılmasına başlamadan önce kazı makinasının çalıştığı kaya kütlesinin jeoteknik tanımı yapılmış, patlatma yapılıp yapılmadığı, kazı sırasında veya patlatmadan sonra oluşan blok büyüklükleri (maksimum-ortalama), çalışılan zeminin veya formasyonun nem durumu, operatörün tecrübesi gibi faktörler kayıt edilmiştir.

Daha sonra, belirli bir süre kazı makinasının çalışması gözlenmiştir. Gözleme sırasında, kepçe dolma faktörü (belli yüzdeleri ifade eden silme-tepeleme-eksik gibi sınıflamalar halinde) kayıt edilerek toplam gözlenen zaman içinde kazılan miktarın bulunmasına çalışılmıştır. İş makinasının kepçe peryodu ölçümlerinde, kepçenin kazıda geçirdiği zaman ve toplam kepçe peryodu ölçümlerine ağırlık verilmiştir. Kepçenin yere inip, kazıya başladığı an kazının başlangıç anı

ve kepçe dolup kazının biterek dönmeye başladığı an ise kazının bitiş anı olarak kabul edilmiştir. Bu iki an arasındaki zaman aralığı ise kepçenin kazı zamanı olarak alınmaktadır (kepçe dolma süresi). Takibeden ikinci kazı hareketine başlanılıncaya kadar geçen zaman ise kepçe peryodu olarak kabul edilmiştir. İlk ölçümlerde toplam gözlem süresi uzun tutulmuş ise de, istatistiksel olarak yapılan değerlendirmelerde belli bir sayıdaki kepçe peryodundan sonra kepçe peryodu ve kazı (kepçe dolma) sürelerinde fazla bir değişim gözlenmediğinden, sonraki ölçümlerde bu süre ›40-60 kepçe peryodunun tamamlanması ile sınırlandırılmıştır.

3. EKSKAVATÖR PERFORMANSLARININ DEĞERLENDİRİLMESİ

Ekskavatörlerin performanslarının değerlendirilmesinde, kepçe peryodu, kepçe dolma faktörü ve saatlik üretim miktarları baz olarak alınmıştır. Ancak, bu parametrelerden herbiri tek başına kazılabilirliği tayinde yeterli olmamıştır. O nedenle, bu üç parametrenin birlikte değerlendirilmesi yapılmıştır. Değerlendirmede elde edilen saatlik kapasiteler, kepçe peryodu ve dolma faktörleri literatürde değişik kazı zorluğu için verilen değerlerle karşılaştırılmıştır. Saatlik üretimlerin karşılaştırılmasında literatürün kazı zorluğuna göre önerdiği dolma faktörü, kepçe peryodu ve %100

Çizelge 1. Dolma Faktörü İçin Literatürde Önerilen Değerler (Paşamehmetoğlu ve arkadaşları, 1988)

KAZI SINIFI	DOLMA FAKTÖRÜ (DF)
Kolay Kazı	DF›0.95
Orta Kazı	0.90‹DF‹0.95
Orta-zor Kazı	0.80‹DF‹0.90
Zor Kazı	0.70‹DF‹0.80
Çok-zor Kazı *	DF‹0.70

* Çok zor kazı bu araştırmayı yürüten araştırmacılar tarafından önerilmiştir.

verimle çalışıldığı varsayılarak bulunan saatlik kapasiteler ile ölçümler sonucu bulunan saatlik kapasiteler gözönüne alınmıştır (Çizelgeler 1,2,3). Çok zor kazı sınıfının kepçe periyodları zor kazı sınıfı değerlerinden 4 saniye daha büyük kabul edilmişlerdir. Saatlik kapasitelerde, benzer şekilde, bu değerlerin kullanılmasıyla bulunmuşlardır.

Ölçüm sonucu bulunan kapasiteler, hem fiilen gerçekleştirilen kapasiteler bazında, hem de ekskavatörün herhangi bir nedenle beklemesinden kaynaklanan ölü zamanların çıkartılmasıyla elde edilen "beklemesiz kapasite" bazında incelenmiştir. Diğer bir deyişle, eğer ekskavatör hiç beklemeseydi ne üretilirdi diye yorumlayıp, o lokasyon için yapabileceği maksimum üretim bulunmuştur. Karşılaştırmalarda, literatür kapasitelerini bulurken verimin yüzde yüz alınması nedeniyle ve kazı dışında geçen zamanların etkisini azaltmak amacıyla ve kazılabilirlik açısından konuya yaklaşıldığından, beklemesiz kapasite değerleri kullanılmıştır. Beklemesiz saatlik kapasiteler literatürün önerdiği kapasite sınıflarına yerleştirilerek ölçüm yapılan yerin hangi kazı zorluğuna girdiği bulunmaya çalışılmıştır (Şekil 1). Bu şekilde literatür ortalama saatlik kapasiteler (Çizelge 3) yerine alt ve üst sınır değerleri kullanılmıştır. Teorik kapasitelerin fiili çalışma koşullarını her zaman pek yansıtamayacağı söylenebilirse de, görüleceği üzere arazide elde edilen beklemesiz kapasiteler teorik kapasiteye çok yaklaşmaktadır (ortalama %90, Şekil 2). Bu da, TKİ panolarında yapılan ölçümlere dayanarak literatür değerlerini baz olarak almanın oldukça tutarlı bir yaklaşım olabileceğini kanıtlamaktadır.

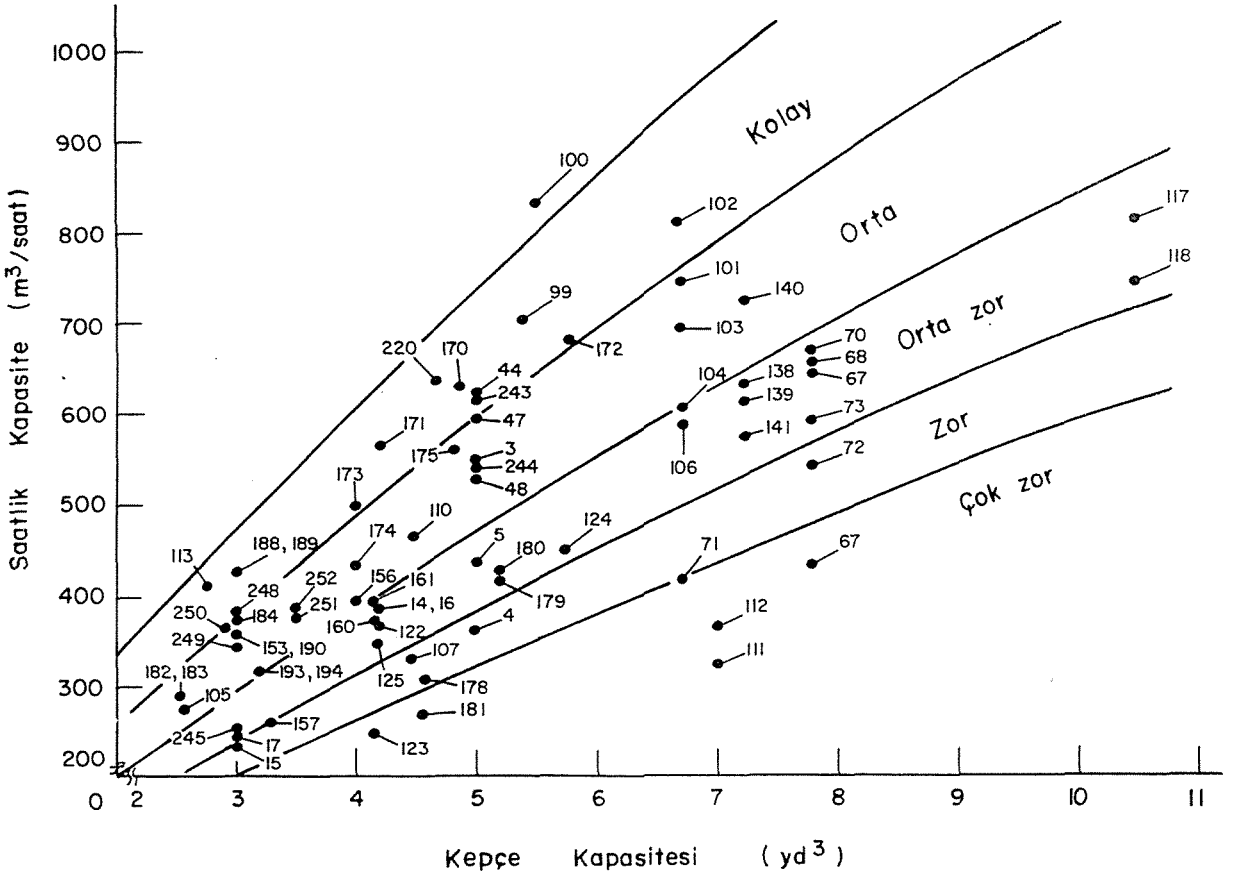
Diğer taraftan, ölçümler sonucu elde edilen kepçe periyodu ve dolma faktörleri de literatür değerleri ile karşılaştırılmış, ve kepçe periyodu kepçe kapasitesi ilişkisi Şekil 3'de sunulmuştur. Kazı zorluğunun tayininde kullanılan parametreler birlikte ele alındığında, kepçe dolma faktörünün ağırlıklı parametre olduğu görülmüştür.

Çizelge 2. Hidrolik Ekskavatör Kepçe Kapasitelerine ve Kazı Zorluğuna Göre Literatürde Verilen Ortalama Kepçe Periyodları (Paşamehmetoğlu ve arkadaşları, 1988)

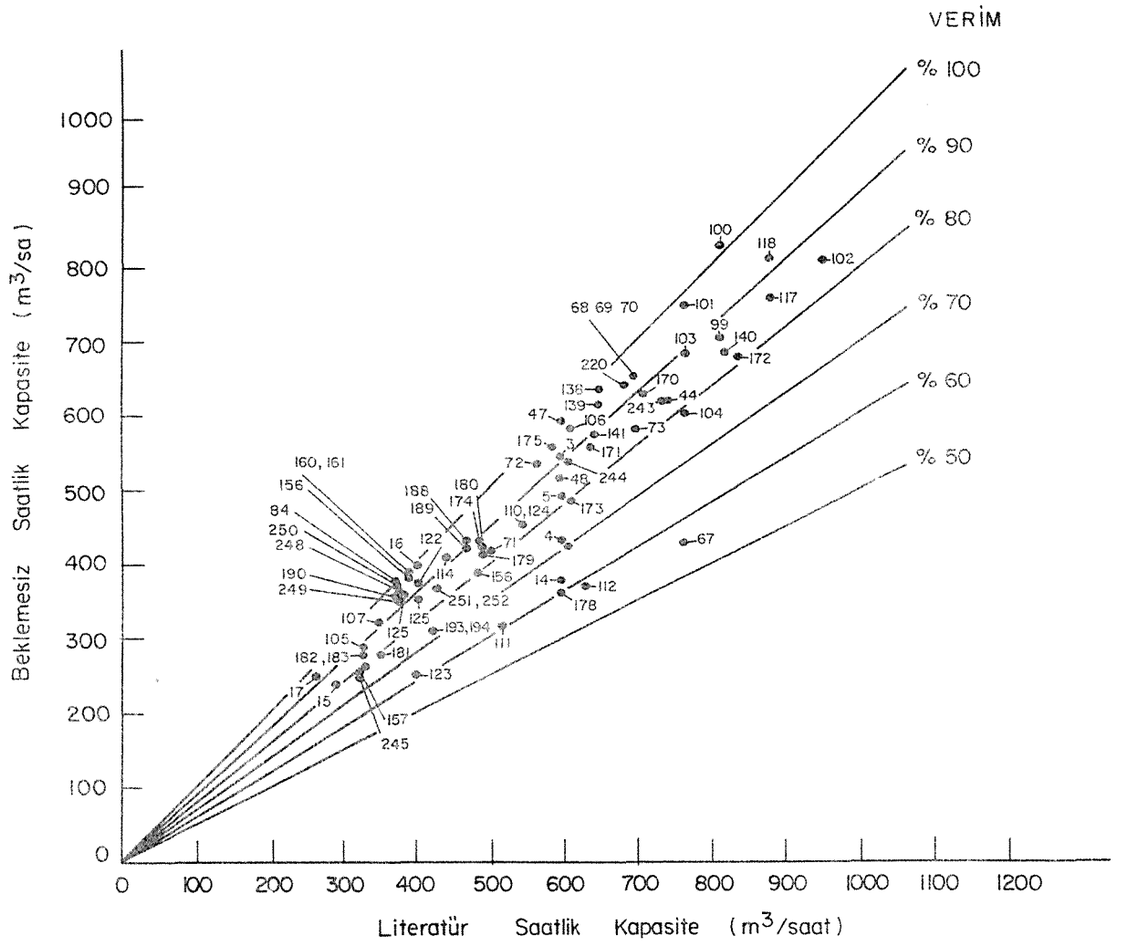
Kepçe Kapasitesi	Kazılabilirliğe Göre Kepçe Periyodu (sn)			
(yd3)	Kolay	Orta	Orta-zor	Zor
2.5	19	23	27	28
3.0	19	23	27	28
3.5	19	23	28	28
4.0	20	24	28	29
4.5	20	24	28	29
5.0	20	24	29	29
6.0	21	25	29	30
7.0	21	25	30	30
8.0	22	26	30	31
11.0	24	28	32	33

Çizelge 3. Kazı Zorluğuna Göre Hidrolik Ekskavatörler İçin Kapasite-Kepçe Kapasitesi İlişkisi Literatür Ortalama Değerleri (Verim %100) (Paşamehmetoğlu ve arkadaşları, 1988)

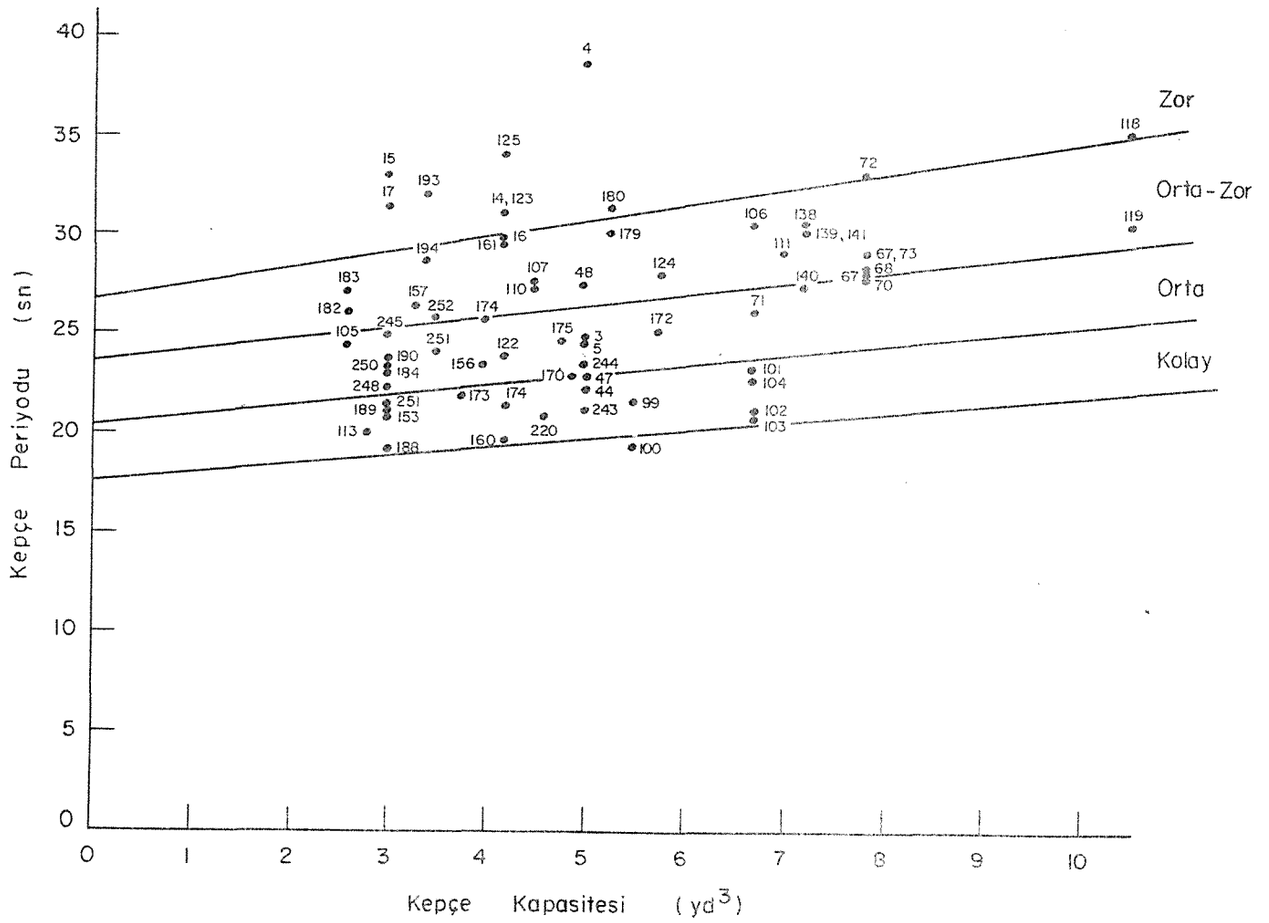
Kepçe Kapasitesi	Kazılabilirlik Kapasitesi (m3/saat)			
(yd3)	Kolay	Orta	Orta-zor	Zor
2.5	353.1	276.8	216.6	184.3
3.0	423.7	332.1	260.0	221.2
3.5	494.4	387.5	292.5	258.1
4.0	536.8	424.4	334.2	284.8
5.0	670.9	530.4	403.4	355.9
6.0	766.8	611.1	484.1	412.9
7.0	894.6	712.9	545.9	481.7
8.0	975.9	783.4	623.9	532.8
11.0	1230.1	1000.3	804.2	688.1



Şekil 1 . Hidrolik Ekskavatörler İçin Kazı Zorluğu Saatlik Kapasite İlişkisi



Şekil 2. Beklemesiz Kapasite – Literatür Kapasite – Hidrolik Ekskavatörler



Şekil 3. Hidrolik Ekskavatörler İçin Kazı Zorluğu Kepçe Periyodu İlişkisi

Değerlendirmelerde, ölçüm yapılan yerlerde patlatma yapılmadan doğrudan kazı mı yapıldığı yoksa patlatmadan sonra mı yapıldığı da gözönüne alınmıştır. Hidrolik ekskavatörlerin patlatma olmaksızın doğrudan kazı yaptığı panoların, sınıflamada "orta-zor kazı" sınıfına hemen hemen hiç girmediği gözlenmiştir. Bu durum da, patlatma yapılmaksızın "orta-zor kazı" özelliğine sahip bir lokasyonda 10.5 yd3 kepçe kapasitesinin altında kapasiteli bir hidrolik ekskavatörle ekonomik olarak kazı yapılamayacağını kanıtlamaktadır. Diğer bir deyişle, orta-zor ve daha sağlam panolarda verimli olarak doğrudan kazı yapılamadığı söylenebilir. 10.5 yd3 kepçe kapasiteli hidrolik ekskavatörlerden daha büyük kapasiteli hidrolik ekskavatörler ölçüm yapılan panolarda kullanılmadığından, ölçümler, en büyük 10.5 yd3 hidrolik ekskavatörler için alınmıştır. Sonuç olarak, hidrolik ekskavatörler için "orta-zor" ve daha sağlam panolar için patlatma ile üretim yapmak gerektiği ortaya çıkmaktadır. Değerlendirmeler göstermiştir ki, patlatma işlemi birkaç durum dışında, genelde kazı zorluğu sınıfını bir veya patlatmanın kalitesine ve formasyonun zayıflığına göre iki sınıf kolay tarafa doğru çekmektedir. Ölçüm yerlerinin (ilgili panoların) kütle özellikleri, laboratuvar deney sonuçları, arazi parametreleri ve arazi çalışmaları sırasındaki gözlemler de gözönüne alınarak, bu faktörlere göre ayrı ayrı ve hep birlikte değerlendirilme yapılmış ve panoların hidrolik ekskavatörlerle kazılabilirlikleri tayin edilmiştir. Bu sınıflama Çizelge 4'de verilmiştir.

Kepçe periyodları firmadan firmaya değişmekle birlikte, Çizelge 4'de kazılabilirlikleri verilen, veya benzer özellikteki panolar için, bütün firma ekskavatörlerini büyük bir tutarlılıkla kapsayacak (r2=% 88) aşağıdaki modellerin kullanılması önerilir (Paşamehmetoğlu ve arkadaşları, 1988).

ts= 17.40 + 0.58Cd (Kolay kazı için)
ts= 21.42 + 0.58Cd (Orta kazı için)
ts= 25.67 + 0.58Cd (Orta-zor kazı için)
ts= 26.30 + 0.58Cd (zor kazı için)
ts= 30.30 + 0.58Cd (Çok-zor kazı için)

Burada, ts; kepçe peryodu (sn)
Cd; kepçe kapasitesi (yd3) olarak verilmektedir.

Çizelge 4. Hidrolik Ekskavatörlerin Çalıştığı Panoların Bakir Durumlarının Kazı Zorluğuna Göre Sınıflandırılması

KOLAY KAZI	ORTA KAZI	ORTA-ZOR KAZI	ZOR KAZI
- Y.Eskihisar/MARN (Orta-ileri ayr.) + TOPRAK	- Ilgın/MARN (az ayrışmış)	- Keles H5/TOPRAK + İRİ KONGLOMERA BLOKLARI	- Soma sarıkaya/MARN (Taze az ayrışmış)
- Orhaneli G-6/MARN + TÜF (Orta ileri ayrışmış)	- Göynük A/MARN (az ayrışmış)		- Kısrakdere Doğu/MARN (Taze az ayrışmış)*
- Orhaneli G-6/BITKISEL TOPRAK	- S.Çantarla/MARN (Orta ayr)	- Tunçbilek 36B/2/MARN (Taze az ayr)	- Tunçbilek BY8/BMARN (Taze az ayrışmış)*
- Keles H5/TOPRAK + YUMUŞAK KONGLOMERA	- Orhaneli G6/MARN (Orta ayr)	- Tunçbilek 36B/1/MARN (Taze az ayr)	- Tunçbilek BY6/A/MARN (Taze az ayrışmış)*
- Göynük A Pano/MARN (İleri ayrışmış)	- Keles H6/TÜF (Orta ayrışmış)	- Tunçbilek K3-6 K3-E/1/MARN (Taze az ayr)	
	- Çan 1/D/TUF Agglomera (Orta ileri ayr)	- Tunçbilek BY12/B/MARN (Taze az ayr)	
	- Çan K2 K4/MARN (Orta yer yer ileri ayrışmış)	- Orhaneli G5/TÜF (Taze az ayrışmış)	
	- Tunçbilek 36B2/MARN (Orta ileri ayrışmış)	- Tunçbilek 43A/MARN (Taze az ayrışmış)*	
	- S.Dedetaş/MARN (taze az ayrışmış)		
	- Tunçbilek 36B2/MARN (Orta ayrışmış)		

NOT : Orhaneli G5/TÜF + KONGLOMERA* Çok Zor kazıya girmektedir

Hidrolik ekskavatörlerin çalışmadığı, ancak özellikleri (laboratuvar deney sonuçları, kütlesel özellikleri, arazi sismik hız, v.b.) tesbit edilen diğer panoların da, hidrolik ekskavatörlerin çalıştığı panoların özellikleri ile karşılaştırılmasıyla, hidrolik ekskavatörlerle kazılabilirliklerinin sınıflandırılması mümkündür.

Burada belirtilmesi önemli bir husus da hidrolik ekskavatörlerin, elektrikli ekskavatörlere göre daha fazla kazı gücüne sahip olduklarıdır. Çalışmalarımızın sonucuna göre, elektrikli ekskavatörler orta kazı için patlatma isterken, hidrolik ekskavatörler orta-zor kazı sınıfı için patlatmaya ihtiyaç duymaktadırlar (Paşamehmetoğlu ve arkadaşları, 1988)

4. SONUÇ

Çalışmalarımızın sonuçlarına göre; hidrolik ekskavatörlerin kazıda geçirdiği süreler gözönüne alındığında, ölçülen ve gözlenen peryod, dolma faktörü ve saatlik kapasitelerinin birlikte değerlendirilerek literatürle karşılaştırılmasının kazılabilirlik tayininde kullanılabileceği görülmüştür. Çalışılan panoların hidrolik ekskavatörle kazılabilirlikleri özetlendiğinde; ELİ Merkez bölgenin zor kazıya, GLİ Tunçbilek bölgesinin büyükçe bir kısmı ile MLİ mücssesesinin tüf-konglomera birimleri orta-zor kazıya, Ilgın göynük marn ile ayrışmış marn birimleri orta kazıya, ileri ayrışmış ve örtü birimlerin de kolay kazıya girdiği izlenmiştir.

Bütünüyle bu bildirinin konusu olmamakla birlikte, hidrolik ekskavatörlerin elektrikli ekskavatörlerden daha fazla kazı gücüne sahip oldukları bizim çalışmalarımızla da kanıtlanmıştır (Paşamehmetoğlu ve arkadaşları, 1988).

5. TEŞEKKÜR

Bu bildiriye esas olan araştırmanın yürütülmesine destek sağlayan TKİ yöneticileriyle, işletmelerde yardımlarını

esirgemeyen tüm yöneticilere ve teknik elemanlara teşekkürü bir borç biliriz. Burada yazılanlar yazarların kendi fikirleri olup hiçbir şekilde TKİ Kurumu'nu bağlamaz.

6. KAYNAKLAR

ATKINSON, T. 1971, Selection of open-pit excavating and loading equipment Trans. Inst. of Mining and Metallurgy, Vol.80, pp. A101-A129.

FRANKLIN ,J.A.- BROCH, E and WALTON, G. 1971, Logging the Mechanical character of rock, Trans. Inst. of Mining and Metallurgy, Vol.80, pp. A1-A9.

KIRSTEN, H.A.D., 1982, A Classification system for excavation in natural materials, Civil Engineer in South Africa, Vol.24, pp.293-308.

MÜFTÜOĞLU, Y.V., 1983, A Study of factors affecting diggability in British Surface Coal Mines, Ph.D. Thesis, University of Nottingham, England.

PAŞAMEHMETOĞLU, A.G., ve arkadaşları 1988; TKİ Dekapaj İhale Panoları İçin Makine Parkı Seçimi, Maliyet Analizi ve Birim Maliyetin (TL/m3) Saptanması, Nihai Rapor, 4 Cilt, ODTÜ, ANKARA.

WEAVER, J.M., 1975, Geological factors significant in the assesment of rippability, Civil Engineering in South Africa, Vol.17, No.2, pp.313-316.

....., Caterpillar Performance Handbook, Edition 11, 1980, 516 p.

....., Specifications and Application Handbook, Edition 6, Komatsu Ltd., 1986, 954 p.

....., The Excavators, Hitachi Ltd., 1982 Edition.

KAZILABİLİRLİK SINIFLAMA SİSTEMLERİNİN KAZI HIZI KESTİRİMİ AMACIYLA GLİ TUNÇBİLEK AÇIK OCAKLARINA UYGULANMASI

APPLICATION OF EXCAVABILITY CLASSIFICATION SYSTEMS TO GLİ TUNÇBİLEK OPEN PITS FOR THE PREDICTION OF EXCAVATION RATE

R.Mete GÖKTAN(*)
Can AYDAY(**)

ÖZET

Bu çalışmada, kazılabilirlik amaçları için geliştirilmiş üç ayrı sınıflama sisteminin, ele alınan bir kazı makinasına ait kazı hızının kestirimi amacıyla kullanılabilirliği araştırılmıştır. Bu amaçla, GLİ Tunçbilek Bölgesi açık ocaklarında, kazı makinası olarak ele alınan sökücü-dozer ile deneme kazıları yapılmıştır. Kazı yapılan formasyonlardan elde edilen jeoteknik veriler kullanılarak sınıflama sistem değerleri bulunmuştur. Makina kazı hızı ile her bir sınıflama sistemi değerleri arasındaki istatistiksel ilişkiler incelenmiştir.

Ayrıca, sınıflama sistemleri arasındaki ilişkiler ve kazı işleminde rol oynayan etkin jeoteknik parametreler ayrıntılı olarak tartışılmış, bazı önerilere yer verilmiştir.

ABSTRACT

In this study, an attempt is made to investigate the applicability of three different diggability classification systems for the prediction of machine excavation rate. Trial excavations by ripping machines has been conducted in open pit mines of GLİ Tunçbilek region. Geotechnical findings obtained from the excavated rock formations have been evaluated for each classification system. The statistical relationships between values of machine excavation rate and total rating of each system have been analyzed.

The relationship between each classification system and efficient parameters which influence excavation works, have also been discussed in detail.

* Yrd.Doç.Dr., Anadolu Üniversitesi, Müh.Mim.Fak. Maden Müh.Böl.ESKİŞEHİR
**Öğr.Gör., Anadolu Üniversitesi, Müh.Mim.Fak. Maden Müh.Böl. ESKİŞEHİR

1. GİRİŞ

Açık işletmecilikte, kayaçların kazılabilirlik koşullarının arazi ve laboratuvarda kolay elde edilebilir jeoteknik veriler yardımıyla kestirilebilmesi, makina parkının kurulması ve birim kazı fiatının belirlenmesi bakımından büyük önem taşımaktadır.

Son yıllarda, kayaç kütlesi kazılabilirlik özelliklerinin sınıflama yöntemleriyle saptanması konusunda yeni yaklaşımlar izlenmektedir. Bu yöntemlerin ortak yanı, kayaç kütlesinin kazılabilirliğini etkilediği düşünülen en önemli jeoteknik parametreleri ele almaları ve bu parametreleri ağırlıklı puanlama sistemiyle değerlendirerek, kazılabilirlik sınıflama indisleri oluşturmalarıdır. Ancak, sınıflama sistemlerinin kazı hızı ile bağdaştırılması, üzerinde çok az araştırma yapılmış bir konudur.

Bu bildiride, esas olarak kazı kolaylığının ve kazı aracının belirlenmesine yönelik olan üç sınıflama sistemi ele alınmış ve bu sınıflama sistemlerinin, örtü kazı işlerinde kazı hızı kestirimi amacıyla kullanılabilirlikleri tartışılmıştır. Ayrıca, sınıflama sistemlerinin birbirleriyle olan ilişkileri ve kazılabilirliği etkileyen en önemli parametreler araştırılmıştır.

2. İNCELENEN KAZILABİLİRLİK SINIFLAMA SİSTEMLERİ

2.1. KPP-Sistemi

Kazılabilirlik Parametre Puanlama Sistemi (KPP), ayrışma derecesi, kayaç dayanımı (tek eksenli basma dayanımı veya nokta yük indeksi), çatlaklar arası mesafe ve katmanlaşma kalınlığı gibi dört temel parametreyi esas almaktadır (Müftüoğlu ve Scoble, 1985). Bu parametreler, ağırlıklı puanlama sistemiyle değerlendirilerek, yedi sınıftan oluşan bir kazılabilirlik sınıflama sistemi geliştirilmiştir. Her sınıf için, kullanılması önerilen kazı türü ve kazı makinalarına yer verilmiştir.

2.2. N-Sistemi

Yeraltı yapıları ve tünelcilik için geliştirilmiş olan Q-Sistemi (Barton ve ark., 1974) bazı değişikliklerle kayaç kazılabilirliğine uyarlanmıştır (Kirsten, 1982). Bu sistemde kayaç dayanımı, blok boyutu, relatif zemin yapısı ve süreksizlik dayanımı parametreleri puanlama yöntemiyle değerlendirilerek, kazılabilirlik sınıflama belirteci (N) belirlenmektedir. Buna göre, toplam kazılabilirlik puanı

$$N = M_s.(RQD/J_n).J_s.(J_r/J_a) \qquad [1]$$

bağıntısıyla tanımlanmaktadır.

Burada,

M_s : Kayaç Dayanımı

RQD/J_n : Ortalama Blok Boyutu

J_s : Relatif Zemin Yapısı

J_r/J_a : Süreksizlik Dayanımı

ile ilgili parametreler olup

RQD : Kayaç Kalitesi Göstergesi

J_n : Süreksizlik Takımı Adedi

J_r : Süreksizlik Pürüzlülük Sayısı

J_a : Süreksizlik Alterasyon Sayısı

dır.

Sonuçta, N değerlerine bağlı olarak sekiz sınıf oluşturulmakta ve her sınıf için kullanılabilecek kazı aracı türü önerilmektedir.

2.3. RR-Sistemi

Kazı işlemlerini ve sökülebilirliği etkileyen parametreler RR-Sistemi'nde kayaç dayanımı, ayrışma, süreksizlik aralığı, süreksizlik devamlılığı, süreksizlik ayırımı, doğrultu ve eğim yönlenimi olarak seçilmiş-

tir (Smith, 1986). Bu parametreler ağırlıklı puanlama yöntemiyle değerlendirilerek, kayaçlar sökülebilirlik kolaylıklarına göre beş sınıfa ayrılmıştır. RR-Sistemi, Bieniawski (1973) tarafından geliştirilen jeomekanik Kaya Kütlesi Sınıflaması (RMR)'nı esas almaktadır. Sistem, daha önce Weaver (1975) tarafından da kayaç sökülebilirliğine uyarlanmış, fakat fazla ilgi görmemiştir (Bieniawski, 1980).

3. VERİ TOPLAMA İŞLEMLERİ

Sınıflama sistemlerinin irdelenmesinde kullanılacak olan veriler, GLİ Tunçbilek Bölgesi açık işletmelerinde, yüklenici firmalar tarafından çalışan 1A, 43A ve Beye 12 A panolarından elde edilmiştir. Deneme kazısı uygulanan formasyonlarda genel olarak marn, mamrn-kil,marn-kalker, marnlı kil, kalkerli marn litolojileri hakimdir.

3.1. Jeoteknik Veriler

Kazı yapılan her formasyonda, incelenen üç sınıflama sistemi için gerekli tüm jeoteknik veriler International Society for Rock Mechanics Commission (1977, 1978), Fookes ve ark. (1971) tarafından önerilen yöntemlere uygun olarak kaydedilmiştir. N-sistemi'nde kullanılan RQD değerlerinin hesaplanmasında Priest ve Hudson (1976) tarafından önerilen teorik yöntem uygulanmıştır.

Bildirinin amacına yönelik olarak, jeoteknik verilerin sınıflama sistemlerine uygulanış şekli ile ilgili ayrıntılı bilgi verilmeyecek, uygulama sonuçları üzerinde durulacaktır.

3.2. Makina Performans Verileri

Araştırmada 306 kW motor gücünde, tek sökücü bıçaklı tipte paletli sökücü-dozer kullanılmıştır. Uygulanan örtü kazı yöntemi, malzemenin sökücü makina (ripper) tarafından gevşetilip kürenmesi ve daha sonra yükleyici-kamyon sistemiyle taşınmasıdır.

Her bir formasyonda gerçekleştirilen üretim miktarı (V), yerinde m^3 olarak, Caterpillar (1983) firması tarafından önerilen yönteme uygun olarak yapılmış olup, bu amaçla özel olarak tutulan kamyon raporlarına dayanmaktadır.

Kazı hızının saptanabilmesi amacıyla, makinanın her bir formasyondaki net kazı süresi (t) zaman etüdü yapılarak kaydedilmiştir. Jeoteknik parametrelerden bağımsız olan manevra-vites değiştirme, küreme ve duraklamalar değerlendirme dışı bırakılmıştır. Makinanın 1 kW gücü başına karşılık olan kazı hızı (Q)

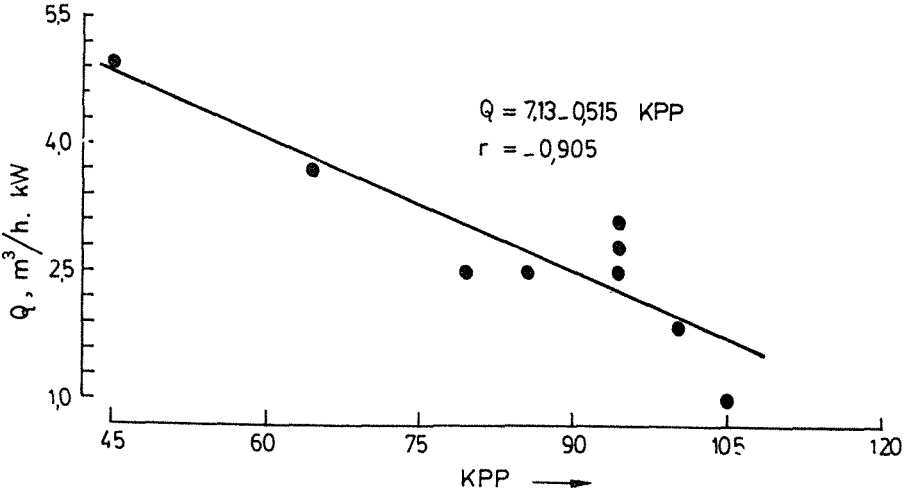
$$Q = V/t \cdot 306 \qquad m^3/h.kW \qquad [2]$$

bağıntısından hesaplanmıştır. Her bir formasyonda tekrarlanan üç kazı periyodunun ortalaması, o formasyona ait kazı hızı değeri olarak alınmıştır..

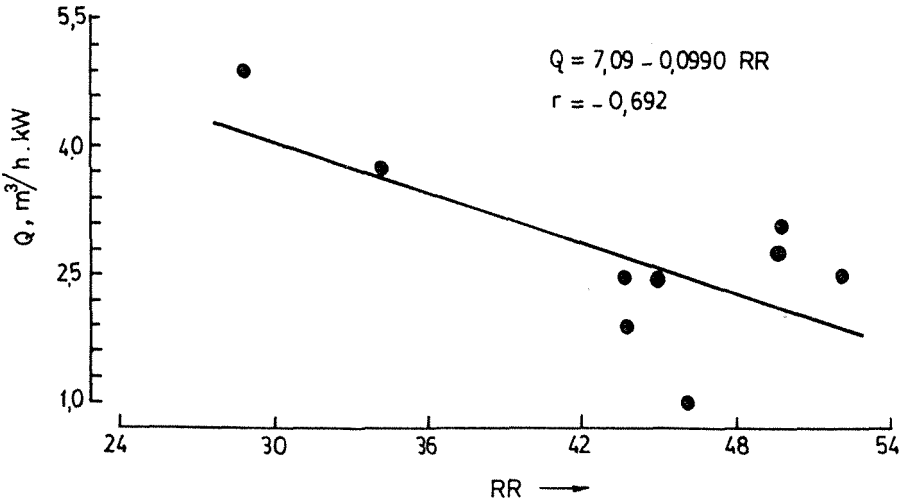
4. VERİLERİN DEĞERLENDİRİLMESİ

Kazı hızı ile sınıflama sistemleri arasındaki ilişkiler incelendiğinde; kazı hızı ile KPP-Sistemi arasında oldukça güvenilir doğrusal bir ilişki bulunduğu anlaşılmaktadır (Şekil 1). Diğer sınıflama sistemleri ile kazı hızı arasında iyi bir ilişki elde edilememiştir.

RR-Sistemi'yle elde edilen görece zayıf korelasyonda (Şekil 2), bu sistemdeki puanlama tekniğinin gereği olarak, basma dayanımı 25-70 MPa arasında olan tüm kayaçların aynı puanla değerlendirilmiş olmasının önemli bir rolü olabileceği düşünülmüştür. Diğer bir deyişle, bu sistemde, kayacın dayanım özelliğindeki değişmeler toplam puanlamaya yeterli bir hassasiyette yansıtılamamaktadır. Diğer yandan, doğrultu ve eğim yönleniminin kazı kolaylığına olan etkisinin, bütünüyle araştırmacının kendi yorumuna bırakılmış olması, bu sınıflama sisteminin uygulanmasında karşılaşılması olası güçlüklerden bir diğeri olarak gözükmektedir.



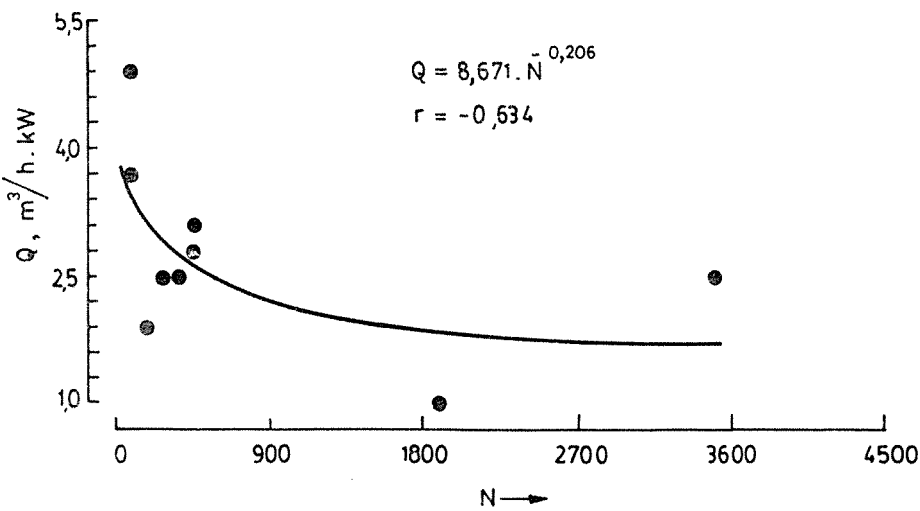
Şekil 1. KPP-Sistemi ile Kazı Hızı İlişkisi



Şekil 2. RR-Sistemi ile Kazı Hızı İlişkisi

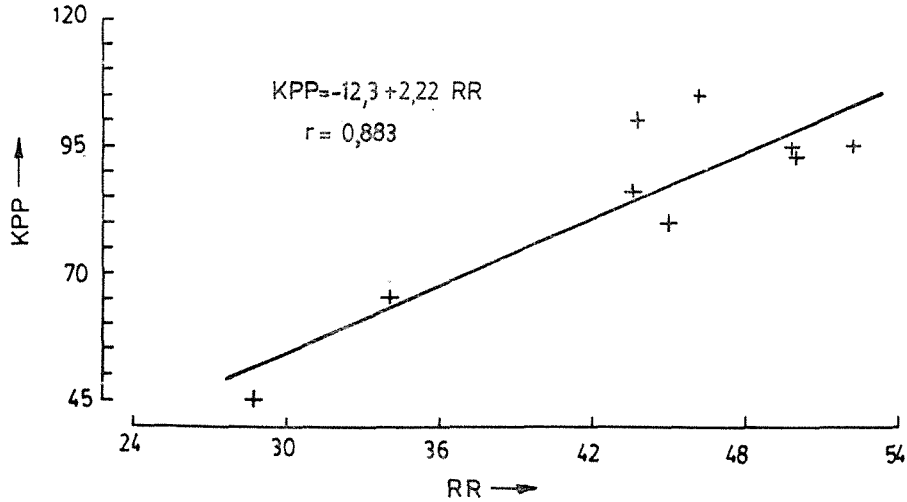
N-Sistemi'nin kazı hızı kestirimi amacıyla kullanılması, istatistiksel güvenilirliğin düşük olması bakımından (Şekil 3), uygun görülmemektedir. Bu sistemin önemli parametrelerinden RQD'nin belirlenmesi, uygu-

lamada bazı zorluklar getirebilmektedir. Teorik yöntemle hesaplanan RQD değerleri killi, çok zayıf veya ayrışmış kayaçlarda çok yüksektir (Farmer, 1983). Sondaj yöntemi ise, özellikle tortul ve yapraksı başkalaşım kayaçlarında uyguiamacının özel yorumunu gerektirmektedir (Özdoğan, 1985). Sistemi oluşturan diğer parametrelerden, süreksizlik pürüzlülüğü ve süreksizlik alterasyonu'nun sıhhatli olarak saptanabilmesi de, bu konuda oldukça deneyim gerektirmektedir. N-Sistemi üzerinde, bazı değişikliklere yönelik çalışmaların sürdürüldüğü bildirilmiştir (Kirsten 1984, 1985).

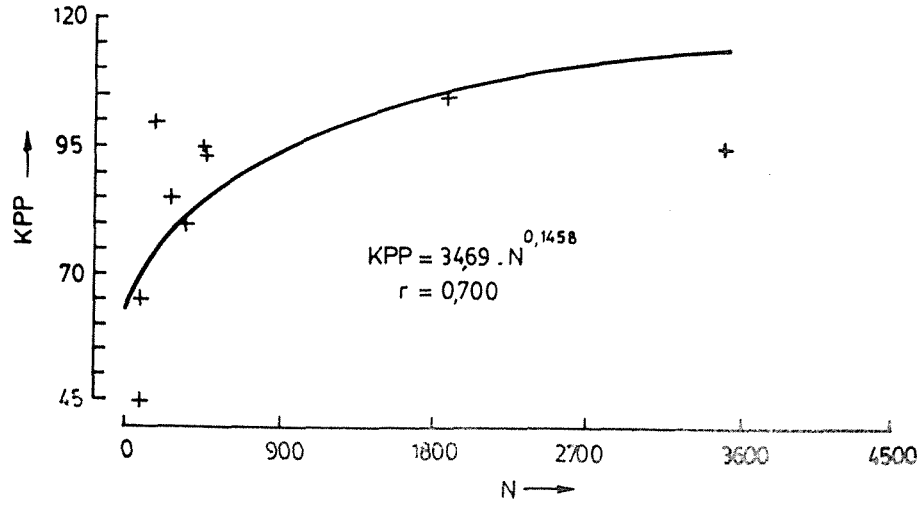


Şekil 3. N-Sistemi ile Kazı Hızı İlişkisi

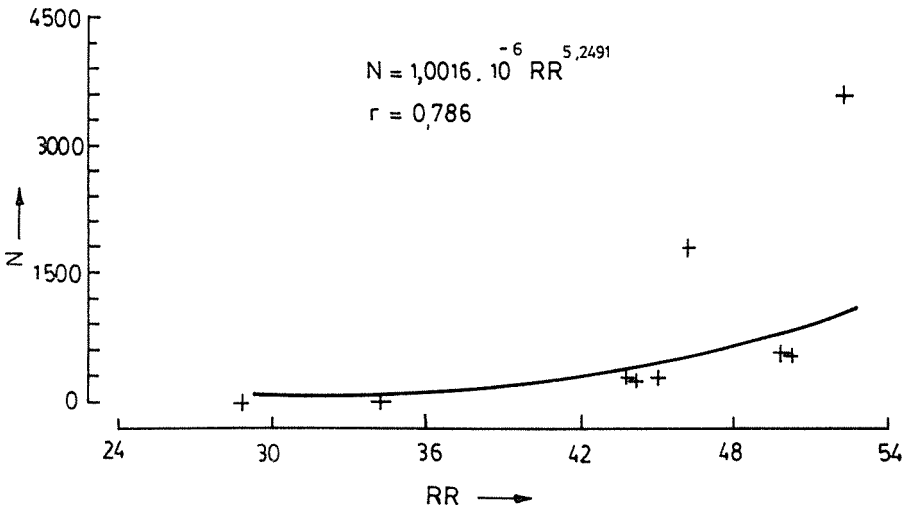
Kayaç kütlesinin kazılabilirlik karakteristiklerini farklı jeoteknik parametrelerle tanımlamalarına rağmen, sınıflama sistemleri arasında uyumlu ilişkiler bulunduğu anlaşılmaktadır. Üç sınıflama sisteminin birbirleriyle olan ilişkileri incelendiğinde, KPP-Sistemi ile RR-Sistemi arasında daha anlamlı bir ilişkinin bulunduğu görülmektedir(Şekil 4, 5 ve 6).



Şekil 4. KPP-Sistemi ile RR-Sistemi İlişkisi



Şekil 5. KPP-Sistemi ile N-Sistemi İlişkisi



Şekil 6. N-Sistemi ile RR-Sistemi İlişkisi

Her sınıflama sistemini oluşturan parametreler ile toplam puanlamaları arasındaki ilişkiler incelenmiştir. Buna göre; KPP-Sisteminin korelasyon matrisi oluşturulduğunda, bu sistemin en fazla çatlaklar arası mesafe, ÇA (r = 0,927) ve ayrışma derecesinden, AD (r = 0,573) etkilendiği anlaşılmıştır. Bu iki parametre kullanılarak, % 90,8 korelasyon katsayısı değeriyle elde edilen çoklu-regresyon denklemi

$$KPP = 30,9 + 1,09\ ÇA + 0,682\ AD \qquad [3]$$

olmuştur.

Aynı yöntem N-Sistemi için uygulandığında, bu sistemin RQD/J_n (r=0,883) ve J_r/J_a (r = 0,990) parametreleriyle çok iyi bir şekilde temsil edilebileceği anlaşılmıştır. Çoklu-regresyon denklemi

$$N = 2 - 7,15\ RQD/J_n + 4219\ J_r/J_a \qquad [4]$$

% 98,2 korelasyon değeriyle elde edilmiştir.

RR-Sisteminde, toplam puanlamayı etkileyen en önemli iki parametrenin süreksizlik aralığı, SA (r = 0,871) ve doğrultu-eğim yönlenimi, DEY (r = 0,726) olduğu görülmüştür. Regresyon denklemi

$$RR = 38,5 + 3,7\ SA - 15,5\ DEY \qquad [5]$$

% 90,6 korelasyon katsayısı değeriyle bulunmuştur.

5. SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Kazı hızı ile sınıflama sistemleri arasındaki ilişkiler incelendiğinde, en yüksek ilişkinin KPP-Sistemiyle elde edilebileceği anlaşılmaktadır. Diğer sınıflama sistemleri ile kazı hızı arasındaki ilişkiler zayıftır. Bu nedenle, kazı hızı kestirimi amacıyla KPP-Sisteminin kullanılmasının özellikle verilerin toplandığı Tunçbilek bölgesi 1 A,43A ve Beye 12 A panolarında kayaç türleri için daha güvenli sonuçlar verebileceği düşünülmektedir. Elde edilen bağıntının genelleştirilebilmesi için, değişik işletmelerden ve iki değişik litolojideki kayaçlardan daha çok sayıda uygulama sonuçlarına gerek vardır.

İncelenen üç sınıflama sisteminde de, kazı hızıyla en yakın ilişkili jeoteknik parametrenin, kayaç kütlesindeki süreksizliklerle ilgili olduğu belirlenmiştir.

Sınıflama sistemlerini oluşturan bazı parametrelerin, araştırmacıların yorumlarına bağlı olarak farklılıklar göstermesi söz konusudur. Bu nedenle, kişisel yorumlara en az yer veren, kolay uygulanabilir sınıflama sistemlerinin tercih edilmesi önerilmektedir.

Bu çalışmadan elde edilen ön bilgiler, sınıflama sistemlerinin açık işletmecilikte kullanılan diğer kazı araçlarının kazı hızı kestirimi amacıyla da kullanılabilirliği konusunda umut vericidir. Hidrolik yerkazar, döner kepçeli yerkazar ve halatlı yerkazar gibi makinaların ülkemiz madenciliğinde yoğun bir uygulama alanı bulmuş olması, bu konuda ayrıntılı çalışmaların yapılmasını teşvik edici diğer bir husustur.

KAYNAKLAR

1. BARTON,N., LIEN,R., LUNDE,J., 1974; "Classification of Rock Masses for the Desing of Tunnel Support", Rock Mechanics, Vol.6, No.4, pp. 189-236

2. BIENIAWSKI,Z.T., 1973; "Engineering Classification of Jointed Rock Masses", The Civil Engineer in South Africa, pp. 335-343.

3. BIENIAWSKI,Z.T., 1980; "Rock Classifications: State of the Art and Prospects for Standardization", Transportation Research Board National Academy of Sciences, pp. 1-9

4. FARMER,I., 1983; "Engineering Behaviour of Rocks", 2nd Edition, p.171

5. FOOKES,G.P., DEARMAN,R.W., FRANKLIN,J.A., 1971; "Some Engineering Aspects of Rock Weathering With Field Examples from Dartmoor and Elsewhere", Q.jl.Engng.Geol. Vol.4, pp. 139-185.

6. International Society for Rock Mechanics Commission on Standardization of Laboratory and Field Tests, 1977; Suggested Methods for the Quantitative Description of Discontinuities in Rock Masses, Int.J. Rock Mech.Min.Sci.and Geomech.Abstr., Vol.15, pp. 319-368

7. International Society for Rock Mechanics Commission on Standardization of Laboratory and Field Tests, 1978; Suggested Methods for Determining the Uniaxial Compressive Strength and Deformability of Rock Material, Int.J.Rock Mech.Min.Sci. and Geomech. Abstr., Vol.16, pp. 135-140

8. KIRSTEN, H.A.D., 1982; "A Classification System for Excavation in Natural Materials", Die siviele Ingenieur in Suid-Afrika, pp.293-307

9. KIRSTEN, H.A.D., 1984; Kişisel yazışma, Johannesburg, S.Africa

10. KIRSTEN, H.A.D., 1985; Kişisel yazışma, Johannesburg, S.Africa

11. MÜFTÜOĞLU,Y.V., SCOBLE,M.J., 1985; "Kömür Açık İşletmeciliğinde Kazılabilirliği Belirleme Yöntemleri", Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik 9. Kongresi, s. 29-37

12. ÖZDOĞAN,M., 1985; "Kayaçların Esneklik Özelliklerinin Saptanması ve Buna Göre Kayaçların Mühendislik Açısından Dizelenmesi", Madencilik TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayın Organı, Ankara, Cilt 24, Sayı 1, s. 41-48

13. PRIEST,S.D., HUDSON,J.A., 1976; "Discontinuity Spacing in Rock", Int.J.Rock Mech.Min.Sci., Vol. 13, pp. 135-148

14. SMITH,M.J., 1986; "Estimating Rippability by Rock Mass Classification", 22nd Int.Rock Mech.Cong., pp. 443-447

15. WEAWER,J.M., 1975; "Geological Factors Significant in the Assesment of Rippability", Die Siviele Ingenieur in Suid-Afrika, pp. 313-316

16. ....., 1983; "Handbook of Ripping", Caterpillar Tractor Co. Peoria, Illinois, 30 p.

BURSA-ULUDAĞ VOLFRAM OCAĞINDA JEOMEKANİK ÇALIŞMALAR

JEOMECHANICAL STUDIES IN BURSA-ULUDAĞ WOLFRAM MINE

G. ŞENYUR(*)
A. ŞENTÜRK(*)
N. ÇETİN(**)
U. ALINCA(**)

ÖZET

Bu çalışma, Uludağ Maden İşletmesinde yerinde yapılan gözlem ve deneyler ile alınan kayaç örneklerinin laboratuvarda yapılan kaya mekaniği testleri sonuçlarının ocak planlaması yönünden değerlendirilmesini vermektedir. Eklem (çatlak) sistemleri, RQD değerleri, yassı-veren ve tek eksenli basma deneyleri sonuçlarına göre dolgulu sistemin uygulanması, pano boyutlarının küçültülmesi, topukların sağlam tutulması önerilmektedir.

ABSTRACT

In respect to planning purposes, the study covers the evaluation of observations in mine, and in-situ tests as well as rock mechanic tests on rock specimens taken from mine. The analysis of Joint systems, RQD values and results of flat-jack and uniaxial compression tests derived the conclusions that backfilling should be applied and sizes of the rooms should be reduced and the stability of pillars should be reconsidered.

* Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Beytepe, Ankara

** Etibank Bursa Madenleri Müessesesi, Volfram İşletmesi, Bursa

1. GİRİŞ

Uludağ Volfram ocağı arakatlı göçertme yöntemi ile işletilmektedir. Arakat panoları ve pano arasındaki topuk genişlikleri 16 m. dir. Kat yüksekliği 30 m. dir. Maden işletme teknik kadrosunun da belirttiği gibi halihazırda işletme yapılan bir kısım cevher zonlarının hem altı ve hem de üstü çalışmalar sonucu bakir alan durumundan çıkarak desteksiz veya kırılmış zonlar durumuna gelmiştir. Bu durum yeraltı üretiminin yeterli şekilde yapılmasında zorluklar ortaya çıkarmaktadır. Ayrıca, daha önce kaya mekaniği açısından yapılan çalışmalara paralel olarak elde edilecek verilerin problemlerin çözümünde yeterli olacağı düşünülmüştür. Araştırmada, halen çalışmakta olan ocak açıklık ve topuklarının duraylılığı ile ileride yapılacak çalışmalarının planlanması için gerekli jeomekanik deneylerin yapılması amaçlanmıştır.

2. MADEN YATAĞININ JEOLOJİSİ

2.1. Uludağ Volfram Yatağı Jeolojisi

İnceleme alanı kayaçlarının aşağıda kısaca tanımları verilmiştir.

2.1.1. Mermerler

Bu kayaçlar cevher yatağında bulunan konum itibariyle üç grupta toplanabilirler. Birinci grup mermerleri yatağın doğu, güney-doğu kısımlarında hakim litoloji olarak görünürler ve önemli madencilik çalışmaları (I, II ve III. panolar) bu alanları kapsamaktadır. Sağlam kayaç konumundadırlar. İkinci grup kayaçlar mermer-skarn veya mermer-granodiyorit beraberliğinin oluşturduğu zonlardır ve hakim litoloji olarak güney kısımları kapsamaktadırlar. Skarnlı bölgelerde 1-2 m. genişliğinde ezilme zonu şeklinde gözlenmektedirler. Üçüncü grup kayaç olan mermerler, skarn - manyetitli bölgelerde cevher içinde lensler şeklinde yer alırlar ve bozulmaları söz konusu değildir.

2.1.2. Granodiyorit Birimi

Kuzey, kuzey-batı, batı kısımlarında yayılım gösterirler. Aplit ve/veya granodiyorit dayklarının kuvars-piritli dayklar tarafından kesildiği görülmektedir. Bu tür bölgelerde kayaçta hidrotermal alterasyon ileri derecededir. Bazı alanlarda granodiyoritler bu bozuşmuş kütle içinde 2-4 m. boyutlu uzun eksenli lensler şeklinde yer alırlar.

2.1.3. Skarnlı Kayaçlar

Genellikle masif konumda bulunmakla beraber, yer yer pegmatit damarlar şeklinde görülmektedir. Özellikle iri piritli, feldspatlı, kloritli damarlar ana zayıflık zonlarını oluşturmaktadır.

2.1.4. Morenler

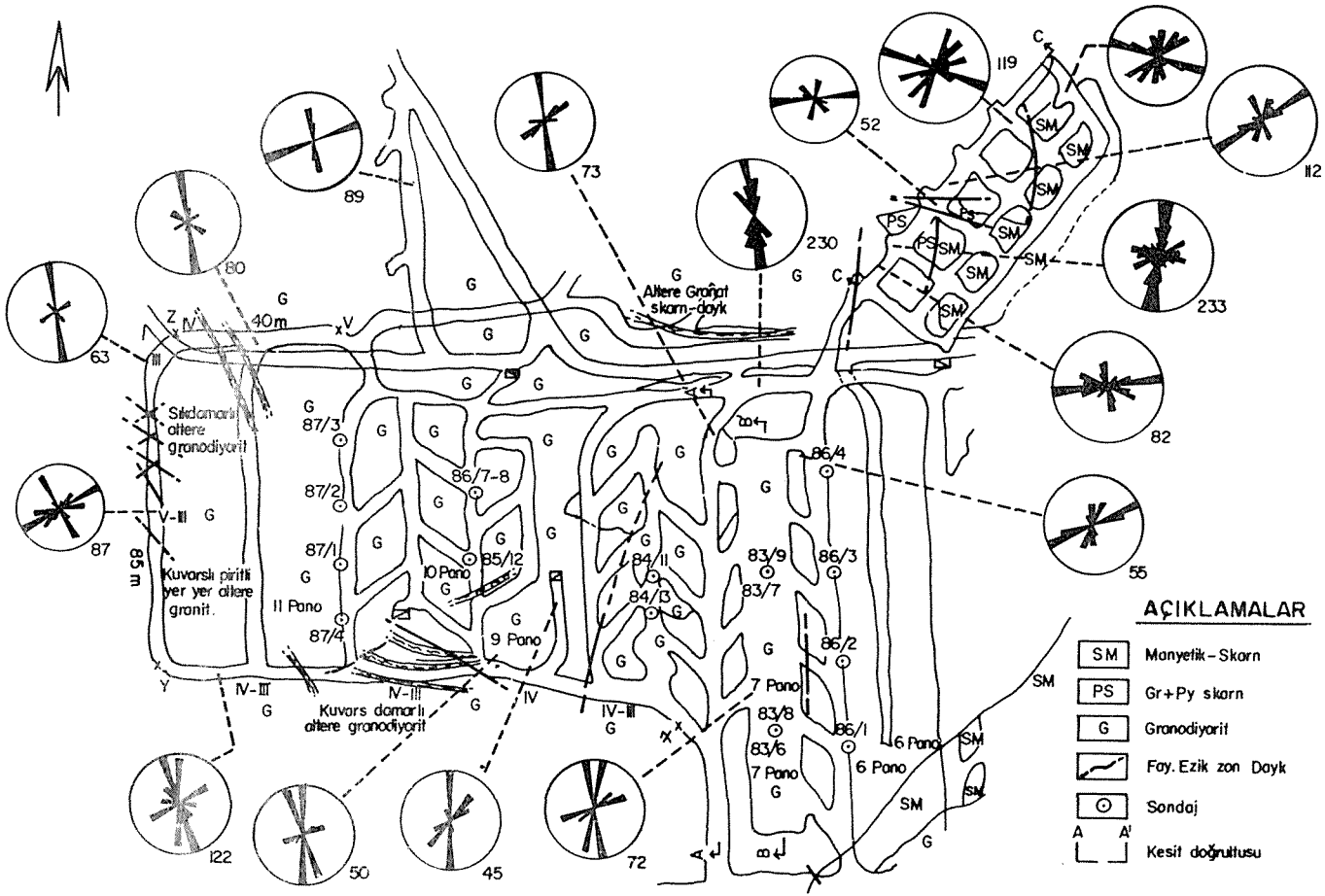
Yerüstü ocağında gözlenen morenler tane boyutları milimetre mertebesinden 1-2 m. boyutunda bloklara kadar değişen bir yığışım kütlesi durumundadırlar.

2.2. Tektonik

Bölgede gözlenen fayların büyük kısmının doğrultuları N 5^{o} - 60^{o}E arasında değişim göstermektedir. İkinci grup fayların doğrultuları ise N 70^{o} - 80^{o}W arasında değişim göstermektedir. Bu fay sistemlerinin eğim açıları fay düzlemlerinin çoğunlukla ondülasyonlu olmasıyla NW veya NE şeklinde farklılıklar göstermektedir (Şekil 1.).

2.2.1. Eklem Sistemleri

Bölgede yeraltında gözlem yapılan kayaçlarda ölçülen çatlaklar ve doğrultuları Şekil 1'de verilen gül diyagramlarında gösterilmiştir. Şekillerden de görüldüğü üzere çatlak doğrultularında büyük bir dağılım aralığı bulunmaktadır. Birincil çatlak sistemi N-S, N 0^{o} - 30^{o}W doğrultusunda değerler verirken, ikinci bir yön olarak da N 40^{o} - 70^{o}E doğrultusu gözlenmektedir. Üçüncü grup eklemler ise, her iki grup maksimum değerleri arasında dağılım göstermektedir. Hakim eklem yönlerinin doğrultuları bölgedeki faylarla uyumlu bulunmaktadır. Burada özellikle



Sekil 1. Uludağ volfram madeni 2120 katı jeomekanik haritası

vurgulanması gereken husus silo panosunda eklem doğrultuları N 70°E ile N 70°W arasında geniş bir aralıkta dağılım göstermesidir. Bu farklı dağılım eklem yoğunluğu açısından topuk ve tahkimatlarda sorunlar yaratmaktadır.

3. ULUDAĞ VOLFRAM MADEN KAYAÇLARININ JEOMEKANİK SINIFLANDIRILMASI

3.1. Kayaçların RQD Değerlerine Göre Sınıflandırılması

Yerinde ölçüm ve sondaj kayıtları Uludağ Volfram Madeni RQD verilerine göre kayaç sınıflaması Tablo 1'de verilmiştir.

Tablo 1. Uludağ Volfram Yeraltı Madeninde Kayaçların RQD Değerleri

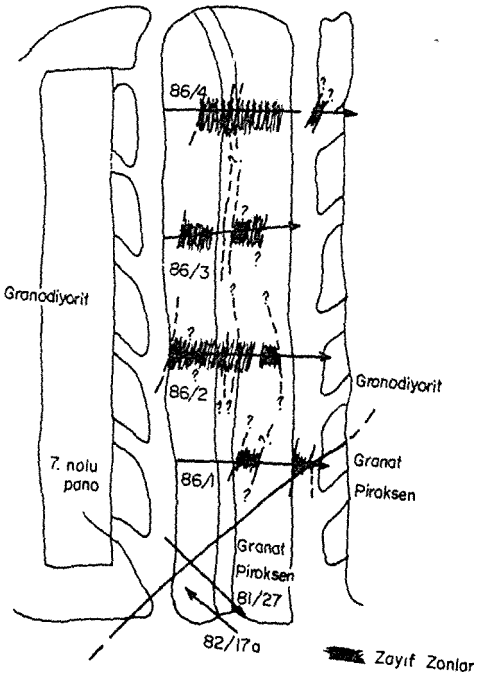
Kayaç Türü	Ortalama % RQD	% RQD Max.	% RQD Min.
1. Mermer ve skarn	50	65	0
2a. Skarn (yer yer mermer bandlı)	30	78	0
2b. Skarn manyetitli karmaşık	45	95	10
3a. Granodiyorit (az bozuşmuş)	65	70	40
3b. Granodiyorit (orta derecede bozuşmuş)	50	55	0
3c. Granodiyorit (ileri derecede bozuşmuş)	30	40	0

Kayaçların RQD değerlerinde büyük sapmalar aynı sondajda dahi büyük değerlerde farklılıklar göstermektedir. Örneğin, 86/11, 86/1, 86/2, 86/3, 86/8, 86/23, 86/5 sondajlarında sonuçlar aşağıda verilmiştir.

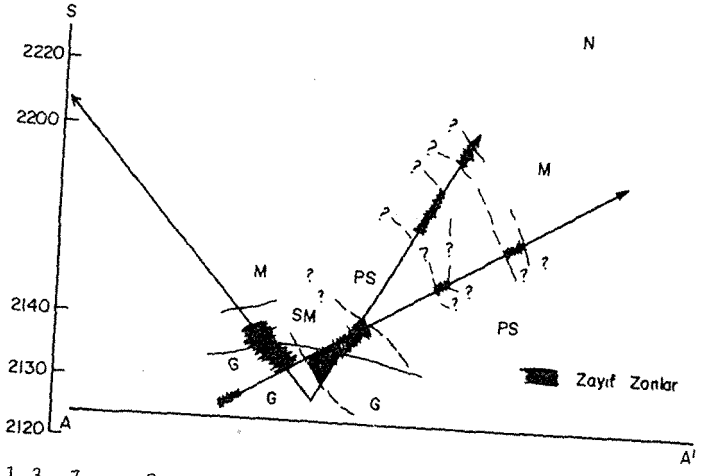
Sondaj No.	% Max. RQD	% Min. RQD	% Ortalama RQD
86/11	70	0	51
86/8	65	0	26.5
86/5	79	0	47.6
86/1	83	0	51.8
86/2	96	0	40.6
86/3	91	0	37
86/23	71	0	30

Kayaçlarda kalınlıkları 3-20 m. arasında devamlı zayıf zonlar görülmektedir. Mevcut verilere göre RQD değerleri % 35 altında olan zonlar verilen kesitlerde zayıf zonlar olarak işaretlenerek sunulmuştur (Şekil 2, 3, 4, 5, 6, 7). Buna göre:

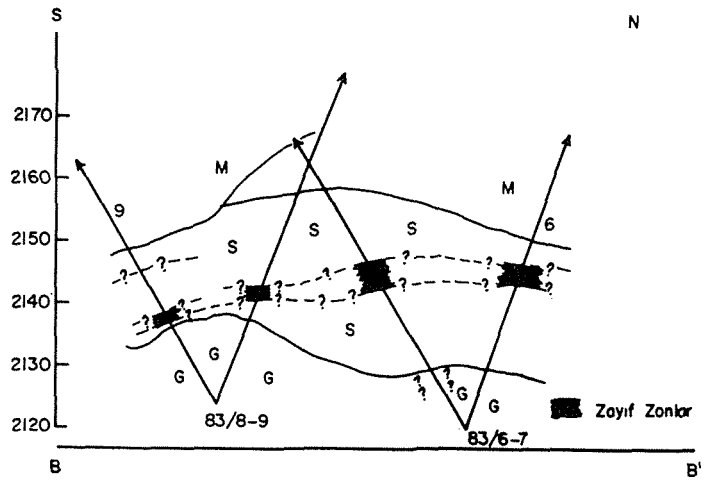
- 6 no.lu panonun RQD değerleri % 35 altında olan zayıf zonları 86/1, 2, 3, 4 no.lu sondajlarda verilmiştir. Projelendirmede zayıf zonun pano bölgesi içinde yer alması bir isabet olmakla beraber, bu zayıf zonun 6. ve 7. pano arasındaki topukta da devamlılığı söz konusudur. Dolayısıyla 7 no.lu pano topuğunda meydana gelen patlamaya bu zayıf zonun katkısı bulunmaktadır. Bu nedenlerle, 6 no.lu pano çalışmasında mutlaka dolgulu sistemle tahkim edilmesi gerekir. Diğer bir deyişle, 7 no.lu ve 5 no.lu pano boşlukları ile birlikte 6 no.lu pano boşluğu da doldurulmalıdır.
- 7 no.lu panoda ise, N-S yönündeki zayıf zon mermer ile granat-piroksen skarn zonlarının karmaşık olarak bulundukları kısımlarda görülmektedir. Granodiyoritde ise, RQD değerleri % 35'in altında olan kısımlar çok az olmakla beraber ortalama RQD değeri ise % 54'dür. Orta dereceli kayaç tanımına girmekle beraber, zayıf kayaç sınırına daha yakındır (Bieniawski, 1976).
- 7. ve 8. panolar arası topukta ise (83/15-11) sondaj bölgesinde büyük bir zayıf zon yeralmaktadır. Diğer taraftan 83/15 ve 11 sondajlarına göre 2140 katı üstünde ikinci büyük zayıf zon yeralmaktadır.
- 11 no.lu panoda E-W yönünde genişçe bir alanda zayıf zon görülmektedir. Dolayısıyla topuk-pano işletme ve dizaynında bu durum göz önünde bulundurulmalıdır.
- Silo panosu detaylı olarak hem eklem sistemleri, hem de RQD değerleri ile yeniden değerlendirilmiştir. Buna göre, silo panosunda eklem sistemleri E-W, N 60^{o}- 20^{o}E, N 50^{o}- 70^{o}W doğrultulu hakim eklem sistemine sahiptir. Diğer yönden bunlar arasında ikincil eklem dağılımları yeralmaktadır. Bu durum, kayaçta büyük şekilde bloklaşma ve parçalanmaya neden olmuştur.



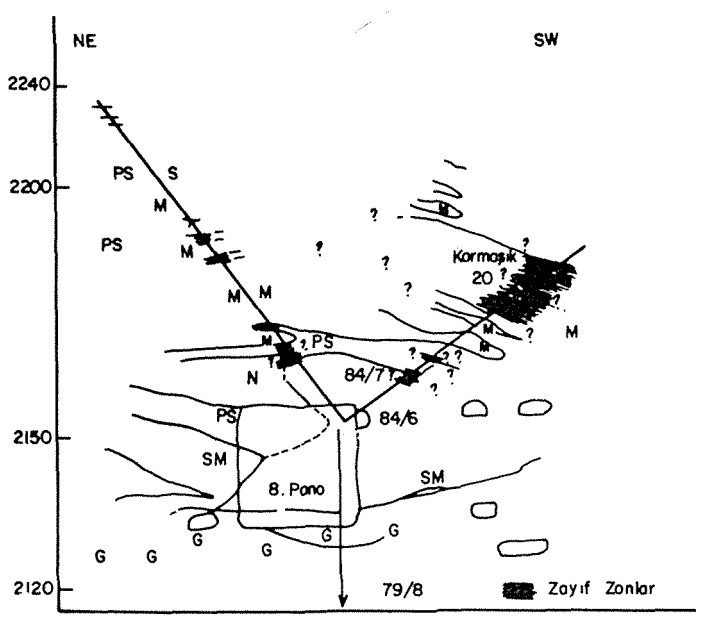
Şekil 2. 6 no.lu panoda RQD değerleri 0-35 % arasındaki zayıf zonlar



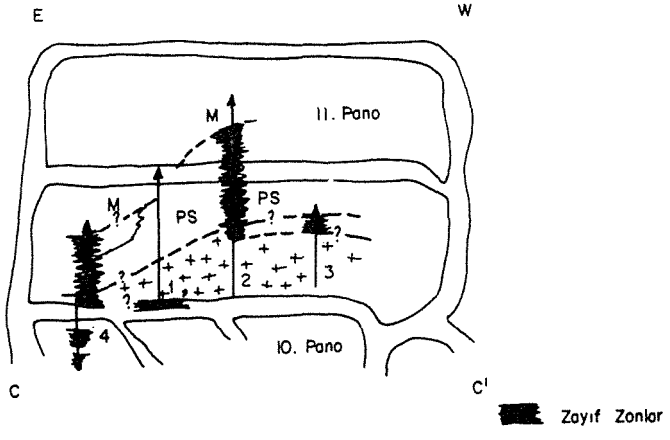
Şekil 3. 7. ve 8. panolar arası topuk nakliye galerisi RQD 0-35 % arasındaki zonlar



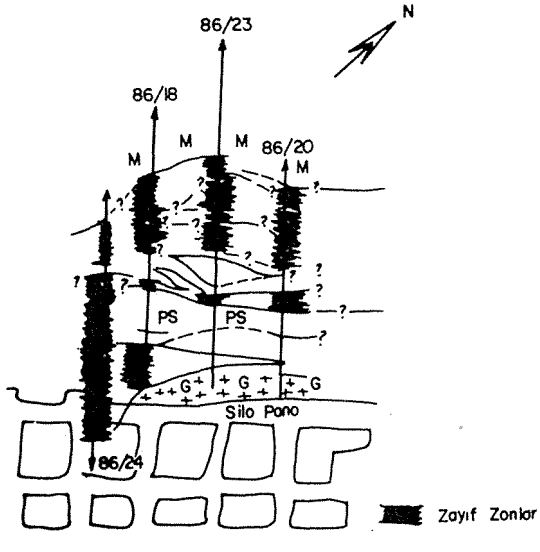
Şekil 4. 7 no.lu pano B-B' kesitinde RQD 0-35 % arasındaki zonlar



Şekil 5. 8 no.lu pano N-N' kesitinde RQD 0-35 % zayıf zonlar



Şekil 6. 11 no.lu pano RQD değerleri 0-35 % arasındaki zayıf zonlar (2124 katı yatay kesit)



Şekil 7. Silo panosu RQD değerleri 0-35 % arasındaki zayıf zonlar (2150 katı yatay kesit)

4. KAYA MEKANİĞİ ÇALIŞMALARI

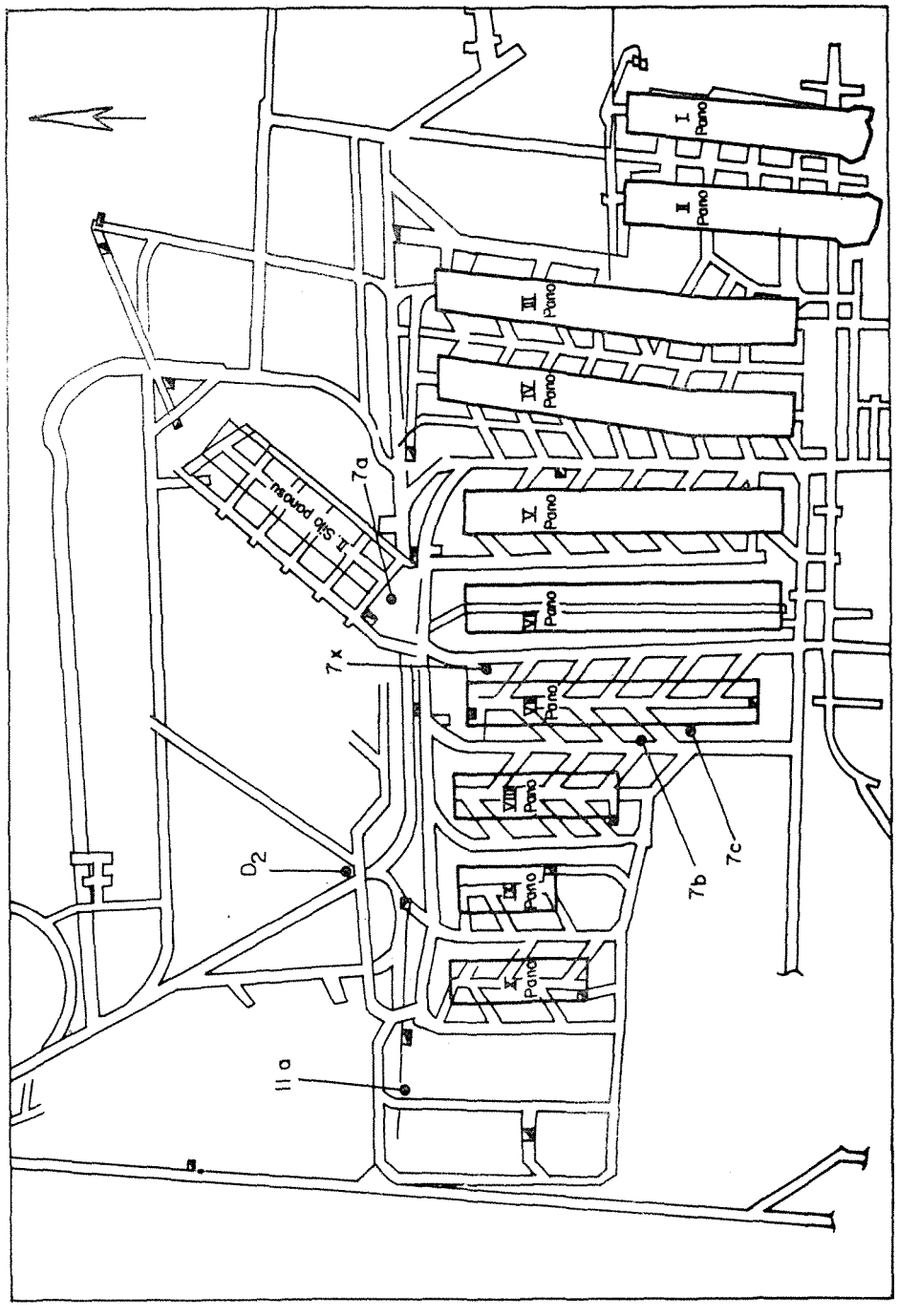
Bu bölümde yerinde ve laboratuvarda yapılan kaya mekaniği çalışmalarının sonuçları verilecektir.

4.1. Yerinde Deneyler

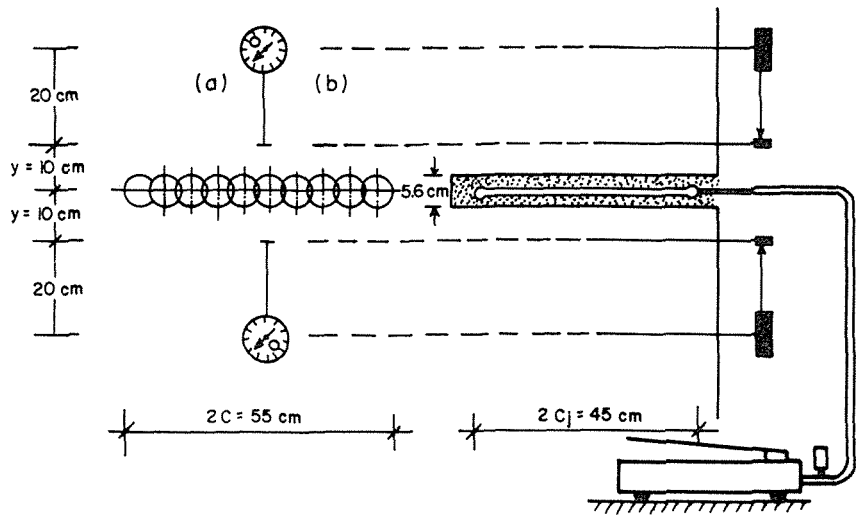
Yerinde deneyler için yassı hidrolik veren kullanılmıştır. İki amaca yönelik yapılmıştır; a) Topuk ve galeride mevcut statik yükün ölçülmesi, b) Bu kayaçların dayanımlarının tesbiti. Testler + 2120 katında yapılmıştır ve yerleri Şekil 8'deki kat planında görülmektedir. 7x ile kotlanan deney yeri 6 ve 7 no.lu panolar arası topukta taban galerisinde, 7b ve 7c ile kotlanan deney yerleri 7. ve 8. panolar arasındaki topuk taban galerisinde, 11a ile kotlanan deney yeri henüz işletilmeye başlanmamış olan 11 no.lu panoya giden taban galerisinin köşesinde, D2 ile kotlanan deney yeri 8. silo panosu kenarındaki galeride yeralmaktadırlar.

4.1.1. Deney Sistemi ve Aparatı

Kullanılan gerilme ölçme yönteminin esası açılan bir açıklıkta (slot) ortamın ilk gerilme şartını bozmak ve boşluğa yerleştirilen ölçere basınçla yağ enjekte ederek gerilme dengesinin tekrar sağlanmasıdır. Sistemin parçalarını 45 cm. çapında kaliteli ince sactan imal edilmiş yassı veren diski, hidrolik el pompası, basınç ölçer, mekanik deformasyon ölçerler (dial gauge), referans noktası pimleri ve bağlantı gereçleri teşkil etmektedir. Açılan açıklığın (slot) ve deneyin genel görünüşü Şekil 9'da gösterilmiştir. Şekilden görüldüğü üzere, açıklığın alt ve üstünde açılan referans noktalarına çubuklar ve çubukların arasına mekanik deformasyon ölçerler yerleştirilmiştir. Bu ölçerler deney esnasında açıklığa bitişik iki noktanın uzak iki noktaya göre düşey rölatif hareketini verecektir. Açıklık açılmadan önce, ölçerlerden ilk pozisyon okumaları kaydedilmektedir. Açıklık yan yana sondaj delikleri ile açılırken ve çimento şerbeti dökümü, içinde yassı veren olan çimentonun donması safhalarında ölçerlerden deformasyon okumaları alınmaktadır. Teorik olarak yassı verene basılan hidrolik yağ basıncının, ölçerler ilk pozisyonlarını aldıkları andaki değeri, düşey arazi basıncına eşit olmaktadır. Ancak, sistemin çalışması ile ilgili bazı teorik yaklaşımlar vardır. Yassı veren şekillendirilmiş iki çelik plakanın kenarlarından kaynatılması ile



Şekil 8. 2120 kat planı ve deney yerleri



Şekil 9. (a) Yassı veren deneyi için karotla açılan açıklık (slot)
(b) Yassı veren içine basınç verilme işlemi

yapıldığından kenarlarda etkin olmayan dar bir bölgesi vardır. Bu nedenle orjinal serbest zemin basıncı σ_n ile bu basıncı karşılayan yassı veren basıncı p_c arasında aşağıdaki ilişki verilmiştir (Jaeger, 1979);

$$\sigma_n = p_c \, (C_j - \delta)/C \qquad |1|$$

Burada, C_j yassı verenin yarı uzunluğu (yarı çap) ve C açılan açıklığın yarı uzunluğudur. Deneyimizde, yassı verenin kenarındaki yaklaşık δ = 1.5 cm. kısım etkin olmayan kısım olarak alındığında (C_j = 22.5 cm. ve C = 27.5 cm.) 1 ifadesi

$$\sigma_n = 0.76 \, p_c \qquad |2|$$

şeklini alır. Diğer taraftan Alexander (1960; Hoskins, 1966'da) elastisite teorisine göre eliptik açıklık ve düzlem gerilme koşullarında yassı veren için deformasyon ifadelerini vermiştir. Buna göre, açıklık (slot) açılması ile meydana gelen açıklığa bitişik ve açıklık merkezinden y mesafedeki iki referans noktası arasındaki düşey eksen yönünde ve yatay düzleme dik konverjans (kapanma) Δv,

$$\Delta v = \frac{C_j \, p_c}{E} \left\{ (1-\mu) \left| (1+y^2/C_j^2)^{1/2} - y/C_j \right| + (1+\mu)(1+y^2/C_j^2)^{-1/2} \right\} \qquad |3|$$

ile verilmektedir. Burada, E ve μ sırasıyla kayacın elastisite (Young) modülü ve Poisson oranıdır. Diğer büyüklüklerin anlamları yukarıda verilmiştir. Deneyimizde, y = 10 cm. C_j = 22.5 cm. değerleri ve sonraki laboratuvar deneylerinde bulunan ortalama Poisson oranı μ = 0.20 değeri 3 ifadesinde yerine konulursa,

$$E = 36.4 \frac{\dot{p}_c}{\Delta v} \qquad |4|$$

elde edilir.

4.1.2. Deney Sonuçları

Ocak içinde yerleri verilen altı yerde deney yapılmıştır. Ancak bunlardan 7x ile kotlanan deney yerindeki testde yassı veren hidrolik yağ enjeksiyonu esnasında patlamış ve deney tamamlanamamıştır. Deneylerden elde edilen toplu sonuçlar Tablo 2'de özetlenmiştir.

Tablo 2. Yassı veren deneylerinin toplu sonuçları

Deney kot no.	Deney yerinde kat tavanı sürfasdan derinliği (m)	Yassı veren basıncı p_c (MPa)	Serbest zemin basıncı σ_n (MPa)	Toplam slot konverjansı Δv (cm)	Yerinde Young modülü E (MPa)
7x	210	-	-	-	-
7a	140	17	13.0	0.0105	58930
11a	150	12	9.0	0.02	21840
7c	210	15	11.5	0.02	27300
D2	140	25	19.0	0.015	60670
7b	200	20	15.0	0.03	24270

4.2. Laboratuvar Deneyleri ve Sonuçları

Yerinde deneylerde açılan açıklıklardan (slot) veya deneyin yapıldığı topuğun uygun yerinden alınan bloklardan çıkarılan karot numuneleri, verilen yöntemlere göre muhafazaya alınıp laboratuvara getirilmişlerdir (Brown, 1981). Yapılan laboratuvar deneyleri aşağıda özetlenmiştir:

- Özgül ağırlık, su emme ve görünür gözeneklilik deneyleri
- Tek eksenli yükleme deneyleri ile aşağıdaki parametrelerin saptanması,
  Tek eksenli basınç dayanımı
  Elastisite (Young) modülü
  Poisson oranı
- Endirekt çekme dayanımı (Brazilian test) deneyi ile çekme dayanımının bulunması.

Tablo 3. Görünür gözeneklilik ve özgül ağırlık deney sonuçları

Örnek tanımı	Alındığı yerin kot numarası	Kuru Özgül ağırlığı G_s	Su emme yüzdesi (%)	Gürünür porozitesi n (%)
Granodiyorit	7x	2.56	0.9	2
Granodiyorit	11a	2.559	0.7	1.6
Granodiyorit	7b	2.56	0.65	1.55
Granodiyorit	7c	2.562	0.8	1.71
Skarn cevheri	D2	4.3	0.2	0.7
Skarn cevheri	D2	4.2	0.3	0.75

Tablo 4. Tek eksenli yükleme deneyleri sonuçları

Örnek tanımı	Alındığı yerin kot numarası	Tek eksenli basınç dayanımı σ_b (MPa)	Young modülü E_t (MPa)	Poisson oranı μ
Granodiyorit	7x	95	45000	0.316
Granodiyorit	11a	113	43000	0.17
Granodiyorit	7c	142	74000	0.22
Granodiyorit	7x	76	25000	0.137
Granodiyorit	7c	150	57000	0.207
Granodiyorit	7x	78	-	-
Granodiyorit	11a	47	-	-
Skarn cevheri	D2	89	75000	0.259

Tablo 5. Endirekt çekme deneyi (Brazilian test) sonuçları

Örnek tanımı	Alındığı yerin kot numarası	Endirekt çekme dayanımı, $\sigma_{ç}$ (MPa)
Granodiyorit	7c	10.0
Granodiyorit	11a	6.5
Granodiyorit	7c	8.0
Granodiyorit	7x	6.0
Skarn cevheri	D2	7.0

5. SONUÇ VE ÖNERİLER

Uludağ Maden İşletmesi ocağında yerinde yapılan gözlem ve deneyler sonucunda kayaçların zayıf, çok zayıf ve kısmen de orta kayaç türü sınıflarında yeraldığı saptanmıştır.

Yeraltı ocağında yapılan ölçümleme ve gözlemler sonucunda kayaçların eklem (çatlak) sistemleri işletme alanındaki panodan panoya değişmekte olmakla beraber genelde iki yönlü bir çatlak sistemi görülmektedir.

Etibank tarafından yapılan sondajların RQD değerlerine göre yapılan zayıf zonların haritalama ve kesitleri Şekil 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7'de verilmiştir. Buna göre, 11. panonun bu zayıf zona göre yeniden düzenlenmesinde yarar vardır. Aynı şekilde, silo panosunun batı ve kuzey-batısının (pano-topuk) yeniden düzenlenmesinde topuk emniyeti açısından yarar olduğu kanısındayız.

Skarn-mermerli kayaçlar ara katlı kazı yöntemi için ideal bir ortam olmasına rağmen, burada alterasyon, karmaşık zonların bulunması (mermer, skarn, granodiyorit) üç yönlü çatlak sistemlerinin mevcudiyeti ve ortam kayaçlarının homojen olmaması nedenleriyle, yöntemde dolgulu sistemin gerekliliğini ortaya koymaktadır.

İkinci alternatif olarak topuk boyutlarının küçültülmesi halinde, bilgisayar ortamında model analiz çalışmalarına göre yapılan analizlerde, oda topuk boyutları yükseklik 10 m. alındığında dahi 19.0 MPa bir yükün topuk kenarında oluşabileceği görülmektedir.

Yassı veren deney sonuçlarına göre, galeri ve topuklarda hesaplanan statik yükün yaklaşık 3-5 misli değerler ölçülmüştür. Kayaçlar 14.7 -

29.4 MPa arasında kırılmışlardır (Granodiyorit-skarn). Aynı kayaçlardan örneklerle laboratuvarlarda yapılan tek eksenli basma dayanımı testlerinde bu kayaç örneklerinin 76-150 MPa arasında kırıldığı görülmüştür.

Bu sonuçlar, önceki çalışılan pano boşluklarının ölü yüklerinin ilerleme yönünde bakir alanlara yansıdığını ve yerinde kayaç dayanımlarının oldukça düşük değerler verdiğini göstermektedir.

Açılan boşlukların dolgulu sistemle tahkim edilmesi, dolgu malzemesi etüdü yapılması ve topukların kazanılması konularının etüdü önerilmektedir.

KAYNAKLAR

BIENIAWSKI, Z.T., 1976; "Rock Mass Classifications in Rock Engineering", In Exploration for Rock Engineering, Z.T. Bieniawski (ed.), 1, Cape Town; A.A. Balkema, pp. 97-106.

BROWN, E.T., 1981; "Rock Characterization Testing and Monitoring, ISRM Suggested Methods", Pergamon Press, Oxford.

HOSKINS, E.R., 1966; "An Investigation of the Flatjack Method of Measuring Rock Stress", Int. J. Rock Mech. Min. Sci., Vol. 3, pp. 249-264.

JAEGER, J.C., 1979; "Fundamentals of Rock Mechanics", Chapman and Hall, London, 593 p.

ÇOK KATLI UZUNAYAK PANOLARINDA YAPAY TAVAN UYGULAMASI

APPLICATION OF ARTIFICIAL ROOF IN MULTI-SLICE LONGWALL PANELS

Tuğyan AHISKA(*)
Mustafa İNCE(**)

ÖZET

Birden fazla kattan uzunayak yöntemi ile üretim yapılan kalın kömür damarlarında, genelde üretim kaybı ve tüvenan üretime tavan taşı karışması kaçınılmaz bir olgudur. Bu istenmeyen durumların önlenebilmesi için en etkin çarelerden birisi ise, üst dilimlerin tabanında sağlam bir yapay zemin teşkil edilmesi ve bu yapay zonun alt dilimlere yıpranmadan inmesini sağlamaktır.

Bu bildiride, G.L.İ. Müessesesi- Tunçbilek Bölgesi, Ömerler Yeraltı İşletmesi'nde uygulanan yapay tavan işlemi anlatılmış, uygulama tekniği ile maliyetler ayrıntılı olarak verilmiştir.

ABSTRACT

In multi-slice longwall panels working by sub-level caving, coal loss as well as rock mixture into the production from the roof strata is inevitable.One of the most effective technique for minimizing those facts is the formation of an artificial roof on the floor ofupper slices to that extend which is also of a paramount importance to get the artificial zone in the lower faces without any damage.

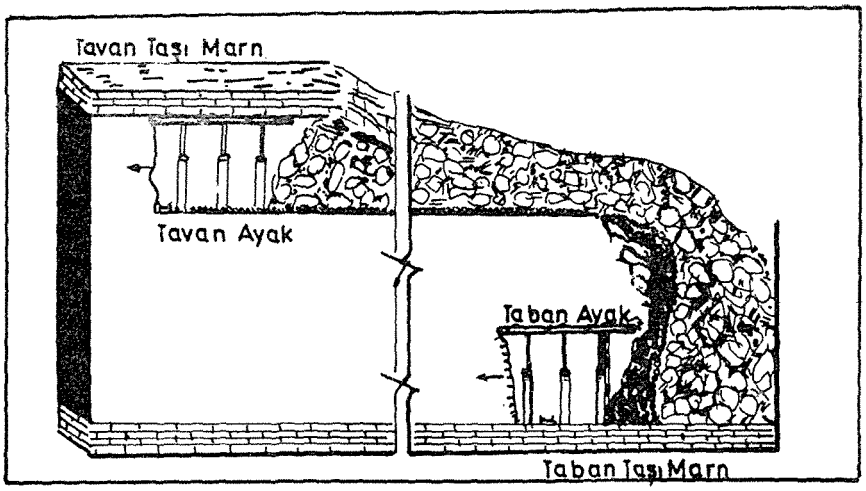
This paper presents a trial of an artificial roof technique in Ömerler Colliery,Tunçbilek District,G.L.I. The application details are also given together with the operational costs.

(x) Maden Yük. Müh.,GLİ- Tunçbilek- KÜTAHYA
(xx) Maden Müh., GLİ- Tunçbilek- KÜTAHYA

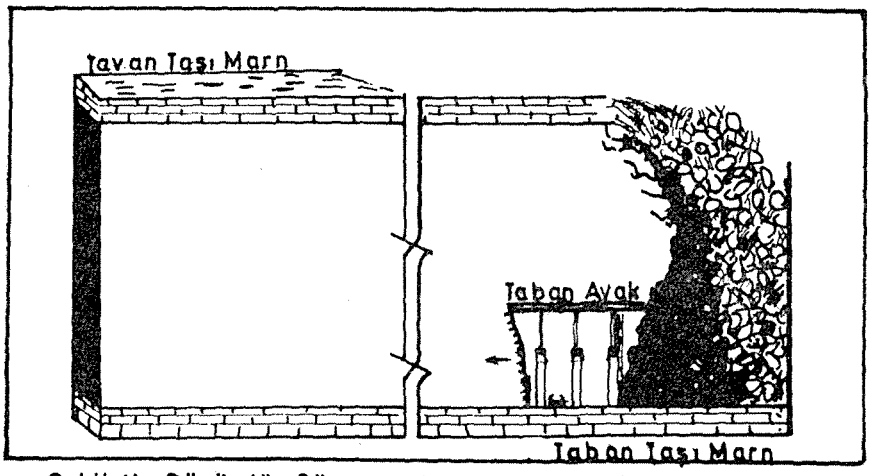
1- GİRİŞ

T.K.İ. Kurumu'na bağlı Garp Linyitleri İşletmesi Müessesesi Tunçbilek Bölgesi'nde 1940 yılından bu yana açık işletmelerin yanısıra yeraltı işletmelerinden de kömür üretimi yapılmaktadır. Kuruluşundan bu yana yeraltı işletmelerinde " geri dönümlü ve arkadan blok göçertmeli uzunayak yöntemi" uygulanmakta olup, ayaklar damar kalınlığının yeterli olduğu panolarda (> 7 m) damarın tavan ve taban dilimlerinde simültane (aynı anda) çalıştırılan çift kat halinde, damarın ince olduğu panolarda (< 7 m.) ise sadece taban diliminde tek kat olarak teşkil edilmektedir (Şekil:1). Her iki yöntemde de taban ayakların arkasından göçertme usulü ile orta ve / veya tavan kesiminde yer alan kömürün kazanılması söz konusu olduğundan hem rezerv kaybı olmakta, hem de üretime tavan taşı karışması sonucu üretim kalitesi düşük olmaktadır. Ayak arkalarında zayi edilen kömür oranı zaman zaman % 40 - 50 ' lere kadar ulaşmakta; ayrıca tuvönan kömüre karışan tavan taşının oranına göre üretimde kül nisbeti de hayli artmaktadır.

Üretim yönteminden kaynaklanan bu olumsuz etkilere karşı muhtelif zamanlarda değişik önlemler düşünülmüş, fakat bu konuda ciddi bir uygulamaya geçilmemiştir. Ancak, aynı amaca yönelik olmamakla birlikte yeraltı işletmeciliğini modernize etmek ve üretim randımanını artırmak amacıyla son zamanlarda yeraltı mekanizasyonu ile ilgili çalışmalar başlatılmıştır. Mevcut sistem içerisinde hem üretim kaybını enaza indirmek, hem de üretilen kömürün kalitesini artırmak için tek ve en etkin çare olarak çift kat uygulanan pano kesimlerinde tavan ayakların tabanına çelik hasır sermek suretiyle yapay tavan oluşturulması düşünülmüş ve ilk deneme çalışmalarına 1987 yılı ortalarında başlanmıştır.



Şekil 1a. Simultane Çift kattan üretim yöntemi



Şekil 1b. Dönümlü-Göçertmeli Taban ayak üretim yöntemi

2- TUNÇBİLEK BÖLGESİ YERALTI İŞLETMECİLİĞİ

Tunçbilek Bölgesi'nde gerek yeraltı işletmeciliği, gerekse açık işletmecilik faaliyetleri tek bir damarda sürdürülmektedir. Damar, 0° - 10° arasında değişen bir eğime ve 4 - 12 m arasında değişen bir kalınlığa sahiptir. 1989 yılı başı itibarıyla mevcut rezerv yaklaşık 320×10^{6} ton civarındadır. Damar, ortalama kalınlıkları 0.20 - 0.35 m olan üç adet kil bandı ihtiva etmektedir. Kömürün genel özellikleri ise şöyledir :

Rutubet	(%) ..... :	14 - 16
Kül	(%) ..... :	40 - 42
Uçucu Madde	(%) ..... :	25 - 30
Sabit Karbon	(%) ..... :	18 - 20
Kükürt	(%) ..... :	1,5 - 2,5
Alt Isı Değeri	(KCal/Kg) :	2000 - 2500

Değişik panolarda yapılan açık işletmeciliğin yanısıra Bölge'de halen 1940 yılında işletmeye açılmış Tunçbilek - 6 No Ocağı ile 1985 yılında üretime başlatılmış olan Ömerler Ocağı'nda yeraltı işletmeciliği uygulanmaktadır.

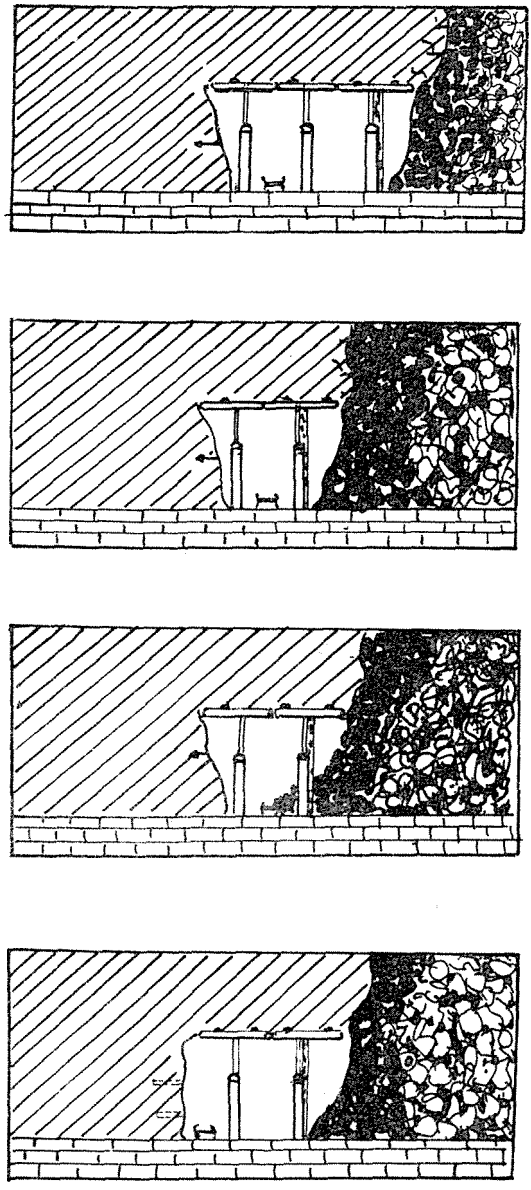
Her iki ocakta da işletme yöntemi, genel hatlarıyla aynı olmakla birlikte kendine has özelliklerinden dolayı iki ocak arasında nakliyat ve havalandırma sistemi yönünden bir takım farklılıklar bulunmaktadır.

Yeraltı işletme yöntemi olarak geri dönümlü ve arkadan blok göçertmeli uzunayaklar uygulanmaktadır. Damarın 7 m'den kalın olduğu kısımlarda tavan taşından itibaren 1.8 - 2.0 m. yükseklikte tavan ayaklar teşkil edilir; bunların izdüşümünde ve taban taşını takiben yine 1.8 - 2.0 m yükseklikte taban ayaklar sürülür. Pano şekline ve genişliğine göre 2 - 4 'er adet tavan ve taban ayak, her birinin uzunlukları 50 - 80 m arasında olacak şekilde hazırlanır. Üretime önce tavan ayaklarda başlanır; bu ayakların 25 - 30 m ilerletilmesini

müteakip taban ayaklar faaliyete geçilir ve bundan sonra tavan ve taban ayaklar simültane olarak ilerletilir. Her iki dilimde toplam 3.6 - 4.0 m kalınlığındaki kömür, arından kazılmak suretiyle; orta kısımda kalan 4.0 - 6.0 m kalınlığındaki kömür ise taban ayakların arkasından göçertilmek suretiyle üretilir. Ayaklarda arına dik çelik tahkimat sistemi uygulanmaktadır. Taban ayaklar genellikle "hidrolik direk+ çelik sarma" tavan ayaklar ise "sürtünmeli direk + çelik sarma " kombinasyonu ve tavanların ağaç kamalarla takviye edilmesi suretiyle tahkim edilir. Tahkimatlar arası mesafe 0.6 - 0.7 m. olup, sarma boyu (have açıklığı) 1.25 m.'dir.

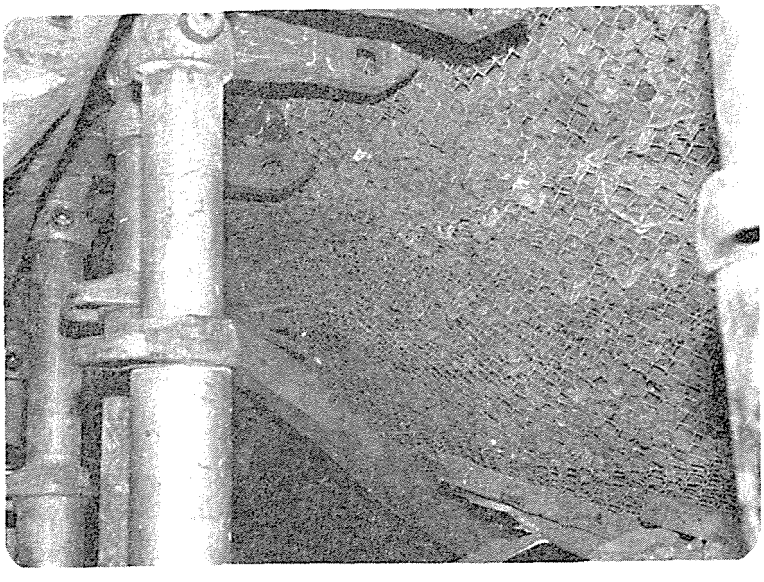
Taban ayaklarda kazı vardiyası öncesinde iki sıra tahkimat (2x1.25 m.) bulunmakta ve ayak içi genişliği 2.5 m. olmaktadır. Kazı vardiyası sonunda ise ayak içi tahkimatı üç sıraya (3x1.25 m) ve ayak içi genişliği ise 3.75 m'ye çıkartılır. Ayak içinde geriye doğru yer alan her iki sıra tahkimatın arkasında sürekli olarak arına paralel ağaç tahkimat bulundurulur. Emniyet takviye tahkimatı olarak nitelendirilen bu üniteler çelik sarmaların altında ek bir destek işlevi görerek gerideki 3. sıra tahkimatın sökülmesi sırasında işçilere emniyetli bir çalışma ortamı sağlar. Arka sıradaki tahkimatın tamamen sökülmesini müteakip orta kömürün göçertilmesi, yani arkadan kömür üretimi başlatılır. Uzun demir sivriuçlarla eşelenen ve göçertilmeyen kısımlarda patlatma yapılmak suretiyle tamamen kazanılmaya çalışılan orta kömürün akıtılmasından sonraki işlem ayak konveyörünün ön haveye aktarılması işidir. Ayak konveyörünün ön ve arka sıra tahkimatlar arasında tutulması, arkadan alınan kömürün direkt olarak konveyör üzerine akmasını sağlamak için zorunlu olmaktadır (Şekil 1, 2, 3, 4).

Tavan ayaklarda uygulanan tahkimat sistemi daha farklıdır. Şeş - beş tahkimat diye adlandırılan bu yöntemde sürtünmeli direkler ayak ekseni boyunca 0.6 m. aralıklarla yerleştirilir.



Şekil 2. Taban ayaklarda 1 havelik ilerleme

Şekil 3. Taban ayakta yapay tavanın altından kömür alınması.

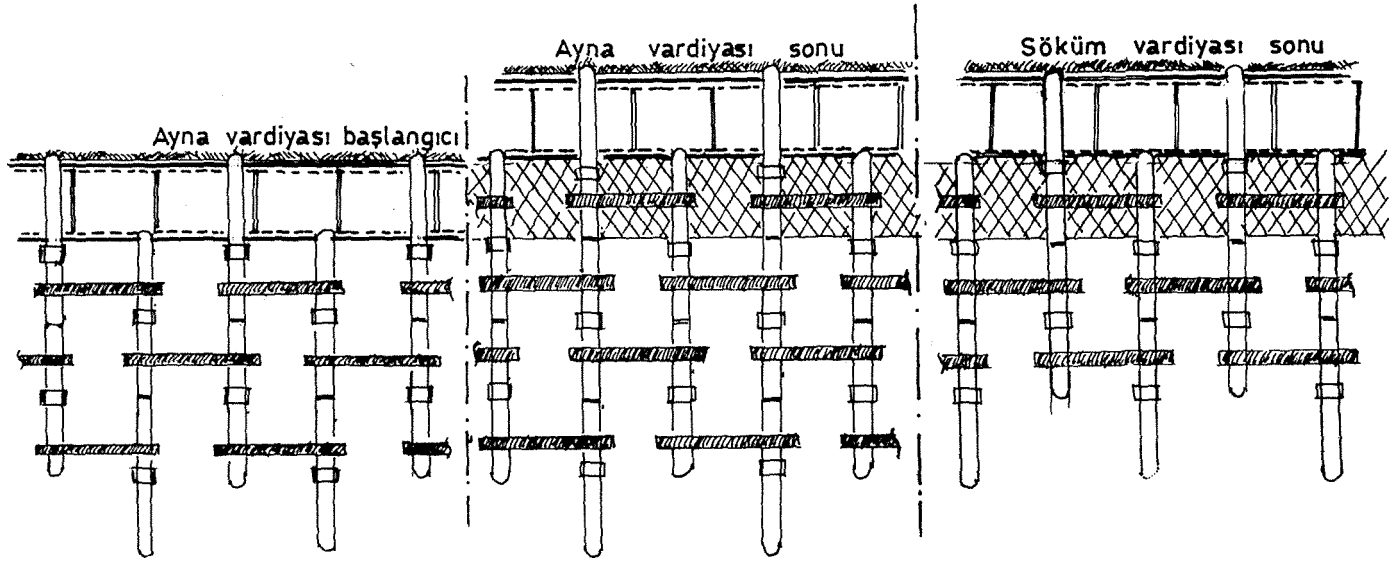


Şekil 4. Taban ayakta arka kömürünün alınmasından sonra yapay tavanın görünümü.

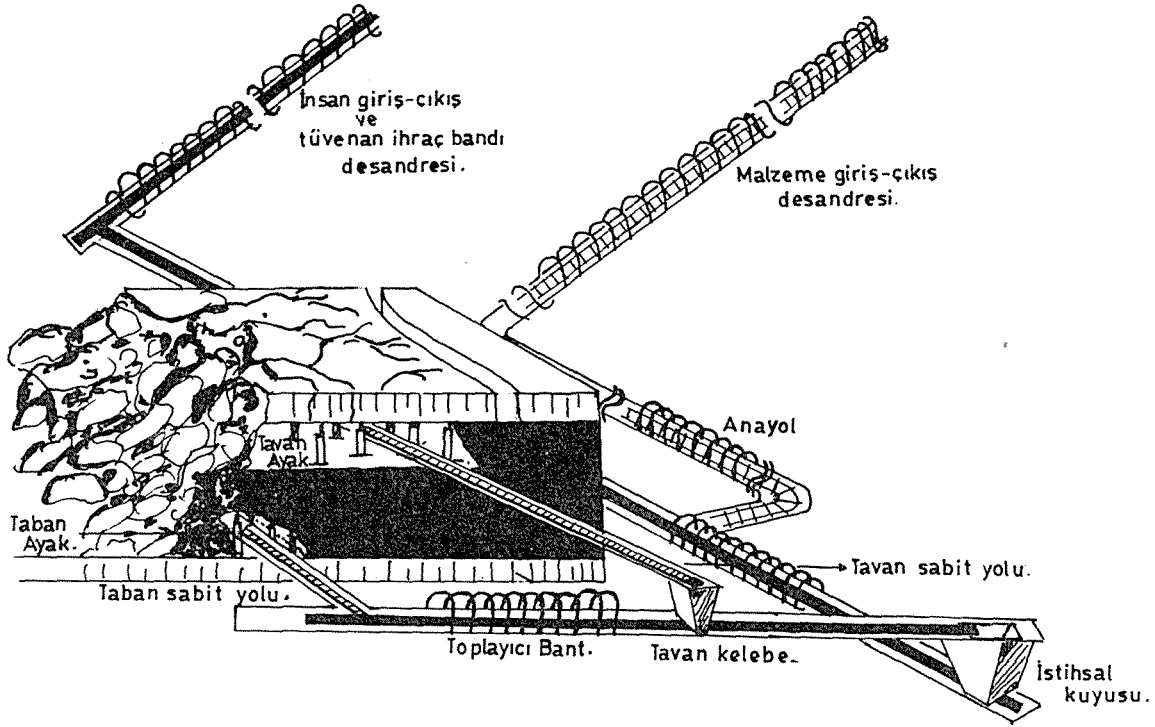
Ayak içine doğru yanyana iki direk arasındaki mesafe ise 1/2 sarma boyu (0.625 m.) dir (Şekil:5). Bu tür bir tahkimat sistemi ile ayak konveyörünü sürekli olarak arında ve direklerin önünde tutmak; böylece her 1/2 havelik ilerlemeden sonra demonte etmeden arına doğru ötelemek mümkün olmaktadır. Tavan ayaklarda arında 1/2 havelik (0.625 m) kazı işlemi tamamlandıktan sonra birer atlamalı olarak geride kalan sarmaların ucuna yeni sarmalar takılır ve alttan sürtünmeli direkle desteklenir. Bu işlemin sonucunda ayak içerisindeki tahkimatlar münavebeli olarak 2 ve 3 sıra halindedir. Kazı vardiyası sonunda 3 sıra olan tahkimatların son sıradaki sarma ve direkleri sökülür.

Ayaklarda kazı, önce arının belli bir delik düzeni ile delinip patlatılması ve martopikörlerle taranması suretiyle gerçekleştirilir. Gerek arından, gerekse arkadan alınan kömür çift zincirli ayak konveyörü vasıtasıyla ana taban yolunda yer alan toplayıcı konveyöre nakledilir, buradan da sırasıyla 30", 36" ve 42" lik bandlı konveyörlerle ocak dışına taşınır. Tavan ayaklardan aynı yöntemlerle taşınan kömür toplayıcı konveyörün yer aldığı üst taban yolundan alt taban yoluna açılan kelebeden akıtılarak ana nakliye sistemine karıştırılır (Şekil 6). Ömerler Yeraltı İşletmesi'nde kömür nakliyatının ocak dışına kadar tamamen bandlı konveyörlerle yapılmasına karşın Tunçbilek Ocağı'nda pano bürlerinde toplanan kömür ana nakliye yolunda elektrikli troleyler tarafından çekilen 5 tonluk vagonlarla taşınmakta; bir tomba aracılığıyla vagonlardan boşaltılan kömür ana ihraç desandrisinden bandlı konveyör vasıtasıyla direkt olarak Lavvar'a sevk edilmektedir.

Her iki ocakta da yanyana ayakların seri olarak havalandırılması esasına dayanan sistem uygulanmakta olup, hava, Ömerler ocağında 2000 m^3 /dakika kapasiteli ve emici olarak çalıştırılan bir vantilatörden, Tunçbilek ocağında ise her biri 2000 m^3/dk kapasiteli ve üfleyici olarak çalıştırılan iki adet vantilatörden sağlanmaktadır.



Şekil 5. Tavan ayaklarda 1/2 havelik çalışma düzeni



Şekil 6. Ömerler Yeraltı İşletmesine ait perspektif görünüşü.

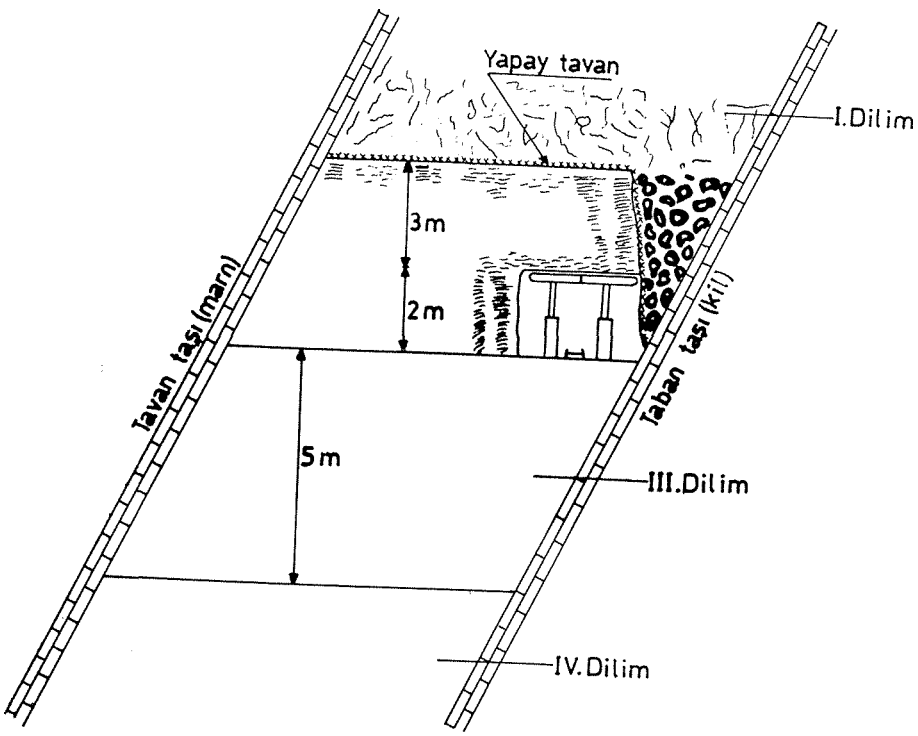
3- YURDUMUZ KÖMÜR MADENCİLİĞİ'NDE YAPAY TAVAN UYGULAMALARI

Türkiye'de yeraltından önemli ölçüde kömür üretiminin yapıldığı ve kalın damarların işletilmekte olduğu iki Bölge mevcutdur. Bunlar, T.K.İ. Kurumu'na bağlı G.L.İ. Müessesesi-Tunçbilek Bölgesi ile E.L.İ. Müessesesi - Soma Bölgeleri'dir. Bu Bölgelerde yer alan yeraltı işletmelerinde değişik zamanlarda ve farklı amaçlarla yapay tavan uygulanmış olup, uygulama tekniği ve alınan sonuçlar şu şekilde gerçekleşmiştir:

3.1. Soma Bölgesi Denemesi

Soma Bölgesi'nde ilk yapay tavan denemesi 1956 yılında kömürün kendiliğinden yanmasına karşı bir önlem olarak düşünülmüş ve bu amaçla uygulamaya başlanmıştır (DOKUZOĞLU, 1969).

Bölge'de işletilen damarın kalınlığı 15 - 22 m ve eğimi 15° - 18 arasında değişmektedir. Damar, yatay dilimler halinde ve geri dönümlü - göçertmeli uzunayaklar yöntemiyle işletilmektedir. Yatay dilimler 5 m kalınlığında hazırlanmakta, alttan 2 m lik kısmı arından kazılmak, geriye kalan 3 m lik kısmı ise arkadan göçertilmek suretiyle alınmaktadır. Arka kömürün alınması esnasında - Tunçbilek'te olduğu gibi - üretime tavan taşı karışmakta, bir kısım kömür de göçükte kalmaktadır. Göçükte bırakılan bu kömürler kendiliğinden tutuşmaya yatkınlığından dolayı ayak arkalarında yangınlara neden olmaktadır. Göçükte kömür bırakılmasını, böylece yangınları önlemek amacıyla ilk yapay tavan uygulaması 40 m uzunluğundaki bir ayakta denenmiş ve olumlu sonuçlar elde edilmiştir. Bu uygulamada tavan dilimin tabanına serilen çelik halatlardan müteşekkil hasır sayesinde tavan taşının kömüre karışması büyük ölçüde önlenmiş, böylece üretim kayıpları da azalmıştır (Şekil 7).



Sekil 7. Soma Bölgesinde yapay tavan uygulaması

Uygulamada 9 mm ve 6 mm çaplarında iki tür çelik halat kullanılmıştır. Halatların kopma mukavemeti 160 kg/mm^2 olarak seçilmiştir. İnce halatlardan kafes şeklinde örülerek meydana getirilen rulolar boyu 40 m., eni ise 1 m. olacak şekilde hazırlanmıştır. Yapay tavanın uygulanacağı arın boşluğuna uzunlamasına 0.33 m aralıklarla 4 sıra halinde serilmiş kalın gergi halatları altta kalacak şekilde bu ruloların yerleştirilmesini müteakip ana gergi halatları ince tellerle hasır kafese bağlanacak yapay zon teşkil edilmiştir. Bu uygulama bir süre devam ettikten sonra malzeme temini ve hazırlanmasında karşılaşılan güçlükler nedeniyle terkedilmiştir.

3.2. Tunçbilek Bölgesi Denemesi

Tunçbilek Bölgesi'nde ilk yapay tavan denemesi 1969 yılında bugünde mevcut olan sorunların (üretim kaybı ve üretime aşırı derecede tavan taşı karışması) önüne geçmek amacıyla başlatılmıştır. Uygulamada Soma Bölgesi denemesi aynen örnek alınmıştır. Aynı çap ve mukavemette halatların kullanıldığı ilk denemenin başarısızlığından sonra 1970 yılında halat çaplarının bir miktar daha arttırılması ve kafes örgülerinin sıklaştırılması suretiyle deneme tekrarlanmış; ancak yine olumsuz sonuç alınmıştır. Taban ayakların arkasında yapay tavanın sarkmadığının gözlenmesi üzerine halatların üst zonlarda parçalanmış ve yapay tavanın dağılmış olduğu kanaatine varılarak uygulamada tamamen vazgeçilmiştir (ŞENKAL,1986).

4- ÖMERLER YERALTI İŞLETMESİ YAPAY TAVAN UYGULAMASI

Ömerler Yeraltı İşletmesi'nde ilk yapay tavan denemeleri 1987 yılı Temmuz ayında 400 ve 402 no.lu tavan ayaklarda başlatılmıştır. Uzunlukları 60 m ve 50 m olan bu ayaklarda yaklaşık iki ay süren deneme süresince o zamanlar Bölge'de mevcut 3 mm kalınlığında ve 40 mmx 40 mm lik kafeslerden oluşan 1 mm x 7.70 m boyutlarındaki galvanizli telden mamul çelik hasır rulolarından yararlanılmıştır. Başlangıçta eninden 0.25m kesilerek 0.75 m genişliğe indirilen hasırlar uzun ekseni boyunca tek kat halinde uzun ekseni boyunca arın boşluğundaki zemine serilmiş ve bir önceki hasırlara uçlarından - bindirme yapılmaksızın - naylon halatlarla bağlanmıştır. Bilahere, gerek hasırların yüke mukavemetleri, gerekse bağlantı yerlerinin zayıf olduğu gözlenerek uygulama usulü tamamen değiştirilmiştir.

Öncelikle ruloların hiç kesilmeden 1 m genişliğinde uygulanmasına ve ruloların birbiri üzerine serilerek çift kat halinde yapay tavan teşkil edilmesine karar verilmiş; müteakip havelerdeki uzunlamasına bağlantılarda rulolar birbiri üzerine 0.375 m (1.00 m. - 0.625 m) bindirilerek naylon halatlarla örülmüştür.

Uygulama tekniğindeki bu değişiklerden sonra yapay tavanda bariz bir mukavemet artışı gözlenmiş; ancak yine de bağlantının iyi yapılmadığı yerlerde hasırda kopma ve yırtılmalar meydana geldiğinden tam bir başarı sağlanamamıştır. İki aylık bu deneme süresi içerisinde çelik hasırın küçük bir bölümünün taban ayak arkasından sarktığı 1 defaya mahsus olarak tesbit edilmiş; bu da en azından daha dayanıklı tel hasırların kullanımı ve daha iyi bir bağlantı tekniğiyle uygulamanın başarılı olabileceği işaretini vermiştir.

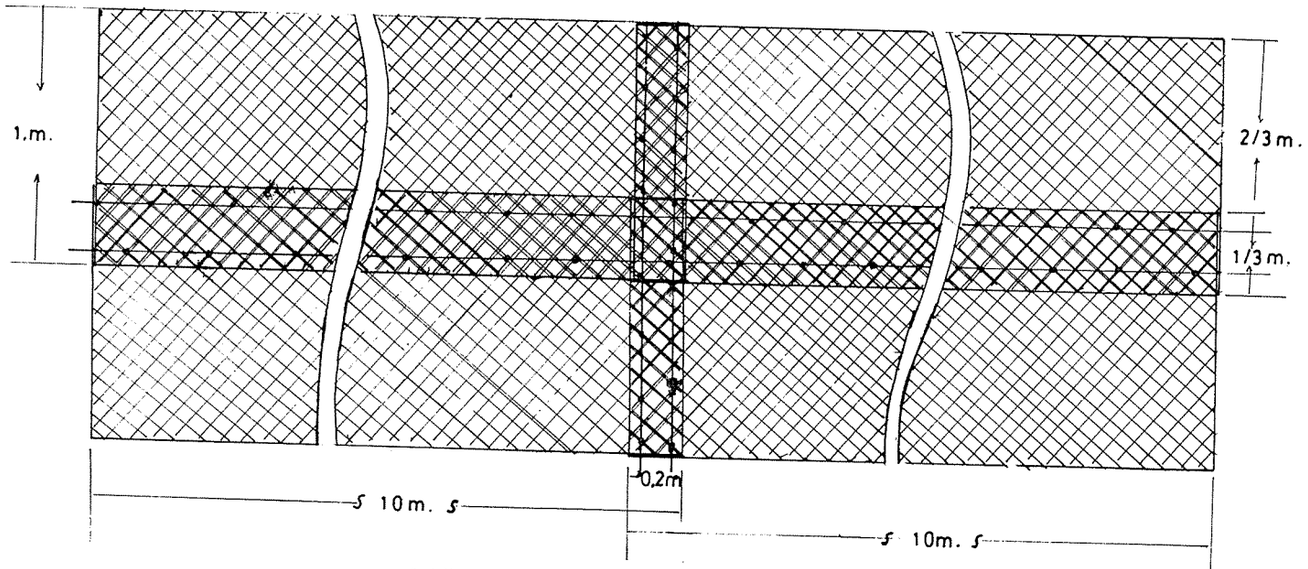
Bu denemenin sonucunda, 1988 yılı yatırımları hazırlanırken 4 mm. çapında ve yine 40 mm. x 40 mm. kafes aralıklarında örülmüş galvanizli hasırlar, bukez, 1 m. x 10 m. boyutlarında rulolar halinde talep edilmiştir. İstenen özelliklerde hasırın en uygun fiatla M.K.E. tarafından imal edilmesi ve Bölge'ye intikali sonucunda ikinci uygulamaya Ekim - 1988 tarihinden itibaren 404 ve 406 no.lu tavan ayaklarda tekrar başlanmıştır.

Bir önceki uygulamadan elde edilen deneyimler sonucu bu kez hasır rulolar, birbiri üzerine yine 0.375 m binecek şekilde, fakat bindirme yerlerinden çift sıra halinde ve daha sıkı bir bağlama tekniği ile eklenmiş ve son derece sağlam bir yapay tavan zonu elde edilmiştir (Şekil:8). Bu uygulamada ayrıca, hasırlar ile tavanı sıkıştırmak üzere dikilen sürtünmeli direklerin taban kısmı arasına 250 x 250 mm boyutlarında eski bant kayışlarından kesilen kauçuk parçalar kullanılmıştır. Bu kauçuk parçalar sayesinde, yük altında direk tabanlarının tel hasırı zedeleyerek mukavemetini azaltması, dolayısı ile sonradan hasırın bu kısımlardan yırtılması önlenmiştir.

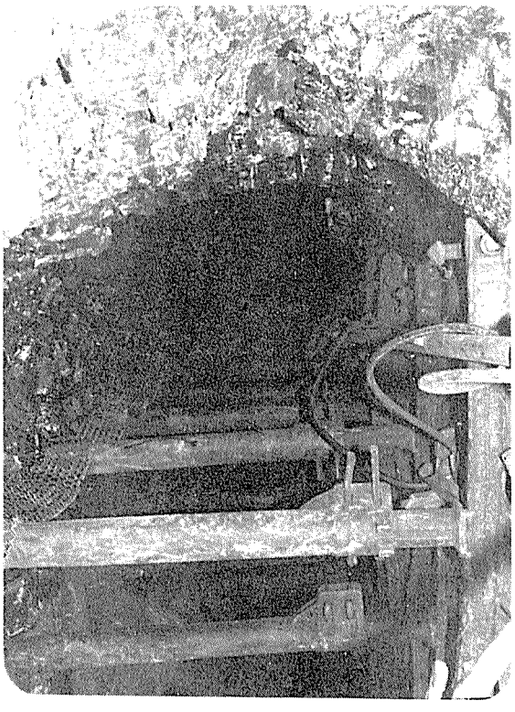
4.1. Arında Yapay Tavanın Oluşturulması

Tavan ayaklarda 1 havelik (0.625 m) üretim süresince yapılan işler ve yapay tavanın teşkili şu sıraya göre gerçekleştirilmektedir (Şekil 9,10) :

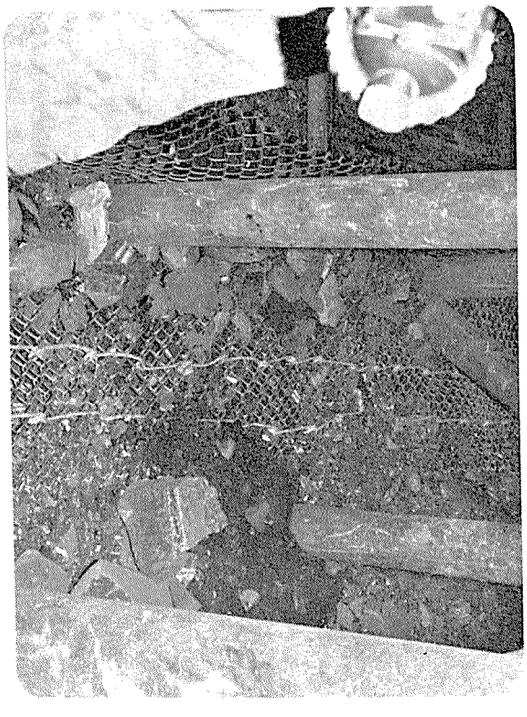
1. Vardiya : a) Martopikörlerle 0.625 m lik have genişliğinde ayna kazısının yapılması,
b) birer atlamalı olarak geri konumda bulunan sarmaların ucuna yeni sarmaların takılması suretiyle tavanın geçici olarak tahkim edilmesi,
c) ayak konveyörünün hidrolik itici pistonlar yardımıyla aynaya ötelenmesi,



Şekil 8. Çelik hasırların bağlantı tekniği



Şekil 9. Tavan ayağın genel görünümü.



Şekil 10. Çelik hasırların bağlantı şekli.

d) açılan arın boşluğuna hasır ruloların uzun eksenleri boyunca serilmesi,

e) bir önceki havede serilmiş olan hasırlara hem ayak boyunca, hem de yeni ruloların birbirine bağlanması,

f) sürtünmeli direklerin yeni takılan sarmaların altına dikilerek sıkılanması (kauçuk parçalar bu arada direk tabanlarına yerleştirilmektedir).

2. Vardiya

g) atlamalı olarak üç sıra halinde bulunan tahkimatların en arka sırasındaki sarma ve direklerin sökülmesi,

h) aynaya lağım deliklerinin delinerek patlatılması (kazı vardiyasına hazırlık).

4.2. Yapay Tavan Maliyeti

Ömerler Yeraltı İşletmesi 404 ve 406 no.lu tavan ayaklarda yapay tavan uygulamasına 05.10.1988 tarihinde başlanmış ve 25.11.1988 tarihinde tavan ayakların pano sınırına ulaşması sonucunda durdurulmuştur. Bu süre içerisinde toplam 110 m (55 m + 55 m) ayak uzunluğu ve 32 metrelik ilerleme sonucunda toplam 3520 m^2 lik alana çelik hasır serilmiştir.

Bu uygulamada sarfedilen hasır, naylon ip ve işçilik miktarları ile toplam maliyet dökümü şöyledir :

Çelik hasır sarfiyatı .....: 5300 m^2
Naylon ip sarfiyatı .....: 759 kg (33.000 m)
İşçilik sarfiyatı .....: 204 yevmiye

Çelik hasır birim maliyeti .....: 5730 TL./m^2
Naylon ip birim maliyeti .....: 14500 TL./kg.
İşçilik birim maliyeti .....: 22000 TL./ yevmiye

Toplam üretim miktarı.....:63.400 ton(18 t/m^2)
Tavan ayaklardan üretilen.....:10,900 ton(3.1t/m^2)
Taban ayakların aynasından üretilen :11.700 ton(3.3t/m^2)
Taban ayakların arkasından üretilen :40.800 ton(11.6t/m^2)

Üretilen tuvönan kömür kalitesi :
Kül oranı (%).....: 57,40
Alt ısı değeri (KCal/kg.).....:~2200
Üretim kaybı (%) .....: 15

4.4. Yapay Tavan Uygulamasının Avantajları

Bir önceki bölümde sunulan verilere göre aynı üretim alanı içerisinde yapay tavan uygulaması sonucu daha düşük üretim elde edilmesine karşın üretimin kalitesindeki artış ve üretim kaybındaki azalma ilk bakışta yapay tavanın avantajlarını göstermektedir. Yapay tavan'sız uygulamada görülen üretim fazlalığı tamamen üretime karışan tavan taşlarından kaynaklanmaktadır. Bu durum şöyle bir hesaplama tarzı ile daha açık bir şekilde gösterilebilir :

Çalışılan alanda stampın toplam miktarı :47.900 ton
-Alan: 3520 m^2
-Kalınlık: 8 m.
-Yoğunluk: 1.7 t/m^3

	Yapay tavan uygulaması durumunda	Yapay tavan uygulaması yapılmaksızın
Üretim kaybı (%) .....:	10	15
Stamp üretimi (ton).....:	43.110 (47.900-4.790)	40.715 (47.900-7.185)
Stamp külü (%).....:	42	42

	Yapay tavan uygulaması durumunda	Yapay tavan uygulaması yapılmaksızın
Stampdan elde edilen kül miktarı (ton) ..... :	18.106 (43.110x0,42)	17.100 (40.715x0,42)
Üretime karışan tavan taşı miktarı (ton) ..... :	13.190 (56.300-43.110)	22.685 (63.400-40175)
Tavan taşı külü (%) ..... :	85	85
Tavan taşından elde edilen kül miktarı (ton) ..... :	11.212 (13.190x0,85)	19.282 (22.685x0,85)
Üretimde toplam kül miktarı (ton)..... :	29.318 (18.106+11.212)	36.382 (17.100+19.282)
Üretilen tuvönanda kül oranı% :	52,00 (29.318:56.300)	57,40 (36.382:63.400)
Üretilen tüvenanın kalorifik değeri (KCal/kg)..... :	~ 2.200	~ 2.000
Birim alandan elde edilen tüvenan üretim (ton/m^2)..... :	16 (56.300:3.520)	18 (63.400:3.520)

Bu kıyaslamadan da görüldüğü gibi yapay tavan uygulaması sonucu iki önemli avantaj elde edilmiştir. Bunlar :

a) Tüvenanda kül oranında azalma : %5 ve tüvenanda kalori oranında artış :~ 200 KCal/kg

b) Üretim kaybında azalma : %5

Bu avantajlar parasal olarak şöyle ifade edilebilir :

a) Kül oranındaki %5.lik azalma sonucu kalorifik değerde ~200 KCal/kg.lık artış olduğuna göre 3.520 m^2 lik üretim alanından elde edilen 56.300 ton. luk üretimde :

Toplam çelik hasır maliyeti .... : 30.369.000.-TL.
Toplam naylon ip maliyeti .....: 11.005.500.-TL.
Toplam işçilik maliyeti .....: 4.488.000.-TL.

1 m^2 lik ilerlemeye göre maliyetler :

Toplam ilerleme .....: 3520 m^2

Çelik hasır .....: 8628 TL.
Naylon ip .....: 3127 TL.
İşçilik .....: 1275 TL.
Toplam .....: 13030 TL.

4.3. Yapay Tavan Uygulamasının Üretime Etkisi

Yapay tavanın uygulandığı 3.520 m^2 lik alanda elde edilen üretim miktarı ve kalitesi ile üretim kaybı şu şekilde belirlenmiştir :

Toplam üretim miktarı :56.300 ton (16t/m^2)
Tavan ayaklardan üretilen :10.900ton(3.1t/m^2)
Taban ayakların aynasından üretilen :11.700ton(3.3t/m^2)
Taban ayakların arkasından üretilen :33.700ton(9.6t/m^2)

Üretilen tüvenan kömürün kalitesi :
Kül oranı (%) .....: 52,00
Alt ısı değeri (KCal/kg) ..~..:2200
Üretim kaybı ..(%).....: 10

Yapay tavanın uygulanmadığı çift katlı panolarda aynı miktardaki alandan (3520 m^2) elde edilen üretim miktarı ve kalitesi ile üretim kaybı ise şu şekilde gerçekleşmektedir :

56.300 x 200 = 11.260.000 KCal/kg lık kalorifik değer kazançı söz konusu olmuştur.

2.200 KCal/kg kalorifik değere sahip tuvönan kömür satış fiatı = 15.000 TL/ton olduğuna göre:

1 KCal/kg = 7 TL dır. Buradan 11.260.000. x 7 =78.820.000TL kazanç sağlanmıştır.

b) 3.520 m^2 lik alandan elde edilen net stamp kömüründeki artış miktarı : 2.400 ton (47.900 x 0,05) olduğuna göre: 2.400 x 20.000 = 48.000.000 TL.lik kazanç elde edilmiştir.

(1,7 yoğunluğundaki, yaklaşık 2.700 KCal/kg.lık net stamp kömürünün satış fiatı 20.000 TL/ton olarak alınmıştır.)

Böylece, Toplam: 78.820.000 TL + 48.000.000 TL =

= 126.820.000 TL.lık kazançın birim alanına yansıması :

126.820.000 TL : 3.520 m^2 = 36.030 TL/m^2 olacaktır.

Buna karşılık birim alana tekabül eden yapay tavan maliyeti : 13.030 TL olarak hesaplandığına göre 1 m^2.lik alanda yapılan üretim sonuçu : 36.030 - 13.030 = 23.000 TL/m^2 fazladan kârlılık söz konusudur. Bu da yapay tavan uygulamasının ton başına 23.000 TL/m^2 : 16 ton/m^2 = 1.437 TL/ton kârlılık getirdiğini ifade etmektedir.

5- SONUÇ

Çelik hasırlarla yapay tavan teşkil edilmesi ve etkin bir uygulanması, birden fazla kattan üretimin yapıldığı kalın kömür damarlarında son derece avantajlı olmaktadır. Bu avantajlar,özellikle alt dilimlerde ayak arkasından göçertme usulü ile üretim söz konusu olduğunda üretime tavan taşı karışmasının önlenmesi; böylece, hem tüvenan kömür kalitesinin artırılması, hem de rezerv kayıplarının en aza indirilmesi açısından daha da önem kazanmaktadır.

Yapay tavan uygulamasının mali külfeti ise getirdiği ek kazanç yanında oldukça önemsiz kalmaktadır.

Çelik hasırlardan müteşekkil komple bir yapay tavanın, alt dilimlerde yer alan ayaklar üzerine gelen yükleri de büyük ölçüde taşıdığı ve böylece, bir nevi tahkimat işleri görerek ayak içi tahkimat yoğunluğunu azalttırabileceği izlenimi vermiştir. Mamafih, yapay tavanın bu özelliği ayrı bir araştırma konusu olabilecek nitellikte ve önemdedir.

KAYNAKLAR

DOKUZOĞLU, H., 1969; " G.L.İ. Soma Bölgesi'nde Tel Halat Örgülü Sun'i Tavan Tatbikatı ", Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik Kongresi.

ŞENKAL, S.S., 1986; " Yeraltı Yapay Tavanlı Üretim Sistemlerinin Mekanize Ayaklarda Uygulamasının Etüdü ", Yüksek Lisans Tezi, Dokuz Eylül Üniversitesi.

....., 1983; " Special Report; Double Lift Longwalling in Thick Japanese Seam ", World Coal, Vol. 9, No.4

KAYA KÜTLESİ SINIFLAMA SİSTEMLERİNİN TTK KOZLU MÜESSESESİ OCAKLARINDA UYGULANMASI

APPLICATION OF THE ROCK MASS CLASSIFICATION SYSTEMS TO THE MINES OF TTK KOZLU ESTABLISHMENT

Kenan ÇOLAK(*)
Yadigar V. MÜFTÜOĞLU(**)

ÖZET

Bu bildiride, Türkiye Taşkömürleri Kurumu (TTK) Kozlu Müessesesi ocaklarında halen çalışan dokuz kömür damarının tavan kayaçlarının fiziksel, mekanik ve kütle özelliklerini, sistematik bir şekilde belirleyebilmek amacı ile yapılmış bir araştırmanın sonuçları sunulmaktadır. Bilindiği üzere, kaya mekaniği projelerinde tasarım işleminde kullanılmak üzere geliştirilmiş birçok kaya kütlesi sınıflandırma sistemi vardır. Bu çalışmada, bu sistemlerden en yaygın olarak kullanılan, Q — Sistemi, RMR— Sistemi RSR— Sistemi'nden yararlanılmıştır. Ocaklarda yapılan gözlem ve ölçümler ile laboratuvar deney sonuçları birlikte değerlendirilmiş ve üç ayrı sınıflandırma sistemine göre kaya kütlesi kaliteleri belirlenmiştir. Elde edilen sonuçlara göre, gözlenen kaya birimleri genelde orta ve zayıf kalitede kayaçlardır.

APPLICATION OF THE ROCK MASS CLASSIFICATION SYSTEMS TO THE MINES OF TTK KOZLU ESTABLISHMENT

ABSTRACT

This paper is based on a reserarch project cimed at systematically determination of physical, mechanical and rock mass properties of the roof strata associated with the nine coal seams currently being mined at the mines of Kozlu Establishment of Turkish Hardcoal Enterprises (TTK). As known, a number et rock mass classification systems has been developed for design of rock mechanics projects. In this work the most widely used there systemes nrmely the Q — System. RMR—System and RSR— System were utilized. The observations and measurements carried out in mines were evaluated together with the laboratory test results and the rock qualities were evaluated together with the laboratory test results and the rock qualities were defined according to those three different classification systems. According to the results derived from these evaluation, the observed rock units are generally categorized as fair or poor quality.

*Araştırma Görevlisi, H.Ü. Zonguldak Müh. Fak. Maden Müh. Böl.,ZONGULDAK
**Doçent Doktor, H.Ü. Zonguldak Müh. Fak. Maden Müh. Böl., ZONGULDAK

1. GİRİŞ

Yeraltı kömür madenciliği tarihsel gelişimi itibari ile herzaman en riskli ve en zor madencilik faaliyetleri arasında yer almış olup, bu özelliği günümüzde de geçerlidir. Teknolojideki hızlı gelişmeler, ekonomik yapı, düşünce ve tercihlerdeki değişimler, giderek artan üretim derinliği beraberinde çok değişik türde ve boyutlarda sorunlar getirmiştir. Bunlar arasında özellikle tahkimat ile ilgili sorunlar, yapılacak seçimde gerek güvenlik ve gerekse ekonomik düşüncelerin etken olması ve bunların karşılıklı etkileşimi nedeni ile büyük bir önem arz etmektedir. Diğer bilim dallarına kıyasla oldukça yeni bir bilim dalı olan kaya mekaniğindeki gelişmeler ve bu bilim dalında faaliyet gösteren araştırmacıların çalışmaları bu tür sorunların çözümüne yönelmiştir.

Bazı araştırmacılar, bu konu ile ilgili sürdürdükleri çalışmalar sonucunda, yeraltında üretim faaliyetlerinin gereği olarak oluşturulan açıklıkların tahkimine yönelik uygun tahkimat yöntemi ve ekipmanın seçiminde kullanılmak üzere, değişik kaya kütlesi sınıflandırma sistemleri geliştirmişlerdir. Bu sınıflandırma sistemlerinde izlenen temel yaklaşım; kaya kütlesinin mekanik davranışı üzerinde etkili olan yapısal, kütlesel ve dayanım gibi değişik özelliklerin sayısal olarak değerlendirilmesine yöneliktir. Her bir durum için değişken olan bu tür parametrelerin ağırlıklı puanlandırılması ile açılmış olan boşluğun tahkimat gereksinimini sayısal olarak tanımlayan ve tasarım, ekipman seçimi v.b. gibi konularda bazı öneriler getiren farklı sınıflandırma sistemleri ortaya çıkmıştır.

Ülkemizde, koklaşabilir özellikli taşkömür üretimini tek başına sürdürmesi açısından TTK oldukça önemli bir yere sahiptir. Bu kuruma bağlı müesseseler arasında Kozlu Müessesesi, gerek üretim ve gerekse rezerv açısından küçümsenmeyecek bir dilimi oluşturmaktadır. Bu nedenle yukarıda değinilen sınıflandırma sistemleri arasından seçilen üç ayrı sistem, öncelikle Kozlu Müessesesi ocaklarında uygulanmıştır. Bu amaçla sürdürülen bir araştırma projesinde, sınıflandırma sistemlerinin uygulanabilmesi için gerekli olan parametrelerin belirlenmesinin yanısıra,

ilk kez sistematik bir yaklaşımla üretimin sürdürüldüğü kömür damarlarının tavan kayaçlarının önemli bazı özellikleri tanımlanmaya çalışılmıştır (Çolak, 1988).

2. KOZLU MÜESSESESİNİN TANITILMASI

Jeolojik açıdan çok karışık bir durum gösteren Zonguldak Taşkömür Havzasında, Hersiniyen orojenik hareketlerden etkilenmiş Paleozoik yaşlı ve Alpin orojenik hareketleri ile genel yapısını kazanmış Mesozoyik-Senozoyik yaşlı kaya birimleri bulunmaktadır. Havza, Üst Jura öncesi tektonik evrimini tamamlayarak kıvrımlı ve kırıklı bir yapı kazanmıştır.

Havzadaki kaya birimleri; temel birimler, kömürlü birimler ve örtü birimleri olmak üzere üç grup altında toplanmaktadır. Temel birimler genelde kristalen seri, kumtaşı ve kireçtaşlarından oluşmaktadır. Kömürlü birimler Alacaağzı formasyonu ile başlar. Kılıç formasyonu, Kozlu formasyonu, Karadon formasyonu ve Çatakdere formasyonu ile devam eder. Formasyonlar litolojik olarak kömür, kiltaşı, silttaşı, şeyl, kumtaşı ve konglomera ardalanmasından oluşur. Bunların üzerine, Permiyen, Jura, Kretase ve Tersiyer yaşlı tortul kayalardan oluşan örtü tabakaları gelmektedir (Buzkan, 1988).

Çalışmanın yapıldığı Kozlu Müessesesi, Zonguldak İl Merkezinin, 5 km. batısında yer alır. +95/-560 kotları arasında, 7 ana katta üretim faaliyetleri sürdürülen müessesede, çalışmaya elverişli 22 kömür damarı vardır. Bu çalışmada, üretimin büyük bir bölümünün sağlandığı, dokuz damara ait tavan kayaçları incelenmiştir. Bu damarlar, Yiğit, Kesmeli, Domuzcu, Kurul, Hacımemiş, Sulu, Özkan, Acılık ve Çay damarlarıdır.

Müessesede üretimin büyük bir bölümü, göçertmeli uzunayak üretim yöntemi ile sağlanmaktadır. Bazı yerlerde dolgulu uzunayak, kara tumba, dik damarlarda ise dişli ayak üretim yöntemi ile işletmecilik yapılmaktadır.

Müessesenin toplam rezerv miktarı 269.752.750 tondur. Bu rezerv TTK'nın toplam rezervin %20'sini oluşturmaktadır. Yıllık üretim miktarı ise 820.625 ton ile TTK'nın toplam üretiminin %26,14'ünü gerçekleştirmektedir. Bu üretimi sağlamak için açılan ana galeri uzunluğu ise 5986

m/yıl'dır. Bu miktar, TTK genelinin %31'ini oluşturmaktadır (İSTATİSTİK YILLIĞI 86).

3. ÇALIŞMADA İZLENEN YAKLAŞIM

Kozlu Müessesesinde üretimin büyük bir bölümünün yapıldığı dokuz kömür damarının tavan kayaçlarının değişik sınıflandırma sistemleri uygulanarak, kaliteleri belirlenmiş ve herbir sınıflandırma sistemine göre uygulanacak tahkimat türü ve ağırlığı tesbit edilmiştir. Bu amaçla, kömür damarlarının görüldüğü, değişik katlardaki ana yollarda gözlem ve örnekleme yapılmıştır. Gözlemler sırasında dikkat edilen özellikler, sınıflandırma sistemlerinde, puanlama yapılan parametrelerdir. Alınan örnekler ise, kayaçların mekanik özelliklerinin belirlenmesinde kullanılmıştır.

Örnekleme iki şekilde yapılmıştır. Birincisi, blok olarak örneklemedir. Burada en küçük boyutu 20 cm olan bloklardan laboratuvarda NX (54 mm) çapında karotiyerle, yeterli miktarda karot alınmıştır. Yiğit, Kesmeli, Kurul, Özkan, Domuzcu ve Acılık damarlarının tavan kayaçlarından bu şekilde örnek alınmıştır. Örneklemede kullanılan ikinci yol ise, kısa sondajlarla karot alınmasıdır. Ana yol üzerinde kurulan sondaj makinası ile galeri tavanında 2 m karotsuz ilerleme yapıldıktan sonra, 3-4 m uzunluğunda karot alınmıştır. Burada, sondajın tabakalanmaya dik olarak yapılmasına dikkat edilmiştir. Zira, sondajın yönü RQD ve mekanik özelliklerin doğru olarak belirlenmesinde önemli olmaktadır. Yapılan sondajların çapı BX (42 mm) dir. Hacımemiş, Sulu, Acılık ve Çay damarlarının tavan kayaçlarından bu şekilde örnek alınmış ve RQD değerleri karotların loglanmasından belirlenmiştir.

3.1. Ocaklarda Yapılan Ölçüm ve Gözlemler

Yeraltında yapılan kazılar sonucu oluşturulan boşluğun çevresindeki kütlenin duraylılığı, kayada mevcut olan süreksizlikler ve ateşlemeler sonucu oluşan ikincil çatlaklarla, açıklığın boyutuna bağlıdır.

Kaya kütlesinin davranışını etkileyen ve bu nedenle sınıflandırma

sistemlerinin esasını oluşturan parametreler aşağıda sunulmuştur.

- Süreksizlik seti sayısı
- Süreksizliklerin konumu
- Süreksizlikler arası mesafe
- Süreksizliklerin açıklığı
- Süreksizlik duvarlarının pürüzlülüğü
- Dolgu maddesi
- Su durumu
- Ayrışma derecesi

Ocaklarda yapılan ölçüm ve gözlem sonuçları Çizelge 1'de sunulmuştur. Gözlemler sonucunda Sulu damarına ait tavan kayacının masif konglomera olduğu anlaşılmıştır. Bu nedenle herhangi bir yapısal süreksizlik tanımlaması yapmak mümkün olmamıştır. Kaya kütlelerinde, genellikle 3 adet süreksizlik sisteminin olduğu ve ateşlemeler sonucu yeni süreksizliklerin oluştuğu gözlenmiştir. Süreksizliklerin 0,2 ile 1,0 m aralıklarla bulunduğu, ayrışmanın ve dolgu maddesinin olmadığı görülmüştür. Süreksizlik duvarlarının pürüzlülüğü ise ISRM (1978 a) tanımlamalarına göre pürüzlü-düzlemsel ve pürüzlü dalgalı tanımlamasına uyduğu yine gözlemlerde anlaşılmıştır.

3.2. Laboratuvar Çalışmaları

Sınıflandırma sistemlerinde yer alan, fakat laboratuvarda belirlenen tek parametre tek eksenli basınç dayanımıdır. Bu parametre belirlenirken ocaklardan alınan örnekler kullanılmıştır. ISRM önerilerine göre hazırlanan 7-10 adet örnek deneye tabi tutulmuş ve dayanımları belirlenmiştir (ISRM, 1978 b). Laboratuvarda ayrıca, tek eksenli basınç dayanımının, ocaklarda tahmin edilmesine yönelik olarak indeks deneyleri de uygulanmış ve sonuçlar Çizelge 2'de özetlenmiştir.

Deney sonuçları, kayaçların tek eksenli basınç dayanımlarının 60-90 MPa arasında olduğunu göstermiştir. Bu kayaçlar, ISRM'e göre "Yüksek Dayanımlı" olarak tanımlanmaktadırlar.

Çizelge 1. TTK Kozlu Müessesesi Tavan Kayaçlarının Kütle Özellikleri

DAMAR ADI	SÜREKSİZLİK TİPİ	KONUMU Doğ./Eğim	DEVAMLILIK (m) Yatay	DEVAMLILIK (m) Düşey	ARALIK (m)	YÜZEY PÜRÜZLÜLÜĞÜ
Yiğit	Katmanlaşma Düzlemi	N 26°W/50°	-	-	0.15-0.2	Pürüzlü Dalgalı
	1.Eklem Seti	N 28°E/66°	0.4	1.0	0.8 -1.0	Pürüzlü Dalgalı
	2.Eklem Seti	N 65°E/40°	2.0	1.5	0.35-0.65	Pürüzlü Dalgalı
	AÇIKLAMA: Koyu gri Silttaşı, RQD %70, Çatlak frekansı 5, Ayrışma Yok, Su Az					
Kesmeli	Katmanlaşma Düzlemi	N 80°W/25°	-	-	0.1-0.3	Düz Dalgalı
	1.Eklem Seti	N 54°W/60°	0.4	0.3	0.2-0.4	Pürüzlü Dalgalı
	2.Eklem Seti	N 66°E/55°	2	2	0.4-0.45	Pürüzlü Dalgalı
	AÇIKLAMA: Kiltaşı, RQD :45, Çatlak frekansı 8, Ayrışma Yok, Su Az					
Domuzcu	Katmanlaşma Düzlemi	N 50°E/35°	-	-	0.3-0.75	Pürüzlü Düzlemsel
	1.Eklem Seti	N 60°W/70°	2	2	0.2-0.7	Pürüzlü Dalgalı
	2.Eklem Seti	N 10°W/90°	2	2	0.2-0.5	Pürüzlü Dalgalı
	AÇIKLAMA: Açık gri Kumtaşı, RQD %86, Çatlak frekansı 3.5, Ayrışma Yok. Su Az					
Kurul	Katmanlaşma Düzlemi	N 50°W/35°	-	-	0.25-0.30	Pürüzlü Dalgalı
	1.Eklem Seti	N 60°E/90°	2	2	0.25-0.30	Pürüzlü Dalgalı
	2.Eklem Seti	N 24°E/48°	2	2	0.35-0.65	Pürüzlü Dalgalı
	AÇIKLAMA: Açık gri Kumtaşı, RQD %90, Çatlak frekansı 4, Ayrışma Yok, Su Az					

DAMAR ADI	SÜREKSİZLİK TİPİ	KONUMU Doğ./Eğim	DEVAMLILIK (m) Yatay	DEVAMLILIK (m) Düşey	ARALIK (m)	YÜZEY PÜRÜZLÜLÜĞÜ
Hacımemiş	Katmanlaşma Düzlemi	N 15°W/26°	-	-	0.2-0.4	Düz Düzlemsel
	1.Eklem Seti	N 20°E/60°	1	1	1	Pürüzlü Düzlemsel
	-	-	-	-	-	-
	AÇIKLAMA: Koyu gri Silttaşı, RQD %82, Çatlak frekansı 3.3 Ayrışma Yok, Su Az					
Özkan	Katmanlaşma Düzlemi	N 15°E/30°	-	-	0.1-0.4	Pürüzlü Düzlemsel
	1.Eklem Seti	N 80°E/70°	1	1	0.2-0.3	Pürüzlü Dalgalı
	2.Eklem Seti	N 50°W/50°	1	1	0.2-0.4	Pürüzlü Dalgalı
	AÇIKLAMA: Açık gri Kumtaşı, RQD %60, Çatlak frekansı 6, Ayrışma yok. Su Az					
Acılık	Katmanlaşma Düzlemi	N 60°E/40°	-	-	0.2-0.5	Pürüzlü Dalgalı
	1.Eklem Seti	N 20°W/60°	1	1	0.3-0.7	Pürüzlü Dalgalı
	2.Eklem Seti	N 80°W/75°	1	1	0.4-0.6	Pürüzlü Dalgalı
	AÇIKLAMA: Açık gri Kumtaşı, RQD %81, Çatlak frekansı 5, Ayrışma Yok, Su Az					
Çay	Katmanlaşma Düzlemi	N 65°E/32°	-	-	0.4-0.5	Pürüzlü Dalgalı
	1.Eklem Seti	N 20°E/35°	2	2	0.3-0.5	Pürüzlü Dalgalı
	2.Eklem Seti	N 25°W/55°	1	1	0.5-0.6	Pürüzlü Dalgalı
	AÇIKLAMA: Açık gri Kumtaşı, RQD %78, Çatlak frekansı 3.5, Ayrışma Yok, Su Az					

Çizelge 2. TTK Kozlu Müessesesi Tavan Kayaçları İndeks Deney Sonuçları

DAMAR ADI	KAYAÇ TÜRÜ	TEK EKSENLİ BASINÇ DAY. (MPa)	ÇEKME DAYANIMI (MPa)	KONİK UÇLU DELİCİ İNDEKS DEĞERİ	SCHMİDT ÇEKİCİ DEĞERİ	NOKTA-YÜK DAYANIMI İNDEKS DEĞERİ (Is50)	KURU YOĞUNLUK (kg/m^3)
Yiğit	Silttaşı	88	8.3	3.83	46	3.18	2632
Kesmeli	Kiltaşı	69	4.7	2.84	46	-	2584
Domuzcu	İnce taneli kumtaşı	59	6.4	3.68	44	2.50	2556
Kurul	İnce taneli kumtaşı	67	8.9	4.99	47	3.56	2544
Hacımemiş	Silttaşı	78	8.17	3.27	53	-	2545
Sulu	Konglomera	76	6.3	3.69	59	2.06	2538
Özkan	Orta taneli kumtaşı	58	5.3	4.84	48	2.88	2470
Acılık	İnce taneli kumtaşı	77	8.0	4.19	52	2.62	2606
Çay	İnce taneli kumtaşı	87	10.34	5.0	57	4.73	2621

Deney sonuçlarına göre, Brazilian çekme dayanımı 4,5 ile 10,5 MPa arasında değişmektedir. Basma dayanımı-Çekme dayanımı oranı ise ortalama 10,25 $\pm$ 2,25 olarak bulunmuştur. Kayaçların kuru yoğunluklarının ise 2450 - 2650 kg/m^3 arasında değiştiği görülmüştür. N- tipi Schmidt çekici ile alınan değerlerin 40-60 arasında olduğu ve basınç dayanımı ile arasında, korelasyon katsayısı 0,81 olan, Eşitlik 1'deki ilişki gözlenmiştir.

$$\sigma_c = 1,5 \times R_h - 4,87 \qquad (1)$$

Burada; σ_c = Tek eksenli basınç dayanımı (MPa)

R_h = Schmidt çekici değeridir.

Schmidt çekici değerleri Poole ve Farmer (1980)'ın tanımladıkları tekrarlamalı yöntem uygulanarak belirlenmiştir.

4. SINIFLANDIRMA SİSTEMLERİNİN UYGULANMASI

4.1. Q-Sistemi

Q- Sistemi Norveç'te geliştirilmiş galeri tahkimatının tasarımına imkan veren bir sistemdir. Sınıflamanın temeli altı parametreye dayanır.

1- Kaya kalitesi tanımı (RQD)

2- Eklem takım sayısı (Jn)

3- Eklem pürüzlülük değeri (Jr)

4- Eklem ayrışma sayısı (Ja)

5- Eklem suyu azaltma faktörü (Jw)

6- Gerilme azaltma faktörü (SRF)

Yukarıdaki parametrelerin yerinde gözlenmesi ve araştırmacılar tarafından önerildiği şekilde değerlendirilmesi ile Eşitlik 2 kullanılarak Q değeri bulunur.

$$Q = \frac{RQD}{Jn} \times \frac{Jr}{Ja} \times \frac{Jw}{SRF}$$

Tahkimatın belirlenmesinde Q değeri ile açıklığın eşdeğer boyutu değerlendirilir. Eşdeğer boyut Eşitlik 3'den hesaplanır.

$$De \text{ (Eşdeğer boyut)} = \frac{\text{Kazı genişliği veya yüksekliği}}{\text{Kazı tahkimat oranı (ESR)}} \qquad (3)$$

Kazı tahkimat oranı, kalıcı maden açıklıkları (ör. ana yollar) için 1,6 olarak önerilmektedir. Yukarıdaki parametreler ve eşdeğer boyut birlikte değerlendirilerek, kayaç kalitesi ve tahkimat türü belirlenir (Barton et al.,1974).

4.2. Jeomekanik Sınıflama (RMR)

Bieniawski (1973)'nin geliştirmiş olduğu sınıflandırma sisteminin yeraltı açıklıklarının tasarımında yetersiz olduğu çeşitli araştırmacılar tarafından ileri sürülmüştür. Bu nedenle Laubscher (1977) kendi tecrübelerini de katarak RMR sistemini yeraltı açıklıkları için yeniden düzenlenmiştir. RMR sisteminde kullanılan parametreler şunlardır.

- Kaya kalitesi tanımı (RQD)
- Tek eksenli basınç dayanımı (IRS)
- Eklemler arası mesafe
- Eklem durumu
- Yeraltı suyunun durumu

Sistemde bu parametreler önerilen puanlamaya göre değerlendirilmekte ve kaya kalitesi sınıfı belirlenmektedir. Daha sonra bu parametreler, yeraltı gerilmeleri, oluşan blokların şekli, ateşleme tekniğine göre düzeltilmekte ve düzeltilmiş kaya sınıfı belirlenmektedir. Son olarak iki kalite sınıfının değerlendirilmesinden, tahkimat kategorisi belirlenmektedir (Laubscher, 1977).

4.3. Kaya Yapısı Puanı (RSR)

Wickham ve Tiedemann tarafından önerilen sınıflamada, jeoteknik ve kazı ile ilgili veriler değerlendirilir.

a- Jeoteknik veriler

- Jeolojik yapı
- Kaya türü
- Eklemlerin türü
- Eklemler arası mesafe
- Eklemlerin durumu
- Yeraltı suyu

b- Kazı ile ilgili veriler

- Galerinin boyutları
- Kazı ilerleme yönü
- Kazı metodu

Yukarıda sunulan parametrelerin araştırmacılar tarafından önerilen puanlamaya göre değerlendirilmesi ile RSR puanı elde edilir.3, 6, 7 ve 10 m çapında açılan galeriler için hazırlanan abaklar kullanılarak, tahkimatın boyutlandırılması yapılır (Wickham and Tiedemann, 1974).

4.4. Sınıflandırma Sistemlerinden Elde Edilen Sonuçlar

Sınıflandırma sistemleri -500 m'de ve damar doğrultusuna dik konumda açılan, 6 m genişliğindeki bir galeride uygulanmıştır. Bu galeri üzerinde dokuz kömür damarının ard arda sıralandığı kabul edilerek, bu damarların tavan kayaçlarının kalitesi ve bu kayaçlar için uygulanacak tahkimatın kalitesi belirlenmiştir. Sınıflandırma sistemlerine göre kaya birimlerinin değerlendirilmesi Çizelge 3-5'de sunulmuştur. Bu sonuçlara göre Q- Sistem, RSR ve RMR sınıflamaları arasında oldukça iyi ilişkiler gözlenmiştir. Q- Sistem ile RMR arasında korelasyon katsayısı 0,87 olan ve Eşitlik 4'de verilen ilişki gözlenmiştir.

Çizelge 3. Kayaçların Kaya Yapısı Puanı Sistemine Göre Değerlendirilmesi

DAMAR ADI	KAYA TÜRÜ	PARAMETRE "A"		PARAMETRE "B"		PARAMETRE "C"		TOPLAM PUAN
Yiğit	Silttaşı	sedimanter sert orta süreksiz	13	doğr. dik ilerl. orta eklemli eğimli	23	13 - 44 arası orta akış iyi	15	51
Kesmeli	Kiltaşı	sedimanter orta sert çok süreksiz	7	doğr. dik ilerl. sıkışık ek. eğimli	14	13 - 44 arası orta akış orta	11	32
Domuzcu	Kumtaşı	sedimanter orta sert orta süreksiz	12	doğr. dik ilerl. orta bloklu eğimli	28	13 - 44 arası orta akış iyi	15	55
Kurul	Kumtaşı	sedimanter orta sert orta süreksiz	12	doğr. dik ilerl. orta eklemli eğimli	23	13 - 44 arası orta akış iyi	15	50
Hacımemiş	Silttaşı	sedimanter sert orta süreksiz	13	doğr. dik ilerl. orta bloklu eğimli	28	13 - 44 arası orta akış iyi	15	56
Sulu	Konglomera	sedimanter sert masif	27	doğr. dik ilerl. masif ——	36	45 - 75 arası orta akış ——	21	84
Özkan	Kumtaşı	sedimanter orta sert orta süreksiz	12	doğr. dik ilerl. orta eklemli eğimli	23	13 - 44 arası orta akış iyi	15	50
Acılık	Kumtaşı	sedimanter sert orta süreksiz	13	doğr. dik ilerl. orta bloklu eğimli	28	13 - 44 arası orta akış iyi	15	56
Çay	Kumtaşı	sedimanter sert orta süreksiz	13	doğr. dik ilerl. orta bloklu eğimli	28	13 - 44 arası orta akış iyi	15	56

Çizelge 4. Kayaçların Q- Sistemine Göre Değerlendirilmesi

DAMAR ADI	KAYA TÜRÜ	RQD/J_n	J_r/J_a	J_w/SRF	D_e = B/ESR	Q	TAHKİMAT KATEGORİSİ
Yiğit	Silttaşı	70/9	2/1	0.66/5	6/1.6	1.54	21
Kesmeli	Kiltaşı	45/12	2/2	0.66/5	6/1.6	0.495	26
Domuzcu	Kumtaşı	86/9	3/2	0.66/5	6/1.6	1.89	21
Kurul	Kumtaşı	90/9	3/2	0.66/5	6/1.6	3.00	21
Hacımemiş	Silttaşı	82/6	2/2	0.66/5	6/1.6	2.73	21
Sulu	Konglomera	100/1	4/1	0.66/5	6/1.6	80.0	-
Özkan	Kumtaşı	60/12	2/2	0.66/5	6/1.6	0.66	25
Acılık	Kumtaşı	81/9	3/1	0.66/5	6/1.6	3.56	21
Çay	Kumtaşı	78/9	3/1	0.66/5	6/1.6	3.42	21

Çizelge 5. Kayaçların Jeomekanik Sınıflama Sistemine Göre Değerlendirilmesi

DAMAR ADI	KAYA TÜRÜ	(RQD) PUANI	(IRS) PUANI	EKLEM MESAFESİ (m) PUANI	EKLEM DURUMU PUANI	YERALTI SUYU PUANI	TOPLAM PUAN	ORİJİNAL SINIF	DÜZELT. PUAN	DÜZELT. SINIF	TAHKİMAT KATEGORİSİ
Yiğit	Silttaşı	(70) 15	(88) 6	0.2,0.5,0.8 11	Pürüzlü Dalgalı 9	Biraz nemli 7	48	Orta 3B	35	Zayıf 4A	c,d e
Kesmeli	Kiltaşı	(45) 9	(69) 5	0.2,0.3,0.4 6	Düz Dalgalı 3.8	Biraz nemli 7	31	Zayıf 4A	22	Zayıf 4B	f,g j
Domuzcu	Kumtaşı	(86) 18	(59) 4	0.35,0.45,0.55 11	Pürüzlü Dalgalı 9	Biraz nemli 7	49	Orta 3B	35	Zayıf 4A	c,d e
Kurul	Kumtaşı	(90) 18	(67) 5	0.3,0.4,0.4 6	Pürüzlü Dalgalı 4.8	Orta basınç 4	38	Zayıf 4A	27	Zayıf 4B	f,g j
Hacımemiş	Silttaşı	(82) 18	(78) 5	0.3,1.0 19	Düz Dalgalı 12	Orta basınç 4	58	Orta 3A	42	Orta 3B	b
Sulu	Konglomera	(100) 20	(76) 5	25	23	Orta basınç 4	77	İyi 2A	55	Orta 3A	a
Özkan	Kumtaşı	(60) 13	(58) 4	0.25,0.3,0.3 6	Pürüzlü Dalgalı 4.8	Orta basınç 4	32	Zayıf 4A	23	Zayıf 4B	f,g j
Acılık	Kumtaşı	(81) 18	(77) 5	0.35,0.5,0.5 11	Pürüzlü Dalgalı 9	Orta basınç 4	47	Orta 3B	34	Zayıf 4A	c,d e
Çay	Kumtaşı	(78) 18	(87) 6	0.4,0.45,0.55 11	Pürüzlü Dalgalı 9	Orta basınç 4	48	Orta 3B	34	Zayıf 4A	c,d e

$$RMR = 27,52 \times Q^{0,267} \quad (4)$$

RMR ile RSR arasında gözlenen ilişkinin ise, elde edilen korelasyon katsayısının 0,94 olduğu dikkate alındığında daha iyi olduğu söylenebilir (Eşitlik 5).

$$RSR = 6,9 + 1,35\ RMR \quad (5)$$

Sınıflandırma sistemleri arasında en iyi ilişki ise RSR ile Q- Sistemi arasındadır (Eşitlik 6). Bu durum için elde edilen korelasyon katsayısı 0,97 dir.

$$RSR = 9,491\ \ln Q + 43,908 \quad (6)$$

4.5. Sınıflandırma Sistemleri Sonuçlarının Karşılaştırılması

Aynı koşullar için üç ayrı sınıflandırma sisteminin önerdiği tahkimatlar belirlenerek Çizelge 6'da özetlenmiştir. Sınıflandırma sistemleri arasında iyi ilişkiler olmasına rağmen önerilen tahkimat kaliteleri arasında değişiklikler bulunmaktadır. Tahkimat açısından, RMR sisteminin daha tutucu ve ağır tahkimat önerdiği gözlenmiştir. RSR sistemi ise RMR'ın tersine oldukça hafif tahkimat türü önermektedir. Q- Sistemi ise diğer iki sistemin önerdiği tahkimatların arasında öneriler getirmektedir.

5. SONUÇ

Kozlu Müessesesinde çalışılan dokuz kömür damarının, tavan kayaçları üzerinde, yerinde ve laboratuvarda yapılan araştırmalar sonucunda elde edilen veriler değerlendirilerek üç ayrı sınıflandırma sistemine göre kaya ve tahkimat türleri belirlenmiştir. Elde edilen sonuçlar, sınıflandırma sistemleri arasında iyi bir ilişkinin olduğunu ortaya koymuştur. Ancak 16 m^2 kesitli bir galeri için önerilen tahkimat tipleri arasında farklılıklar gözlenmiştir. Bu sonuçlara göre RMR sistemi diğerlerine

Çizelge 6. Sınıflandırma Sistemlerine Göre Herbir Kayaç İçin Önerilen Tahkimat Tipleri

DAMAR ADI	KAYAÇ TÜRÜ	TAHKİMAT TİPİ		
		Q - SİSTEM	RMR	RSR
Yiğit	Silttaşı	1 m aralıklarla kaya saplaması	0.75 m aralıklarla kaya saplaması	1 m aralıklarla kaya saplaması (25 mm) veya 1.2 m aralıklarla bağ (hafif)
Kesmeli	Kiltaşı	1 m aralıklarla kaya saplaması + 75 mm püskürtme beton	0.75 m aralıklarla kaya saplaması + 100 mm püskürtme beton	1 m aralıklarla 32 mm çapında kaya saplaması veya 1 m aralıklarla bağ (ağır)
Kurul	Kumtaşı	1 m aralıklarla kaya saplaması	0.75 m aralıklarla kaya saplaması + 100 mm kalınlıkta püskürtme beton	1 m aralıklarla kaya saplaması veya 1.2 mm aralıklarla bağ (hafif)
Domuzcu	Kumtaşı	1 m aralıklarla kaya saplaması	0.75 m aralıklarla kaya saplaması	1.25 m aralıklarla kaya saplaması veya 1.5 m aralıklarla bağ (hafif)
Hacımemiş	Silttaşı	1 m aralıklarla kaya saplaması	1 m aralıklarla kaya saplaması	1.25 m aralıklarla kaya saplaması veya 1.5 m aralıklarla bağ (hafif)
Sulu	Konglomera	Tahkimat gerekmez	Tahkimat gerekmez	Tahkimat gerekmez
Özkan	Kumtaşı	1 m aralıklarla kaya saplaması + 50 mm kalınlıkta püskürtme beton	0.75 m aralıklarla kaya saplaması + 100 mm kalınlıkta püskürtme beton	1 m aralıklarla kaya saplaması veya 1.2 m aralıklarla bağ (hafif)
Acılık	Kumtaşı	1 m aralıklarla kaya saplaması	0.75 m aralıklarla kaya saplaması	1.25 m aralıklarla kaya saplaması veya 1.5 m aralıklarla bağ (hafif)
Çay	Kumtaşı	1 m aralıklarla kaya saplaması	0.75 m aralıklarla kaya saplaması	1.25 m aralıklarla kaya saplaması veya 1.5 m aralıklarla bağ (hafif)

göre oldukça ağır sayılabilecek tahkimatlar önermektedir.

Ocaklarda, GI 110 çelik bağların kullanıldığı ve bağ aralıklarının 0,7 ile 1,0m arasında olduğu gözlenmiştir. Sınıflandırma sistemlerine göre Kesmeli damarının tavan kayacı için, bu tahkimatın normal olduğu ancak diğer kaya birimleri için bu mesafenin 1,25 m'ye kadar çıkarılabileceği görülmektedir.

Galeri tahkimatı olarak kaya saplamalarının kullanılması durumunda ise, genellikle 1,0 m aralıklarla sistematik olarak yerleştirilen saplamaların yeterli olacağı ancak, bazı çok zayıf bölgelerde püskürtme beton ile takviye edilmesi gerektiği ortaya çıkmıştır.

TEŞEKKÜR

Yazarlar, bu çalışmanın yürütülmesi sırasında gösterdikleri yardım ve ilgi nedeniyle TTK Kozlu Müessesesi idari ve teknik personeline teşekkürü borç bilir.

KAYNAKLAR

BARTON, N., LIEN, R. and LUNDE, J., 1974; "Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support", Rock Mechanics, Vol. 6/4, pp. 189-236.

BIENIAWSKI, Z.T., 1973; "Engineering Classification of Jointed Rock Masses", Trans. S. Afr. Instn. Civ. Engrs, Vol. 15, pp. 335-344.

BUZKAN, İ., 1988; "Kuzey-Batı Anadolu Taşkömür Havzası Karadon Bölgesinde Bazı Kömür Damar Kalınlıklarının Jeoistatistiksel İrdelenmesi", Türkiye 6. Kömür Kongresi, Zonguldak, Cilt 1, S. 481-495.

ÇOLAK, K., 1988; "TTK Kozlu Müessesesi Kömür Çevre Kayaçlarının Mühendislik Özelliklerinin Etüdü", H.Ü. Zonguldak Müh. Fak. Maden Müh.Bölümü Zonguldak, 111 s.

_____ , İstatistik Yıllığı, 1986; Türkiye Taşkömürü Kurumu Genel Müdürlüğü, Zonguldak.

ISRM, 1978 a; " Suggested Methods for the Quantitative Description of Discontinuities in Rock Masses", Int. J. Rock Mech. Min. Sci. and

Geomech. Abstr. Vol. 15, pp. 319-368.

ISRM, 1978 b; "Suggested Methods for Determining the Uniaxial Compressive Strength and Deformability of Rock Materials", Int. J. Rock Mech. Min. Sci. and Geomech. Abstr., Vol. 16, pp. 135-140.

LAUBSCHER, D.H., 1977; "Geomechanics Classification of Jointed Rock Masses - Mining Applications", Trans. Inst. of Min. and Metal., Vol.86, pp. A 1-8.

POOLE, R.W. and FARMER, I.W., 1980; "Consistency and Repeatability of Schmidt Hammer Rebound Data During Field Testing", Int. J. Rock Mech. and Min. Sci. and Geomech. Abstr., Vol. 17. pp. 167-171.

WICKHAM, G.E. and TIEDEMANN, H.R., 1974; "Ground Support Prediction Model (RSR Concept)", Report to the Advanced Research Project Agency, Dept. of Defense, Contract No. Bu. of Mines H 0220075, NTIS N. AD 773 018.

UZUNAYAK ÜRETİM YÖNTEMİNDE "SCHMIDT INDEKS"İYLE TAVAN-ARAZİ KONTROL BÜYÜKLÜKLERİNİN KESTİRİMİ

PREDICTION OF ROOF CONDITIONS OF LONGWALL COAL FACES UTILIZING SCHMIDT'S INDEKS

Ergin ARIOĞLU(*)
Şerif ARI(**)

ÖZET

Bu çalışmada, Zonguldak Taşkömür Havzasında çeşitli ayaklarda gerçekleştirilen "Schmidt Indeksi" okumalarının ayrıntılı istatistiksel değerlendirilmesi yapılmış, ve bu büyüklüğe dayandırılan "Polonya Tavan Sınıflandırılması"na (Kıdybinski, 1968, Bilinski-Konopko, 1974) göre incelenen ayaklar için arazi kontrolu parametreleri konverjans, tahkimatsız maksimum alan ve mesafe, olası göçük hacmi ve tavan davranış tanımları) kestirilmiştir. Ayağın ilk kırılma mesafesi ve tavan basıncı büyüklükleri ise (Arıoğlu, 1986 ve Arıoğlu-Yüksel, 1984) kaynaklarından belirlenmiştir. Ayrıca, genel "tasarım" amacına yönelik olarak çeşitli tavan litolojileri için (Schmidt Indeks-Basınç direnci-Tavan Indeks) değişimleri bir nomogram düzeninde hazırlanmıştır.

ABSTRACT

In this study, the rebound numbers measured at 4 longwall faces of Zonguldak Coal Basın were statistically analyzed. Utilizing the Polish Coal Mine Roof Classification based upon the average rebound number of the roof, qualities of roof such as description of state of roof in question, convergence, maximum unsupported roof area and average volume of caved slabs were predicted. In addition, first caving roof span and roof pressure were computed from (Arıoğlu, 1986, Arıoğlu-Yüksel, 1984). For engineering purposes, the relationship between (average rebound number-compressive strength-roof quality index) was presented in a design nomograph.

(*) Prof.Dr., Maden Yük.Müh., Öğretim Üyesi, İ.T.Ü.Maden Fakültesi, Ayazağa-İstanbul.
(**) Araş.Gör., Maden Müh., İ.T.Ü.Maden Fakültesi, Ayazağa-İstanbul.

1. GİRİŞ

Bilindiği üzere; özellikle yeni planlanacak uzunayak üretim yerlerinde etkin bir arazi kontrolunun sağlanması iki açıdan önem taşır :

- Üretim ekonomisi,
- İş yeri emniyeti.

Bugünün rayiçlerine göre tam mekanize bir ayakta yapılan yatırımın büyüklüğü 7-8 milyon dolar mertebesindedir. Böyle bir yatırım boyutunda tahkimat sisteminin payı ise en az % 50-60 dolayındadır. Gerek tahkimat sisteminin "doğru" seçimi, gerekse mevcut doğal ve işletme koşullarında sistemin "çalışma performansı" büyük ölçüde tavan kontrolu parametrelerinin (Konverjans, maksimum tahkimatsız tavan alanı, ilk kırılma mesafesi, tavan basıncı, taban taşıma kapasitesi) karmaşık fonksiyonu olup, üretim ekonomisini çok hassas bir şekilde denetler (Arıoğlu, 1986). İş yeri emniyeti açısından bakıldığında ; Zonguldak Havzasında göçükten kaynaklanan yıllık ölüm sayısının toplam ölüm sayısındaki payının ortalaması ve alt-üst sınır değerleri sırasıyla % 53, 46 ve 59'dur (Arıoğlu, 1987). Kısaca göçük, iş kazaları arasında birinci sırada yer almaktadır. Kuşkusuz bu kazalarda, göçük olayına "zemin hazırlayan" ve sürekli gelişimini "hızlandırıcı" yönde etkileyen, halen üretim yerlerinde kullanılan ağaç tahkimat sisteminin önemli bir payı vardır (Birön-Arıoğlu, 1985). Özellikle İngiltere ve A.B.D.'de yayınlanan istatistikler, tahkimat sisteminde gerçekleştirilen yenilikler sayesinde iş yeri emniyetinin büyük ölçüde arttığını ve buna bağlı olarak da üretimde çok anlamlı "verim artışı" sağlandığını göstermektedir (Graham, 1978).

Bu çalışmada; gerek yerinde ölçülme kolaylığı, gerekse formasyonun diğer mekanik büyüklükleriyle (basınç-çekme dirençleri-elastisite modülleri) belirli bir yakınsaklık içinde korele edilebilmesi nedeniyle "Schmidt indeks" değeri esas alınmış, ve bu büyüklük yardımıyla uzunayak yönteminde arazi kontrol parametreleri örneğin konverjans, tahkimatsız mesafe, olası göçük hacmı, ilk kırılma mesafesi, tavan basınç değerleri kestirilmiştir. İlkin, Zonguldak Havzasında 4 uzunayakta gerçekleştirilen Schmidt ölçme sonuçlarının ayrıntılı istatistiksel analizi verilmiş, ve tavanların "ortalama Schmidt indeks" değerleri esas alınarak güncel Maden Mühendisliği literatüründe geniş ilgi gören, "Polonya Tavan Tasnifi"'ne göre genel değerlendirilmeleri yapılmıştır. Ayrıca, tasarım amacına yönelik olarak (Schmidt indeksi-basınç direnci-çeşitli litolojik birimler için tavan indeksi) değişimlerini veren bir nomogram hazırlanmıştır. Bu nomogram yardımıyla yeni planlanan uzunayaklara ait arazi kontrol büyüklükleri kolayca belirlenebilecektir.

2. "SCHMIDT-INDEKS" ÖLÇÜMLERİ VE İSTATİSTİKSEL DEĞERLENDİRİLMESİ

2.1. Ölçüm Yerleri ve Yöntem

Schmidt indeks değerleri Zonguldak Taşkömür Havzasında 4 adet uzunayaktan elde edilmiştir (Gürgöze, 1985). Ölçüm yapılan ayaklara ait teknik bilgi Tablo-1'de özetlenmiştir. Ölcümlerde N türü Schmidt çekici kullanılmıştır. Schmidt okumaları ayağın üst, alt taban yollarından onar metre uzaklıkta ve takriben ayak orta noktasında oluşturulan 3 adet istasyonda alınmıştır. İstasyonların arına uzaklığı 3 m' dir. Okumalar birer metre ara ile beş metre ayak uzunluğu boyunca olmak üzere tavanda 10 ve 50 adet okuma gerçekleştirilmiştir. Bu düzenlemeye göre yaklaşık ölçüm yoğunluğu 10 adet/m^2 dir.

Tablo 1. Çalışmanın Yapıldığı Lokasyonlar ve Teknik Karakteristikleri.

	I.Ocak Sulu Ayak	II.Ocak Acılık Ayak	III.Ocak Hacımemiş Ayak	V.Ocak Sulu Ayak
Üretim Derinliği	-10, -42	-225, -200	-147, -200	-100, -130
Ayak Uzunluğu (m)	220	30	120	240
Pano Uzunluğu (m)	200	20	100	200 m.
Damar Kalınlığı (m)	3.0	2.9	1.4	2.5
Damar Eğimi (m)	12°	16°	15°	-
Tanımı	şist,üzeri kumtaşı	şist,üzeri kumtaşı	kill,şist,üzeri kumtaşı	şist,üzeri kumtaşı
Çatlak Takımı Sayısı (Adet)	3	3	3	-
Çatlak Sayısı (Adet/m)	12	10	10	15'
Ayak Türü	ilerletimli göçertmeli uzunayak	ilerletimli göçertmeli uzunayak	ilerletimli göçertmeli uzunayak	ilerletimli göçertmeli uzunayak

Tablo 1. Çalışmanın Yapıldığı Lokasyonlar ve Teknik Karakteristikleri

2.2. Ölçüm Sonuçlarının İstatistiksel Değerlendirilmesi

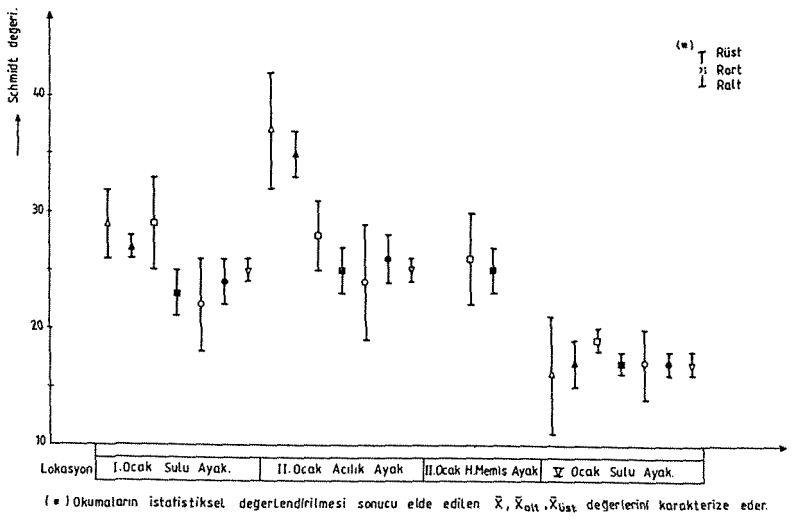
Tablo-2, ölçüm sonuçlarının istatistiksel analizini belirtmektedir. Ayak bazında ölçme sonuçlarının "ortalamaları" ve % 95 güven aralığı için bu ortalamaların "alt" ve "üst sınır" değerlerinin değişimleri Şekil-1'de görülmektedir. (Şekil-1'de kullanılan sembollerin anlamları şunlardır : Δve▲ ayak başı okumalarının sırasıyla "ilk onluk" grubu ve tamamı, □ ve ■ ayak ortası okumalarının sırasıyla "ilk onluk" grubu ve tamamı, o ve ● ayak sonu okumalarının sırasıyla "ilk onluk grubu" ve tamamı, ▽ ayak bazında (3x50= 150 adet) okuma. Tablo ve şekil yakından incelendiğinde şu pratik sonuçlara ulaşmak mümkündür:

● Beklenildiği üzere, bütün ayaklarda "ilk onluk" gruba ait istatistiksel dağılım parametreleri (ortalamanın alt ve

üst sınır değerleri) toplam okumalarda (3 x50 = 150 adet) ait dağılım parametrelerinden belirgin ölçüde daha büyüktür.

• Ayak ortasında alınan okumaların (5 x10 = 50 adet) istatistiksel dağılım büyüklükleri ayak bazındaki (3 x50 = 150 adet) okumalara ait dağılım değerlerine oldukça yakındır.

Bu nedenle, tavan sınıflandırmasında ayak ortası 50 adet okumanın "aritmetik ortalaması" esas alınmıştır.



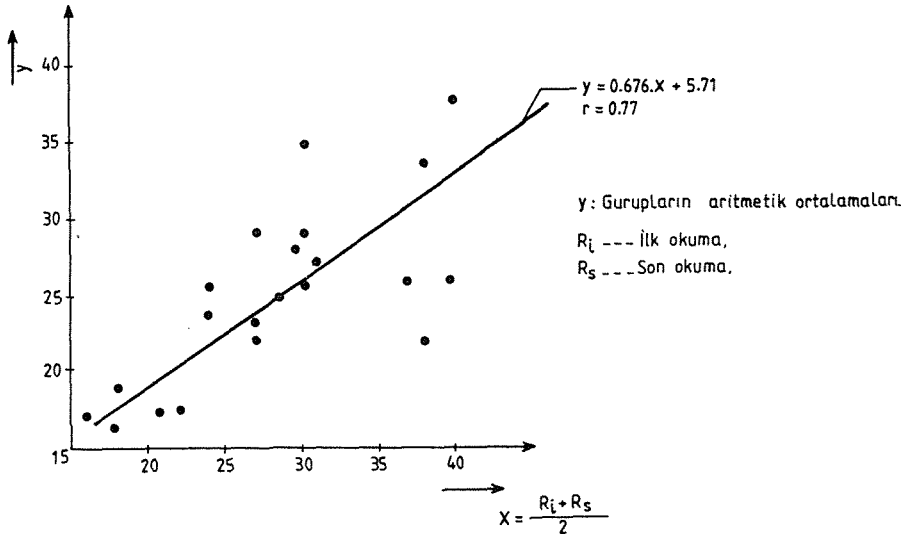
Şekil 1. Schmidt Okumalarının İstatistiksel Büyüklükleri.

Ayrıca, grupların "aritmetik ortalaması" ile ilk ve son okumalarının aritmetik ortalaması arasında bir regresyon araştırması yapılmıştır. Bu çalışmanın sonucu Şekil 2'de verilmiştir. Korelasyon katsayısının oldukça yüksek olması nedeniyle grupların ilk ve son okumalarının aritmetik ortalaması, grubu istatistiksel olarak temsil edebilmektedir. Özellikle zaman ve para ekonomisinin önem kazandığı araştırma programlarında bu şekilde belirlenen Schmidt Indeksi değeri tavan sınıflandırılmasında baz olarak alınabilir.

Tablo 2. Ölçme Sonuçlarının İstatistiksel Değerlendirilmesi.

Lokasyon	Okumalar		$\bar{x}$ (ortalama)	S(Standart Sapma)	V(%)Değişkenlik Katsayısı	Çift taraflı %95 güven aralığı için	
						Üst sınır değeri	alt sınır değeri
	Ayak Başı	(1)*	29	4.39	15	32	26
		(2)*	27	4.22	16	28	26
	Ayak Ortası						
I.Ocak		1	29	4.67	16	33	25
Sulu		2	23	6.03	26	25	21
Ayak	Ayak sonu	1	22	5.68	26	26	18
		2	24	5.65	22	26	22
	Toplam(*)						
	Ayak Başı	1	37	6.70	18	42	32
		2	35	6.31	18	37	33
II.Ocak	Ayak	1	28	4.57	16	31	25
Hacı-	ortası	2	25	6.21	25	27	23
memiş	Ayak sonu	1	24	7.19	30	29	19
Ayak		2	26	7.25	28	28	24
	TOPLAM		26	6.98	27	27	25
	Ayak ortası						
II.Ocak		1	26	5.68	22	30	22
Acılık		2	25	6.73	27	27	23
Ayak							
	Ayak Başı	1	16	7.14	45	21	11
		2	17	5.71	34	19	15
	Ayak ortası						
V.Ocak		1	19	1.71	9	20	18
Sulu		2	17	3.53	21	18	16
Ayak	Ayak Sonu	1	17	4.00	23	20	14
		2	17	3.80	22	18	16
	TOPLAM		17	4.45	26	18	16

(*) İstatistiksel analizde, her 50'lik okuma grubu (1) grupların ilk on okuma değeri (2) tamamı (50 adet) şeklinde ve "Toplam"'da ise ayak başı, ortası ve sonu olmak üzere 3 x 50 = 150 adet okuma değerlendirilmiştir.



Şekil 2. Grupların Aritmetik Ortalamaları İle İlk ve Son Okuma Değerlerinin Aritmetik Ortalamasının Değişimi.

3. "POLONYA TAVAN SINIFLANDIRILMALARI"'NA GÖRE İNCELENEN AYAKLARIN ARAZİ KONTROL BÜYÜKLÜKLERİNİN KESTİRİMİ

3.1. Genel

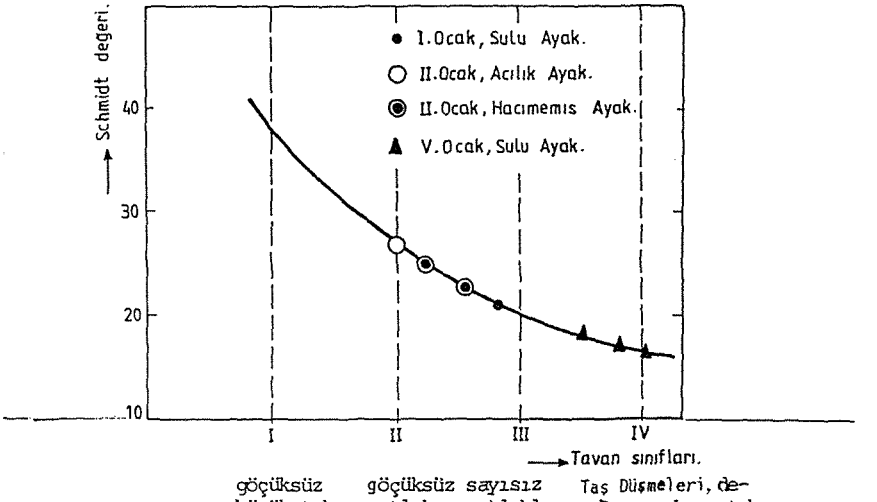
Kidybinski, 1968, 70'i aşkın uzunayak üzerinde gerçekleştirdiği geniş kapsamlı araştırmanın sonuçlarına dayanarak basit bir "tavan sınıflandırma" sistemi öne sürülmüştür. (Araştırma kapsamına giren ayaklarda kullanılan tahkimat sistemlerinin dağılımları şöyledir : Sürtünmeli direk ve sarma : % 54.7 Ağaç tahkimat (hidrolik ayaklar için) : %26.1 Karışık tahkimat : % 13.7, Hidrolik direkler : % 1.4, kendiliğinden ilerleyen tahkimat : % 4.1). Tablo-3'deki şekilden ayak boyunca elde edilen ortalama Schmidt Indeks değerlerine göre geliştirilen "tavan sınıflandırması" görülmektedir. Dikkat edildiği üzere, sınıflandırılan tavanların arazi kontrol büyüklükleri konverjans, arında maksimum tahkimat - sız alan, 1 m2 tavan alanı başına içsel stabilitesini kay - bedip düşen blok hacmi, cm3 olarak verilmektedir (Tablo-3, Kidybinski, 1968).

Gene Polonya ekolünden Bilinski-Konopko, 1974, tavan indeksi "L"'ye bağlı olarak bir tavan sınıflandırma sistemi geliştirmişlerdir.

Tavan indeksi "L"

$$L = 0.0064 \quad \sigma_b^{1.7} \quad K_1 . K_2 . K_3$$

Tablo 3. Polonya Tavan Sınıflandırma Sistemi'nin İlk Versiyonu.



	I	II	III	IV
	göçüksüz büyük tahkimatsız alanlar	göçüksüz çatlak sistemleri	sayısız çatlaklar, blok düşmeleri, önemli konverjans	Taş Düşmeleri, deforme olmuş tahkimatlar, işletme problemleri
Konverjans, cm Birim (m), ayak genişliği için, 2 m ayak yükseklikği)	2	2-4	4-6	6
Maksimum tahkimatsız tavan alanı, m2	7	4-7	0.5-4	0.5
1 m^2 tavan alanı başına düşen blok hacmi cm^3	2	2-10	11-20	20

SONUÇ : I.Ocak Sulu Ayak
II.Ocak -Hacımemiş
-Acılı Ayak
} 3.Sınıf (orta) tavan

V.Ocak Sulu Ayak 4.Sınıf (zor) tavan

amprik formülü ile ifade edilmektedir (Formülde kullanılan sembollerin anlamları ekte açıklanmıştır). Sözkonusu sınıflandırma ile ilgili ayrıntılı bilgi (Birön-Arıoğlu, 1981, 1985).kaynaklarından temin edilebilir. Sözü geçen "sınıflandırma" sistemi Tablo-4'de belirtilmiştir (Bilinski-Konopko, 1974). Arazi kontrolu parametrelerinde bütünselliği sağlamak amacıyla "tavan basıncı" da tablcya dahil edilmiştir. Bu büyüklük, aynı kaynakta yeralan nomogramdan yararlanılarak damar kalınlığı m = 2.0 ve 2.5 m. için belirlenmiştir.

3.2. Değerlendirme Sonuçları

İncelenen ayakların Polonya Tavan Sınıflandırmasının ilk versiyonuna göre değerlendirme sonuçları Tablo-3'de yeralmaktadır. Bu tavan sınıflarına karşı gelen arazi kontrolu büyüklükleri keza aynı tablodan izlenmektedir.

2.Polonya Tavan Sınıflandırma versiyonunda "belirleyici ölçüt" "tek eksenli basınç direnci" olduğundan (basınç direnci - Schmidth Indeksi) arasında kurulan korelasyon ifadeleri gözönünde tutularak "tavan sınıflandırması" gene daha basit ölçüt olan "Schmidt Indeksi"'ne dayandırılmıştır. Değerlendirmede kabul edilen (basınç direnci-Schmidt Indeks) amprik değişimleri şunlardır :

$$\log \sigma_b = 0.024\ R + 0.473,\ MN/m^2 \quad \text{(Dhir-Sangha, 1972)} \qquad (3)$$

$$\log \sigma_b = 0.0314\ R + 1.487,\ Kg/cm^2 \quad \text{(Arıoğlu, 1986)} \qquad (4)$$

Ayrıca, (Carter, 1977) kaynağında verilen (basınç direnci - Schmidt Indeks) değişimi de analizde kullanılmıştır. Anılan değişim Şekil-3'de (5) ile gösterilmiştir. Görüleceği üzere, değerlendirmede kullanılan korelasyon ifadelerinin sonuçları pratik mühendislik çalışmalarında kabul edilebilecek bir uyum içindedirler.

Tablo-5, incelenen ayakların "L" tavan indeksine göre yapılan değerlendirme çalışmalarının sonuçlarını özetlemektedir. Aynı tabloya (Arıoğlu, Yüksel, 1984) kaynağından yararlanılarak kestirilen olası tavan basınç değerleri ithal edilmiştir.

Sadece tavanın Schmidt Indeks değerinin bilinmesi durumunda, çeşitli tavan litolojileri (kumtaşı, nemli kumtaşı, nemli çamurtaşı) için tavan indeksini veren pratik bir nomogram hazırlanmıştır. Nomogramın nasıl çalıştırılacağı bir örnekle açıklanmıştır (Şekil-3).

Tablo 4. Polonya Tavan Sınıflandırma Sistemi.

Tavan İndeksi			Tavan Sınıfı	Tavan Taşının yaklaşık tanımı ve Tavan davranışı	Tavan Davranış karakteristiği	Tavanın İlk Kırılma Mesafesi(x), (m), (L) tavan indeksine bağlı olarak (üst) ortalaması		F(xx) (m^2)	S(xxx) (cm)	Tavan Basıncı $m = 2^m$	"P_t" ton/m^2 $m = 2.5^m$
0	L	18	I	Yoğun tabakalı silt taşı ve su içeren silt taşı Tahkimatsız tavan kırılır.	Tavanın tutulabilmesi için tavanda belirli miktarda kömür bırakılması gerekir.	11	14	-1	50-60	-	-
18	L	35	II	Kırılmış veya su içeren silt taşı, kırılgan tavan	Tahkimat üzerinde askıda kalan (Konsol tavan) tavan taşı kolaylıkla göçer.	17	18	1-2	50-55	-	-
35	L	60	III	Silt taşı ve çamurtaşı tavan kolayca göçertilir.	Çürük tavan taşı ve kısmi tabaka kaymaları. Artan "L" değerleriyle tavan sağlamlaşır.	21	23	2-5	60-65	10	12
60	L	130	IV_a	Tipik göçertilen tavan, sağlam silt taşı, çamurtaşı ve kaba taneli kırılmış kumtaşı.	Genel olarak tavan şartları iyidir. Artan "L" değerleriyle göçertilebilme gücleşir.	28	31	5-8	40-50	13.5	15
130	L	250	V_a	Sağlam çamurtaşı, orta ve ince taneli kumtaşı Sağlam tavan.	Tavan ancak özel tedbirler yoluyla (lağım atma) göçertilebilir.	36	41	8	50-60	18	20
	L	250	V_b	Kalın tabakalı ince taneli kumtaşı. Tavan çok sağlam ve dayanıklı.	Bugünün mühendislik şartlarında, göçertilemez. Dolgulu çalışılması önerilir.	41				29	35

(x) Tavanın ilk kırılma mesafesi $l = 4{,}47\ L^{0.4}$ (2)

(xx) Tahkimatın yerdeğiştirmesi esnasında "maksimum tahkimatsız tavan alanı"

(xxx) Arın ile tahkimat sistemi (yürüyen tahkimat) arasındaki "maksimum tahkimatsız mesafe"

$S^{3.4} = 242.9\ L.h^{1.7}$

h_b = göçen blok yüksekliği, cm.

Tablo 5. İncelenen Ayakların "L" Indeksine Göre Sınıflandırılması ve Arazi Kontrol Büyüklüklerinin Kestirimi.

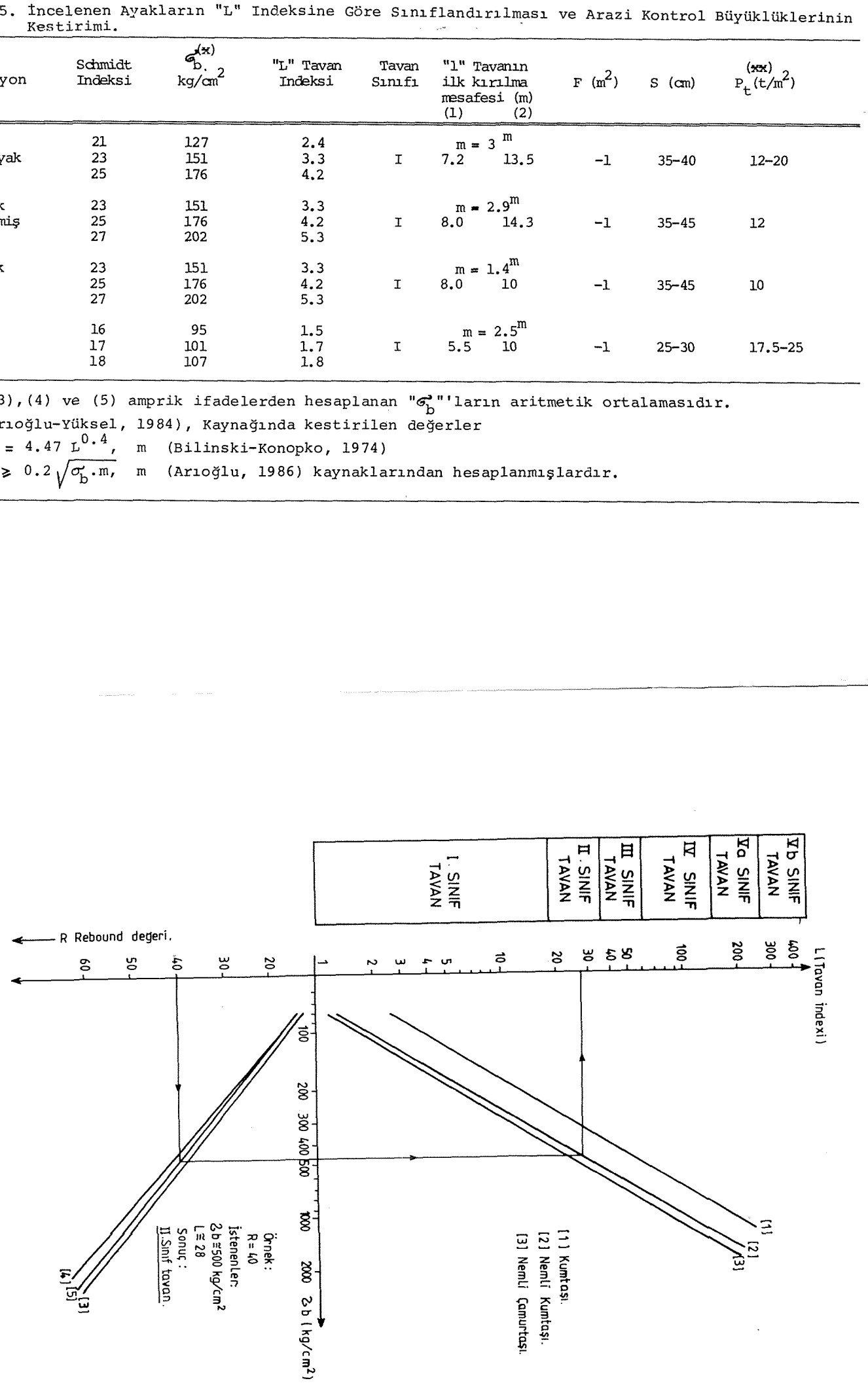
Lokasyon	Schmidt Indeksi	σ_b (x) kg/cm^2	"L" Tavan Indeksi	Tavan Sınıfı	"l" Tavanın ilk kırılma mesafesi (m) (1)	(2)	F (m^2)	S (cm)	P_t (xx) (t/m^2)
I.Ocak	21	127	2.4		m = 3 m				
Sulu Ayak	23	151	3.3	I	7.2	13.5	-1	35-40	12-20
	25	176	4.2						
II.Ocak	23	151	3.3		m = 2.9 m				
Hacımemiş	25	176	4.2	I	8.0	14.3	-1	35-45	12
Ayak	27	202	5.3						
II.Ocak	23	151	3.3		m = 1.4 m				
Acılık	25	176	4.2	I	8.0	10	-1	35-45	10
Ayak	27	202	5.3						
V.Ocak	16	95	1.5		m = 2.5 m				
Sulu	17	101	1.7	I	5.5	10	-1	25-30	17.5-25
Ayak	18	107	1.8						

(x) (3),(4) ve (5) amprik ifadelerden hesaplanan "σ_b"'ların aritmetik ortalamasıdır.

(xx) (Arıoğlu-Yüksel, 1984), Kaynağında kestirilen değerler

(1) $l = 4.47\ L^{0.4}$, m (Bilinski-Konopko, 1974)

(2) $l \geq 0.2\sqrt{\sigma_b . m}$, m (Arıoğlu, 1986) kaynaklarından hesaplanmışlardır.



Şekil-3. (Schmidt Indeks Değeri - Basınç Direnci - Tavan Indeksi) Nomogramı.

4. Sonuç ve Öneriler :

Çalışma çerçevesinde ele alınan konularda ulaşılan bellibaşlı sonuçlar ve bunlara ilişkin öneriler şöyle sıralanabilir :

• 4 Uzunayakta takriben 600 adet alınan Schmidt Indeks okumalarının istatistiksel değerlendirilmesi, (Tablo-2) ayak ortasındaki (50 adet), okumanın dağılım büyüklüklerinin (ortalamanın alt ve üst sınır değerleri) ayak bazındaki (3 x 50= 150 adet) okumaya ait dağılım değerleri kadar olduklarını, göstermiştir (Şekil-1). Ayrıca, okumaların ilk ve son değerlerinin aritmetik ortalaması olarak belirlenen "sayı" ile grup ortalama değerleri arasında korelasyon katsayısı %80'e yaklaşan bir lineer "korelasyon" çıkarılmıştır (Şekil-2). Özellikle zaman ve deney ekonomisinin önem kazandığı pratik çalışmalarda, oluşturulan okuma grubuna ait "ilk ve son okuma değerlerinin aritmetik ortalaması" esas değer olarak benimsenebilir.

• İncelenen 4 uzunayağın tavanı "Polonya Tavan Sınıflandırma Sistemi"'ne göre sınıflandırılmış ve bu ayaklara ait arazi kontrol parametreleri (konverjans, tahkimatsız mesafe, olası göçük hacmı, ilk tavan kırılma mesafesi, tavan kırılma mesafesi, tavan basıncı) keza aynı sistem yardımıyla belirlenmiştir (Tablo-3 ve Tablo-5).

• Verilen tavan litolojisi ve ortalama Schmidt Indeks değerleri için "tavan sınıfı"'nı belirleyen bir nomogram hazırlanmıştır (Şekil-3).

• Polonya Tavan Sınıflandırılma Sistemi gerek kullanım kolaylığı, gerekse tavan davranışını gerçeğe yakın karakterize etmesi açısından önem taşır. Bu nedenle,"Polonya Tavan Sınıflandırma" sistemi Zonguldak Kömür Havzasında gerçekleştirilecek yerinde bir seri çalışmalarla test edilmeli ve elde edilen sonuçlar doğrultusunda gereken düzeltme ve ilaveler yapılarak kullanım alanı genişletilmelidir.

Semboller :

h_b : Göçük bloğunun yüksekliği

K_1 : Yerinde kayacın basınç direncini kullanım katsayısı

K_2 : Kayacın yorulma özelliğini gözönüne alan katsayı

K_3 : Ocak havası neminin basınç direnci üzerindeki etkisini gözönüne alan katsayı

L : Tavan indeksi

ℓ : Tavanın ilk kırılma mesafesi

m : Çalışılan damar kalınlığı

P_t : Tavan basıncı

R : Schmidt İndeks değeri

R_{ort} : Ortalama Schmidt Indeks değeri

$R_{alt,üst}$: Sırasıyla ortalamanın alt ve üst sınır değerleri

r : Korelasyon katsayısı

S : Arın ile tahkimat arasındaki tahkimatsız mesafe

σ_b^* : Laboratuvar tek eksenli basınç direnci

KAYNAKLAR

ARIOĞLU, E. and YÜKSEL, A., (1984) : "Design Curves For Hydraulic Face Supports", Journal of Mines, Metals, Fuels, April-May, S. 173-178.

ARIOĞLU, E., 1986 : "Uzunayak Üretim Yönteminde Tavan Tabakalarının İlk Kırılma Mesafelerinin Analitik Olarak Hesaplanması", 1.Ulusal Kaya Mekaniği Sempozyumu, Ankara, S. 311-328.

ARIOĞLU, E., 1987 : "Havza Can Pazarı mı?", Madencilik Bülteni, Sayı 2, Maden Mühendisleri Oda Yayını, Ankara, S.2.

BILINSKI, A. and KONOPKO, W., 1974 : "A Method For Choice of Support in Longwall Workings Mined With Caving", Central Mining Institute, Annual Report, Katowice.

BİRÖN, C.,ve ARIOĞLU, E., 1981 : "Madenlerde Tahkimat İşleri ve Tasarımı", Birsen Kitapevi, İstanbul, 757-S.

BİRÖN, C ve ARIOĞLU, E., 1985 : "Madenlerde Tahkimat İşleri ve Tasarımı", 2.Genişletilmiş Baskı, Birsen Kitabevi, İstanbul, 360 S.

CARTER, P.G., 1977, Comparison of Schmidt Hammer, Point Load and Unconfined Compression Tests in Carboniferous Strata, The University of Newcastle Upon Tyne, S.197-210.

DHIR, R.K., SANGHA, C.M., 1972, Rock Strength, Colliery Guardian, May, S. 252-256.

GRAHAM, J.J., 1978 : "A Review of Some Recent Powered Support Development", The Mining Engineer, June, London.

GÜRGÖZE, E., 1985, Bitirme Ödevi (Danışmanı : E.Arıoğlu) İ.T.Ü. Maden Mühendisliği Bölümü, İstanbul.

KIDYBINSKİ, A., 1967 : "Rebound Number and the Quality of Mine Roof Strata", Int.J., Rock Mech.Min.Sci. Vol.5, Pergamon Press, Oxford, S. 283-292.

KALIN DAMARLARDA TAVAN KÖMÜRÜNÜN GÖÇEBİLİRLİĞİNİN BASINÇLI SU ENJEKSİYONU YOLUYLA ARTIRILMASI

INCREASING THE CAVABILITY OF ROOF COAL AT THICK COAL SEAMS BY INJECTION OF HIGH PRESSURE WATER

Güner ÖNCE(*)
Kemal ÖZTÜRK(**)

ÖZET

Göçertmeli yöntemle çalışan kalın kömür damarlarında, tavan kömürüyle tavan taşının aynı anda göçmesi durumunda, ayak arkasında göçmüş kömürün tamamının kazanılması mümkün olmamaktadır. Bu durum, tavan taşının tavan kömürüyle benzer jeomekanik özelliklere sahip olması durumunda olur. Bunun sonucu olarak da tavan taşı ile tavan kömürü giçük alanı içinde karışmış olarak bulunur. Bundan dolayı, kömürün üretilebilirliği azaldığı gibi, ayak arkasından elde edilen üretimde de kömür ve taş birlikte bulunur.

Tavan kömürünün tavan taşından önce göçmesi, yöntemin verimini artıracaktır. Bu bildiride, GLİ Tunçbilek 6 nolu yeraltı ocağında tavan kömürünün göçebilirliğinin, panolarda taban yollarından açılan deliklerden basınçlı su enjeksiyonu yoluyla artırılması açıklanmaktadır.

ABSTRACT

Recovery of all the caved coal behind the longwalls usually cannot be possible at thick coal seams worked by sublevel caving methods, if the roof coal caved simultaneously with the roof rock. This occurs when the roof rock has similar geomechanical properties with the roof coal. This results in the mixture of rock with roof coal within the coved area. Therefore the coal productivitiy decreases as the production from behind the longwall includes both of the coal and rock.

The breakage of the roof coal before the roof rock can increase the efficiency of the method. In this paper, increasing the cavability of the roof coal at GLİ Tunçbilek Underground Mine by injection of high pressure water through the drill holes in longwall panels is described.

* Doç.Dr., Anadolu Üniversitesi, Maden Müh.Bölümü, Eskişehir
**Maden Yük.Müh. DSİ. III. 14. Sondaj Şube Müdürlüğü, Eskişehir

1. GİRİŞ

Kalın kömür damarlarının "Taban Ayak Blok Göçertme Yöntemi"yle üretilmesinde, tavan kömürünün (tahkimatın üstünde kalan kömürün) gerek ayak arkasında askıda kalıp hemen göçmemesi ve gerekse tavan taşı (yalancı tavan) ile birlikte göçmesi sonucu, ayak arkasındaki kömür kayıpları büyük değerlere ulaşmakta ve ayak arkasından üretilen kömüre de büyük oranda tavan taşı karışmaktadır. Bu sakıncaları ortadan kaldırmak, tavan kömürünün mekanik dayanımını düşürmek ve ayak arkasında kırılabilirliğini artırmakla mümkündür. Bir çok uygulamada bu durum, tavan kömürünü lağımlayarak sağlanmakta ise de bunun ayak tahkimatını bozması, tavan kontrolunu zorlaştırması, ayak ilerleme hızını yavaşlatması, tavan kömürünün askıda kalması, tavan kömürünün tavan taşı ile birlikte göçmesi ve ayak arkasından kömür alımını engellemesi, ayak arkası üretimine yüksek oranda tavan taşı karışması, toz sorunu, ocak havasının kirlenmesi ve kömürün ufalanması gibi çeşitli sakıncaları olmaktadır.

Tavan kömürünün, ayak aynasının 30-40 m önünde, taban yollarından karşılıklı olarak delinen deliklerden, basınçlı su enjekte edilerek gevşetilmesi, bu sakıncaları ortadan kaldıracak ve ayak arkası verimini büyük oranda artıracaktır.

GLİ Tunçbilek "6 No'lu Yeraltı Ocağı" için yapılan bu çalışmada, mevcut çalışma sistemi, tavan kömürü, tavan taşı ve taban taşının jeomekanik özellikleri ve yeraltındaki davranışları incelenmiş basınçlı su enjeksiyonu yönteminin pilot çapta bir dizaynı üzerinde durulmuş ve uygulamanın sonuçları araştırılmıştır.

2. AYAK ARKASI VERİMİ

Ayak arkası üretiminde kömür kayıpları büyük değerlere ulaşmakta ve ayak arkası üretimine de büyük oranda tavan taşı karışmaktadır.

2.1. Kömür Kayıpları

Gözlemler 44-A ve 51 panoda yapılmıştır. Bu panolardaki ayaklarda ortalama damar kalınlığı 8 metredir. Damarın 2-2,5 metrelik kısmı taban ayak olarak çalışmakta, geriye kalan 5,5-6 metrelik kısmı ise, ayak arkasından göçertilerek alınmaktadır.

Ayaklarda arka sıra tahkimatın sökümünden sonra tavan kömürünün bir kısmı kendiliğinden gelmektedir. Kendiliğinden göçmeyen ve ayak arkasında askıda kalan kısımların ise, lağımlama ile göçertilmesine çalışılmaktadır. Bu işlemler sonucu, askıda kalan kömür tavan taşı ile birlikte göçmekte ve göçen kömüre de büyük oranda tavan taşı karışmaktadır. Kömür ile birlikte göçen tavan taşı, göçen kömürün önünü kapatarak kömürü ayak arkasında hapsetmektedir.

Ayak ilerleme hızlarının da düşük olması nedeniyle, tahkimat üzerine gelen yüklerin fazlalaştığı ve özellikle arka sıra tahkimatının duraylılığının bozulduğu gözlenmiştir. Böyle durumlarda ayak içi emniyeti azalmakta ve ayak arkasından kömür kazanma oranı düşmektedir.

Ayaklarda arka kömürünün alınması işlemi, bütün ayak boyunca bir vardiyada yapılamamaktadır. Delme-patlatma, ayna kazısı, tahkimat, arka kömürünün üretilmesi gibi işlemler, ayağın değişik bölümlerinde ayrı vardiyada yapılabilmektedir. Bu durum, tavan kömürünün göçertilmesini olumsuz yönde etkilemekte ve ayak arkası veriminin düşmesine neden olmaktadır.

Tavan taşının ve tavan kömürünün jeomekanik yönden CSIR Kayaç Sınıflandırma Yöntemi'ne göre "Zayıf Kayaç" niteliğinde olması da tavan taşının tavan kömürü ile birlikte göçmesine neden olmaktadır.

Yukarıdaki nedenlere bağlı olarak, yapılan gözlem ve hesaplamalara göre, ayak arkasındaki kömür kayıpları % 40-50 civarında olmaktadır ("TKİ Teknik Heyet Raporu", 1977).

2.2. Kömüre Taş Karışma Oranı

"GLİ Tunçbilek Bölgesi Kimya Laboratuvarları"nda yapılan yüzdürme-batırma deneylerinden, kömüre toplam taş karışma oranı ortalama % 56,10 olarak bulunmuştur. Bunun, ortalama % 19,64'ü arakesmelerden geldiğine göre, % 36,46'sı tavan taşından gelmektedir. Tavan kömürüne tavan taşı karışmasının en büyük nedeni, tavan taşı ile tavan kömürü arasındaki ayak arkası maksimum göçme mesafesi farkının az olmasıdır (Öztürk, 1988).

Ayak arkası kömürüne tavan taşının karışmasını önlemek için yapılacak iş, ya tavan taşını daha sağlam hale getirmek, veya tavan kömürünün mekanik dayanımını düşürmektir. Tavan taşını daha sağlam hale getirmek, göçertmeli sistemde rasyonel bir çözüm olamayacağına göre, en uygun çözüm, tavan kömürünün mekanik dayanımını düşürmek olacaktır.

3. TAVAN KÖMÜRÜ, TAVAN TAŞI ve TABAN TAŞININ JEOMEKANİK ÖZELLİKLERİ

3.1. Laboratuvar Deneyleri

Tavan kömürü, tavan taşı ve taban taşının yerindeki davranışlarını belirleyebilmek ve kaya mekaniği açısından Bieniawski'ye (CSIR) göre sınıflanmasını yapabilmek amacıyla her üç formasyondan da numuneler alınmıştır. Tavan taşından alınan numuneler üzerinde tek eksenli basınç ve endirekt çekme dayanım deneyleri, taban taşından alınan numunelerde detek eksenli basınç dayanım deneyleri yapılmıştır. Tavan kömüründen alınan numune - lerle ise, tek eksenli basma dayanım deneyleri, endirekt çekme dayanım deneyleri ile model basınç kabında suyun kömür dayanımı üzerindeki etkisini gözleyebilmek amacıyla, değişik şartlarda deneyler yapılmıştır (Öztürk, 1988).

3.1.1. Taban Taşından Alınan Numunelerle Yapılan Deneyler

Bölgede yapılan 2922/30 nolu sondajdan 193-195 metrelerden alınan karotlarla, GLİ Malzeme Araştırma ve Kalite Kontrol Laboratuvarları'nda yapılan tek eksenli basınç deneylerinden, taban tasının tek eksenli

basınç dayanımı ortalama 19,3 MPa, olarak bulunmuştur. Ayrıca bu numunelerin elastisite modülü (E) ortalama 2,1 GPa , Poisson oranı (ν) 0,46 olarak bulunmuştur. 51 panodan alınan numunelerle yapılan tek eksenli basınç deneylerinden, taban taşının tek eksenli basınç dayanımı ortalama 8,86 MPa olarak bulunmuştur.

3.1.2. Tavan Taşından Alınan Numunelerle Yapılan Deneyler

Bölgede yapılan çeşitli sondajlardan alınan numunelerle, GLİ Tunçbilek Bölge Müdürlüğü Malzeme Araştırma ve Kalite Kontrol Laboratuvarları'nda yapılan tek eksenli basınç deneylerinden, tavan taşının tek eksenli basınç dayanımı ortalama 23,0 MPa, elastisite modülü (E) 2,6 GPa Poisson oranı (ν) 0,43 olarak bulunmuştur. 51 panoda ayak arkasından alınan karot numunelerle yapılan tek eksenli basınç dayanım deneylerinden, tavan taşının tek eksenli basınç dayanımı ortalama 34,9 MPa olarak bulunmuştur.

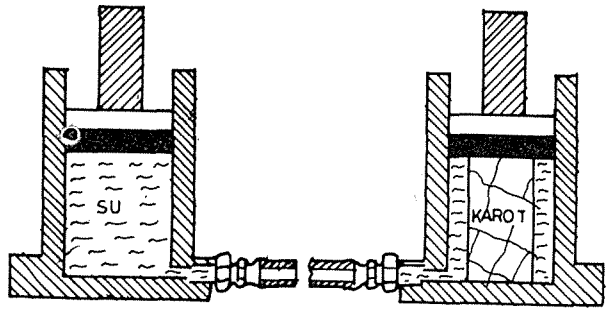
Bölgede yapılan 2922/30 nolu sondajlardan alınan numunelerle yapılan endirekt çekme dayanımı deneyleri ile bulunan çekme dayanımı ortalama 6,4 MPa, 51 panodan alının numunelerle yapılan endirekt çekme dayanımı deneyleri ile bulunan çekme dayanımı 5,5 MPa olarak bulunmuştur.

3.1.3. Tavan Kömüründen Alınan Numunelerle Yapılan Deneyler

44-A Panoda tavan kömüründen alınan numunelerden küp şeklinde hazırlanan numunelerle yapılan tek eksenli basınç deneyleri sonucu, tavan kömürünün tek eksenli basınç dayanımı ortalama tabakalanma düzlemine dik doğrultuda 11,6 MPa, tabakalanma düzlemine paralel doğrultuda ise 6,6 MPa olarak bulunmuştur. Bu numunelerin bir kısmı, 24 saat su içinde bırakılmış ve tabakalanma düzlemine dik doğrultudaki tek eksenli basınç dayanımı ortalama 8,4 MPa olarak bulunmuştur. 51 panoda ayak arkasından alınan numunelerle yapılan tek eksenli basınç deneylerinden, tavan kömürünün tabakalanma düzlemine dik doğrultudaki tek eksenli

basınç dayanımı ortalama 10,02 MPa olarak bulunmuştur. Bu numunelerden bir kısmı 24 saat su içinde bekletildikten sonra, tabakalanma düzlemine dik doğrultudaki tek eksenli basınç dayanımı ortalama 7,10 MPa olmuştur.

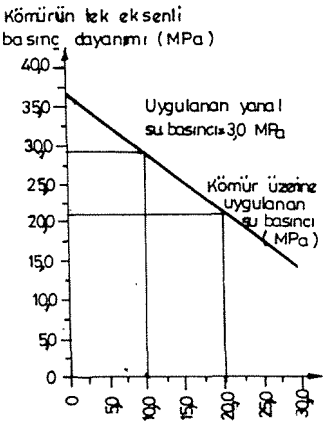
Tavan kömüründen alınan karot numuneler üzerinde, değişik basınçlardaki suyun, kömürün mekanik dayanımı üzerindeki etkilerini gözleyebilmek amacıyla, bileşik kaplar sistemine göre çalışan Model basınç kabı imal edilmiştir (Şekil 1). Deneyler sırasında basınç kabı iki ayrı pres altında çalışmaktadır. Preslerden biri, içinde su bulunan silindirin pistonunu sıkıştırarak silindir içindeki suya basınç kazandırmaktadır. Bu basınç, yüksek basınca dayanıklı hortum vasıtasıyla, ikinci pres altındaki silindire iletilmektedir. Basınç kazanmış olan su, ikinci silindir içinde bulunan karot numune üzerinde etkisini gösterdikten sonra, numuneler aynı pres altında ve model basınç kabı içinde değişik yanal basınçlar altında kırılmaktadır. Model basınç kabının imalinden amaç, basınçlı su enjeksiyonu sırasında yeraltı şartlarının modelleştirilmesidir.



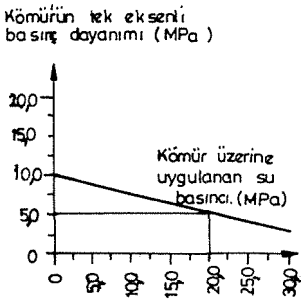
Şekil:1- Model basınç kalıbı.

51 panodan alınan karot numunelerle basınç kabında 3,0 MPa yanal su basıncında yeraltındaki yanal basınç değeri bulunan basınç dayanımı ortalama 36,32 MPa olarak bulunmuştur. Basınçlı suyun, karot numuneler üzerindeki etkisini gözleyebilmek amacıyla, karot numuneler basınç kabında 10.0 MPa, su basıncı altında 5 dakika süre ile tutulmuştur. Bu numunelerle daha sonra aynı kap içerisinde 3,0 MPa yanal su basıncı altında

basınç dayanımı ortalama 29,2 MPa olmuştur. 51 panodan alınan karot numuneler üzerine, basınç kabında bu defa 20,0 MPa basınçta su 5 dakika süre ile uygulandıktan sonra, 3,0 MPa yanal su basıncı altında bulunan basınç dayanımı ortalama 20,74 MPa olarak bulunmuştur. 51 panoda tavan kömüründen alınan karot numunelere basınç kabında 20 mPa su basıncı 5 dakika süre ile uygulandıktan sonra, bulunan tek eksenli basınç dayanımı ise 4,9 MPa olarak bulunmuştur.



Şekil:2- Basınçlı suyun kömürün üç basınç dayanımı üzerindeki etkisi.



Şekil 3 Basınçlı suyun kömürün tek eksenli basınç dayanımı üzerindeki etkisi.

Tavan kömüründen alınan karot numunelerle, basınç kabında 0, 2.5, 5.0, 7.5 MPa yanal su basıncı altında, basınçlı su enjeksiyonu sırasında yeraltı şartlarını modelize eden basınç deneyleri (üç eksenli deneyler) yapılmıştır. Yapılan bu deney sonuçlarına göre çizilen Mohr diyagramlarından, kömürün iç sürtünme açısı (ϕ) 42°, kömürün içsel kohezyonu (τ_o) 2,75 MPa olarak bulunmuştur.

3.2. Yerinde Yapılan Gözlem ve Ölçümler

Tavan kömürü ve tavan taşının (yalancı tavanın) kaya mekaniği açısından hangi tür kaya sınıfına girdiğini ve yeraltındaki davranışlarını belirleyebilmek amacıyla, çeşitli gözlem ve ölçümler yapılmıştır.

Yapılan gözlem ve ölçümler sonucu, tavan taşı ve tavan kömürünün Beniawski'nin (CSIR) kaya kütle sınıflandırma yöntemine göre "Zayıf Kaya" grubuna girdiği görülmektedir (Beniawski, 1974). Tavan taşı tavan kömürüyle aynı gruba girmekle birlikte, tavan kömürüne göre biraz daha sağlamdır.

3.3. Yalancı Tavan Kalınlığının Belirlenmesi

Yalancı tavan kalınlığı, ayak arkasında doğal dolgunun oluşması için gerekli tavan yüksekliği dikkate alınarak hesaplanmıştır (Birön ve Arıoğlu, 1985).

Ayaklarda oluşacak yalancı tavan kalınlığı, ayak arkasından kömür üretimine bağlı olarak 3,66-11,42 m arasında değişmektedir (Öztürk, 1988).

3.4. Ayak Arkası Kırılma Mesafelerinin Hesabı

Ayak arkasında, tavan açıklığına bağlı olarak oluşacak maksimum momentten gidilerek yapılan teorik hesaplamada, ayak arkasında tavan taşının kırılma mesafesi (L)maximum 5,13 m olarak bulunmuştur (Öztürk, 1988).

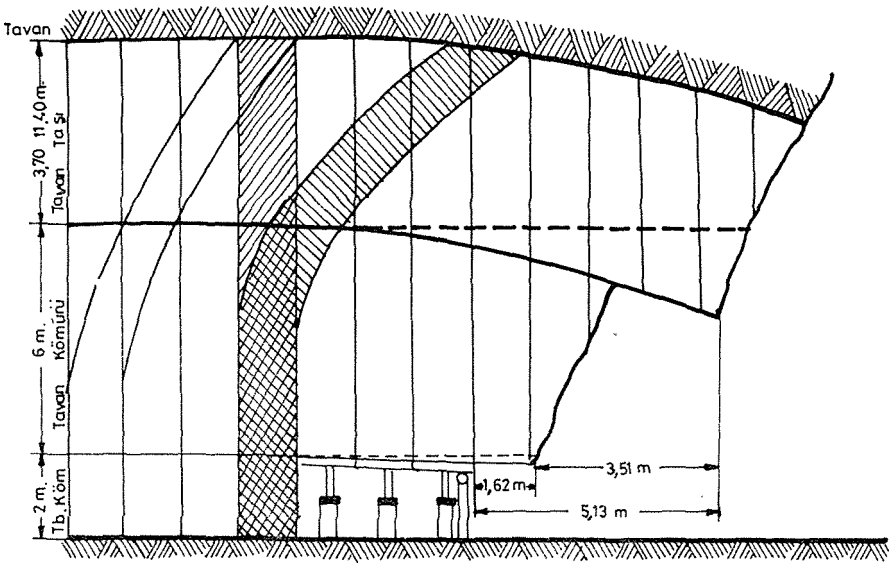
Tavan kömürünün ayak arkasında maksimum kırılma mesafesi (L)ise 3,51 metre olarak bulunmuştur. Tavan kömürüne 20.0 MPa basınçta su enjekte edildikten sonra gevşetilmiş kömürün ayak arkası kırılma mesafesi (L) ise maksimum 1,62 m olmaktadır.

Normalde tavan taşı ile bakir kömür arasında maksimum 1,62 m göçme mesafesi farkı varken, tavan kömürüne 20.0MPa basınçta su enjekte edildikten sonra ise bu fark 3,51 metreye çıkmaktadır (Şekil 4).

4. BASINÇLI SU ENJEKSİYONU YÖNTEMİNİN TASARIMI

4.1. Delik Çaplarının Belirlenmesi

Delinecek delik çaplarının, enjeksiyon aletinin (Pocker) deliğe tam olarak yerleştirili , sızdırmazlığı sağlayacak şekilde olması gerekmektedir. Prensip olarak, delinecek delik çapları, gevşetme aletinin en büyük çapından 2-3 mm daha büyük seçilmelidir (Stoces; Jung, 1970).



Şekil 4. Basınçlı Su Enjeksiyonunden Sonra Ayak Civarında Oluşan Tabaka Hareketleri

4.2. Deliklerin Taban Yolu Ekseniyle Yaptıkları Açıların ve Delik Boylarının Belirlenmesi

44-A ve 51 panolarda gelişen çatlak sistemlerinin, ayak aynası ile 40° lik (β) açı altında geliştikleri görülmektedir. Taban yollarından delinecek deliklerin, bu çatlak sistemlerini dik bir açı altında kesebilmeleri için, taban yolu ekseniyle 50° lik (α) açı yapacak şekilde delinmelidir (Şekil 5).

Delik boyları,uzunluğu ortalama 75 m olan ayaklarda, suyun bütün ayak boyunca enjekte olabilmesi için diyagonal şekilde 40 m olarak hesaplanmıştır (Öztürk, 1988).

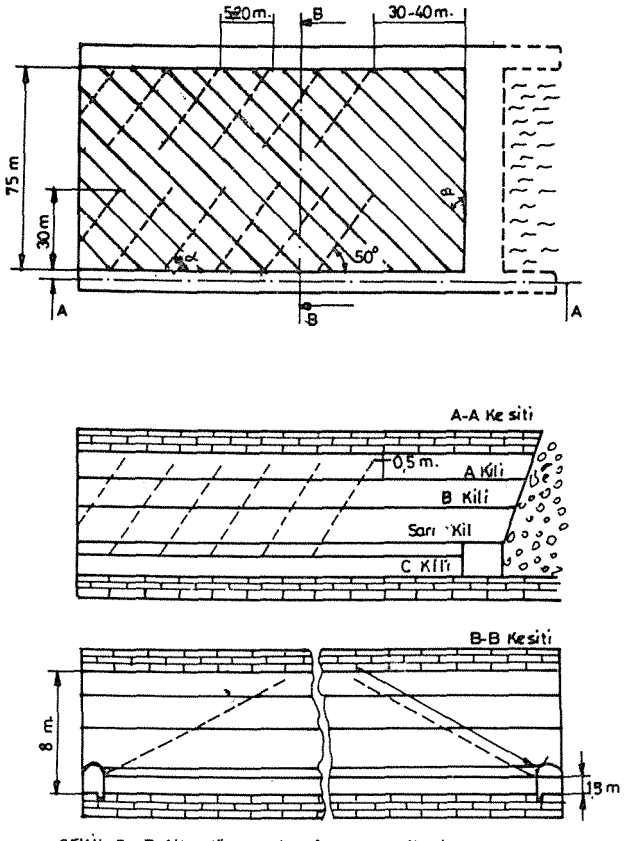
4.3. Deliklerin Yatayla Yaptıkları Açının Belirlenmesi

Delinecek delikler tavan taşına doğru belirli bir açı ile delinecektir. Bu açı, delik boylarının hesaplanmasında kullanılan veriler gözönüne alınarak 9° olarak hesaplanmıştır. Ancak jeolojik şartlara da bağlı

olarak uygulamada bu açının 9-15° arasında olacağı sanılmaktadır (Şekil 5).

4.4. Delikler Arası Mesafenin Belirlenmesi

Delikler arası mesafe, kömürün su alma yeteneğine, kırık çatlak sistemleri ile tabakalanma ve klivaj düzlemlerinin durumuna ve uygulanacak su basıncına bağlı olarak belirlenir. Uygulamada delikler arası mesafenin 5-20 m arasında olacağı sanılmaktadır. Ancak optimum değer yerinde yapılacak denemeler sonucu bulunabilecektir. Ayrıca belirlenen bu mesafe panonun ve ayağın her yerinde de aynı olmayabilir (Şekil 5).



ŞEKİL:5_ Delik düzenleri plân ve kesitleri

4.5. Deliklerin Delinmesi

Deliklerin delinmesinde taban yollarında çalışabilecek özellikte tercihan elektrik enerjisi ile çalışan, en az 50 m delik delme kapasitesine sahip her yönde delik delebilen bir sondaj makinasına gereksinim duyulmaktadır.

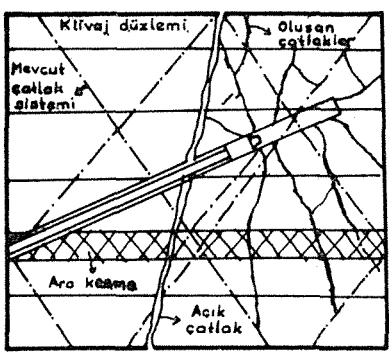
4.6. Deliklere Enjekte Edilecek Su Basıncı ve Bu Basıncın Sağlanması

Tavan kömüründen alınan karot numunelerle model basınç kabında değişik şartlarda yapılan deney sonuçlarını dikkate alarak, pilot çaplı bir çalışmada uygulanacak su basıncının 20.0-35.0 MPa arasında olacağını söyleyebiliriz. Ancak en uygun basınç yerinde yapılacak denemeler sonucu bulunacaktır.

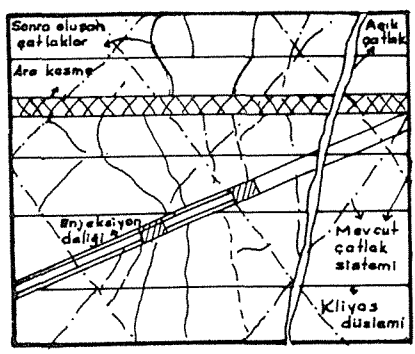
Tunçbilek şartlarında yapılacak pilot çaplı bir çalışmada, hidrolik direklere basınçlı su sağlayan basınç ünitelerinden istifade edilebilecektir. Bu basınç üniteleri 35.0 MPa basınca kadar 80 lt/dak debi ile çalıştırılabilmektedir.

4.7. Suyun Deliklere Enjekte Edilmesi

Deliklere su enjekte edilmesi kademeli bir şekilde yapılacaktır. Kademe boyları 4'er m olarak planlanmıştır. Delik dibindeki ilk kademenin enjeksiyonu tek taraflı Pocker sistemi ile, daha sonraki kademelerin enjeksiyonu çift taraflı Pocker sistemi ile yapılacaktır (Şekil 6,7).

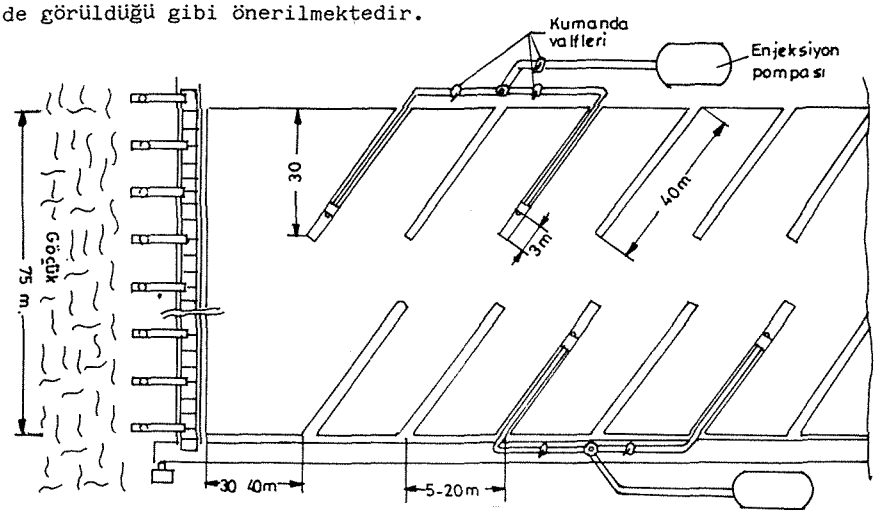


Şekil 6. Tek taraflı packer sistemi.



Şekil 7. Çift taraflı packer sistemi

Enjeksiyon aleti delik içerisinde istenilen kademeye uygun şekilde yerleştirildikten sonra, enjeksiyon işlemine başlanılmalıdır. Enjekte edilen suyun basıncı ve debisi başlangıçta düşük olmalı, suyun basıncı giderek artırılmalıdır. Tunçbilek şartlarında, ayaklarda taban yollarından delinen deliklere basınçlı suyun enjekte edilmesi sistemi Şekil 8'de görüldüğü gibi önerilmektedir.



ŞEKİL:8. Deliklere basınçlı su enjeksiyonu.

5. SONUÇ

Tavan kömürüne basınç kabında 20.0 MPa basınçta su enjekte edildikten sonra, kömürün tek eksenli basınç dayanımında % 51 oranında bir düşme olmuştur. Basınç kabında tavan kömürü numunelerine 20 MPa basınçta su enjekte edildikten sonra, yanal su basıncının 3.0 MPa ya indirildiği durumda kömürün basınç dayanımındaki düşme % 43 olmuştur.

Basınçlı su enjeksiyonu yönteminin uygulanmasıyla, ayak aynasının 30-40 m önünde tavan kömürü basınçlı suyun etkisiyle gevşeyecek ve kömürde yeni kırık ve çatlak sistemleri oluşacaktır. Gevşetilmiş olan kömür, ayak aynasının ilerlemesine paralel olarak, ayak aynasının 5-15 m önünde oluşan maksimum arazi basıncı etkisiyle daha fazla ezilip parçalanacaktır. Böylece mekanik dayanımı azaltılmış olan kömür, ayak arkasında tavan taşından daha önce göçecektir.

Tavan taşının mekanik dayanımında belirgin bir düşme olmayacağından, uygun ayak ilerleme hızında ayak arkasında, kömür ile tavan taşı arasında belirgin bir göçme mesafesi farkı oluşacak ve önce tavan kömürü kırılıp göçecektir. Tavan taşı ise kömürden daha sonra kırılıp göçecektir. Bu durum, ayak arkasında tavan kömürü üretimindeki kömür kayıplarını büyük oranda azaltacak ve üretilen kömüre de tavan taşının karışması büyük oranda önlenmiş olacaktır.

KAYNAKLAR

- BINIAWSKI, Z.T., 1974, "Geomechanics Classification of Rock Masses and its Application in Tunneling" 3. International Congress on Rock Mechanics, ISRM, Denver, Vol 11 A, S.27-32
- BİRÖN, C., ARIOĞLU, E., 1985, "Madenlerde Tahkimat İşleri ve Tasarımı" Birsen Kitapevi, İstanbul
- HOEK, E, BROWN.E.T., 1980, "Underground Excavations in Rock" The Institution of Mining and Metallurgy, London, S.20
- "Kömür Yüzdürme-Batırma Eğrileri ve Tabloları" GLİ Tunçbilek Bölgesi Kimya Laboratuvarları, 1985, 1986, 1987
- ÖZTÜRK,K., 1988, "GLİ Tunçbilek Bölgesi 6 Nolu Yeraltı Ocağında, Tavan Kömürünün Basınçlı Su Enjeksiyonu ile Gevşetilmesi", Yüksek Lisans Tezi, Anadolu Üniv. Fen Bilimleri Enstitüsü
- STOCES,B., JUNG,A., (Çeviri: Prof.Dr.S.SALTOĞLU, 1970) "Maden İşletmelerinde Toz ve Silikozla Mücadele", İTÜ Yayını, 1970
- "TKİ Teknik Heyet Raporu", 1977.

KEMER TAVANLI BİR TÜNELDE ELASTİK YÜZEY GERİLMELERİNİN HESAPLANMASI

CALCULATION OF ELASTIC BOUNDARY STRESSES FOR A TUNNEL HAVING AN ARCHED ROOF

Hasan GERÇEK(*)

Ö Z E T

Tavanı kemerli ve tabanı düz bir tünelin yüzeyinde oluşan elastik teğetsel gerilmeleri hesaplamak için analitik bir çözüm geliştirilmiştir. Sunulan formül, iki eksenli birincil gerilme alanında açılan tünellere uygulanabilmektedir. Çözüm, düzlem elastisitenin karmaşık değişkenler yöntemi ve açıkorur gönderim tekniği kullanılarak elde edilmiştir.

A B S T R A C T

An analytical solution has been developed for calculation of elastic tangential stresses occurring on the boundary of a tunnel having an arched roof and a flat floor. The formula presented can be applied to tunnels excavated in a biaxial in-situ stress field. The solution has been obtained by using the complex variable method of plane elasticity and the conformal mapping technique.

* Doç. Dr., Maden Yük. Müh., H.Ü. Zonguldak Müh. Fak., ZONGULDAK

1. GİRİŞ

Kusursuz mekanik özellikteki (sürekli, türdeş ve eşyönlü) ortamlar ile ilgili düzlem elastisite kuramında, cisim kuvvetlerinin olmadığı ve sınır koşullarında yalnızca gerilmelerin tanımlandığı (birinci tip) sınır değeri problemlerinde, gerilme dağılımını veren matematiksel bağıntılar, düzlem gerilme ve düzlem birim şekil değiştirme durumlarının her ikisi için de aynıdır (Malvern, 1969). Bu durumda, yeryüzünden yeterli derecede (örneğin, yüksekliğinin on katından fazla) bir derinlikte ve kusursuz sayılabilecek elastik bir ortamda açılan bir tünel ya da bir galeri çevresindeki gerilmelerin dağılımı problemi (aslında bu bir düzlem birim şekil değiştirme problemidir), kendi düzlemine paralel kenar yükleri altındaki ince ve sonsuz genişlikte elastik bir plaka içinde açılmış delik çevresindeki gerilmelerin dağılımı problemine (bu ise aslında bir düzlem gerilme problemidir) eşdeğer alınabilir.

Nitekim, sonsuz plaka içindeki delik çevresindeki elastik gerilmelerin dağılımını veren klasik çözümler, yeraltı açıklıklarının çevresindeki ikincil gerilmelerin dağılımını inceleyen ilk çalışmalarda kullanılmıştır (Terzaghi ve Richart, 1952; Obert ve ark., 1960). Söz konusu klasik çözümlerin çoğu, basit matematiksel bağıntılar ile tanımlanabilen açıklık geometrileri ile sınırlı kalmıştır. Daire için Kirsch'in (1898), elips için Inglis'in (1913) ve ovaloid için Greenspan'ın (1944) çözümleri bu klasik çözümlerin en çok bilinen örnekleridir.

Açıklık geometrisi ve dolayısıyle açıklık yüzeyini tanımlamakta kullanılan matematiksel bağıntılar karmaşık hale geldikçe, klasik çözüm yöntemlerinin uygulanabilirliği azalmaktadır. Aslında, bu gibi yeraltı açıklıklarının gerilme çözümlemeleri, günümüzde yaygın olarak kullanılan çok güçlü sayısal yöntemler (örneğin, sonlu elemanlar ve sınır elemanları yöntemleri) ile başarıyla yapılabilmektedir.

Bu bildiride, iki eksenli genel bir birincil gerilme alanında açılan tavanı kemerli ve tabanı düz bir tünel ya da galeri yüzeyinde oluşan elastik teğetsel gerilmelerin hesaplanması için ilk defa geliştirilen bir çözüm anlatılmaktadır.

2. ÇÖZÜM YÖNTEMİ

Düzlem elastisitenin karmaşık geometride olan bölgeler ile ilgili bazı sınır değeri problemlerinin çözümünde yaygın olarak kullanılan bir yaklaşıma göre, söz konusu bölgenin daha basit bir şekle (örneğin, bir daireye) dönüşümü yapılmaktadır. Her ne kadar bu tür dönüşümler sonunda daha karmaşık sınır koşulları oluşmaktaysa da elde edilen yeni geometrinin basit oluşunun çözümde sağladığı kolaylıklar çok daha önemlidir (England, 1971). Muskhelishvili (1963), karmaşık değişkenler kuramını kullanarak, düzlem elastisitedeki sınır değeri problemlerinin çözümü için çok güçlü bir çözüm yöntemi geliştirmiştir. Bu yöntem, özellikle, açıkorur gönderim (konform tasvir) tekniği kullanılarak bir dairesel bölge problemine dönüştürülebilen, "sonsuz plaka içindeki delik çevresindeki gerilmelerin çözümlenmesi" problemlerinde yaygın olarak kullanılmıştır (Brock, 1958; Savin, 1961; Gerçek, 1988).

Bu tür problemlerde temel sorun, ortasından belirli bir şekli (örneğin, tünel kesiti şeklinde) olan sınırlı bir parça çıkartılmış, sonsuz genişlikteki bir düzlemin matematiksel olarak tanımlanmasıdır. Bu amaçla, karmaşık z-düzleminde ($z = x + iy$) kendisini kesmeyen tek bir kapalı eğri ile tanımlanan delik yüzeyini çevreleyen sonsuz bölgeyi, diğer bir karmaşık ζ-düzlemindeki ($\zeta = \rho \cdot \exp(i\theta)$ ya da $\zeta = \xi + i\eta$) birim daire içine ($|\zeta| \leq 1$) ya da dışına ($|\zeta| \geq 1$) dönüştüren matematiksel bir $z = \omega(\zeta)$ dönüşüm işlevi kullanılır. Eğer z-düzlemindeki koordinat sisteminin baş noktası deliğin içinde ise, söz konusu delik yüzeyini ζ-düzlemindeki birim daire üzerine ($|\zeta| = 1$) ve deliğin çevresindeki alanı da, açıkorur bir biçimde, birim dairenin

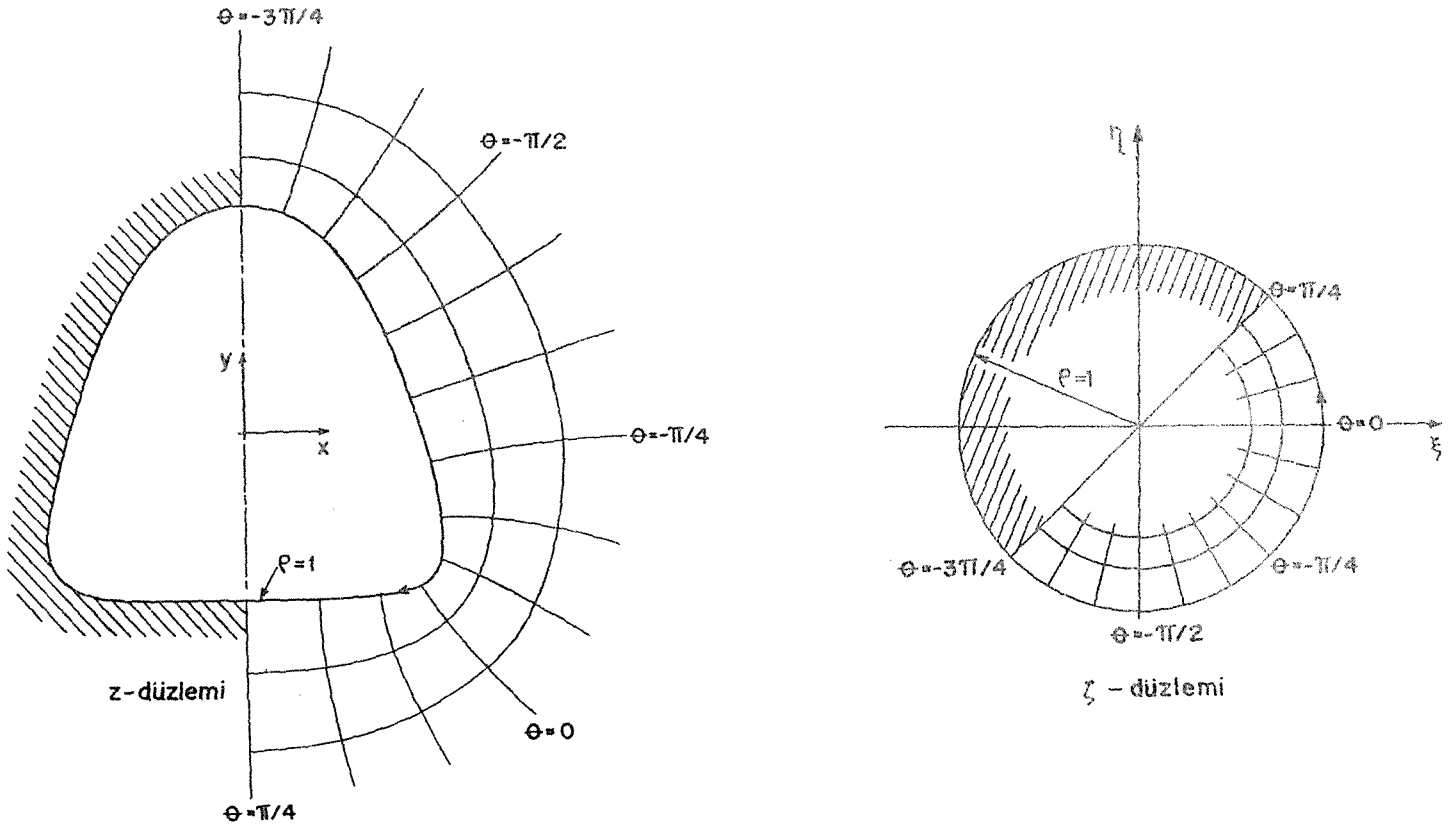
dışına taşıyan $z = \omega(\zeta)$ dönüşüm işlevi,

$$z = \omega(\zeta) = \alpha_{-1}/\zeta + \text{türeyen bir işlev} = \alpha_{-1}/\zeta + \sum_{n=0}^{\infty} \alpha_n \zeta^n \qquad [1]$$

şeklinde olacaktır. Burada α_{-1}, α_0, α_1,..., α_n deliğin geometrisini belirleyen gerçek ve/veya karmaşık katsayılardır. Bu açıkorur dönüşüm işlevi $\zeta(\rho,\theta)$-düzlemindeki noktaların $z(x,y)$-düzlemindeki noktalara sürekli dönüşümünü sağlar. Öyle ki, ρ'nun sabit tutulması ve θ'nın değiştirilmesiyle ζ-düzleminde tanımlanan ρ yarıçaplı daire, z-düzleminde kapalı bir eğriye dönüşür. Öte yandan, θ sabit tutulurken ρ'nun değiştirilmesiyle ζ-düzleminde elde edilen ışınsal doğru da z-düzlemindeki kapalı eğriyi dik olarak kesen başka bir eğriye dönüşür. Özetle, $z = \omega(\zeta)$ dönüşüm işlevi, ζ-düzlemindeki eşmerkezli daireleri ve ışınsal çizgileri, z-düzlemindeki bir eğrisel dikey koordinat ağına dönüştürür (Şekil 1).

Yukarıdaki [1] eşitliğinde, $\rho = 1$ alınıp $\zeta^n = \exp(in\theta)$ değişimi yapılarak, gerçek ve sanal kısımlar ayrılırsa, delik (tünel) yüzeyinin parametrik denklemleri elde edilir. Gözönünde bulundurulan dönüşüm işlevi, deliği çevreleyen alanı birim daire içine taşıdığı için, $\zeta = \exp(i\theta)$ noktası $|\zeta| = 1$ dairesini artı (saat dönüşünün tersi) yönde dolaşırken, buna karşılık gelen $z = x + iy$ noktası da delik yüzeyini eksi (saat dönüşü) yönde çizer. Eğer dönüşüm birim daire dışına yapılırsa, ζ- ve z-düzlemlerindeki dönüş yönleri aynıdır.

Dönüşüm işlevi bilindiği zaman, z-düzleminde verilen problemin sınır koşulları aynı anda ζ-düzlemindeki uygun bir şekle dönüşür. Daha sonra hesaplanan iki karmaşık potansiyel işlevin yardımıyle problem çözülür. Sonuçta elde edilen matematiksel bağıntıların ters dönüşümü yapılarak, z-düzlemindeki asıl problemin çözümü elde edilir. Yöntemin geniş ve detaylı açıklaması birçok yayında bulunabilir (Muskhelishvili,1963; Savin, 1961; England, 1971).



Şekil 1. Basit bir kapalı eğri ile tanımlanan deliği çevreleyen sonsuz bölgenin birim daire içerisine açıkorur gönderimi.

3. DÖNÜŞÜM İŞLEVİ

Bu çalışmada kullanılan açıkorur dönüşüm işlevi,

$$z = \omega(\zeta) = \alpha_{-1}/\zeta + \sum_{n=1}^{3} \alpha_n \zeta^n \qquad [2]$$

şeklindedir. Bu işlevde yeralan katsayılar da aşağıda verilmiştir:

$$\alpha_{-1} = c_{-1} + id_{-1} = 1.0242\ (1-i) \qquad [3.a]$$

$$\alpha_1 = c_1 + id_1 = -0.0242\ (1+i) \qquad [3.b]$$

$$\alpha_2 = c_2 + id_2 = 0.22 \qquad [3.c]$$

$$\alpha_3 = c_3 + id_3 = 0.0484\ (1-i) \qquad [3.d]$$

Açıklık yüzeyini tanımlayan denklemler ise

$$x = \cos\theta - \sin\theta + 0.22\cos 2\theta + 0.0484\ (\sin 3\theta + \cos 3\theta) \qquad [4.a]$$

$$y = -1.0484\ (\cos\theta + \sin\theta) + 0.22\sin 2\theta + 0.0484\ (\sin 3\theta - \cos 3\theta) \qquad [4.b]$$

bağıntılarıyle verilmiştir. Bu bağıntılar kullanılarak elde edilen eğri ile madencilikte ve inşaat mühendisliğinde yaygın olarak kullanılan tavanı kemerli ve tabanı düz bir tünel ya da galeri kesiti tanımlanabilir. Öyle ki, tünelin genişliği (W), çok yaklaşık olarak yüksekliğine (H) eşit olup ($W \simeq H$), açıklığın taban köşelerindeki eğrilik yarıçapı (r) da genişliğin yaklaşık onda biri kadardır ($r \simeq 0.1W$). Açıklık yüzeyindeki herhangi bir noktanın kutupsal açısı da "γ" dır ($\tan\gamma = y/x$).

4. TEĞETSEL YÜZEY GERİLMELERİ

Burada çözümü sunulan probleme göre, yüzeyi [4] eşitliğiyle tanımlanan tünel, asal bileşenleri "P" ve "k·P" olan birincil gerilme alanında açılmıştır. Öyle ki, "P" bileşeni, tünelin yatay ekseni ile saat dönüşünün tersi yönde bir "β" açısı yapan doğrultuda etkimektedir. Problemin geometrisi ve koşulları Şekil 2'de gösterilmiştir.

Açıklığın yüzeyindeki bir noktada oluşan teğetsel gerilme yığılması katsayısını veren eşitlik aşağıdadır:

$$\sigma_\theta/P = 4[(AC + BD) + k\,(EC + FD)] \,/\, (C^2 + D^2) \qquad [5]$$

Bu bağıntıda yeralan A'dan D'ye kadar olan terimler aşağıdaki sonlu seriler kullanılarak kolayca hesaplanabilir.

$$A = -c_{-1}/4 + \sum_{n=1}^{3} n\,[(c_n/4 + a_n)\cos(n+1)\theta - (d_n/4 + b_n)\sin(n+1)\theta] \qquad [6.a]$$

$$B = -d_{-1}/4 + \sum_{n=1}^{3} n\,[(c_n/4 + a_n)\sin(n+1)\theta + (d_n/4 + b_n)\cos(n+1)\theta] \qquad [6.b]$$

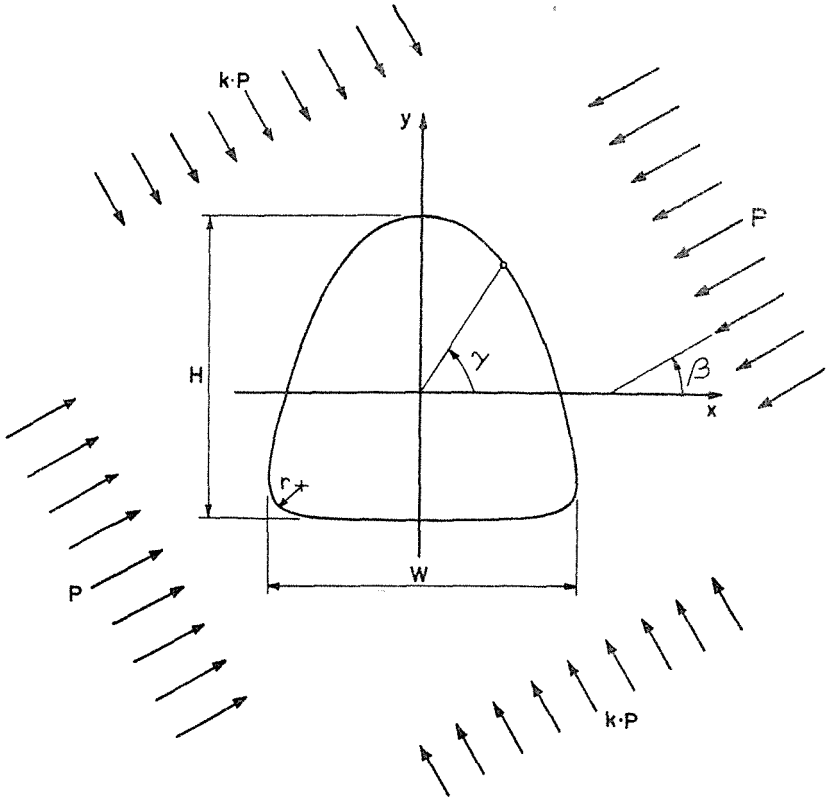
$$C = -c_{-1} + \sum_{n=1}^{3} n\,[\,c_n\cos(n+1)\theta - d_n\sin(n+1)\theta\,] \qquad [6.c]$$

$$D = -d_{-1} + \sum_{n=1}^{3} n\,[\,c_n\sin(n+1)\theta + d_n\cos(n+1)\theta\,] \qquad [6.d]$$

Bu serilerde yer alan "c_n" ve "d_n" katsayıları [2] bağıntısıyla verilen dönüşüm işlevindeki katsayılar olup, sayısal değerleri [3] bağıntıları ile verilmiştir. Ayrıca, "a_n" ve "b_n" katsayıları da n = 1 için,

$$a_1 = (0.4879\cos 2\beta - 0.5363\sin 2\beta)/(1-q^2) + 0.0121/(1+q) \qquad [7.a]$$

$$b_1 = (0.4879\cos 2\beta + 0.5363\sin 2\beta)/(1-q^2) + 0.0121/(1+q) \qquad [7.b]$$



Şekil 2. Problemin geometrisi ve koşulları.

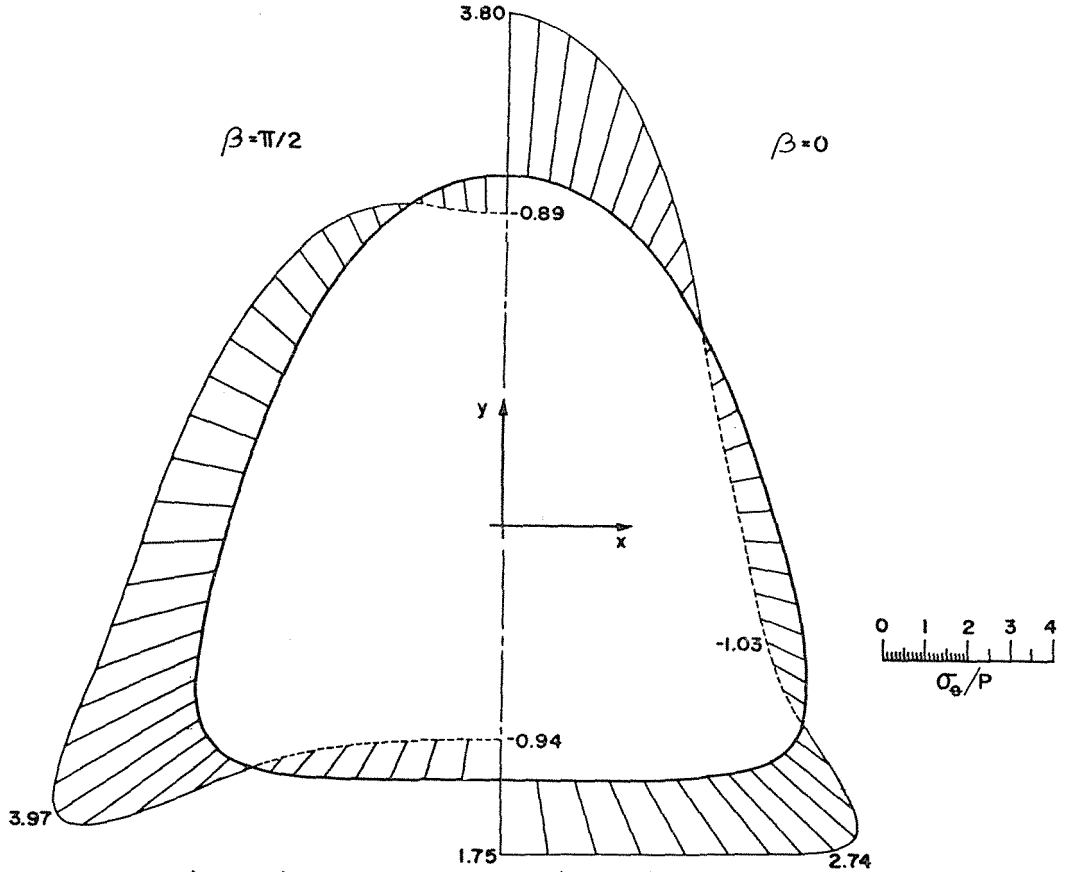
olup, burada q = 0.0484/1.0242 dir; n = 2 ve n = 3 için, $a_n = - c_n/2$ ve $b_n = - d_n/2$ şeklindedir. Yukarıdaki [5] eşitliğinde yer alan E ve F terimleri, sırasıyla A ve B terimlerinde "β" yerine "β + π/2" alınarak bulunabilir. Dikkat edilirse, E ve F terimlerinin "β"yı içeren a_1 ve b_1 katsayıları dışında tüm diğer kısımları sırasıyla A ve B terimlerinin aynısıdır.

5. SAYISAL UYGULAMA

Yukarıda verilen [5] bağıntısı kullanılarak, söz konusu tünelin yüzeyindeki noktalarda oluşan teğetsel gerilme yığılması katsayısı (σ_θ/P), tek eksenli birincil gerilme alanı (k=0) için hesaplanmıştır. Şekil 3'de β= 0 (yalnız yatay gerilme) ve β= π/2 (yalnız düşey gerilme) durumlarında, tünel yüzeyinde oluşan teğetsel gerilme yığılması katsayılarının değişimi (düşey eksene göre simetrik oldukları için) tünel kesitinin sırasıyla sağında ve solunda gösterilmiştir.

6. SONUÇ

Bu çalışmada sunulan analitik bağıntı, yazara göre, tavanı kemerli ve tabanı düz bir tünel kesiti için geliştirilen ilk çözümdür. Bağıntı, yalnızca açıklık yüzeyindeki teğetsel gerilme yığılması katsayılarını verdiği için fazla karmaşık değildir ve programlanabilir hesap makinesi yardımıyla bile sayısal olarak çözülebilir. Masif, elastik kaya kütlesi içinde açılması planlanan, benzer kesitli bir tünel ya da galerinin ön tasarımı safhasında, açıklık yüzeyinde oluşması beklenen kritik gerilmelerin hesaplanmasında kullanılabilecek olan bu bağıntı, özellikle birincil gerilmelerin doğrultu ve büyüklüklerinin duraylığa etkisini araştırmada faydalı olacaktır.



Şekil 3. Yalnız yatay (sağda) ve yalnız düşey (solda) birincil gerilme durumlarında, tünel yüzeyindeki teğetsel gerilme yığılması katsayılarının değişimi.

KAYNAKLAR

BROCK, J.S., 1958; "The stresses around square holes with rounded corners," Journal of Ship Research, vol. 2, pp. 357-368.

ENGLAND, A.H., 1971; Coplex Variable Methods in Elasticity, Wiley Interscience, London.

GERÇEK, H., 1988; "Calculation of elastic boundary stresses for rectangular underground openings," Mining Science and Technology, vol. 7, pp. 173-182.

GREENSPAN, M., 1944; "Effect of a small hole on the stresses in a uniformly loaded plate," Q. J. Appl. Math., vol. 2, pp. 60-71.

INGLIS, C.E., 1913; "Stresses in a plate due to presencé of cracks and sharp corners," Trans. Inst. Naval Arch., vol. 55, pp. 219-230.

KIRSCH, G., 1898; "Die Theorie der Elastizität und die Bedürfnisse der Festigkeitslehre," Zeit. Ver. Deut. Ing. J., vol. 42, pp. 797-807.

MALVERN, L.E., 1969; Introduction to the Mechanics of a Continuous Medium, Parentice-Hall, Englewood Cliffs, N. J.

MUSKHELISHVILI, N.I., 1963; Some Basic Problems of the Mathematical Theory of Elasticity, trans. by J.R.M. Radok, Noordhoff, Groningen.

OBERT, L., DUVALL, W.I., MERRILL, R.H., 1960; Design of Underground Openings in Competent Rock, US Bureau of Mines Bulletin, No. 587.

TERZAGHI, K., RICHART, R.E., 1952; "Stresses in rock about cavities," Géotechnique, vol. 3, pp. 57-90.

SAVIN, G.N., 1961; Stress Concentration around Holes, trans. by E. Gross, Pergamon, Oxford.

TÜNEL AÇMA MAKİNALARINDA KAZICI UÇLARIN AŞINMALARINA ETKİ EDEN FAKTÖRLER VE ETKİLERİ

THE FACTORS AND THEIR EFFECTS ON THE PICK WEAR OF THE ROADHEADERS

Sabri ALTINOLUK(*)

ÖZET

Madencilikte kullanılan gerek bomlu tip tünel açma makinaları ve ve gerekse kömür kazıcı makinalar ile kazı işlemi kazıcı kafa üzerindeki uçlar tarafından yapılır. Mekanize kazının başarısının anahtar faktörü, kazıcı uçların maliyetleri ve dayanıklılıklarıdır. Bu uçların kazı sırasında aşınmaları makina performansının düşmesine ve önemli teknik ve ekonomik problemlere sebep olur. Aşınmaya etki eden faktörlerin bilinmesi ile bunların mekanize kazı üzerindeki ters etkileria zaltılabilir. Bu bildiride kazıcı uç aşınmalarına etki eden önemli bazı faktörlerin etkileri yapılan deney sonuçlarına dayanılarak verilmektedir.

ABSTRACT

Rock excavation with either roadheaders or shearer drums used in mining is done by the pics on their cutter heads or drums. The key factors on the success of the mechanized excavations are the costs and the tool durability. Pick wear reaching high proportions during cutting due to the various factors affect the machine's performance and presents considerable technical and economic problems. By understanding these factors and their influences, the adverse effects of pick wear on mechanized underground excavations can be minimized. In this paper, the effects of some main factors on pick wear derived from the experiments are given.

* Dr. Maden Mühendisi ,Etibank Bursa Maden İşl. Mües. BURSA

1. GİRİŞ

Günümüzün gerek madencilik gerekse inşaat sektöründe yeraltında kazı yaparak artan galeri ve tünel açma ihtiyacı karşısında giderek mekanize kazı sistemlerine yönelinilmektedir. Daha hızlı ve ekonomik galeri açmak için tünel açma makinaları kullanılmaktadır. Makina ile kazıda klasik yöntemden farklı olarak delme ve patlatma işlemi ortadan kaldırıldığı için patlatmaların yan etkileri de önlenmiştir. Patlatma etkisinin istenmediği yerlerde, mesela şehirlerde metro ve kanalizasyon tünelleri açılması gibi, tünel açma makinalarının kullanılmaları zorunlu hale gelir.

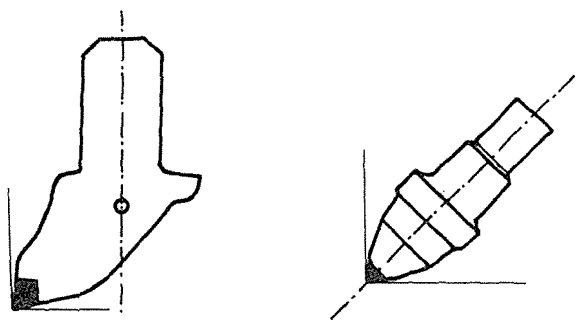
Tünel açma makinaları T.B.M denilen tam cephe, ve Roadheader olarak adlandırılan bomlu galeri açma makinaları olmak üzere iki gruptur. Madencilik sektöründe çoğunlukla manevra kabiliyetlerinin ve çalışma şartlarına daha kolay adapte edilebilmeleri, montaj ve işletme kolaylıkları dolayısı ile bomlu tip makinalar kullanılır.

Bomlu galeri açma makinalarında kazı işlemi döner kafa üzerindeki kazıcı uçlar tarafından gerçekleştirilir. Bu uçlar makina gücünü kayaca direk olarak ileten elemanlar olarak önem kazanmaktadır. Bu sebeple makine ile kazınınbaşarılı olabilmesi tamamen kazıcı uçların performansına bağlıdır. Mekanize kazının ekonomik başarısının anahtar faktörü kazıcı uç maliyetleri ve ilerleme hızlarıdır. Sert ve aşındırıcı kayaçlarda uç aşınmaları çok yüksek oranlara erişir , önemli teknik ve ekonomik problemlere sebap olur.

Kazıcı uçların kullanımında belirleyici faktör aşınmadır. Bu hem uç sarfiyatının artmasına hem de kazı ilerleme hızlarının düşmesine neden olur. Uçlar aşınmaya dayanıklı sinterlenmiş tungsten karbürden imal edilirler. Bu metaryel tungsten karbür ve kobalt kompozisyonudur, fiziksel ve mekanik özellikleri alaşım kompozisyonu ve mikrostrüktürü değiştirilerek ayarlanabilir. Bu şekilde farklı kazı şartları için değişik özelliklerde uç imal edilir.

Aşınmayı etkileyen faktörler uç materyalinden kazılan kayacın özelliklerine kadar çok geniş bir sahayı kapsamaktadır. Kazıcı

uçların aşınması sonucunda makinanın kazı performansı düşer, kesme kuvvetlerinde birkaç misli artış olur. Kazı için ihtiyaç duyulan makina gücü de o oranda artar. Uçların kayaya girmeleri zorlaştığından kesme derinliği düşer, makina vibrasyonları artar nihayet kurulu güç kazı yapmaya yetersiz hale gelebilir. Bu konuda İngiltere'nin Newcastle upon Tyne Üniversitesinde yazarın yapmış olduğu doktora çalışmasının bazı sonuçları bu bildiride verilmektedir.



Radyal Uç Kalem Uç

Şekil 1. Kazıcı Uçlar

2. TESTLER VE ÖLÇÜ PARAMETRELERİ

Deneyler laboratuvar şartlarında 9 tip tungsten karbür kompozisyonu ve 5 değişik kayaç kullanılarak gerçekleştirilmiştir. Tungsten karbür kazıcı uçlar özel olarak imal edilmişlerdir. Test kayaç nümuneleri yaklaşık 1 metre çapında 0.5 metre yüksekliğinde silindirik olarak hazırlanmış ve uçlar bu nümuneler üzerinde dönme hareketi ile gerçek kazı örneğine benzetilerek test edilmiştir. Belirli kesme uzunlukları sonunda uçlara gelen kuvvetler ile aşınma miktarları ölçülmüştür. Aşınma miktarları uçlarda meydana gelen aşınma yüzeyinin genişliği olarak ve aynı zamanda uçtaki ağırlık kaybı olarak iki parametre ile belirlenmiştir. Kesme kuvvetleri 3 eksenli bir dinamometre aracılığı ile bir SE 4000

kaydedici enstrümantasyon kullanılarak ölçülmüştür. Bu enstrüman bir enerji ünitesi, bir amplifikatör ve bir integratör ünitesinden oluşur, ve bir U.V kaydedicisine bağlanmıştır. Kesme esnasında uca gelen kuvvetin 3 eksen bileşenleri U.V duyarlı kağıt üzerine kaydedilir.

2.1 Ölçülen Parametreler

Ölçülen birçok parametre içinde deney sonuçlarının yorumlanmasında kullanılan başlıca parametreler şunlardır :

Ağırlık Kaybı : Kazı sırasında uçtan aşınarak azalan kütle

Aşınma Yüzeyi : Uçta aşınma ile kesme kenarında oluşan aşınmış yüzeyin genişliği (mm)

Kesme Kuvveti : Uca gelen kesme yönündeki kuvvet (kN)

Normal Kuvvet : Uca gelen , kesme yönüne ve yüzeye dik kuvvet (kN)

Spesifik Enerji : Bir birim kazı için harcanan enerji (mj/m^3)

2.2 Test Uçlarının Özellikleri

Çizelge 1 Uçların Metalürjik Özellikleri

Uç No	Kobalt %	Karbon %	Tane Boyu mikron	Sertlik Hv
1	6	5.97	6	1480
2	10	6.09	4.8	1270
3	10	5.97	1.2	1525
4	6	6.05	2.4	1650
5	8	6.09	1.2	1640
6	14	6.05	4.8	1215
7	10	6.13	6.0	1285
8	6	6.09	3.6	1600
9	12	5.97	4.8	1315

2.3 Test Kayaçlarının Özellikleri

Çizelge 2 Test Kayaçlarının Fiziksel ve Mekanik Özellikleri

Kayaç Türü	Yoğunluk gr/cm^3	Tek Eksenli Basma Day. MPa	Çekme Day. MPa	Statik Elastik Mod. $GPa \times 10^1$
Springwell Kumtaşı	2.21	43	3	1.54
Elton Kumtaşı	2.25	45	3.3	1.52
Penrith Kumtaşı	2.31	69	3.2	2.31
D. Kumtaşı	2.15	50	2.8	1.84
m. Kireçtaşı	2.61	112	8.3	3.35

	Dinamik Elastik Mod. GPa	Kuvars %	Kuvars Tane Boyu, mm	NCB Konik D. Sertliği
Springwell Kumtaşı	1.79	63	0.32	1.98
Elton Kumtaşı	1.31	68	0.35	2.08
Penrith Kumtaşı	1.16	84	0.53	2.94
D. Kumtaşı	1.75	71	0.40	1.65
m. Kireçtaşı	8.04	-	-	2.93

3. TUNGSTEN KARBÜRÜN ÖZELLİKLERİ

Tungsten karbür alaşımının üretiminde sinterleme tekniği kullanılır. Çünkü monokarbürün bozunması sebebiyle standart metal proses yöntemlerini kullanmak mümkün olmaz. Temel üretim prosedürü ilk keşfedildiğinden buyana pek fazla değişmemiştir. Prosesin önemli adımları şöyledir (Fowell,1973).

1. Tungsten cevher konsantresi (şelit veya volframit) amonyum paratungstat, tungstik asit, veya tungstik okside indirgenir.
2. Bu kimyasalların hidrojenle indirgenmesi ile saf tungsten

elde edilir.

3. Saf metal tozu saf karbon tozu ile oksijensiz ortamda ısıtılarak karbürüze edilir.

4. Tungsten karbür kobalt ile belirli oranlarda karıştırılarak öğütülür ve iyi bir şekilde karışmış ve dağılmış duruma getirilir. Karbür tanelerinin etrafı tamamen kobalt ile kaplanması sağlanır.

5. Öğütülen metaryel kurutulur, kalıplara preslenir ve hidrojen veya vakum fırınlarında sinterlenerek kazıcı uç olabilecek kalitede sert metal elde edilir. Kalıplara preslenen karışım son boyutlarda sinterleme esnasında lineer olarak %20 azalma payı olacak şekilde boyutlandırılır. Bazen sinterleme iki aşamada yapılır ; Önce 800 ^{o}C' de 5saat ön sinterleme yapılır ve istenirse bu parçalar işlenerek düzgün şekil verilir. Daha sonra 1360 - 1400 ^{o}C de yarım saat son sinterlemeye tabi tutulur. Özel uygulama alanları için izostatik presleme tekniği kullanılır. Bu teknikte sinterleme esnasında parçalara belli bir basınç uygulanmaktadır. Bu şekilde porozitesi az daha dayanıklı ürün elde edilebilmektedir.

Tungsten karbürün özellikleri , üretim prosesine ,kompozisyona ve birçok diğer faktöre bağlı olarak değişir. Bu faktörler üretim esnasında kontrollü olarak değiştirilerek farklı kalite ve özellik gösteren sert metaller elde etmek mümkün olmaktadır. Şüphesiz tungsten karbür üretim prosesi çok geniş bir konudur. Bildiri konusunun dağıtılmaması için burada kısaca açıklanmıştır.

Sintere tungsten karbür - kobalt alaşımlarının özellikleri , kobalt ve karbon miktarlarına, tane boyutuna, impüritelere, katkı maddelerine, poroziteye bağlı olarak değişir. Fiziksel ve mekanik bazı özelliklerin metalürjik kompozisyon ile değişimi (Çizelge 3 te verilmiştir.

4. KAZICI UÇLARDA GÖRÜLEN AŞINMA ÇEŞİTLERİ

4.1 Kayaçların Keski Uç Etkisi İle Kırılma Mekanizması

Bir keski tip kazıcı uç kayaç ile temas ettiğinde yüzeyden belirli bir derinlikte (kesme derinliği) kayaçta bir kırılma

çatlağı oluşarak küçük bir parça koparak ayrılır. Uç kesme yönünde ilerlemeye devam eder ve bu arada kesici uç kayaç ile temas tadır. Yeni bir çatlak oluşur ve yeni bir parça kopar ve kazı hareketi bu şekilde devam eder. Bu süre içinde herbir çatlak oluşumunda uca etki eden kuvvetler yükselir ve parçanın kopması ile azalır. Kaya yüzeyi ile uç devamlı temas halinde olup sürtünme vardır. Netice olarak uç metalinin sıcaklığı artar ve bu etkiler ile uçta aşınma olur. Şekil 2 de kazı sırasında kayaçtan parçaların kopması, aşınmanın gelişmesi ve etki eden kuvvetlerdeki değişme şematik olarak gösterilmiştir.

Çizelge 3 Tungsten Karbürün Metalürjik Özellikleri

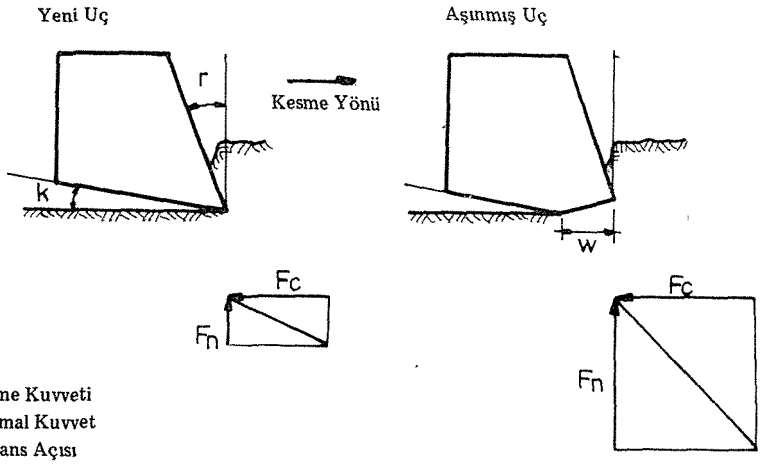
WC-Tane Boyutu	(mikron)	0.8	1.5	1.5	1.5	3.0	3.0
Co % si	%	6	6	10	25	9	10
TiC % si	%	-	-	-	-	9	19
TaC % si	%	-	-	-	-	12	15
Yoğunluk	Gr/cm^3	14.95	15.00	14.50	13.15	12.15	10.30
Sertlik	Hv	1750	1575	1380	950	1450	1525
T.R.S	MPa	1650	2240	2450	2760	1930	1420
Basınç Mukavemeti	MPa	6700	5500	4800	3500	4600	3700
Kopresiv Yorulma	2.10^6 d.MPa	4900	4500	4000	2900	-	-
Elastik Modülü	GPa	630	630	590	457	510	480
Poisson Oranı		0.204	0.204	0.200	0.243	0.220	0.220
Termal İletkenlik	W/m^oC	110	110	120	90	40	25

4.2 Aşınma Mekanizmaları

Kayaçları kazıcı uçlar ile keserken birkaç çeşit aşınma mekanizması görülebilir, (Osborn,1969). Bunların başlıcaları:

1. Abrasiv aşınma
2. Mikroparçaların kopması , impakt yorulma
3. Termal yorulma ve termal şok
4. İmpakt hasar ve tamamen parçalanma

Değişik tip mekanizmalar aynı anda etkili olabilir. Ancak en fazla olan diğerlerini maskeler. Tatbikatta bir tür aşınmayı azaltmak genellikle bir başka tür aşınmanın ortaya çıkmasına neden olabilir.



Fc : Kesme Kuvveti
Fn : Normal Kuvvet
k : Klerans Açısı
w : Aşınma Yüzeyi
r : Ön açı
Şekil 2. Uçlarda Aşınmanın Oluşumu ve Kuvvetlerin Artışı

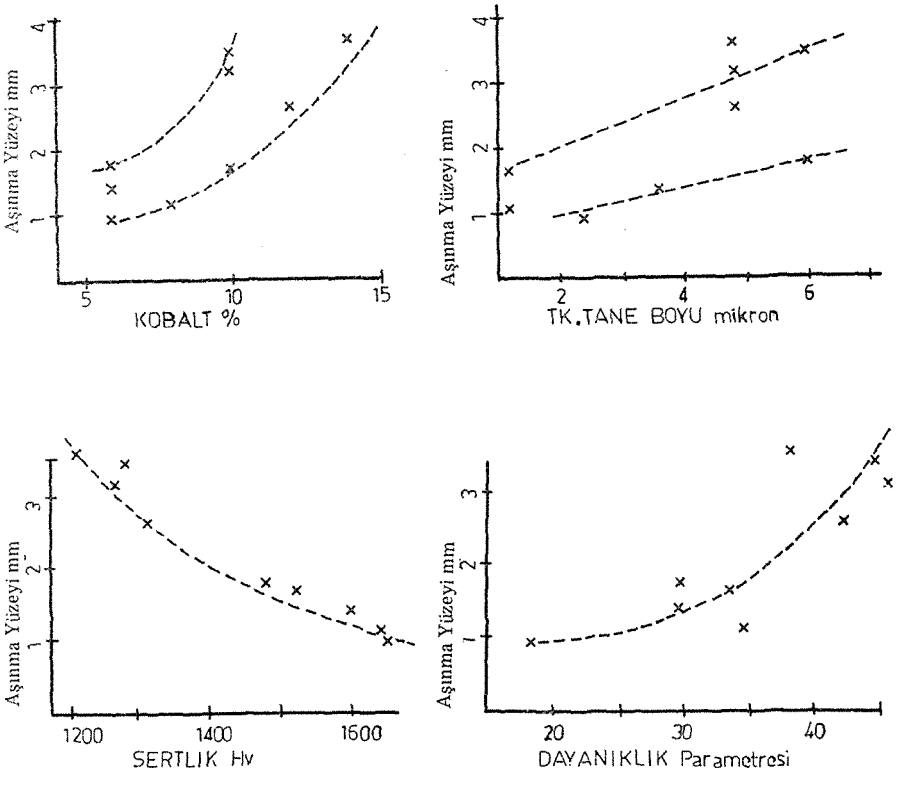
5. KAZICI UÇLARDA AŞINMAYA ETKİ EDEN FAKTÖRLER

Uç aşınmalarına etki eden faktörler çok çeşitli olup birbirleri ile de etkileştikleri için kompleks bir konu oluşturmaktadırlar. Bu faktörleri başlıca şu gruplarda inceleyebiliriz :

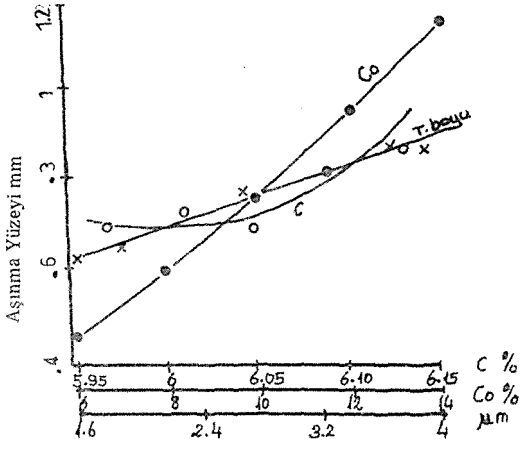
1. Tungsten karbür metalürjik kompozisyonu ve buna bağlı faktörler
2. Kazıcı uç geometrisi
3. Kazılan kayacın özellikleri
4. Kazı şartları ve işletme faktörleri

5.1 Tungsten Karbür Metalürjik Kompozisyonunun Etkileri

Uçların fiziksel ve mekanik özellikleri ile birlikte aşınma dirençleri de kompozisyon ve mikro yapı ile önemli ölçüde değişir. Kompozisyonu oluşturan tungsten karbür, kobalt ve karbürdeki karbon miktarları aşınma üzerinde önemli etkilere sahiptir. Buradaki belirgin faktör kobalt olup artması ile aşınma artmaktadır. Karbonun limit sınırlar içinde değişiminin etkisi nispeten azdır. Karbür tane boyutu da aşınma üzerinde önemli rol oynamaktadır. Tane boyutu



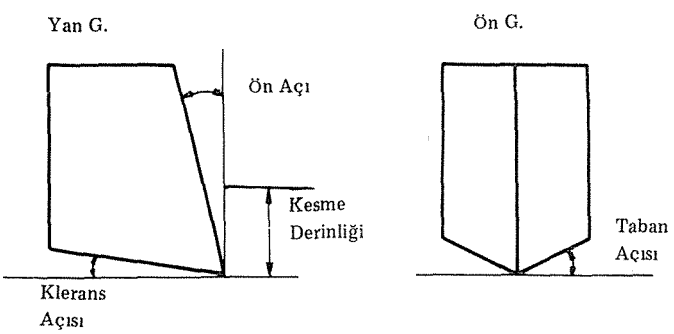
Şekil 3. Tungsten Karbür Metalürjik Özelliklerinin Aşınmaya Etkisi



Şekil 4. Kompozisyonun Aşınmaya Etkisi

azaldığında aşınma direnci artmaktadır. Kompozisyonda kobalt miktarının azaltılması ucun sertliğini arttırırken aynı zamanda kırılganlığın artmasına sebep olur ve bu da kazıcı uçlar için istenmeyen bir durumdur. Sert ve mukavim kayaçlarda uç kırılıp parçalanabilir. Bu sebeple kobalt miktarı fazla azaltılmamalı, böyle ortamlar için aşınma direncinin arttırılması tane boyutunu küçülterek sağlanmalıdır. Tamamen abrasiv aşınmanın hakim olduğu ortamda kobalt miktarı % 6'ya kadar indirilerek önemli derecede aşınma direnci elde edilebilir. Şekil 3'de Elton Kumtaşında yapılan deney sonuçlarına göre kompozisyonun, sertlik ve dayanılığın aşınmaya etkileri grafik olarak görülmektedir. Tungsten karbürün sertliği arttıkça aşınma miktarı düzgün bir şekilde azalmaktadır. Buna ters olarak dayanıklılık(toughness) arttıkça aşınma miktarı artmaktadır. Gerçekten de bu iki parametre birbirlerini ters olarak etkilemektedirler. Daha önce yapılan bir araştırmada kompozisyon değişkenlerinin etkileri ayrı ayrı tesbit edilmiştir,(Harle,1976). Sonuçlar birbirleri ile benzerlik göstermektedir. Aşınmaya en fazla etkisi olan değişken "Kobalt" daha sonra "Tane büyüklüğü" ve en sonra da Karbon miktarıdır. (Şekil 4).

5.2 Uç Geometrisi



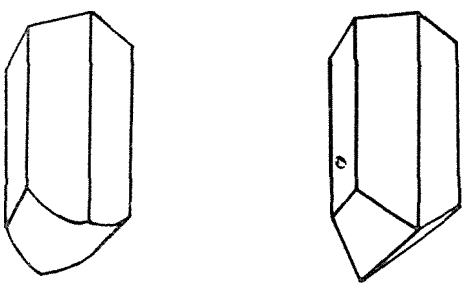
Şekil 5. Uç Geometrisi Temel Açıları

Kesici uç geometrisinin uç aşınmaları üzerine etkisi büyüktür. Aşınma üzerine en fazla etkisi olan faktör klerans açısıdır. Bu açı ucun alt yüzeyi ile kaya yüzeyi arasında kalan açı olup 5

dereceden fazla açılarda aşınmanın etkisi azalmaktadır. Daha küçük açılarda ise aşınma giderek artan oranlarda fazlalaşmaktadır. 5 derece burada dönüm noktası olmaktadır.

Ucun ön yüzeyi ile kayaç yüzeyine dik düzlem arasındaki açı (rake açısı) aşınma üzerinde fazla etkili değildir. Bu sebeple tatbikatta mukavemetin fazla olması için uçlarda bu açı negatif 10 derece civarında olmalıdır. Yine yan açılar da aşınma üzerinde pek etkili değildir. Uç genişliğinin de aşınma üzerine önemli bir etkisi yoktur.

Makinalarda kullanılan kazıcı uçlar genellikle kompleks geometrik şekillerde olmaktadırlar. Değişik şekilli uçlar ile yapılan deneyler sonucunda birim hacim kazı başına en az aşınma gösteren uç alt yüzü radyal ve ön yüzü 110 derece sivri açılı uç olmuştur. Şekil 6 da en az aşınma gösteren uç şekli görülmektedir.

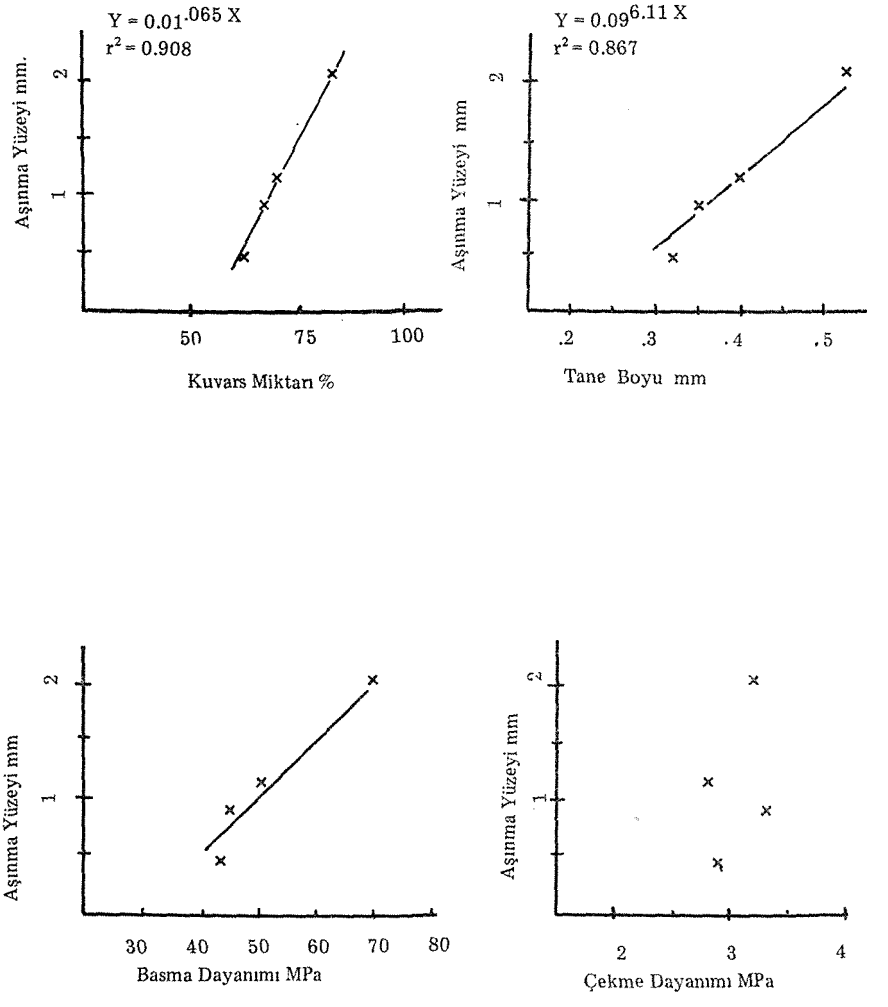


Şekil 6. Radyal Tabanlı ve V tabanlı Test Uçları

5.3 Kayaç Özelliklerinin Etkileri

Kazı yapılan kayacın fiziksel, mekanik ve mineralojik özellikleri aşınmayı önemli şekilde etkilemektedir. Sert, içinde kuvars gibi aşındırıcı mineral miktarı fazla olan kayaçlarda aşınma fazla olmaktadır. Aşınma üzerine etkisi olan kayaç özellikleri önem sırasına göre şu şekilde sıralanabilir :

1. Kuvars ve diğer sert mineral muhtevası



Şekil 7. Kayaç Özelliklerinin Aşınmaya Etkileri

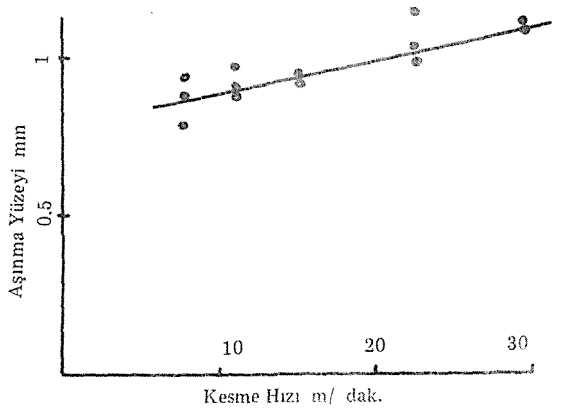
2. kuvars tanelerinin ortalama tane boyu
3. sert minerallerin tane şekilleri
4. tanelerin birbirleri ile bağlantı şekilleri ve dolgu
5. kayacın mukavemeti (basma ve çekme dayanımı)

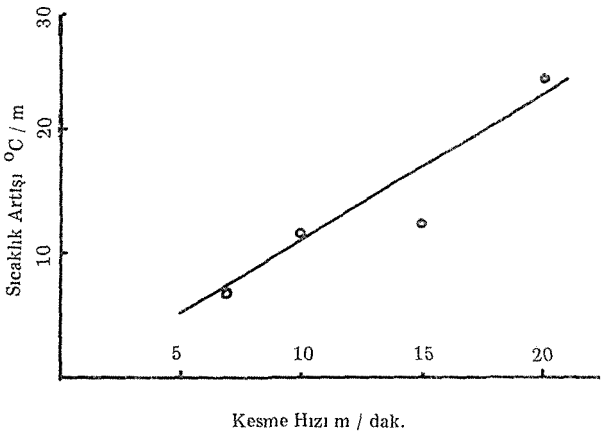
Burada not edilmesi gereken husus bu faktörlerin tek tek etkilerinden çok birlikte etkileri önemlidir. En önemli faktör kayacın yapısındaki kuvars ve diğer sert mineral muhtevası ve bunların tane boylarıdır. Her iki faktör arttıkça uç aşınmaları da artar. Kayacın mukavemetinin tek başına etkisi azdır . İçinde kuvars olmayan kireçtaşı gibi mukavemeti fazla kayaçlarda abrasiv aşınmaya pek rastlanmaz. Kayacın içinde kuvars varsa ancak o zaman aşınma mukavemet ile artar. Bünyesinde kuvars ve diğer sert mineraller olmayan kayaçlarda kazı uçları a) mikroparçaların kopması b) termal şok veya c) uç mukavemetinin kazı kazı kuvvetlerine yenilmesi sonucu uç kırılmaları şeklinde ortaya çıkar. Bir genelleme yapmak gerekirse bileşiminde kuvars olmayan kayaçlarda kazı uçlarının aşınması diğer formasyonlara nispeten daha az olur.

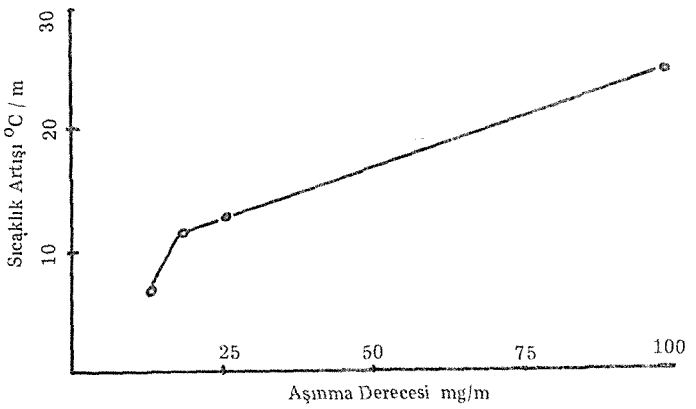
Aşınmaya en dayanıklı tungsten karbür test ucu ile değişik kayaçlarda yapılan deney sonuçlarına göre, aşınma miktarı kayaç özelliklerinden kuvars muhtevası, kuvars tane boyu ve basma mukavemeti ile iyi bir korelasyon göstermektedir. Şekil 7'de görüldüğü gibi bu faktörlerin artması ile aşınma miktarı hemen hemen lineer olarak artar. Görüleceği üzere en büyük etkiyi kuvars miktarı yapmaktadır. Kuvarsın % 63'ten % 84'e çıkması ile aşınma yüzeyi 0.5 mm'den 4misli artarak 2 mm'nin üzerine çıkmaktadır.

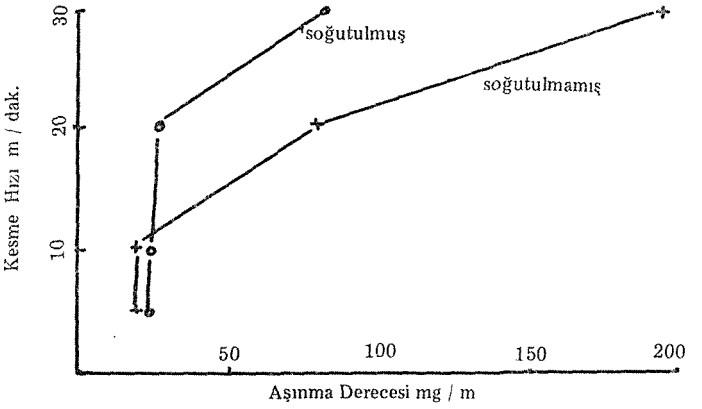
5.4 Kazı Şartları ve İşletmeye Bağlı Faktörler

Kazı şartları ve makinanın kullanımında operatörün ustalığı ve aynada kazı işlemini yapış tarzı, kesici kafanın aynada hareket şekli yanal veya dikey hareketi, kesici kafa veya tamburun dizaynı, uçların sprey veya su jetleri ile soğutulmaları gibi faktörler aşınma üzerinde önemli etkilere sahiptirler. Bu faktörler kısaca şunlardır :









Şekil 8. Kesme Hızının ve Uç Sıcaklığının Aşınmaya Etkisi

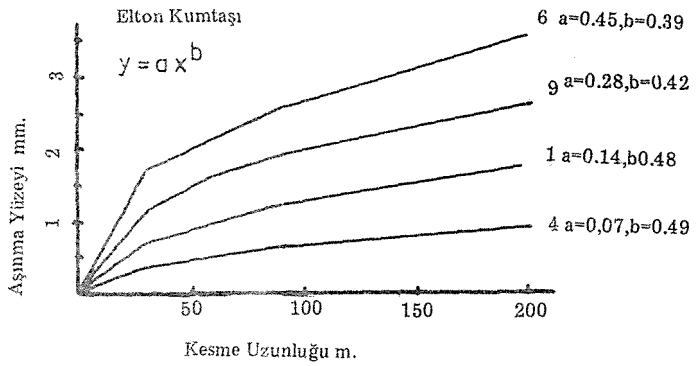
1. Kesme hızı : Kazı sırasında kazı ucunun kaya üzerindeki hızıdır. Hız arttıkça uç aşınması artar. Kesme hızı uçta sıcaklığın artmasına neden olur ve sıcaklık arttıkça aşınma giderek hızlanır. Kesme hızı ve bu esnada ortaya çıkan ısının artmasının aşınma miktarına etkisi şekil 8 de görülmektedir. Eğer sıcaklık belli bir kritik sıcaklığa ulaşırsa aşınma çok ani olarak artar. Aşınmayı minimuma indirebilmek için aşındırıcı ortamda kesme hızı düşürülmektedir. Bu amaçla tünel açma makinalarının döner kafaları birden fazla dönme hızları sağlıyacak şekilde dizayn edilmektedirler.

2. Kesme derinliği : Kesme derinliği ucun kayaca girme miktarıdır. Genelde aşınma üzerine fazla bir etkisi yoktur. Ancak çok düşük derinliklerde sürtünme arttığı için aşınma artar. Bu yüzden mümkün olduğunca kesme derinliği arttırılmalıdır.

3. Kesme uzunluğu : Kesme uzunluğu ucun kazı süresinde kat ettiği yoldur. Bu kesintisiz şekilde yapılan kazı süresi ile direk olarak ilgilidir. Kesme uzunluğu arttıkça aşınma da doğal olarak artar. Aşınma yüzeyi kesme uzunluğu ile $y = a.x^n$ üssel fonksiyonuna uyarak artmaktadır. Şekil 9 da bir test ucunda ölçülen kazı uzunluğuna bağlı aşınma miktarı görülmektedir.

4. Uçların soğutulması ve mekanik kazıda yüksek hızlı su jetlerinden yararlanılması : Uçların su ile soğutulması aynı zamanda kazılan kaya kırıntılarını da ortamdan hızla uzaklaştırdığı için ve sıcaklığın aşınmaya ters etkisini düşürdüğü için aşınmayı azaltır. (Tecen, 1987).

5. Diğer faktörler : İsletme şartlarına bağlı diğer faktörlerin en önemlisi kazıcı tambur veya kafa üzerinde uçların dizaynıdır. Bunlar uygun aralıklarla olmalıdır. Aksi takdirde kazı randımanı düşeceği gibi aşınması da artar. Ayrıca operatörün makinayı kullanmadaki başarısı da etkili bir faktördür. Kazıcı kafa aynada formasyonu en kolay kazacak tarzda bir hareket yapmalıdır.



Şekil 9. Kesme Uzunluğunun Aşınmaya Etkisi Eğriler üzerindeki numaralar test uç No'larını gösterir. a ve b eşitlik sabitleridir.

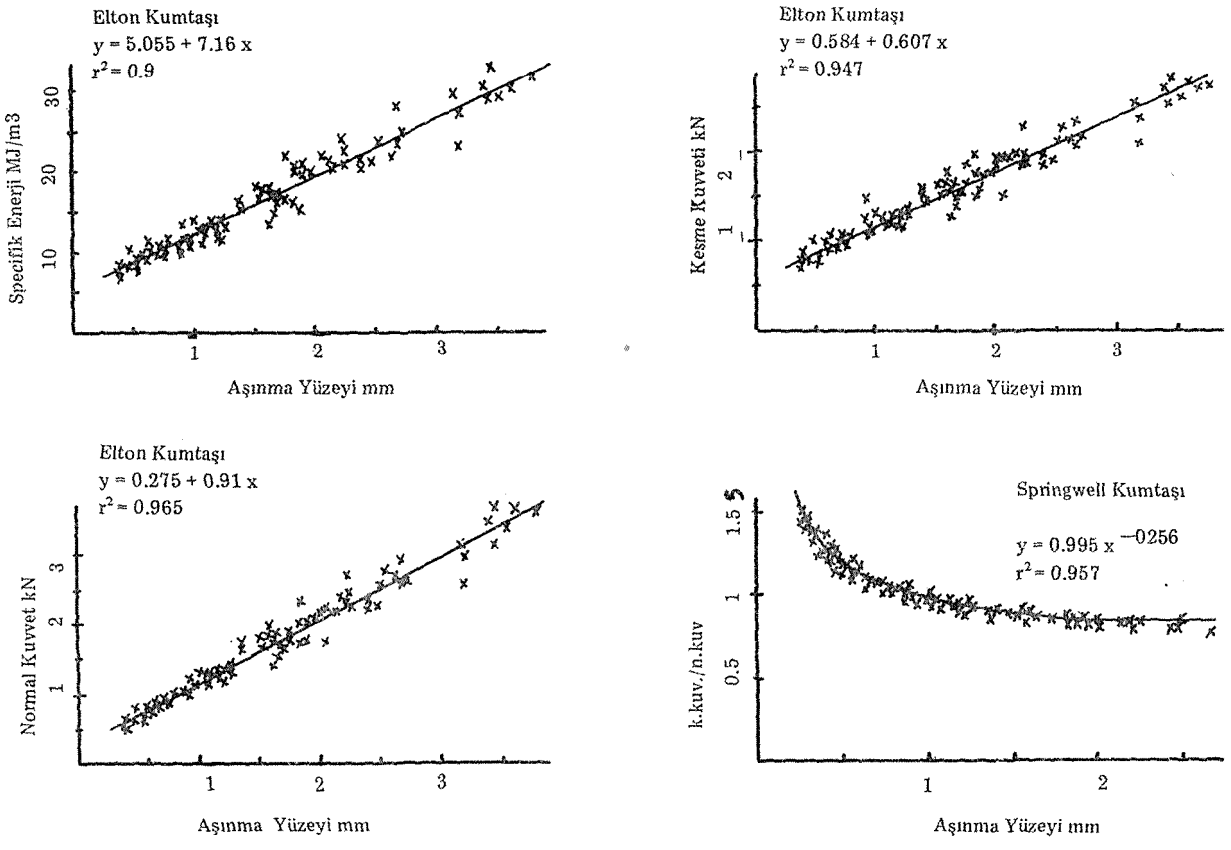
6. UÇ AŞINMALARININ KAZI RANDIMANINA ETKİSİ

Kazıcı uçların aşınması makina ile kazı işleminin ekonomik ve teknik başarısını direkt olarak etkiler. Aşınma sonucu uçlara dolayısı ile kazıcı kafaya gelen kazı kuvvetlerinde ve spesifik enerjide on misline varan artışlar olur, kazı randımanı düşebilir.

Uçlara gelen kesme kuvveti, normal kuvvet ve spesifik enerjinin aşınma yüzeyine bağlı olarak değişimi Şekil 10'da görülmektedir. Burada önemli olan nokta normal kuvvetin, yani kazıcı ucu kayaç içinde belli bir derinlikte tutmak için makina tarafından uca etki ettirilen kuvvet yeni uçlara nazaran aşınan uçlarda birkaç misli artmasıdır. Bu da aynı iş için daha ağır vegüçlü makinalar gerektirir.

7. SONUÇLAR

Tünel açma makinalarının kazıcı uçlarında oluşan aşınma mekanize kazının ekonomik ve teknik başarısını direk olarak etkiler. Bu sebeple uç seçimleri çok önemlidir. Uçlar aşınmaya dayanıklılıkla - rına göre seçilmelidir. Fazla aşınan uçlar; uç sarfiyatının artması



Şekil 10. Uç Aşınmasının Kazı Parametreleri Üzerindeki Etkisi

ile maliyetleri yükseltmekle kalmaz aynı zamanda uç değişimi yapmak için makinanın durdurulması dolayısı ile kazı randımanının düşmesine neden olur.

Mekanize kazı uygulamasından önce kazı yapılacak formasyonların özellikleri mutlaka incelenmeli, aşındırıcılıkları tespit edilmeli kazıcı makina bu özelliklere göre seçilmelidir. Kazı şartları ve kayaç özellikleri ; makina gücünü, ağırlığını, kafa dizaynını ve uç özelliklerini belirleyici etkilere sahiptir.

Kazıcı uçlardaki aşınma azaltılarak uçların faydalı ömürlerini arttırmak için değişik kazı şartlarında değişik metalurjik kompozisyonda ve geometrik şekilde uç kullanmak gerekebilir. Tungsten karbürün kompozisyonu parametrelerinden kobalt miktarı ve karbür tane boyu arttıkça aşınma artar, sertlik arttıkça aşınma azalır. Bu parametreler değiştirilerek farklı özelliklerde uç üretimi mümkündür. Kuvars miktarı fazla fakat mukavemeti yüksek olmayan (80 MPa dan az) abrasiv kayaçlarda kobalt miktarı az (%6) tane boyu küçük (3.6 mikron ve altı) sertliği yüksek (1600 Hv) tungsten karbür kompozisyonu seçilmelidir. Ancak mukavemeti yüksek kayaçlarda bu kompozisyon kırılgan olacağından küçük tane boyu (1.2 mikron) fakat yüksek kobalt (% 10) ihtiva etmelidir. Termal şok ve termal yorulma ile aşınmanın hakim olduğu kireçtaşı gibi sert fakat kuvars içermeyen kayaçlarda ise karbür tane boyu bir miktar arttırılmalıdır. Bütün bu kompozisyonlarda karbon % 6 - 6.1 arasında olmalıdır.

Aşınma üzerinde en çok etkisi olan geometrik faktör uç alt yüzeyi ile kayaç arasındaki klerans açısıdır. Bu açı 5^{o} den fazla olmalıdır. Kompleks uç şekillerinden alt yüzeyi radyal ön yüzü 110 derece Vaçılı uç diğerlerinden daha iyi sonuç vermiştir.

Aşınmaya etki eden faktörleri bütün detayları ile derinlemesine açıklamak bildiri sınırları içinde mümkün olmamaktır. Burada başlıca faktörler mekanize kazıyı uygulayıcı mühendise bir fikir verecek şekilde açıklanmıştır.

KAYNAKLAR

1. ALTINOLUK, S., 1981 ; "İnvestigations into The Effects of Tungsten Carbide Compozition and Geometry on The Durability of Rock Cutting Tools" , Doktora Tezi, The University of Newcastle upon Tyne.

2. FOWELL, R.J.,HEKİMOĞLU,O.Z.,ALTINOLUK,S., 1987; "Drag Tools Employed on Shearer Drums and Roadheaders", Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik 10. Kongresi.

3. TECEN, O., 1987; "Hidromekanik ve Mekanik Kesicilerin Çeşitli Kayaçlarda Performanslarının Karşılaştırılması", Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik 10. Kongresi.

4. HARLE, M.R., 1977; "İnvestigations İnto The Effects of Tungsten Carbide Composition on The Durability of Rock Excavation Tools", Ph.D. Thesis, Üniv. of Newcastle upon Tyne, England.

5. SPRİGGS,G.E.,BETTLE,D.J., "The Properties and End Uses of Cemented Carbides", Powder Metallurgy,1975 Vol.18 No35.

6. OSBORN,H.J., 1969; "Wear of Rock Cutting Tools", powder Metallurgy,Vol12,No 24.

İSTANBUL HALİÇ TÜNELİNİN SÜRÜLMESİNDEN ELDE EDİLEN SONUÇLAR

RESULTS OBTAINED FROM TUNNEL DRIFTING IN GOLDEN HORN

Doç.Dr. Nuh BİLGİN(*)
Kourosh SHAHRİAR(*)

ÖZET

İstanbul'da kazılmakta olan Haliç Kanalizasyon Tünelindeki kazı işleri incelenmeye alınarak burada çalışmakta olan Galeri Açma Makinesi ilerleme hızı ile kayaç kazılabilirlik özellikleri karşılaştırılmıştır. 2540 m.lik tünel boyunca ortalama keski sarfiyatı 0.17 adet/m^3 olmuştur Laboratuvarda saptanan kayaç spesifik enerjisi makine performansını yansıtan en iyi özellik olmuştur. Buna RQD oranıda eklenince elde edile korelasyon katsayısı dahada artmıştır. Makinenin sert formasyonlara rağmen başarı ile kazı yapmasına aynadaki süreksizliklerin yanında şildli sistemin sağladığı stabilizasyonda yardımcı olmuştur.

ABSTRACT

Haliç Sewer Tunnel was choosen as a pilot tunnel in order to carry out insitu measurement and to investigate the geotechnical properties affecting roadheader performance. Analysis of shift data, overall machi performance and geotechnical properties of rock formation in the zones examined are first detailed and later a statistical analysis is carried out in order to find a correlation between machine cutting performance and rock mass properties. During excavation of tunnel an average amount of 0.17 pick/m^3 was used and S.E. x RQD was the best properties that indicated machine advance rate.

*Assis. Prof. Iran AMİR Kabir University - TEHRAN

*Doç. Dr. İ.T.Ü. Maden Fakültesi - İSTANBUL

1. GİRİŞ

Tünelcilik faaliyetleri gerek madencilik gerekse inşaat sektöründe önemli bir yer tutmaktadır. Gelişen ekonomik şartlarla beraber değişen ihtiyaçlar daha hızlı ve emniyetli kazı talep etmektedir. Bu talepler ise ancak mekanize yöntemlerle ve uygun şartlarda karşılanabilir. Zira mekanize kazının klasik yönteme olan hızlılık, ekonomiklilik ve emniyetlilik gibi üstünlükleri ancak bu makineler geçilen formasyonlara uygun seçildikleri takdirde bir anlam ifade etmektedir. Dünya kömür madenciliğinde yıllık 19200-22400 km uzunluğunda hazırlık galerileri sürülmektedir. Bunun maliyeti ise, orta kesitli bir galerinin kazı maliyetinin 6000 DM/m olduğu gözönüne alındığında $115\text{-}135 \times 10^9$ DM olmakta ve bu rakam bir çok ülkenin yıllık bütçesini defalarca aşmaktadır. Bu da tünel açma yöntemlerinde ortaya çıkabilecek teknolojik ilerlemenin önemini göstermektedir.

İstanbul'daki tünelcilik faaliyetlerinin incelenmesinde başlıca iki amaç göz önüne alınmıştır. Birincisi kayaçların kazılabilirliklerinin incelenmesi ve galeri açma makinelerinin performanslarının önceden kestirilmesi, diğeri ise daha ileride bu şehirde yapılması düşünülen yeraltı kazılarına (metro vb. gibi) ışık tutmak olmuştur. Çalışma konusu olan Haliç Tünelinde şildli bir kollu galeri açma makinesi kullanılmıştır.

2. Projenin Tanıtımı

İstanbul'da artan nüfus ile beraber çevre kirliliği ve özellikle Haliç ve Marmara denizinin kirlenmesi büyük bir problem haline gelmiştir. Bu kirlenmede kuşkusuz atık suların (pis suların) önemli etkisi vardır. Eşsiz tarihi güzelliklere sahip olan İstanbul şehrinin çehresine gölge düşüren bu problemi çözmek için İstanbul Su ve Kanalizasyon İdaresi (İSKİ), Dünya Bankası desteği ile kanalizasyon problemini çözmek için harekete geçmiş ve bu projelerin ilk halkası olan Güney Haliç Tünelleri (Eyüp, Haliç, Fatih) projesi adı altında 1986'da ihaleye açmıştır. Projeye konu alan 3 tünel Çizelge 1'de verilmiştir.

Çizelge 1. Güney Haliç Projesine Dahil Tünellerin Boy ve Çapları.

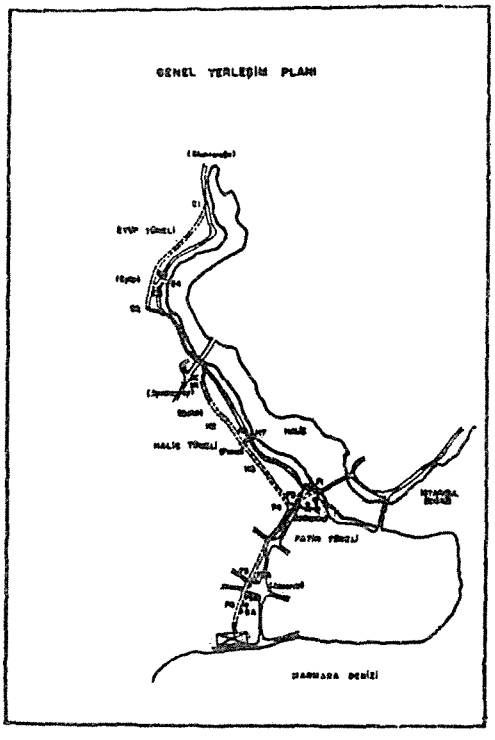
Tünelin Adı	Uzunluk (m)	Nihai İç Çapı (mm)	Dış Çap (mm)
Fatih	2046	2800	3370
Haliç	2643	2600	3170
Eyüp	1865	2200	2770

Toplam uzunlukları 6554 m. olan üç tünel ve bunlara bağlı deniz çıkışları, su alma yapıları, bacalar ve tali kanalizasyon bağlantıları 1986 fiyatlarıyla 6.377.680 $ ve 3.926.517.658 ₺ karşılığında STFA firmasına ihale edilmiştir. İhale süresi 24 ay olan bu projenin ilk dizaynı İngiliz DEDECO firmasınca yapılmış daha sonra İngiliz-Türk firmaları olan Taylor Binnie and Partners-Uluslararası Birleşmiş Müşavirler (TBP-U.B.M) tarafından revize edilerek bir çok değişikliğe uğramıştır.

Eyüp Tüneli (Bilgin ve diğerleri, 1988) Silahtarağa'dan başlayıp Eyüp Camisi önünde bitmektedir. Haliç Tüneli Ayvansaray'dan başlayıp Unkapanı'nda, Fatih Tüneli ile birleşmektedir. Fatih Tüneli ise Unkapanından Yenikapı Arıtma Tesislerine kadar uzanmaktadır. Eyüp ile Haliç Tüneli bağlantıları açık kazı ile sağlanmaktadır. Tünellerin genel eğimi 1/2200 olup öngörülen atık yoğunluğu 1.35 gr/cm^3'dür.

Yenikapı Arıtma Tesislerinde kaba arıtmaya tabi tutulan atık sular borularla boğazın dibindeki akıntıya pompalanmaktadır. Pompalanan sudaki organik maddeler deniz suyundaki biyolojik oksijen içeriğinin etkisiyle zararsız hale gelecektir.

Araştırma konusu olan ve Güney Haliç Projesine dahil Haliç Tüneli 2640 m. uzunluğunda olup bünyesinde 7 baca ve 113 m. boyundaki mini tünel dahil toplam 26095 m^3 yerinde kazı öngörülmüştür. Bu tünelde toplam 4556 m^3 beton, 11300 ton çimento, 808 ton demir, 42.2 kwh/m^3 enerji kullanılmış ve 1986 fiyatlarıyla 2023879 $ ve 903.123.902 ₺ karşılığında ihale edilmiştir. Tünel genel yerleşim planı Şekil 1'de verilmiştir.



Şekil 1. Güney Haliç Projesinin Genel Durumu

3. Tünel Güzergahının Jeolojik Durumu

İstanbul şehri surlar içi jeolojisi hakkında birçok çalışma yapılmıştır. Bu çalışmalara göre bölge Trakya Serisi diye adlandırılan formasyondan oluşmuştur. Bu seri Grovak ve Killi Şistlerden oluşan Üst Paleozoik temele sahiptir (Sayar, 1962). Bu temel çok kırıklı ve çatlaklı ve kıvrımlı bir yapı arz eder. Paleozoik temel, Kuvaterner'e ait alüvyon ve dolgu malzemesi ile örtülmüştür.

Tünel güzergahında rastlanan litolojik yapıları, ince, orta ve iri taneli diye 3 ayrı gruba ayırmak mümkündür (İSKİ, 1983). İnce taneli birimler Çamurtaşı, Silttaşı ve Şeyl'den, orta taneli birimler ise Feldispatlı mikalı kumtaşından (grovak), iri taneli birimler ise kuvars konglomeralarından oluşmuştur. Güzergah boyunca zaman zaman çok sert diyabaz dayklarına ve kuvars konglomerasına rastlanmıştır.

4. Kazı ve Çalışma Şekli

Tünellerdeki kazı işleri için SM-1 model ve Herrenknecht marka şildli ve kollu bir galeri açma makinesi seçilmiştir. Kesme kafasında kalem uçlu keskiler kullanılan makinenin teknik özellikleri Çizelge 2'de verilmiştir.

Çizelge 2. Makinenin Teknik Özellikleri

Kesme kafası motor gücü	90 kw
Kesme kolu ileri-geri, sağ-sol motor gücü	45 kw
Konveyor-Erektör motor gücü	37 kw
Havalandırma motoru gücü	2x7.5 kw
Şild motoru gücü	37 kw
Toplam kurulu güç	224 kw
Kesme kafası dönme hızı	0 - 55 devir/dak
Erektör dönme açısı	380^{o}
1.bant uzunluğu	10500 mm
1.bant genişliği	720 mm
2. bant uzunluğu	25000 mm
2.bant genişliği	780 mm
Bant hızı	0 - 44 m/dak
Makine çalışma basıncı	35 MPa

Kazılan pasa, kesme kafasının helezoni şeklinden yararlanılarak makine ortasından geçen 1.banta ve oradan da 2. banta aktarılarak 2.5 m^3' lük vagonlara yüklenerek elektrikli lokomotiflerle kuyu dibine ve oradan da vinçlerle yer üstüne çıkarılmaktadır.

Birinci tahkimat için betonarme prekast elemanlar kullanılmıştır. 75 cm genişliğindeki tahkimat elemanları erektör kancasına takılarak istenilen düzeye getirilir ve bir önceki üniteye civatalanır. Bu tahkimat elemanları hazır kalıplar kullanılarak şantiye sahasında dökülmüştür. İkinci kaplama ise 24 m. uzunluğundaki yürüyen kalıplar kullanılarak yerinde dökülmüştür. Bu kaplama 12.5 cm kalınlığında olup, betondur.

Makinenin yön ve istikamet kontrolu lazer ışığıyla sağlanmaktadır. Bu amaç için He-Ne (Heylum-Neon) gazı lazerinden faydalanılmıştır. Çıkış çapı 4 mm olan lazer ışını 300 m. mesafede 10 mm. çapına eriştiğinden mesafe

uzadıkça ölçüm hassasiyeti azalmaktadır. Bu özelliğin etkisini azaltmak için lazer cihazı her 300 m'de bir ileri alınmıştır.

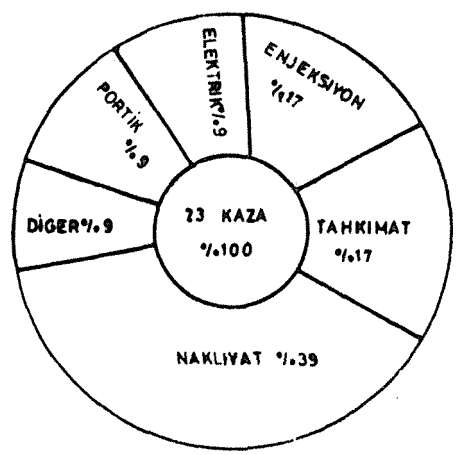
Tünel havalandırması her biri 7.5 kw gücünde 2 adet vantilatörle sağlanmıştır. Havalandırmada aynanın 1 m^2'sine 18 m^3/dak hava akımı öngörülmüş, 100 m tünel uzunluğunda 28 mm civa basınç kaybı kabul edilmiş ve 500 mm çaplı P.V.C'den yapılmış borular seçilmiştir. Makine yanıcı ve patlayıcı gazlara karşı otomatik alarmlı gaz dedektörü ile donatılmıştır.

İkinci kaplama işleri hariç kazı, ilk tahkimat ve enjeksiyon işlerinde toplam 17 kişi çalışmıştır.

5. Alınan Sonuçlar

5.1. İş Kazaları

Tünel yapımı sırasında ölümle sonuçlanan herhangi bir kaza vuku bulmamıştır, yalnız bir işçi vagonlar arasında sıkışarak yaralanmış ve malulen emekli olmuştur.



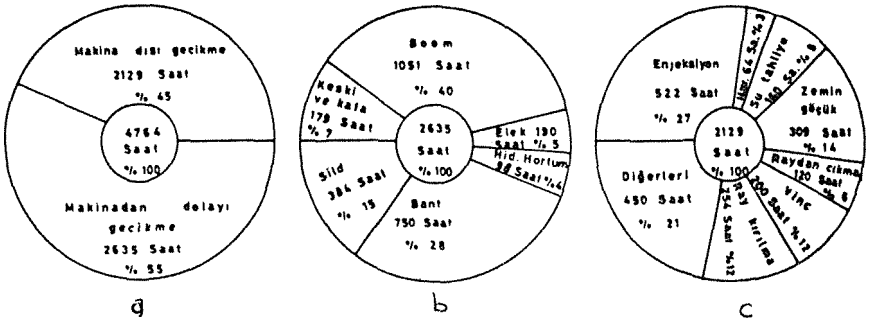
Şekil 2. Haliç Tünelinde İş Kazalarının Dağılımı

5.2. Keski Sarfiyatı

2640 m uzunluğundaki Haliç Tünelinde toplam 3634 adet KennaMetal marka kalem uçlu keski kullanılmıştır. Keski sarfiyatının başlıca iki sebebi vardır. Birincisi kayaçların sertlik ve aşındırıcılık özelliğinden kaynaklanırken, ikincisi makinenin kendi yapısından kaynaklanmıştır. Zira alt ve yan kazılarda özellikle fazla tozdan dolayı kesici kafa şildin ön kısmına çarparak keskilerin kırılması yanında şildin de yırtılmasına sebeb olmuştur. Aşırı sökülme göz önüne alınmadığında toplam 20500 m^3 yerinde kazı yapılarak ortalama keski sarfiyatı 0.17 adet/m^3 olmuştur. Bunun kazı maliyetine getirdiği yük ise 2380 ₺/m^3'dür.

5.3. Makine Performansının İncelenmesi

Tünelin sürülmesi için sarf edilen 495 fiili iş gününde (11880 saat) makine toplam 4746 saat (% 40) servis dışı kalmıştır. Bu sürenin 2635 saati (% 55) makine arızasından dolayı ve 2129 saati ise makine dışı sebeplerden (%45) kaynaklanmıştır. Makine performansı ile ilgili bilgiler Şekil 3'de verilmiştir.



Şekil 3. Makine Gecikme Sebeplerinin Dağılımı. a. Toplam
b. Makine ile ilgili c. Makine dışı

Aşağıdaki bağıntılardan performansı belirleyen, makine kullanılabilirlik süresi (A_t), fiili kazı oranı (F_k), makine güvenirliği (M_g) ve makineden faydalanma (M_f) gibi büyüklükler hesaplanmıştır (Cummins ve Given, 1982).

a) Kullanılabilirlik Süresi (A_t) = $\frac{\text{Çalışabilir Süre (Saat)}}{\text{(Takvim günleri-Tatiller) x 24}}$ x 100

$$A_t = \frac{11880 - 2636}{495 \times 24} \times 100 = \% 78$$

(A_t ='Available time' karşılığı olarak kullanılmıştır.)

b. Fiili kazı oranı $(F_k) = \frac{\text{Fiili Çalışma Süresi (saat)}}{\text{Toplam Çalışmaya Hazır Süre}} \times 100$

$$F_k = \frac{11880 - 4764 - 283}{11880 - 2635} \times 100 = \% 74$$

(283 saat, tünel boyunca ring başına 5 dakikalık ilerleme süresidir.)

c.

Makine Güvenirliği $(M_g) = \frac{\text{Makinenin Çalışmaya Hazır Olmadığı Süre}}{\text{Fiili Çalışma Günü x 24}} \times 100$

$$M_g = \frac{2636}{11880} \times 100 = \% 22$$

d. Makineden Faydalanma $(M_f) = \frac{\text{Fiili Çalışma Süresi}}{\text{Toplam Çalışma Günleri}} \times 100$

$$M_f = \frac{6833}{11880} \times 100 = \% 58$$

6. Geçilen Formasyonların Fiziksel ve Mekanik Özellikleri

Tünel güzergahı boyunca numuneler alınarak laboratuvarda çeşitli deneylere tabi tutulmuş ayrıca yerinde Schmidt çekici ve beton tabancası ile sertlik ölçümleri yapılmış, süreksizlikler tesbit edilerek aynanın ortalama R.Q.D'si aşağıdaki bağıntıdan hesaplanmıştır (Farmer, 1982).

$$R.Q.D. = 115 - 3.5\ J_v$$

J_v aynanın 1 m^3'ündeki çatlak sayısı olup J_v 4-5 için RQD=100 alınır. Gerek yerinde, gerekse laboratuvarda yapılan bütün deneylerin sonuçlarının burada verilmesi fazla zaman alacağından ancak tespit edilen sınır değerler verilmiş (Çizelge 3) ve yalnız kesme deneyi sonuçları detaylı olarak anlatılmıştır (Shahriar, 1988).

Çizelge 3. Deneylerle Tespit Edilen Bazı Sınır Değerler

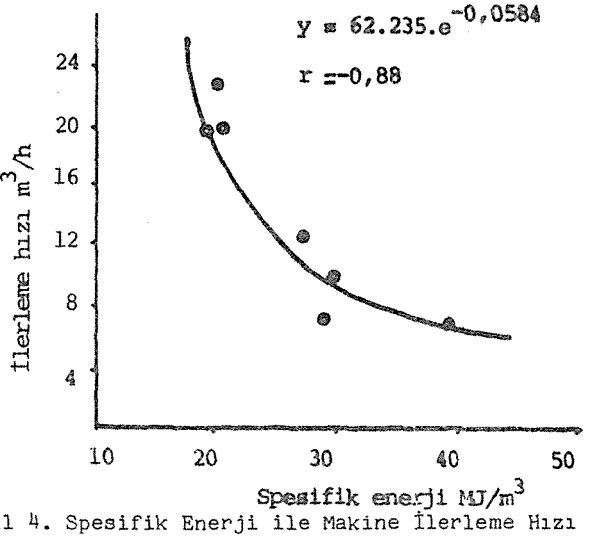
Yoğunluk	21.1-28.1 kN/m^3
Porosite	% 1.3-6.2
Kuvars Oranı	% 30 - 70
Kuvars Tane Ebadı	0 - 250 μm(kuvars konglomerasıhariç)
Tek Eksenli Basınç Dayanımı	116.1-53.78 MPa
Çekme Dayanımı	4.5-10.2 MPa
Ultrason Dalga Hızı	3292 - 5260 m/sn

Elastisite Modülü (Et)	$8.8x10^3$-$78x10^3$ MPa
İçsel Sürtünme Açısı	23^o - 66^o
Kohezyon	10 - 17.5 MPa
RQD	0 -100
Darbe Dayanım indeksi	% 81.93 - 88.6
Konik Delici İndeksi	1.15 - 8.25
Spesifik Enerji	18.24 - 39.13 Mj/m^3
Nokta Yük İndeksi	0.91 - 7.18 MPa
Shore Sertlik Katsayısı	26 - 82
Schmidt Çekici	12 - 72
Çivi Batma Derinliği	0 - 15 cm
Makine İlerleme Hızı	2 - 25 m^3/h

6.1. Laboratuvar Kesme Deneyleri Sonuçları

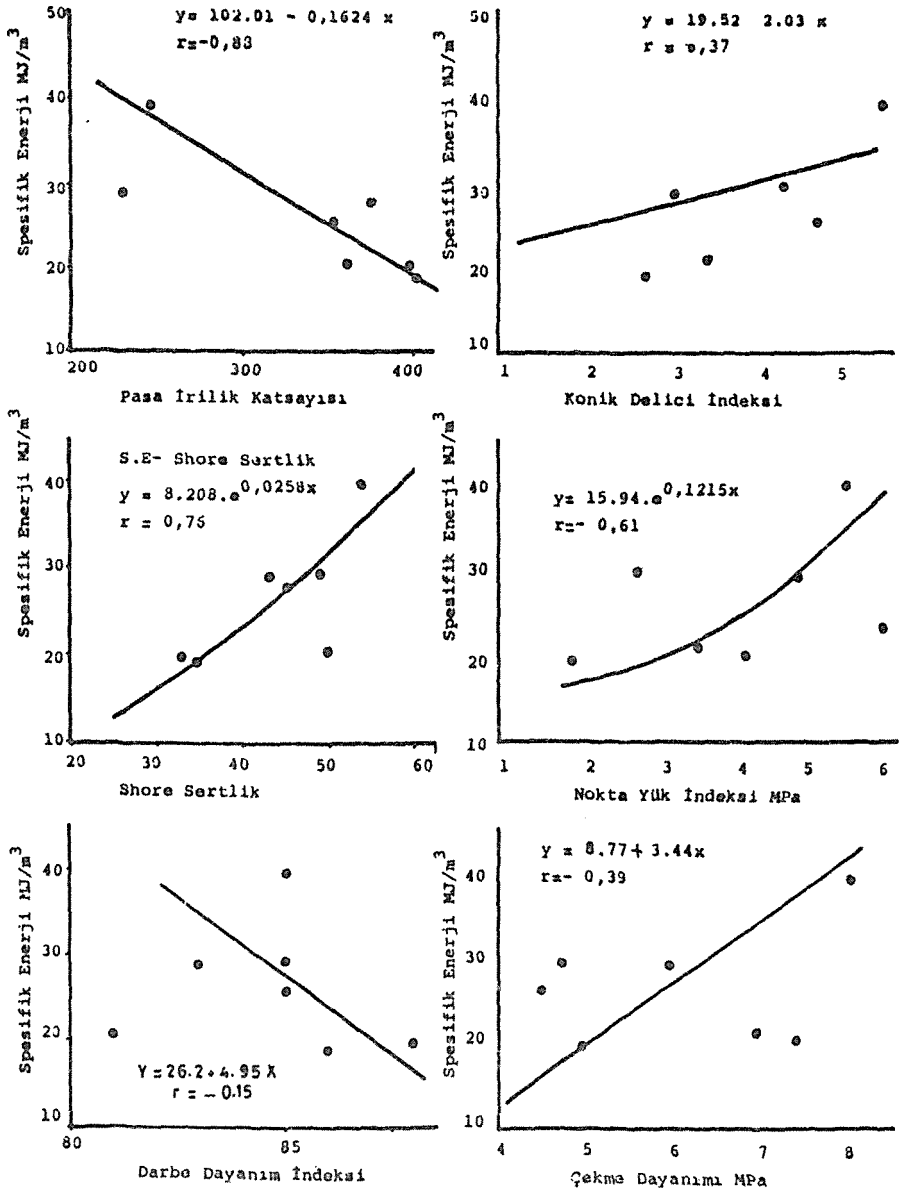
Tünel güzergahı boyunca alınan bazı blok numuneler üzerinde kesme deneyi yapılarak gerek yaş gerekse kuru numunelerin spesifik enerjileri (birim hacimdeki kayacı kazmak için gerekli enerji) Mj/m^3 olarak hesaplanmış ve sonuçlar Çizelge 4 ve Çizelge 5'de verilmiştir.

Tesbit edilen çeşitli kayaç özellikleri arasında spesifik enerji makine performansını en iyi yansıtmıştır. Makine ilerleme hızı ile spesifik enerji arasındaki ilişki Şekil 4'de gösterilmiştir.



Şekil 4. Spesifik Enerji ile Makine İlerleme Hızı İlişkisi

Ayrıca laboratuvarda tayin edilen spesifik enerji ile çeşitli kayaç özellikleri arasında ilişkiler incelenmiş ve sonuçlar toplu olarak Şekil 5'de verilmiştir.



Şekil 5. Spesifik Enerji İle Çeşitli Kayaç Özellikleri Arasındaki İlişki

Çizelge 4. Laboratuvar Kesme Deneyleri Sonuçları (Kuru Kesme)

Deney No	Numune (m)	Pasa Ağır. gr.	Kesme Uzun. cm.	F_C' kN	F_C kN	F_N' kN	F_N kN	S.E. Mj/m^3
1	1879	42.9	21.5	4.331	2.584	4.166	2.530	32.246
2		62.8	23	4.442	2.473	4.947	2.788	22.543
3		47.3	22	4.335	2.881	4.003	3.208	33.306
4		56.5	20	5.372	3.323	4.815	3.426	29.289
1	Ortalama	52.37	21.63	4.62	2.815	4.482	2.988	29.36
	± S.S.	7.76	1.08	0.44	0.33	0.41	0.35	4.208
5	1887	90.9	20	3.139	2.163	3.042	2.389	12.802
6		88	23	3.289	2.261	2.543	1.473	16.037
7		49.2	21	3.284	2.098	2.365	1.423	24.087
8		68.3	24	3.581	2.121	2.670	1.567	20.049
2	Ortalama	74.1	22	3.323	2.166	2.67	1.713	18.244
	± S.S.	16.8	1.58	0.16	0.07	0.25	0.39	4.24
9	1934	32.5	13	2.907	2.357	2.988	2.41	22.438
10		42.1	17	3.315	2.071	3.179	2.047	19.903
11		56.5	16	4.760	3.146	4.093	2.577	21.203
12		68.6	18.5	5.031	3.131	3.432	2.746	20.096
13		54.2	18.5	4.734	2.824	3.844	2.597	22.941
3	Ortalama	50.78	16.6	4.149	2.706	3.507	2.475	21.31
	± S.S.	12.40	2.03	0.86	0.43	0.41	0.24	1.22
14	1996	60.9	22	4.432	2.409	3.985	3.271	22.974
15		57.8	22	4.077	2.388	4.040	2.850	23.995
16		56.8	20.5	4.885	2.352	4.630	2.736	22.410
17		34.1	15	2.813	2.306	3.78	1.190	26.779
4	Ortalama	52.4	19.87	4.052	2.363	3.961	2.512	26.779
	± S.S.	10.67	2.88	0.77	0.039	0.45	0.788	1.68
18	2054	63.6	18	5.029	2,620	5.461	3.076	20.836
19		82.1	22	4.992	2.514	5.916	4.200	18.930
20		51.1	17.5	4.941	2.327	6.399	4.592	22.393
5	Ortalama	65.6	19.17	4.987	2.487	5.925	3.956	20.719
	± S.S.	11.03	2.01	0.036	0.12	0.38	0.642	1.42
21	2077	56.2	25.5	5.877	4.062	4.97	3.302	52.34
22		48.2	23	4.107	2.48	4.411	2.448	33.608
23		42.1	23	3.803	2.566	4.189	2.857	39.812
24		52.8	17	5.890	3.366	5.737	3.235	30.778
6	Ortalama	49.82	22.12	4.919	3.118	4.826	2.961	39.134
	± S.S.	5.1	3.13	0.97	0.64	0.60	0.34	8.29
25		40.9	19	3.946	2.348	2.422	2.812	29.232
26	2176	41.1	16.5	3.810	2.524	3.748	3.004	27.156
27		50.2	20	3.800	2.625	3.269	2.015	28.028
7	Ortalama	44.07	18.5	3.852	2.499	3.126	2.015	28.169
	± S.S.	4.33	1.47	0.66	0.114	0.544	0.428	0.77

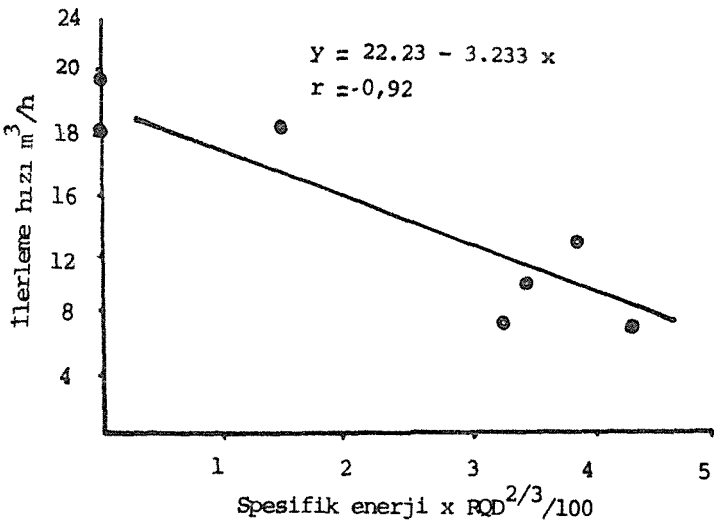
Çizelge 5. Laboratuvar Kesme Deneyleri Sonuçları (Yaş Kesme)

Deney No	Numune (m)	Pasa Ağır. gr.	Kesme uzun. cm	F'_C kN	F_C kN	F'_N kN	F_N kN	S.E Mj/m^3
1	1879	81.5	24	3.450	1.342	2.520	1.033	9.840
2		68.1	23.0	3.826	2.204	3.717	1.884	16.535
3		80.8	22.5	4.174	1.670	3.351	1.376	11.579
1	Ortalama	76.8	23.17	3.817	1.738	3.197	1.431	13.318
	± S.S.	6.16	0.62	0.295	0.36	0.49	0.35	3.75
4	1934	36.6	18	3.537	1.898	2.815	1.184	22.216
5		27.1	14	3.556	2.002	3.210	1.921	24.590
6		43.8	17	3.924	2.472	3.101	1.729	22.840
7		35.3	11	4.634	2.601	3.401	1.856	19.290
2	Ortalama	35.7	15	3.91	2.243	3.401	18.56	22.223
	± S.S.	5.95	2.73	0.44	0.30	0.21	0.29	5.90
8	2077	49.6	22	4.328	1.936	4.636	3.359	23.443
9		55.6	17	4.469	3.076	4.290	2.591	25.676
10		66.2	22	5.160	3.203	4.405	2.928	29.059
11		93	23	5.30	2.914	3.877	2.206	19.674
3	Ortalama	66.1	21.	4.813	2.782	4.302	2.771	24.463
	± S.S.	16.62	2.3	0.422	0.50	0.275	0.42	3.41
12	2176	46.6	19	3.251	1.966	2.392	1.323	21.482
13		57.3	20	3.975	2.383	3.703	2.16	22.291
14		55.3	20	3.825	2.414	4.271	2.149	23.398
15		63.4	20.5	3.765	2.417	3.592	2.368	20.945
4	Ortalama	55.65	19.875	3.704	2.295	3.489	2	22.029
	± S.S.	6.01	0.55	0.27	0.19	0.68	0.40	0.92

7. Makine Performansının İrdelenmesi

Çizelge 3, 4 ve 5'de verilen değerlere bakıldığında Haliç Tünelinde çalışan makine, kollu galeri açma makineleri için öngörülen kayaç sertliğinin üzerindeki sertliklerde başarı ile kazı yapabilmiştir (Fowel ve Johnson, 1982). Makine kazı hızı, diyabaz ve kuvars konglomerası hariç diğer formasyonlarda 2-25 m^3/h arasında değişim göstermiştir. Makinenin bu başarılı performansını başlıca 2 unsura bağlamak mümkündür. Bunlardan ilki şildli sistem diğeri ise geçilen formasyondaki süreksizliklerdir.

Şildli sistemin kazıdan bağımsız olarak tahkimat yapılmasına imkan sağlaması yanında, makine stabilizasyonuna önemli etkisi vardır. Zira bu sistemde kesici kol (boom) çok rijit iki kızak üzerinde hareket etmektedir. Rijit kızaklar kolun kesici kafaya ve dolayısıyle keskilere gerekli kuvveti aktarmasına ve kayaç sertliğinden dolayı oluşan tepkiyi karşılamasına imkan vermektedir. Bunun yanında çok sert formasyonlarda, zaman zaman şildin kendi ekseni etrafında döndüğü gözlenmiştir. Bu sorun daha sonraki makinelerde şildlerin üstüne tespit pistonu konularak çözülmüştür. Makine ilerleme hızına etki eden diğer önemli bir faktörde aynadaki süreksizlikler olmuştur. Bu süreksizlikler tahkimat işlerinde bazı problemler yaratmalarına karşın kazı işine önemli bir şekilde yardımcı olmuşlardır. Bu olayı incelemek için bir süreksizlik ölçüsü olan RQD ile S.E. (spesific Enerji)nin çeşitli çarpanlarının makine ilerleme hızı arasındaki korelasyonları araştırılmış ve en iyi korelasyon katsayısı 0.92 ile $S.E._x\ RQD^{2/3}/100$ makine ilerleme hızı arasında elde edilmiştir. Yani daha önce Şekil 4'de gösterilen S.E. ile ilerleme hızı arasındaki ilişkinin korelasyon katsayısı, süreksizliklerde gözönüne alındığında 0.88'den 0.92'ye yükselmektedir (Şekil 6). Bu olay diğer bütün deney sonuçları içinde kullanılmış ve benzer sonuçlara varılmıştır.



Şekil 6. S.E. x $RQD^{2/3}/100$ - Makine İlerleme Hızı Arasındaki İlişki

8. SONUÇ

Galeri açma makinelerinin seçiminde makinenin yapısal özellikleri yanında geçilen formasyonun kazılabilirlik özellikleride önem arz etmektedir. Kazılabilirliği daha doğru bir şekilde tayin edebilmek için kayaç sertlik ve aşındırıcılığı yanında süreksizliklerinde gözönüne alınması gerekmektedir. Fakat süreksizlik sayısının çeşitli deney sonuçlarına etkisinin farklı olacağıda bilinmektedir.

TEŞEKKÜR

Bu çalışmanın gerçekleşmesine yardımcı olan STFA sorumlularından Sayın Erol ADIGÜZEL, kontrol amiri Sayın Erdal ERDİNÇ'e ve jeoloji Yük. Müh. Sayın Turan SEYREK'e teşekkür etmeyi borç biliriz.

KAYNAKLAR

BİLGİN.N., SEYREK.T., SHAHRİAR.K., İstanbul Eyüp Tünelinde Galeri Açma Makinesi ile Elde Edilen Sonuçlar ve Bunların Maden Mühendisliği Açısından Önemi, Madencilik Dergisi, Sayfa 9-16, Haziran 1988.

CUMMİNS,B., GIVEN,A.I., SME Mining Engineering Handbook, AIME.1973

TARMER,J., Engineering Behaviour of Rocks, Second edition, Chapman& Hall, 1982.

FOWEL,J.R., JOHNSON,T.S., Rock Classification and Assesment for Rapid Excavation.Proc.Strata Mechanics, pp. 241-244, University of New Castle Upon Tyn. Elsevier Pub. 1982.

İSKİ, Haliç Tüneli Güzergahının Mühendislik Jeolojisi ve Kaya Mekaniği Raporu, İ.T.Ü. Müh. Jeo. Kaya Mek. Çalışma Grubu, İstanbul,1983.

SAYAR,M., SAYAR,C., The Geology of The Area Within The Ancient Walls of İstanbul, İ.T.Ü. Maden Fakültesi, 1962.

SHAHRIAR,K., Kayaçların Kazılabilirlik ve Jeoteknik Özelliklerinin Kollu Galeri Açma Makinelerinin Kazı Hızları Üzerindeki Etkilerinin İncelenmesi, Doktora Tezi. İ.T.Ü. Fen Bilimleri Enstitüsü, 1988.

ZEOLİTİN ÇİMENTO ÜRETİMİNDE KULLANIM OLANAKLARI

POSSIBILITY OF USE OF ZEOLITES IN CEMENT PRODUCTION

H. DEMİREL(*)
B. AKSANI(**)
H. ÖZTÜRK(***)

ÖZET

Bu çalışmada, Bigadiç bölgesi üst zeolitik tüf birimlerinin çimento üretiminde katkı maddesi olarak kullanım olanakları enerji tasarrufu yönünden ele alınmıştır. Zeolitik tüfün, klinkere belirli oranlarda katılmasının sağlayacağı enerji tasarrufu son yıllarda çimento klinkerinin ve hammaddesinin mikronize tane boylarına öğütülebilirliğinin tayini için geliştirilen F.L.Smidth metodu kullanılarak tayin edilmiştir. Sonuç olarak zeolitik tüflerin klinkere % 20 oranlarda katılmasının hem enerji tasarrufu sağlayacağı hem de puzzolanik çimento kalitesinde çimento üretimine imkan vereceği gözlenmiştir.

ABSTRACT

In this work, the possibility of use of Bigadiç upper zeolitic tuff as additives to cement production has been studied from the point of energy saving.

The energy savings by addition of zeolitic tuff in certain proportion to cement clinker has been determined by using the medhod which is developed by F.L.Smidth for determination of grindability characteristics of cement raw materials and clinker in fine size range. As a result it was seen that addition of certain 20 % zeolitic tuff to cement clinker will save energy and it will be possible to produce puzzolonic cement.

(*) Prof.Dr.Hacettepe Üniversitesi, Maden Müh.Böl., ANKARA
(**) Araştırma Görevlisi, Hacettepe Üniversitesi, Maden Müh.Böl.ANK
(***) Jeoloji-Maden Y.Müh. ÇİTOSAN T.A.Ş., ANKARA

1- GİRİŞ

Çimento sanayiinde enerji sarfiyatının büyük bir kısmı hammadde ve klinker öğütme prosesinde harcandığı bilinmektedir. Hem harcanan bu enerjinin azaltılması hem de klasik çimento hammaddelerine alternatif olarak değişik katkı malzemelerinin denenmesi ve bunun hem enerji sarfiyatına hem de elde edilen çimentonun kalitesine etkisi incelenmektedir. Katkı maddeleri olarak Bigadiç yöresindeki % 82 klinopitilolit içeren üst tüfler kullanılmıştır. Zeolitlerin birçok kullanım alanı olmasına karşın Türkiye'de bu konuda henüz yaygın bir çalışma mevcut değildir. Ancak, Bigadiç üst birimi zeolitleri ile yaptıkları (Yücel ve Çulfaz, 1985) araştırmada, gerek doğal olarak gerekse asitle işlendikten sonra CO_2 adsorplayıcı olarak kullanılabileceğini göstermişlerdir.

Hayvancılık sektöründe kullanım olanakları (Çolpan ve diğ. 1986) açısından yapılan araştırmalarda zeolitlerin üreli yemlere katılarak kuzuların beslenme olanakları araştırılmıştır. Dünyada değişik amaçlarla kullanılan zeolitler yıllar önce İtalya'da pozzolan çimentosu üretiminde kullanılmıştır (İleri,S. 1978).

Bigadiç yöresi üst tüf birimi zeolitlerinin yüksek miktarda (%82) klinopitilolit içermesi bunların çimento katkı maddesi olarak kullanılması olanaklarının araştırılmasına yol açmıştır. Üst tüf biriminin yüzeyde olması madencilik açısından düşük maliyet getireceğinden bu zeolitik tüflerin, yapılan çalışmaların olumlu sonuç vermesi halinde, çimento katkı maddesi olarak kullanılabileceği konusu ortaya çıkmıştır. Bigadiç zeolitleriyle yapılan ön deneyler, klinkere % 30 oranında katıldığında yaklaşık % 20 enerji tasarrufu sağladığını göstermiştir. Ancak % 30 oranında katıldığında, TS-26 nolu Türk Standartına göre yapılan 7 günlük çimento basma dayanımı en az 210 kg/cm^2 istenirken bu katkı oranında 179 kg/cm^2 bulunmuştur. Bununla birlikte 28 günlük basma dayanımı TS-26'da belirtilen 325 kg/cm^2 değerinin üzerine çıkmıştır. Bu nedenle zeolitik tüfün % 30'dan daha az oranda katılmasının 7 günlük basma dayanımını artıracağı kabul edilmiştir. Bu noktadan hareket ederek, gerek çimento

basma dayanımı değerlerinin güvenilir sınırlar içerisinde tutulması, gerekse ateşte zayiatının düşürülerek çimentonun kullanımından sonra meydana gelecek çatlamaları önlemek amacı ile ideal katkı oranının yaklaşık % 20 olarak alınabileceği çalışmalar sonucunda ortaya çıkmıştır.

Daha önce yapılan çalışmalarda gerek hammadde (Demirel,H. ve Öztürk,H. 1988) gerekse klinkerin öğütülmesinde (Hammaddeler Daire Başkanlığı Raporu, ÇİTOSAN, 1987) enerji sarfiyatının yüksek olduğu görülmüştür. Bu çalışmada Bigadiç üst zeolitik tüflerin enerji tasarrufu yönünden çimento katkı maddesi olarak kullanılması imkanları araştırılmıştır. Elde edilen çimentonun TS-26'ya göre uygun sonuç verdiği önceden belirlenmiştir.

Bu araştırma sonucu zeolitik tüfün ne kadar enerji tasarrufu sağlayacağı laboratuvarda doğrudan öğütülebilirlik deneyleri uygulanarak (Demirel,H. ve Öztürk,H. 1988) tayin edilmiştir. Zeolitik tüflerin geniş yayılım alanı gösterdiği Ege Bölgesinde nakliye masraflarının yüksek olması nedeniyle, Bigadiç üst tüflerinin Balıkesir Çimento Fabrikasında ekonomik olarak ve yeni bir katkı maddesi olarak kullanılabilmesi mümkün görülmektedir.

2- DENEY MALZEMELERİ

Deneylerde, mukayese amacı ile Balıkesir Çimento Fabrikası klinkeri ve Hacettepe Üniversitesinden temin edilen Bigadiç bölgesi zeolitli tüf (% 82 klinopitilolit) numuneleri kullanılmıştır. Deneyler sırasıyla, yalnız klinkerin öğütülmesinde harcanan enerjinin tayini ve % 20 Bigadiç üst zeolitik tüf katkılı klinker öğütülmesi sonucunda harcanan enerjinin tayini için uygulanmıştır. Klinker, zeolitik tüf ve alçıtaşı ayrı ayrı çeneli kırıcıdan geçirilerek tümü 16 mm. elek altına geçecek şekilde kırılmıştır. Daha sonra bu numuneler % 75 klinker, % 20 zeolitik tüf ve % 5 alçıtaşı oranında karıştırılarak deney numuneleri oluşturulmuştur.

2.1- Kullanılan Katkı Malzemelerinin Özellikleri :

2.1.1- Bigadiç Üst Tüf Biriminin Mineralojik Bileşimi ve Kimyasal Analizi

Bigadiç üst tüf biriminden alınan 51 örneğe uygulanan tüm kayaç X-ışınları çözümlemeleri ile (Gündoğdu, 1982) elde edilen mineralojik sonuçların ortalama değerleri Çizelge-1'de, kimyasal analiz değerleri de Çizelge-2'de verilmiştir.

Bu deney numunesi 110°C'da kurutulduktan sonra değirmenin 1.kamarasına besleme olarak verilmiştir.

Bigadiç üst tüf biriminin puzzolanik aktivitesi ise aşağıdaki gibi tespit edilmiştir :

- Eğilme Dayanımı = 28.5 kgf/cm²
- Basınç Dayanımı = 96 kgf/cm²

Bu özelliklerin içinde ateşte zayiatın yüksek olması çimento kalitesinde önemli sorunlar yaratmakta, bu nedenle daha önce yapılan çalışmalarda (Bellikli,N. 1988) zeolitik tüflerin % 30'dan fazla katılmasının çimentonun 7 günlük basınç dayanımını düşürdüğü belirtilmiştir. Ancak % 20 oranında katıldığı zaman 7 günlük basınç dayanımı TS-26'da belirtilen değerin üzerine çıkmaktadır.

2.1.2- Klinker ve Alçıtaşı

Deneylerde kullanılan alçıtaşı ve klinker Balıkesir Çimento Fabrikasından temin edilmiştir.

3- DENEY METODU

Deney metodu olarak çimento hammaddelerinin ve klinkerin mikronize tane boylarına öğütülebilirliğinin tayini için son yıllarda geliştirilen ve elde edilen sonuçların doğrudan uygulamaya aktarılmasını mümkün kılan F.L.Smidth metodu kullanılmıştır. Kuru öğütme standart proses olarak alınmıştır.

Çizelge-1 Bigadiç Üst Tüf Biriminde Saptanan Minerallerin Bulunuş Frekansları, En Az, En Çok ve Ortalama Yüzdeleri.

MİNERAL	BULUNUŞ FREKANSI %	EN AZ %	EN ÇOK %	ORTALAMA %
Hölandit/Klinop.	95	10	100	82
Kuvars	51	2	60	10
Feldispat	52	3	72	11
Opal-CT	26	7	100	16
Kil mineralleri	8	21	74	37
Biyotit	9	5	37	12
Analsim	3	10	30	23
Kalsit	4	5	28	11

Çizelge-2 Bigadiç Üst Tüf Biriminin Kimyasal Analizi

	%
Çözünen SiO_2	64.60
Al_2O_3	12.22
Fe_2O_3	1.48
CaO	2.76
MgO	0.69
A.Z.	10.82
Diğerleri	7.43

Çizelge-3 Bilye ve Silpepslerin Çapları ve Yükleme Oranları

I.KAMARA		II.KAMARA		III.KAMARA (Silpeps)	
(mm) Bilye Çapı	(%) Ağırlık	(mm) Bilye Çapı	(%) Ağırlık	(mm) Bilye Çapı	(%) Ağırlık
90	23	60	35	22	28
80	32	50	40	19	36
70	21	40	20	16	25
60	14	30	5	12	9
50	8			10	2
40	2				
TOPLAM	100.00	TOPLAM	100.00	TOPLAM	100.00

F.L.Smidth öğütülebilirlik metodunda belirli çap ve oranda bilye yükü içeren ve kapalı devre çalışan bir değirmeni temsil eden 50 cm x 50 cm. boyutlarında ve 45 devir / dakika (kritik hızın % 75'i) hızla çalışan bir değirmen kullanılmaktadır. Her kamarada belirli bir elekte kümülatif yüzde elek üstü malzeme kalana kadar öğütmeye devam edilir. Her periyod için ton başına harcanan enerji özel bir sayaçla kaydedilen enerji değerinden hesap edilerek kümülatif elek üstü değerlerine karşı grafiğe çizilir.

Öğütme işleminin başlangıcında deney numunesi 17 kg. olarak(1.kamara) alınmıştır. Bu değer 2.kamara için yaklaşık 16 kg., 3.kamara için 15 kg.'dır. Her kamarada kullanılan bilye yükü 100 kg. olup bilye çaplarına göre oranları Çizelge-3'de verilmiştir.

1.kamaradaki başlangıç periyodu gelişi güzel seçilmiş ve genelde 200 devir olarak alınmıştır. Periyod tamamlandıktan sonra değirmen durdurulmuş, enerji sarfiyatı kaydedilmiş, numune boşaltılıp elek analizi yapılmıştır. 2.periyodun devir sayısı, 0.5 mm. göz açıklı elek üstü yüzdesinin devir sayısına karşı çizilen grafikten tayin edilmiştir. 1.kamarada periyodlardaki devir sayısı 200'den çok seçilmemektedir. 1.kamarada elde edilen ürünün kümülatif olarak % 15'i 0.5 mm. elek üstü olana dek öğütmeye devam edilmiştir. Her periyod sonunda öğütülen numunenin tümü 8, 4 ve 2 mm.'lik eleklerden elenmiş ve 2 mm. elek altından 100 gr. temsili numune alınarak ince fraksiyonların dağılım tayini yapılmıştır. Her periyodda alınan 100 gr. numuneler ile 1.kamaranın sonunda 2 mm. elek üstünde kalan kısım atılarak 2.kamaraya tümü 2 mm. altı 16 kg. numune ve Çizelge-3'de belirtilen bilye yükü beslenerek, 1.kamarada uygulanan metod aynen uygulanır. Öğütülen numunenin kümülatif olarak % 15'i 0.25 mm. elek üstü olana dek öğütmeye devam edilmiştir.

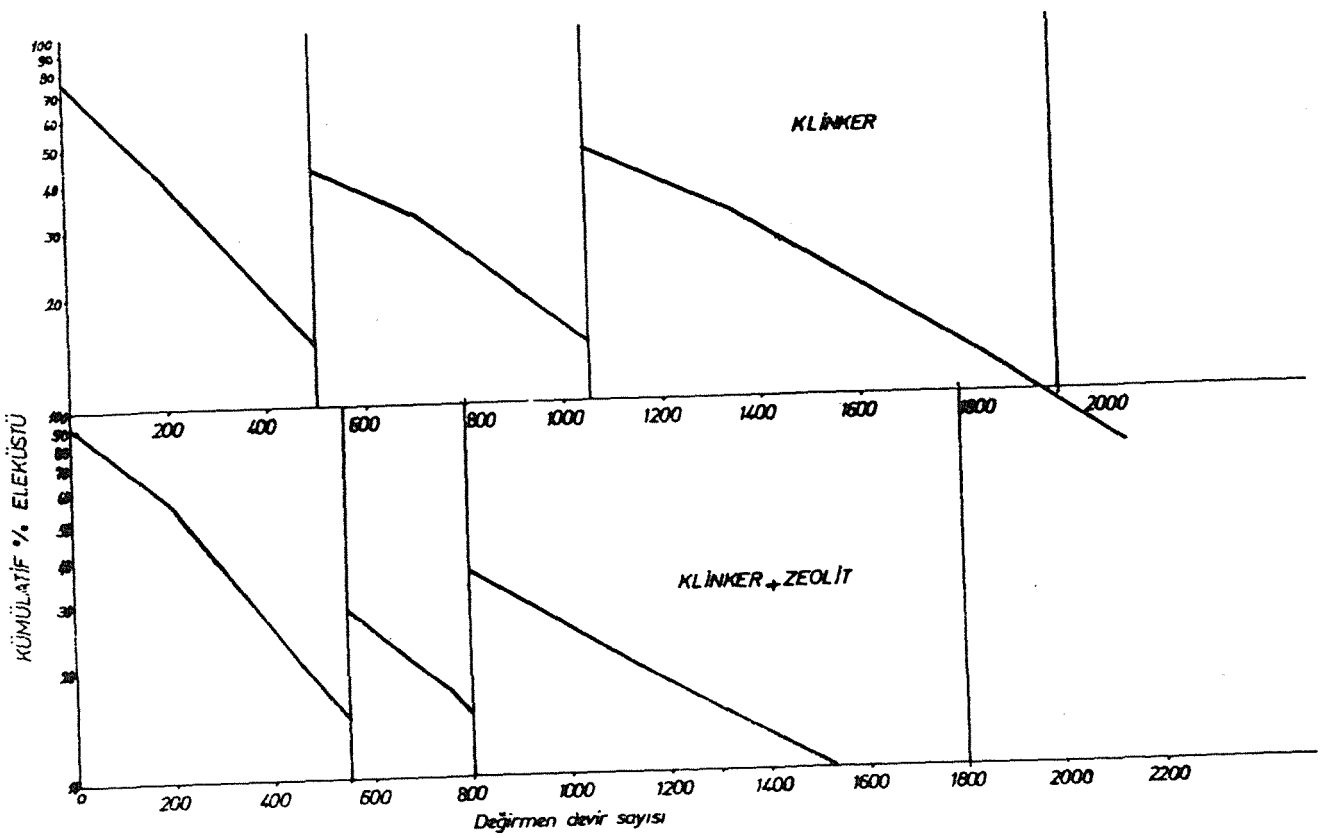
3.kamarada ince öğütmeye geçilmiştir. Bu nedenle bilye yerine Çizelge-3'de belirtilen oranlarda 100 kg. silpeps ve 2.kamara çıkışı 15 kg. numune beslenmiştir. Daha önce uygulanan deney metodu aynen uygulanmıştır. Bu kamarada öğütme periyodları 500 devire kadar çıkartılmıştır. Öğütülen numunenin kümülatif olarak % 5'i 90 μm elek üstü

Çizelge-4 Klinker İçin Besleme ve Ürünlerin Tane Boyu Dağılımı ve Deney Sonuçları

Periyod	Numune (kg)	Enerji Sarfiyatı Kwh/ton	Kwh/ton Toplam	Kümülatif % Elek Üstü 8mm	4mm	2mm	1mm	0.5mm	0.25mm	200μm	90μm
Start	17.000	-	-	9.94	42.76	54.29	61.22	76.88	89.56	91.00	96.50
K1-P1	16.900	3.21	3.21	0.30	2.71	8.85	20.32	41.43	66.23	72.75	82.81
K1-P2	16.800	3.24	6.45	-	0.30	1.01	4.52	20.58	49.1	58.16	68.70
K1-P3	16.700	1.62	8.07	-	-	0.03	1.85	14.9	43.89	53.26	66.78
K2-P1	16.00	3.40	11.47	-	-	-	0.13	5.58	32.64	43.01	60.26
K2-P2	15.900	3.38	14.85	-	-	-	-	1.0	20.95	31.46	50.28
K2-P3	15.800	2.55	17.40	-	-	-	-	0.4	14.18	24.65	46.95
K3-P1	15.000	5.68	23.08	-	-	-	-	-	1.18	5.63	30.13
K3-P2	14.900	9.28	32.36	-	-	-	-	-	-	0.10	12.80
K3-P3	14.800	9.12	41.48	-	-	-	-	-	-	0.10	4.30

Çizelge-5 Klinker + Zeolit Karışımı İçin Besleme ve Ürünlerin Tane Boyu Dağılımı ve Deney Sonuçları

Periyod	Numune (kg)	Enerji Sarfiyatı Kwh/ton	Kwh/ton Toplam	Kümülatif % Elek Üstü 8mm	4mm	2mm	1mm	0.5mm	0.25mm	200 μm	90 μm
Start	17.000	-	-	43.46	66.44	79.5	86.43	90.34	92.73	93.31	97.95
K1-P1	16.900	3.16	3.16	3.82	11.87	24.24	42.22	56.18	86.67	87.84	91.32
K1-p2	16.800	3.12	6.28	0.61	1.01	1.82	8.26	25.42	39.16	44.70	57.96
K1-P3	16.700	2.32	8.60	0.31	0.51	0.71	2.02	14.44	28.43	36.41	50.05
K2-P1	16.000	3.21	11.81	-	-	-	0.01	1.64	17.03	25.0	42.5
K2-P2	15.900	0.78	12.59	-	-	-	-	1.0	14.0	21.57	35.18
K3-P1	15.000	8.88	21.47	-	-	-	-	-	0.29	1.68	14.55
K3-P2	14.900	8.82	30.29	-	-	-	-	-	-	-	5.4



ŞEKİL : 1 DEĞİRMEN DEVİR SAYISININ HESAPLANMASI

ŞEKİL 2 ENERJİ SARFİYATI - TANE BOYU İLİŞKİSİ

olana dek öğütme periyodlarına devam edilmiştir. Bu deneylerden elde edilen kümülatif elek üstü yüzdeleri, önceden belirlenen tane büyüklüğüne öğütmek için gerekli enerjiye karşı çizilerek elde edilen grafikten, istenen herhangi bir tane büyüklüğüne öğütmek için gerekli enerji bulunabilmektedir.

4- DENEY SONUÇLARI VE TARTIŞMA

Balıkesir Çimento Fabrikasından sağlanan klinkerin ve klinker, zeolitik tüf karışımının her kamaradaki değişik periyodlardaki öğütülebilirliği için enerji sarfiyatları ve kümülatif elek analizleri Çizelge-4 ve Çizelge-5'de verilmiştir. Her kamaradaki öğütme periyodlarının devir sayısı Şekil-1'den tayin edilmiştir. 1.kamarada, besleme içindeki 0.5 mm. kümülatif elek üstü fraksiyon ordinatta işaretlenmekte ve 200 devir sonra 0.5 mm. kümülatif elek üstü malzeme önceki noktayla birleştirilerek uzatılıp % 15 kümülatif 0.5 mm. elek üstü noktası kesiştirilmiştir. Böylece bir sonraki periyodun devir sayısı hesaplanabilmiştir. Aynı metod, Kamara-2 ve Kamara-3'deki periyodlar için de uygulanmıştır.

Şekil-2 klinker ve zeolitik tüflü klinker için ton başına harcanan enerjiyi göstermektedir. Grafikten görüleceği gibi klinker için 90 μm'da kümülatif % 5 elek üstü malzeme için harcanan enerji 41.48 kwh/ton iken % 20 zeolitik tüf içeren karışımın aynı tane büyüklüğüne öğütülmesi için harcanan enerji 30.29 kwh/ton olarak bulunmuştur.

SONUÇLAR

Bu çalışma sonucunda klinkerin ve % 20 zeolitik tüf içeren karışımın önceden belirlenen tane büyüklüğü fraksiyonuna öğütülmesi için gerekli enerji harcaması doğrudan grafikten okunmakta ve katkı maddesinin kullanılması aynı tane boyuna öğütme için 11.19 kwh/ton enerji tasarrufu sağlamaktadır. Bigadiç zeolitik tüfleri dekapaj malzemesi olarak atıldığından, zeolitik tüfün belirli oranda kullanılması hem öğütme tesisinin kapasitesini artıracak hem de ekonomiye

katkıda bulunacaktır. Bölgeye yakın olan Balıkesir Çimento Fabrikasında ekonomik olarak kullanılması mümkün görülmektedir.

Zeolitik tüfün katkı oranlarının çimento kalitesiyle ilişkisi başka bir çalışma konusu olacaktır.

KAYNAKLAR

BELLİKLİ,N., 1988; Kişisel görüşme, ÇİTOSAN, Hammaddeler Dai.Bşk.ANK.

ÇOLPAN,L., YALÇIN,S., ÇETİN,O., GÜNDOĞDU,M.N., 1986; "Farklı Düzeylerde Zeolit İçeren Radyasyonların Merinos Kuzularında Besi Performansı ve Karkas Özellikleri ile Kan ve Rumen Sıvısı Metabolitleri Üzerine Etkisi" TÜBİTAK Doğa Bilim Dergisi, Seri D, 10, 1: 32-44

DEMİREL,H., ÖZTÜRK,H., 1988; "Grindability of Cement Raw Materials" Proceedings of The II.International Mineral Processing Symposium, İZMİR, P 21-32

GÜNDOĞDU,M.N., 1982; "Neojen Yaşlı Bigadiç Sedimanter Baseninin Jeolojik, Mineralojik ve Jeokimyasal incelenmesi". Doktora Tezi, H.Ü. 3865 (Yayınlanmamış)

İLERİ,S., 1978; "Zeolitler", Yeryuvarı ve İnsan, ANKARA, Cilt 3, Sayı 1, S-40-45

RAPOR, 1987; "Balıkesir Çimento Fabrikası Hammadde ve Klinker Öğütülebilirlik Testleri" ÇİTOSAN, ANKARA

SMIDTH,F.L., 1984 Kişisel görüşme.

YÜCEL,H., ÇULFAZ,A., 1985; "Yerel ve Doğal Klinopitilolit Zeolitinin Fiziksel ve Kimyasal Özellikleri". TÜBİTAK, Doğa Bilim Dergisi, Seri B, 9, 3 : 288-296.

SOMA/ÖNEN-EYNEZ LİNYİTLERİNİN YIKANABİLİRLİĞİ VE YIKAMA TESİSİ YATIRIM-İŞLEME MALİYETLERİ

WASHABILITY OF SOMA/ÖNEN-EYNEZ LIGNITES AND ITS INVESTMENT AND OPERATING COSTS

Yaşar ÇİLİNGİR(*)
Sezayi BUĞDAYCI(**)

ÖZET

Türkiye'de 1988-2008 yılları arasında ısıtma sektöründe tüketilecek yakıt 508.10^6 T.E.T. a ulaşacaktır. Soma-Eynez yöresinde kolay zenginleşebilen, kükürt oranı oldukça az, ısıtma sektöründe kullanılabilecek 160.10^6 T.E.T. görünür-mümkün rezervli sert linyitler bulunmaktadır.

Bu çalışmada Soma-Eynez linyitlerinin yıkanabilirlik etüdleri yapılıp, olası zenginleştirme akım şeması geliştirilmiştir. Bu etüdlere göre yatırım-zenginleştirme maliyetleri hesaplanıp, kömürün yıkanarak ısıtma sektöründe kullanımının yararları ve bunun parasal koşulları irdelenmektedir.

ABSTRACT

The amount of total energy to be consumed between the years of 1988-2008 in Turkey for domestic heating is estimated to reach 508.10^6 tons hard coal equivalent (7000 Kcal/kg) In the district of Soma-Eynez, there are hard lignite deposits with an approximate visible reserve of 160.10^6 tons hard coal equivalent. The coal of these deposits has low sulphur content and can easily be cleaned and suitably used for house and office heating.

In this article, the washability tests of Soma-Eynez lignites have been performed and an appropriate preparation flow-sheet is developed. According to the results obtained capital and operating costs have been estimated and the advantages of using clean coal in the domestic market are discussed.

(*) Yard.Doç.Dr.: D.E.Ü. Müh.-Mim.Fak. Maden Müh.Bölümü Bornova
(**) Maden Yük.Mühendisi : Konya

1. GİRİŞ

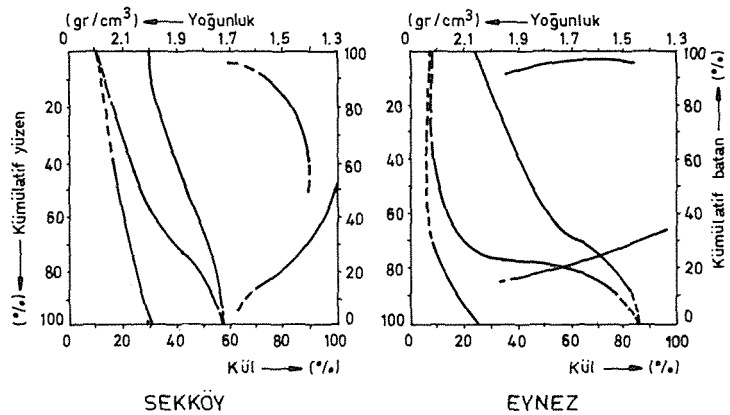
Ülkemizde ısıtma sektöründe 1983 yılında tüketilmiş, 20.10^6 ton taşkömürünün eşdeğeri (TET) olan enerjinin yaklaşık % 35'i odundan, % 20'si bitki ve hayvan artıklarından, %'15 i petrolden, % 3'ü elektrikten, % 2'si asfaltitten ve ancak %'25 i linyitten karşılanmıştır (11). Halbuki petrol, odun, bitki ve hayvan artıkları, tarım ve sanayinin vazgeçilmez değerli girdileridir. Taşkömürü, doğal gaz, petrol rezervlerinin kısıtlı oluşu ve nüfus dağılımı ısınma sektöründeki tüketimin en az % 80'inin linyitle karşılanmasını zorunlu kılmaktadır.

Ülkenin doğal yapısı, nüfus dağılımı, linyit rezervlerinin dağılımı ve kalitesi, çevre etkileri dikkate alındığında, ısıtma sektöründe; iri taneli, az kül-kükürt-nem oranlı, yüksek ısı değerli sert linyitlerin kullanılması gerekmektedir. Bütün bu özellikleri bir arada içeren, zenginleştirmeden kullanılabilecek ideal bir linyit yatağımız hemen hemen hiç yoktur. 2.2 milyar ton taşkömürüne eşdeğer 8.5 milyar ton linyit rezervimizin; % 25'inin nemi % 20'nin altında, % 25'inin külü % 20'nin altında, % 2'sinin kükürdü % 1'nin altında, % 60'ının kükürdü % 2'nin altında, % 12'sinin alt ısı değeri 4000 K.cal/kg'ın üstünde, % 22'sinin alt ısı değeri 3000 Kcal/kg'ın üstündedir (14).

Gerek ısıtma sektöründe, gerekse diğer sektörlerde kullanılacak olan linyitlerin zenginleştirildikten sonra kullanılmalarında, ekonomik ve ekolojik olarak büyük yararlar vardır. Yaklaşık 110 kayda değer linyit yatağımızı dikkate aldığımızda, bunların rezerv yönünden ancak % 25-30 u klasik yöntemlerle zenginleştirilmeye uygundur. Diğerlerinin zenginleştirilebilirlikleri daha doğrusu optimal değerlendirilebilirlikleri ise yoğun, çok yönlü laboratuvar ve pilot çapta araştırmalar sonucunda ortaya çıkabilecektir (3;9;11;15;16;18).
Akalın M. ve Öz Z. 12 önemli linyit rezerviyle ilgili yıkanabilirlik etüdlerinde (1) Soma-Eynez ve Tunçbilek kömürlerini, yıkanabilirliği kolay kömürler olarak belirlemişlerdir (Şekil 1). Gerçekten de Soma-Eynez Bölgesi, Türkiye'nin linyite bağlı enerji potansiyelinin % 10-12'sine sahiptir. Ayrıca buradaki linyetler kolay zenginleşebilen, kükürt oranı oldukça az, ısınma yakıtı olarak kullanılmaya uygun sert linyitlerdir.

Bu çalışmada Soma-Eynez linyitlerinin yıkanabilirlik etüdleri yapılıp, olası zenginleştirme akım şeması geliştirilerek buna göre yatırım

ve zenginleştirme maliyetleri belirlenmiştir. Ayrıca bu kömürün yıkanarak ısınma sektöründe kullanımının getireceği yararlar da irdelenmiştir.



Şekil 1. Sekköy/Yatağan ve Soma/Eynez kömürlerinin yıkanabilirlik eğrileri (1)

2. SOMA-EYNEZ LİNYİTLERİ

Eynez linyitleri T.K.İ.-E.L.İ. Müessesesi'ne ait Soma-Önen bölgesinde bulunmaktadır. 270 x 10^6 ton (160.10^6 TET) görünür + mümkün rezervli Eynez linyitleri % 11-14 nem, % 17-25 kül, % 1.3-1.5 toplam kükürt % 0.5-0.7 yanan kükürt, % 30-35 uçucu madde ve 3800-4200 Kcal/kg alt ısı değerine sahiptir (1;10). Eynez yatağında üstte; 1-10 m kalınlığında iki linyit damarı, altta ise; 10-20 m kalınlığında bir linyit damarı bulunmaktadır. Yan kayaç olarak yatakta çakıltaşları, kumtaşları, kil, kumlukil, marn, killi kireçtaşları yeralmaktadır. Eynez kömürleri sert linyitlerden olup, kül oranını artırıcı mineraller de damar içeriszinde fazla bulunmamaktadır. Fakat işletme anında, bilhassa kapalı işletme üretiminde karışacak serbest gang mineralinin etkisiyle yanabilir kömür yönünden fakirleşebilmektedir. Ancak tuvönan üretimindeki bu fakirleşme, gang-kömür yoğunlukları arasındaki farkın büyüklüğü nedeniyle zenginleşebilirliği veya ilgili etüdlerin sağlıklılığını etkilemiyecektir.

2.1. Soma-Eynez Linyitlerinin Yıkanabilirlik Etüdleri

Yıkanabilirlik etüdlerine temel teşkil eden 160 kg'lık numune ocak çıkışında vagonlardan alınan numunelerin birleştirilmesiyle oluşmuştur. Araştırma konusu tuvönan numunenin tümü elenip, tane sınıflarında kül ve nem analizleri yapılarak tane sınıflarına göre kül dağılımları saptanmıştır (Çizelge 1).

Eynez kömürlerinin yıkanabilirliğini saptamak için Çizelge 1'de gösterilen 2 mm'nin üzerindeki tüm tane sınıfları için ayrı ayrı yüzdürme-batırma testleri yapılmıştır. Yüzdürme-batırma testlerinde 1.35; 1.40; 1.50; 1.60; 1.70; 1.85 gr/cm^3 yoğunluklarındaki $ZnCl_2$ çözeltileri kullanılmıştır.

Tane sınıflarına göre yapılan yıkanabilirlik sonuçlarından; +19 mm ve (-19+2) mm tane sınıfları için hesaplamalarla ayrı ayrı yıkanabilirlik çizelgeleri oluşturulmuş, (Çizelge 2-3) ve bunlara göre yıkanabilirlik eğrileri çizilmiştir. Ayrıca Eynez linyitlerinin yıkanabilirliğine tane iriliğinin etkisini görebilmek amacıyla + 90 mm,(-50+25)mm, (-19+9.5) mm, (6.3+2) mm tane sınıflarının yıkanabilirlik eğrileri Şekil 2'de topluca sunulmaktadır.

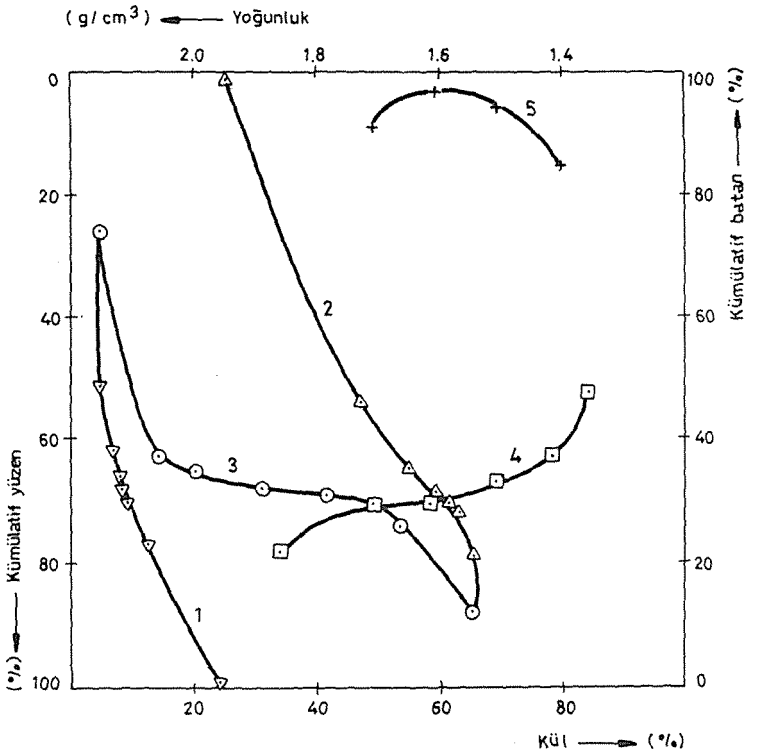
Tuvönan numunenin -2 mm tane sınıfındaki zenginleşebilirlik etüdü sallantılı masa testleriyle saptanmıştır. Yapılan çok sayıdaki sallantılı masa testlerinde 5^o eğimli şlam masası oldukça iyi sonuçlar vermiştir. (-2+1) mm; (-1+0.5) mm tane sınıflarının şlam masasında elde edilen sonuçları Çizelge 4 te verilmektedir.

Çizelge 1. Soma-Eynez kömürlerinin nem, kül ve tane dağılımı

Tane sınıfı (mm)	Ağ. (%)	Nem (%)	Kül (%)	Kül içeriği	Kül dağılımı
+ 90	30.44	7.69	27.16	826.75	35.20
- 90 + 50	17.80	7.96	29.20	519.76	22.12
- 50 + 25	14.99	10.10	20.92	313.60	13.35
- 25 + 19	7.17	10.22	17.80	127.62	5.43
- 19 + 9.5	11.85	10.65	16.26	192.44	8.19
-9.5 + 6.3	4.99	11.13	13.84	69.06	2.94
-6.3 + 2	5.75	14.37	16.05	92.28	3.93
- 2 + 1	2.38	17.41	20.28	48.26	2.05
- 1	4.63	20.96	34.47	159.60	6.79
Toplam	100.00		23.49	2349.37	100.00

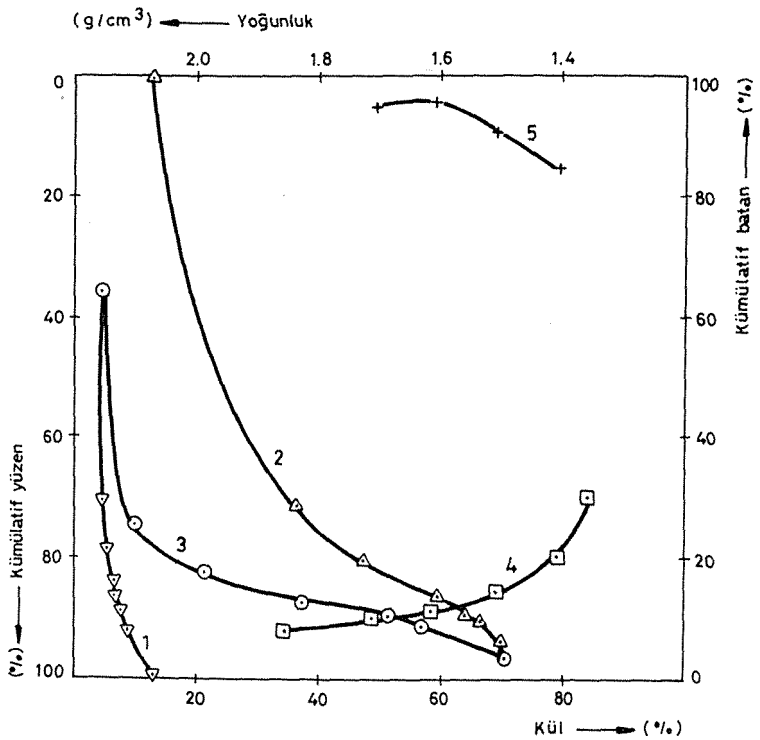
Çizelge 2. Eynez Kömürlerinin +19 mm Tane Sınıfındaki Yıkanabilirlik Değerleri

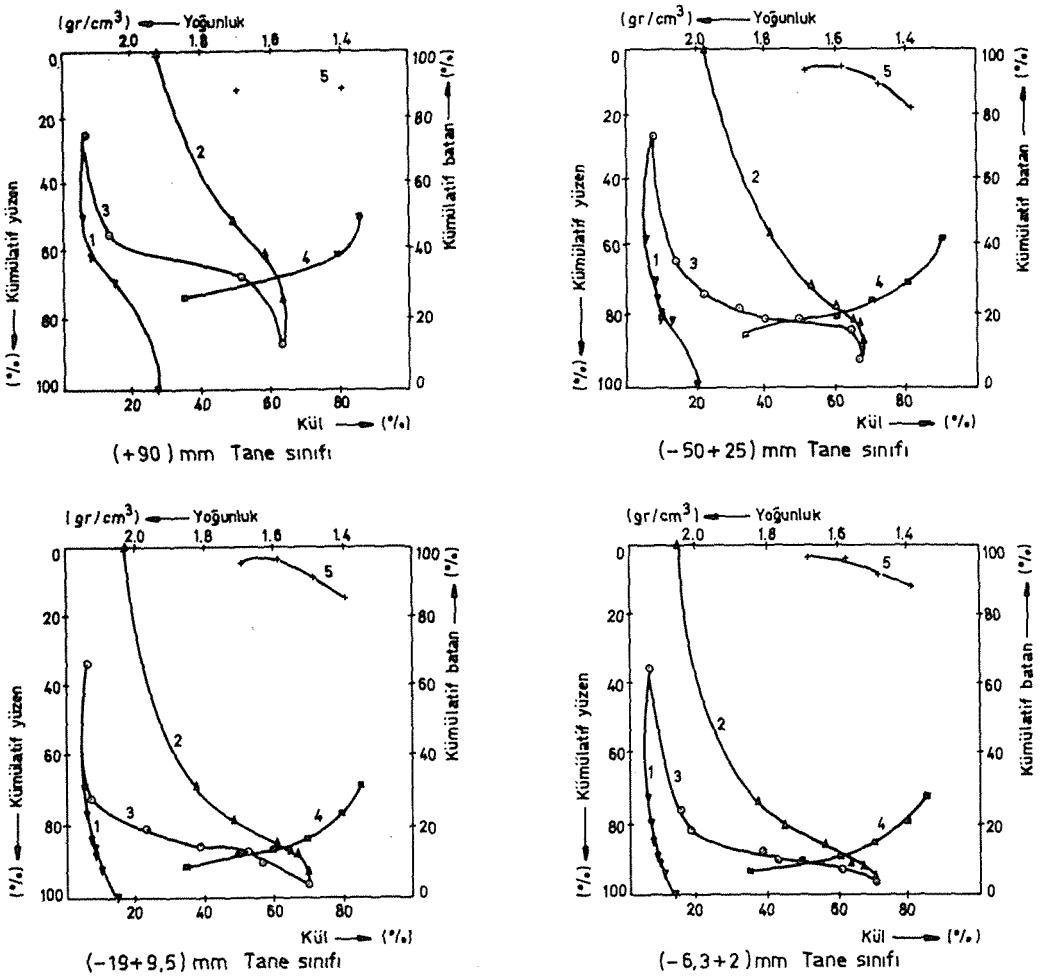
Yoğunluk (g/cm^3)	Yüzen Malda		Kümülatif Yüzen		Kümülatif Batan		$Y_1 = a_1 + \frac{a_2}{2}$
	% Ağ.	% Kül	% Ağ.	% Kül	% Ağ.	% Kül	
-1.35	52.96	6.53	52.96	6.53	100.00	25.68	26.48
1.35-1.40	10.37	15.11	63.33	7.93	47.04	47.20	58.15
1.40-1.50	3.91	21.67	67.24	8.73	36.67	56.28	65.29
1.50-1.60	2.11	32.39	69.35	9.45	32.72	60.47	68.30
1.60-1.70	0.75	42.66	70.10	9.81	30.65	62.40	69.73
1.70-1.85	7.82	54.10	77.92	14.25	29.90	62.90	74.01
+1.85	22.08	66.02	100.00	25.68	22.08	66.02	88.96
Toplam	100.00	25.68					



Çizelge 3. Eynez Kömürleri (-19+2) mm Tane Sınıfındaki Yıkanabilirlik Değerleri

Yoğunluk (g/cm^3)	Yüzen Malda		Kümülatif Yüzen		Kümülatif Batan		$Y_1 = a_1 + \frac{a_2}{2}$
	% Ağ.	% Kül	% Ağ.	% Kül	% Ağ.	% Kül	
-1.35	70.46	5.10	70.46	5.10	100.00	14.70	35.23
1.35-1.40	8.68	11.65	79.14	5.82	29.54	37.60	74.80
1.40-1.50	6.55	22.59	85.69	7.10	20.86	48.41	82.42
1.50-1.60	2.70	38.54	88.39	8.06	14.13	60.13	87.04
1.60-1.70	1.46	52.24	89.85	8.78	11.61	65.15	98.12
1.70-1.85	3.14	58.42	92.99	10.45	10.55	67.02	91.42
+1.85	7.01	70.86	100.00	14.70	7.01	70.86	96.50
Toplam	100.00	14.70					





Şekil 2. Eynez kömürleri; (+90 mm), (-50+25)mm
(-19+9.5) mm; (-6.3+2)mm tane sınıflarındaki yıkanabilirlik eğrileri
(1- Yüzen egrisi, 2- batan eğrisi, 3- kül karakteristik eğrisi, 4- yoğunluk eğrisi, 5- ± 0.1 yoğunluk eğrisi)

Çizelge 4. Eynez Kömürlerinin (-2+0.5) mm Tane Sınıfının Şlam Masasındaki Zenginleştirme Sonuçları ve Basleme Malına Göre Hesaplanmış Kül-Kömür Bilançosu

Tane İriliği (mm)		Besleme malına göre % P_i	Tenörler (%)		İçerikler		Verimler (%)	
			Kül	Kömür	Kül	Kömür	Kül	Kömür
Kons.	-1+0.5	1.52	15.46	85.54	23.50	128.50	24.20	39.30
	-2+1	1.90	12.01	87.99	22.82	167.18	23.80	51.20
	Toplam	3.42	13.54	86.46	46.32	295.68	48.00	90.50
Artık	-1+0.5	0.33	69.80	30.20	23.03	9.97	24.00	3.00
	-2+1	0.48	56.03	43.97	26.89	21.11	28.00	6.50
	Toplam	0.81	61.63	37.13	49.92	31.08	52.00	9.50
Besleme		4.23	22.75	77.25	96.24	326.76	100.00	100.00

2.1.1. Soma-Eynez Linyitlerin Yıkanabilirlik Etüdlerinin İrdelenmesi

% 23,49 küllü tuvönan kömürün elek-kül dağılımı çizelgesinden de görüleceği üzere (Çizelge 1); tuvönan kömürün % 48'ini oluşturan + 50 mm.tane sınıfının kül tenörü % 28'dir. Tuvönan kömürdeki toplam külün % 57'si bu tane sınıflarında bulunmaktadır. Tuvenan kömürün % 7'sini oluşturan -2 mm den ince kısmın ortalama kül tenörü ise % 28.5'tur. (-25+2) mm tane sınıflarında kül tenörleri oldukça düşük olup % 17.8 ile % 13.84 arasında değişir. Ağırlık oranı da % 29.16 olmaktadır.(-25+2) mm tane sınıfındaki kül, toplam külün % 22.54'ünü teşkil etmektedir. Bu değerlerden yararlanarak sert linyitlerden oluşan Eynez kömürlerindeki gang minerallerinin iri tanelerde selektif olarak fazla toplanmadığı saptanmıştır. Gerek birleştirilmiş yüzdürme batırma çizelgelerinden (Çizelge 2-3) gerekse yıkanabilirlik eğrilerinden (Şekil 2) Eynez kömürlerinin;

- 1.35 gr/cm^3 yoğunlukta oldukça fazla yüzdüğü (% 50 - % 70),
- tane iriliği küçüldükçe bu yoğunluk sınıfında yüzen malın arttığı,
- 1.6 gr/cm^3 ile 1.85 gr/cm^3 yoğunluk sınıflarında yüzen malların ağırlık oranlarının oldukça az olduğu,
- 1.50 gr/cm^3 ten büyük yoğunluklarda yüzen kısmın kül tenörlerinin hızla arttığı,
- 1.50 gr/cm^3 yoğunlukta yüzen kısmın kül tenörlerinin % 6.5-9.5 arasında değişim gösterdiği anlaşılmaktadır.

Çizelge 2 ve 3'ün karşılaştırılmasından, (-19+2) mm tane sınıflarının yüzebilirliğinin, +19 mm tane sınıflarının yüzebilirliğinden doğal olarak çok daha iyi olduğu görülmektedir. Zira tane sınıflarının

yüzebilirlikleri ayrı ayrı incelendiğinde; (-50+25) mm tane sınıfı 1.5 gr/cm^3 yoğunlukta zenginleştirilirse teorik olarak kömür verimi % 88 ve yüzen kısmın kül tenörü % 9.02 olmaktadır. Söz konusu yoğunlukta külün yaklaşık % 56'sı atılabilmektedir. Daha ince tane sınıfı için yapılan bilançolarda buna benzer hatta daha iyi sonuçlar elde edilebilmektedir. Fakat (-90+50) mm tane sınıfı 1.5 gr/cm^3 yoğunlukta zenginleştirildiğinde; teorik kömür verimi % 80, yüzen kısmın kül tenörü % 9.64'tür. Aynı tane sınıfında ancak 1.85 gr/cm^3 yoğunlukla çalışıldığında % 88-% 90'lık teorik kömür verimlerine ulaşılabilecektir. Bu durumda da yüzen kısmın kül tenörü % 14 olacaktır. +90 mm tane sınıfının yoğunluk davranışı (-90+50) mm tane sınıfından daha da kötüdür. Ayrıca +50 mm tane sınıflarının ağırlık oranları da oldukça yüksektir (% 48.2).

Bu nedenlerden; Eynez linyitleri -90 mm'ye koruyucu olarak ufalandığında,(-90+19) mm ve (-19+2) mm tane sınıflarında 1.5 gr/cm^3 yoğunlukta zenginleştirildiğinde oldukça başarılı sonuçlar elde edilebilecektir.

Çizelge 5. +2 mm Tuvönan Kömürün 1.5 gr/cm^3 Yoğunlukta Yüzdürülmesinin Kül-Kömür Bilançosu

	Tane İriliği (mm)	Bes.Malına göre %P_i	Tenörler (%)		İçerikler		Dağılım (%)		Verimler (%)	
			Kül	Kömür	Kömür	Kül	Kömür	Kül	Kömür	Kül
Konsantre	+90	18.83	7.90	92.10	1731.50	148.50	28.20	26.50	24.20	6.90
	-90 +50	11.15	9.64	99.36	1007.90	107.50	16.50	19.30	14.10	5.00
	-50 +25	11.49	9.02	90.98	1045.40	103.60	17.10	18.60	14.60	4.80
	-25 +19	5.99	8.90	91.10	545.70	53.30	8.90	9.60	7.60	2.50
	-19 +9.5	10.04	8.09	91.91	922.80	81.20	15.10	14.60	12.90	3.80
	-9.5+6.3	4.37	7.20	92.80	405.50	31.50	6.60	5.60	5.70	1.50
	-6.3+2	4.95	6.50	93.50	462.80	32.20	7.60	5.80	6.50	1.50
	Toplam	66.82	8.35	91.65	6121.60	557.80	100.00	100.00	85.60	26.00
Artık + Orta Ürün	+90	11.61	59.45	40.55	470.80	690.20	45.80	43.50	6.60	32.10
	-90 +50	6.65	62.91	37.09	246.60	418.40	24.00	26.40	3.50	19.50
	-50 +25	3.50	59.99	39.01	140.00	210.00	13.60	13.20	1.90	9.80
	-25 +19	1.18	59.30	40.70	48.00	70.00	46.60	4.40	0.70	3.30
	-19 +9.5	1.81	61.40	38.60	69.90	111.10	6.80	7.00	1.00	5.20
	-9.5+6.3	0.62	62.77	37.33	23.10	38.90	2.20	2.40	0.30	1.80
	-6.3+2	0.80	61.40	38.60	30.90	49.10	3.00	3.10	0.40	2.30
	Toplam	26.17	60.13	39.87	1029.30	1590.70	100.00	100.00	14.40	74.00
Besleme		92.99	76.90	23.10	7150.90	2148.50	-	-	100.00	100.00

Yüzdürme-batırma testleri sonuçlarından tane sınıflarının konsantre ve artıklarının besleme malına göre hesaplanmış kül tenör bilanço-

ları çizelge 5'de verilmiştir. Buna göre (-90+2) mm tane iriliğindeki Eynez kömürleri 1.5 gr/cm^3 yoğunlukta zenginleştirildiğinde teorik olarak tuvönan kömürün % 66.82 si % 85.60 kömür verimiyle % 8.35 küllü yıkanmış kömür olarak kazanıldığında tuvönan kömürdeki külün % 74'ü artıkla atılacaktır. Tuvönan kömürün (-2+0.5) mm tane sınıfının şlam masasında zenginleştirilmesinde elde edilen sonuçlardan; tuvenan kömürün % 3.42'sinin, % 90.5 kömür verimi ile % 13.54 kül tenörlü ince konsantre olarak kazanılabileceği Çizelge 4'den görülmektedir.

3. YIKAMA TESİSİ

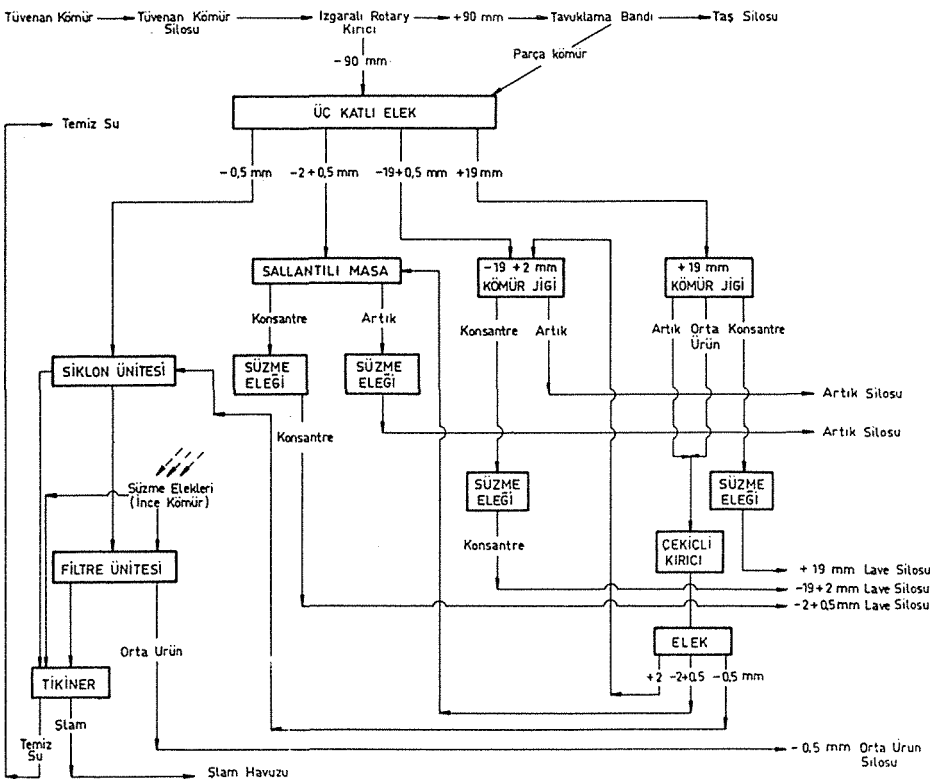
Kömür zenginleştirmede önem sırasına göre jigler, ağır ortam konsantratörleri, ağır ortam Dyna Whirpool boru konsantratörleri, ağır ortam siklonları, Humphry spiralleri, sallantılı masalar ve flotasyon söz konusu olmaktadır. En iri tanede, en az kül oranıyla zenginleştirme yapabilen konsantratörler tercih edilmektedir (15,17). Son zamanlarda geliştirilen yüksek performanslı jiglerle, üretim kapasiteleri çok yüksek ağır ortam boru konsantratörleri iri kömür yıkamasında, spirallerle,masalar ve flotasyon ince kömür zenginleştirilmesinde başarı ile kullanılmaktadır (5;8;18).

Yukarıda belirtildiği gibi Eynez kömürleri 1.5 gr/cm^3 yoğunlukta zenginleştirildiğinde ortalama teorik değer olarak, % 8.35 küllü yıkanmış kömür elde edilebilmektedir. Eynez kömürlerinin gang minerallerinin yoğunluğu ile zenginleştirme yoğunluğu arasında 1 gr/cm^3'den fazla yoğunluk farkı bulunmaktadır. Bu fark, Eynez kömürlerinin iri fraksiyonlarını (+2 mm),jiglerle kolayca zenginleştirmesini sağlamaktadır. Ağır ortam konsantratörlerinin, yatırım ve işletme maliyetleri jiglere göre daha yüksek olup ve ağır ortam üniteleri etkin kontrol gerektirir.

Eynez kömürlerinin yıkanabilirlik sonuçlarından esinlenerek kurulacak,yıkama maliyetlerinin hesaplamasına baz teşkil edecek tesis, bu nedenlerle jig ve sallantılı masa zenginleştirmesine göre planlanmıştır.Şekil 3'te yıkama tesisinin genel akım şeması sunulmaktadır. Buna göre;

tuvönan kömür tamburlu rotary kırıcıda -90 mm'ye ufalanacak,
ufalanmayan şistte (+90 mm) kalabilecek iri kömürler tavuklama bandında elle ayıklanacak,

- 90 mm den ince kömür, (-90+19)mm, (-19+2)mm, (-2+0.5)mm, -0.5 mm tane sınıflarına elenecek,
- (-19+2)mm tane sınıfı ince kömür jiginde temizlenecek,
- (-90+19)mm tane sınıfı iri kömür jiginde temizlenecek,
- İri kömür jigi artığında fazla kömür kaçağı olacağından bu artık çekiçli kırıcıda ufalanarak (-19+2) mm ince kömür jigine beslenecek,
- (-2+0.5) mm tane sınıfı sallantılı masada zenginleştirilecek,
- İnce kömürün (-0.5 mm) kili, siklon ünitesinde ince şlam olarak (-0.030 mm) atılıp bu kömürün kül oranı azaltılacak,
- İnce taneli şlam artıklar, tikiner çıkışından pompa ve boru ile uzaklaştırılacak,
- İri taneli artıklar (+0.5 mm) kamyonlarla naklettirilerek, artık naklinde esneklik getirilip, tesisin yatırım maliyeti azaltılacaktır..



Şekil 3. Yıkama tesisi genel akım şeması

Tunçbilek (18-0.5) mm jig ünitesinin performans değerleri baz alınarak, Eynez kömürlerinin, yıkanabilirlik etüdleri bulgularıyla, jig tesisinin teknolojik uygulama sonuçları Çizelge (6-7)'de hesaplanmış olarak verilmektedir. Buna göre;

- İri kömür jiginde (-90+19mm) % 25.68 küllü kömürden % 65.24 ağırlık oranında, % 11.27 küllü yıkanmış kömür,
- İnce kömür jiginde (-19+2mm) % 14.70 küllü kömürden % 80.61 ağırlık oranında % 8.20 küllü yıkanmış kömür üretilebilecektir.

Çizelge 6. Soma-Eynez Kömürünün (-90+19) mm Tane Sınıfının 1.50 gr/cm^3 Yoğunlukta Jigle Zenginleştirilmesinin Performans Değerleriyle Hesaplanmış Teknolojik Sonuçları

TUVENAN KÖMÜR				Yoğunluk Farkı	YIKANMIŞ KÖMÜR			
Yoğunluk (gr/cm^3)	Ağırlık (%)	Kül (%)	Kümülatif Kül (%) $\frac{\Sigma B.C}{\Sigma B}$	A-d_{50}	Dağılım Faktörü	Bes.Malı. göre Ağ. (%) $\frac{B.F}{100}$	Kül İçeriği C.G	Kümülatif Kül (%) $\frac{\Sigma H}{\Sigma G}$
A	B	C	D	E	F	G	H	I
-1.35	52.96	6.53	6.53		93	49.25	322	6.53
1.35-1.40	10.37	15.11	7.93	-0.12	88	9.13	138	7.88
1.40-1.50	3.91	21.67	8.73	-0.05	77	3.01	65	8.55
1.50-1.60	2.11	32.39	9.45	0.05	39	0.82	27	8.87
1.60-1.70	0.75	42.66	9.81	0.15	23	0.17	7	8.96
1.70-1.85	7.82	54.10	14.25	0.30	14	1.09	59	9.74
+1.85	22.08	66.02	25.68		8	1.77	117	11.27
Toplam	100.00	25.68				65.24	735	11.27

Çizelge 7. Soma-Eynez Kömürünün (-19+2) mm Tane Sınıfının 1.50 gr/cm^3 Yoğunlukta Jigle Zenginleştirilmesinin Performans Değerleriyle Hesaplanmış Teknolojik Sonuçları

TUVENAN KÖMÜR					YIKANMIŞ KÖMÜR			
Yoğunluk (g/cm^3)	Ağırlık (%)	Kül (%)	Kümülatif Kül (%) $\frac{\Sigma B.C}{\Sigma B}$	Yoğunluk Farkı A-d_{50}	Dağılım Faktörü	Bes.Mal. göre Ağ. (%) $\frac{B.F}{100}$	Kül İçeriği C.G	Yık.Kömü. Külü (%) $\frac{\Sigma H}{\Sigma G}$
A	B	C	D	E	F	G	H	I
-1.35	70.46	5.10	5.10		93	65.53	334	5.10
1.35 1.40	8.68	11.65	5.82	-0.12	88	7.63	89	5.78
1.40-1.50	6.55	22.59	7.10	-0.05	77	5.04	114	6.87
1.50-1.60	2.70	38.54	8.06	-0.05	39	1.05	40	7.28
1.60-1.70	1.46	52.24	8.79	-0.15	23	0.36	18	7.47
1.70-1.80	3.14	58.49	10.45	-0.30	14	0.44	26	7.76
+1.80	7.01	70.86	14.70		8	0.56	40	8.20
Toplam	100.00	14.70				80.61	661	8.20

Başka bir deyişle, % 23.49 külü Eynez tuvönan kömürünün;
- % 45.65 i; % 11.27 küllü yıkanmış parça kömür (-90+19 mm),
- % 18.20 si % 8.20 küllü yıkanmış fındık kömür (-19+2 mm),
- % 3.40 i % 13.5 küllü yıkanmış ince toz kömür (-2+0.5 mm),

olarak üretilebilecektir. 2 mm'den iri parça kömürün ortalama külü ise % 10.40 olacaktır.

Soma-Önen/Eynez kömürlerini yıkayarak değerlendirecek tesisin fiili kapasitesinde bir milyon ton/yıl baz olarak alınmıştır. Yıkama tesisi kurulması halinde; kömür kazı maliyetlerini azaltmak ve değerlendirilebilecek rezervi artırmak amacıyla,daha yüksek küllü tuvönan üretim yapılacaktır. Bu durumda bir milyon ton/yıl olarak planlanan tesisten, test edilen kalite ve miktarda yıkanmış kömür üretebilmek için ise, daha fazla tuvönan kömür işlemek gerekecektir. Bu nedenle fiili saatlik kapasite, % 20'lik bir fakirleşme faktörü ve % 20 lik emniyet faktörü oranında artırılmıştır. Böylece günde 24 saat ve yılda 300 gün çalışılacağı kabullenilerek fiili kapasite 200 ton/saat olarak hesaplanmıştır.

Şekil 3 te genel akım şeması verilen yıkama tesisinin, 200 ton/saat kapasiteye göre tesis birimlerinin kapasite ve boyutları hesaplanmış ve maliyet hesaplamalarına bu değerler esas alınmıştır. Çizelge 8 de ise yıkama tesisi birimlerinin özellikleri özet olarak verilmektedir.

Ayrıca planlanan yıkama tesisinde 700 m^3/saat olarak hesaplanan su gereksiniminde, tikiner ünitesi ile kullanma suyunun % 70 inin geri kazanılması ve 210 m^3/saat'lik taze suyun büyük bir kısmının 13 km mesafedeki Bakır Çay'dan pompalanması öngörülmüştür. Böylece planlanan yıkama tesisinin ve yardımcı tüm ünitelerinin kurulu gücü yaklaşık 700 kW ve enerji sarfiyatı 6 milyon kWh/yıl olacaktır.

4. MALİYET HESAPLAMALARI

Yıkama tesisinin maliyet hesaplamalarını,
- Tesis birimlerinin maliyetlerinin hesaplanması,
- Tesisin üretime geçeceği andaki yatırım maliyetinin hesaplanması,
- Tesisin yıllık işletme gider ve gelirlerinin hesaplanması,

olarak üç aşamalı düşünmek gerekir.

4.1. Tesis Birimlerinin Maliyetlerinin Hesaplanması

Makina ve ekipmanlardan yurt dışından temin edileceklerin maliyetlerinin hesaplanmasında; Mullar A.L.'nin M.S. indeksine (13) göre ($M=a.\ X^b$) formülü kullanılmış ve 1 Kanada Doları 1550 Türk Lirasına eşdeğer alınmıştır. Makina ve ekipmanların yurt içinden satın alınacaklarının fiyatları katalog fiyatlarından, yerinde yaptırılacak ünitelerin fiyatları ise birim fiyatları üzerinden hesaplanmıştır. Yıkama tesisinin bileşenlerinin 1988 yılı itibariyle fiyatları Çizelge 8 de topluca sunulmuştur.

Çizelge 8. Yıkama tesisi bileşenleri maliyet çizelgesi

Tesis birimleri	Adet	Açıklama	Maliyet (10^6 TL)
İri kömür jigi	1	-90+19 mm,4.1 m^2; 123 t/h	405
İnce kömür jigi	1	-19+2 mm;3.0 m^2; 88 t/h	335
Sallantılı masa	1	-2+0.5 mm; 3.75 m^2; 10.5 t/h	22
Rotary kırıcı	1	90 mm delik açıklığı;Ø=2.15m; l= 3.66 m; 200 t/h	149
Çekiçli kırıcı	1	Ø=1m; l=1.35 m; a=100 mm ç=19 mm	43
Siklon zenginleştirici	1	Ø=0.2 m; 5.5 ton katı/h;	5
Santf.filtre	1	Ø=1.8 m; l=2.4 m; 5.5 ton katı/h	54
Tikiner	1	19.64 m^2; Ø=5.0 m;5 ton katı/h	85
Tuv.kömür silosu	1	(6x6x10) m^3; 825 t	49
Şist siloları	2	(3x3x6)x 2 m^3; 85 ton	8
Orta ürün silosu	1	(4x4x7) m^3; 75 ton	6
Kömür siloları	3	(6x4x9) x 3 m^3; 725 ton	38
Tuv.kömür bandı	1	l=12 m g=0.75 m 200 t/h	13
Kriblaj bandı	1	l= 3 m g=0.75 m 16 t/h	4
Taşıma bantları	8	180-10 t/h; l:30-5 m; g= 0.75 m	81
Tuv.kömür eleği	1	8 m^2 x 3; 180 t/h	40
O.ü.eleği	1	2-0.5 mm, 6 m^2; 45 t/h	30
Süzme elekleri	5	8 t/h - 80 t/h	72
Besleyiciler	7	6 t/h - 200 t/h	164
Pompalar	5	2x700 m^3/h;500 m^3/h;150 m^3/h;20 m^3/h	45
Ekst.Motorlar	11	4x100 kw 1x32 kw;1x26kw;5(0.4-15 kw)	148
Borular		Bakırçay-tesis 13 km;şilam havuzuna 1 km	210
Ara toplam			1 970
Ana su barajı	1	6000 m^3	43
Şilam barajı	1		10
Servis otobüsü	1		100
Arazi istimlak			64
Genel Toplam			2 187

4.2. Tesisin Üretime Geçeceği Andaki Yatırım Maliyetinin Hesaplanması

Yıkama tesisinin üretime geçeceği ana kadarki maliyetleri, tesis bileşenlerinin maliyetlerinden başka Çizelge 9 da gösterilen kademelerdeki harcamalarıda içermektedir. Ayrıca tesisin kurulmaya karar verilmesiyle başlayan harcamaların, tesisin kurulma süresi olarak kabul edilen üç yıl içinde eşit dağılımlı olarak yapılacağı düşünülmüştür. Ayrıca tesisin sabit yatırım harcamalarının üç yıl içindeki faizi (yıllık % 80) tesis maliyetine dahil edilmiştir. Yıkanmış kömür üretiminin 2 ay içerisinde paraya dönüşeceği düşünülerek yıllık cari işletme giderlerinin 1/6 sı tesisin üretime geçeceği andaki değerine ilave edilerek yatırım için gerekli sermaye hesaplanmıştır. Tesisin sabit yatırım tutarının hesaplanmasında faktörel yöntem uygulanmıştır.

Çizelge 9. Yıkama Tesisi İlk Yatırım Tutarı Çizelgesi

Harcamalar		Tutarı (10^6 TL)
1. Satın alınacak donatım maliyeti		1 970
2. Taşıma ve sigorta maliyeti	(1x0.15)	295
3. Montaj maliyeti	(1x0.20)	394
4. Borulama maliyeti	(1x0.10)	197
5. Elektrik malzemesi ve işçiliği maliyeti	(1x0.10)	197
6. Tesis ve yard.binalar (Atelye v.s)	(1x0.55)	1 084
7. Arazi düzenleme maliyeti	(1x0.05)	98
8. Proje yönetim ve mühendislik maliyeti	(1x0.20)	394
9. Teknolojik araştırmalar	(1x0.15)	296
10. Yerleşim ve yollar	(1x0.05)	98
11. Laboratuvar maliyeti	(1x0.10)	197
12. Beklenmeyen giderler	(1x0.20)	394
13. Ana su barajı maliyeti		43
14. Şlam barajı maliyeti		10
15. Arazi istimlak giderleri		64
16. Servis otobüsü maliyeti		100
17. Sabit yatırım tutarı toplamı		5 831
18. İşletmeye alınıncaya kadarki faiz (3 yıl % 80)		5 909
19. İşletmeye alma anındaki maliyeti		11 740
20. İki aylık işletme cari giderleri		166
Yatırım için gerekli sermaye		11 906

4.3. Yıllık İşletme Gider ve Gelirlerinin Hesaplanması

Yıllık işletme gider ve gelir kalemleri Çizelge 10 da verilmiştir. Enerji giderleri kWh fiatı 60.-TL. alınarak 6.10^6 kWh lık elektrik enerjisi sarfiyatı için 360.10^6 TL ve diğer yakıt giderleri olarak 10.10^6 TL. hesaplanmıştır.

Bakım-onarım giderleri tesis birimlerinin aşınabilirlik durumuna ve maliyetlerine bağlı olarak faktörel yöntemle hesaplanmıştır.

Reaktif giderleri için tikiner suyundaki katıların hızlı çökelmesini sağlayacak 1600 kg flokulatın, 2500 TL/kg'dan bedeli karşılığı yaklaşık 4.10^6 TL öngörülmüştür.
Yıkama tesisinin +0.5 mm artığının (180 000 ton/yıl) tesisten kamyonlarla 1.5-2 km mesafeye 450 TL/ton'a attırılacağı düşünülerek yılda 81.10^6 TL artık taşıma gideri öngörülmüştür.

Yıkama tesisinin işletmeye alınmasından itibaren ödenecek bina vergisi yangın-mali mesuliyet ve kaza sigortası olarak 80.10^6 TL/yıl hesaplanmıştır.

Tesiste 2'si maden mühendisi, 3 ü maden teknikeri 1'i kimyager olmak üzere 60 kişinin çalışacağı öngörülmüştür. Bunlarla ilgili ücretler, vergiler, sigorta ödemeleri ve sosyal giderler olarak yapılacak harcamalar 350.10^6 TL/yıl olarak hesaplanmıştır.

Yıkama tesisine kömürün teslim değerinin 50 000 TL/ton olduğu düşünülmüş ve yıllık bir milyon ton tuvönan kömür için tuvönan kömür maliyeti 50.10^9 TL hesaplanmıştır.

20 yıl ömürlü 11,906. 10^9 TL yatırım değerindeki tesis için yıllık amortismanlar olarak 595. 10^6TL hesaplanmıştır.

Tesiste 2 mm'den iri ortalama % 10.40 küllü 638500 ton/yıl parça kömür ve % 13 küllü (-2+0.5) mm tane iriliğinde 34 000 ton/yıl ince kömür üretilecektir. Hesaplanmış alt ısı değerleri 5350 kcal/kg olan bu yıkanmış kömürlerin 90 000 TL/ton fiyatıyla tesisten teslim satılabileceği tahmin edilmektedir.

Yıkama tesisinin (-19+2) mm jiginden yılda 135000 ton % 45-50 küllü orta ürün üretileceği ve 25 000 TL/ton fiyattan tesiste satılabileceği düşünülmüştür. Buna göre yıllık kömür gelirleri 63,9 . 10^9 TL. olacaktır.
Kurumlar vergisi bürüt karın % 46'sı olarak alınıp Çizelge 10'da net kar ve yatırımın rentabilitesi hesaplanmıştır.

Çizelge 10. Yıkama Tesisi Yıllık Gelir-Gider Çizelgesi

Giderler	Tutarı (10^6 TL.)
1. Enerji giderleri	370
2. Bakım-onarım giderleri	183
3. Reaktif giderleri	4
4. Artık taşıma giderleri	81
5. Vergiler ve sigortalar	80
6. İşçilik ve personel giderleri	+ 350
7. Cari işletme (yıkama) giderleri	1068
8. Tuvenan kömür giderleri	+ 50 000
9. Ara toplam	51 068
10. Amortismanlar	+ 595
11. Giderler Toplamı	51 663
12. Kömür satışı gelirleri	- 63 900
13. Bürüt kar	12 237
14. Kurumlar vergisi (% 46)	- 5 629
15. Net kar	6 608
Rentabilite	% 55.5
Amortisman süresi	1.78 yıl

5. BULGULARIN İRDELENMESİ

Soma-Önen/Eynez havzasında, zenginleştirildiğinde % 10.4 kül,yanar % 0.7 kükürt içeren 5400 kcal/kg alt ısı değerinde (Çizelge 11), ısıtma yakıtı olarak kullanılabilecek sert yıkanmış kömür üretilebilecek 270.10^6 ton görünür-mümkün (160.10^6 TET) linyit rezervi bulunmaktadır. Bu rezerv 6.10^6 ton/yıl kapasiteli üretimle 40 yıldan fazla çalıştırılabilecektir.

Jig-sallantılı masa kombinasyonu şeklinde kurulabilecek yıkama tesisinden, 1.5 gr/cm^3 yıkama yoğunluğunda, yılda ;
- ev yakıtı olarak (90-10 mm) 570 000 ton,
- Sanayi yakıtı olarak (10-0.5 mm) 100 000 ton,
- Santral yakıtı olarak (-19+2 mm; % 50 küllü orta ürün) 135 000 ton,

yıkanmış kömür üretilebilecektir (Çizelge 1;4;5;6;7). Tasarlanan yıka-

Çizelge 11. Soma-Eynez Kömürlerinin Yüzdürme-Batırma Ürünleri Analiz Sonuçları

Ürünler	Nem (%)	Kül (%)	Yanan Kükürt (%)	A.I.D. (Kcal/kg)
Tuvenan kömür	11	23.49	-	4300
İri parça kömür (90-19 mm)	9.46	10.28	0.74	5265
İnce parça kömür (19-2 mm)	8.76	7.52	0.70	5577
Parça kömür (90-2 mm)	9.00	9.14	0.73	5446

ma tesisinde tuvönan kömürdeki külün % 70-74 ü artık olarak atılabilecektir (Çizelge 4-5). Bir milyon ton/yıl tuvönan kömür kapasiteli yıkama tesisinin sabit yatırım tutarı 5,831 . 10^9 TL. işletmeye alındığı andaki maliyeti 11,740 . 10^9 TL ve yatırım için gerekli sermayesi 11,906 . 10^9 TL. olacaktır (Çizelge 9).

Yıkama tesisinin yıllık işletme giderleri toplamı olan 51,663 .10^9TL nın % 96.78 i tuvönan kömür, % 0.72' si enerji, % 0.68 i işçilik ve personel % 1.15' i amortisman % 0.35 i bakım onarım giderlerinden kaynaklanmaktadır (Çizelge 10). Yıkama tesisinin tuvönan kömür giderleri dışındaki yıllık işletme giderlerinin (1,663 . 10^9 TL.), % 22.2' si enerji, % 21.0'ı işçilik-personel, % 11.0' ı bakım-onarım ve % 35.8' i amortisman giderleridir.

Yıkama tesisinin sabit yatırım tutarının yarısı kadar (2.9 , 10^9TL) dış kaynak gerekebilecektir. Tesiste yılda 600 000 ton, yabancı kaynaklı kömür, yerine ısıtma yakıtı olarak kullanılabilecek yıkanmış kömür üretileceği ve her ton dış kömür için 20 U.S.A.- doları dış kaynak harcandığı düşünülürse; bunlardan bir yılda 22,2 .10^9 TL. (12.10^6 U.S.A.- dolar) tasarruf edilecektir. Bu miktar gerek yıkama tesisinin gerekse, tuvönan üretimi sağlayacak işletme tesisinin yatırım harcamalarını karşılayabilecektir.

5400 kcal/kg A.İ.D.' li 1 ton kömüre 4300 kcal/kg A.İ.D.' li 1.25 ton tuvönan kömüre eşdeğerdir.Tesiste üretilecek 600 000 ton yıkanmış kömürün eşdeğeri 750 000 ton tuvönan kömürdür. Ankara'da ısınma yakıtı

olarak tuvönan kömür kullanma yerine yıkanmış kömür kullanmakla tasarruf edilecek (150 000 ton/yıl) nakliye masrafı yılda 5,25 . 10^9 TL. dır. Bu nakliye tasarrufunun 40 kamyonla yapılabileceği düşünülürse, kamyon yatırımındaki tasarruf ise 4.10^9 liradır. Aynı kömürün İzmir civarında tüketilmesi halinde kamyonlardan yapılan yatırım tasarrufu 2.10^9 lira olacaktır.

11,906 . 10^9 liralık tesis yatırım sermayesi için, bugünkü banka faizleri (% 80) eşdeğeri rentabilite ile yetinilse dahi yılda üretilecek 670 000 ton yıkanmış kömür ve 135 000 ton orta ürünün yıllık toplam işletme maliyeti 69,302 . 10^9 TL. ve bir ton yıkanmış parça kömürün tesiste yıkanmış maliyeti 97 608 TL. olmaktadır.
Bu parça kömür maliyetinin % 72.15'i tuvönan kömür giderinden, % 11.71'i kurumlar vergisinden, % 13.74'ü yatırımın kar beklentisinden, ancak % 2.40'ı cari zenginleştirme giderleri ve amortismanlardan kaynaklanmaktadır. Yıkanmış kömür maliyetini azaltmak ancak tuvönan kömür maliyetini, kurumlar vergisini, kar beklentisini ve yatırım için gerekli sermayeyi azaltmakla sağlanabilecektir. Yıkama tesisi kurulduğunda, ocaktaki tuvönan kömür maliyeti kısmen azalacak ve değerlendirilebilecek kömür rezervi de artacaktır.

Isınma yakıtı üretmek için yıkama tesisi kurmakla tuvönan kömürdeki kül malzemesinin % 70'i kömürden uzaklaştırılmaktadır. Böylece tüketim yörelerinin kirliliği % 70 azaltılabilecektir. Kül malzemesinin (çöp olarak) azalması, belediyelerin yükünü de azaltacaktır. Soma-Eynez kömürünün yıkanmış olarak kullanımında oluşacak kükürtdioksit kirlenmesi tuvenan kömür kullanımına göre 1.5-2 kat azalacaktır.

6. SONUÇ VE ÖNERİLER

Soma-Eynez linyitleri, Türkiye linyit rezervinin (görünür ve mümkün) % 12'sini kapsamaktadır. Bu linyitleri işleyecek bir yıkama tesisi kurulması halinde % 10.4 kül ve % 0.73 yanar kükürt tenörlü, 5400 kcal/kg alt ısı değerli, ısıtma yakıtı olabilecek yıkanmış kömür üretilecektir. Böylece Bursa, Ankara, Denizli, Erzurum, İzmir gibi hava kirlenmesiyle karşıkarşıya olan illerimizin kömür gereksinimleri karşılanabilecektir.

Kurulması planlanan bir milyon ton/yıl kapasiteli yıkama tesisinin işletmeye alınma anındaki 11,740 $.10^9$ TL tutarındaki maliyetinin %50.33 ü üç yıllık kuruluş aşamasındaki faiz yükünden kaynaklanmaktadır. 11,906 $.10^9$TL. tutarındaki işletme sermayesine % 80 kar beklentisi ile maliyetler hesaplandığında; üretilecek parça kömürün tesiste maliyeti 97 608 TL/ton değerine ulaşmaktadır. Yıkanmış kömür maliyetini yükselten faktörler olarak, yıkama tesisinin en az üç yıl gibi bir sürede kurulabilmesi, yüksek faiz ve kurumlar vergisi oranları ile tuvenan kömür maliyetinin yüksekliği gösterilebilir.

Ton tuvönan kömür için yapılacak zenginleştirme yatırımı maliyetini, dolayısiyle işletme maliyetini azaltmak; tesis kapasitesini artırarak veya jig yerine son zamanlarda kömür zenginleştirmede kullanılan "Ağır Ortam Dyna Whirpool Konsantratörleri" kullanarak sağlanabilir (8). Bu konularda detay araştırmaların yapılması konuya açıklık getirebilir.

Türkiye'nin 1983 yılında 20.10^6 TET., 1988 yılında 22.10^6 TET olan ısınma sektöründeki yakıt tüketimi, nüfus artışı oranı % 1.5 alındığında; 1998 yılında 25.5 $.10^6$ TET'a 2008 yılında 29.6 $.10^6$ TET a yükselecektir. 2008 yılına kadar ısıtma sektöründe tüketilecek enerji yıllık nüfus artışının % 1.5-%2.0 olmasına göre 508.10^6 TET ile 567.10^6 TET arasında değişecektir. Ekolojik denge gereği ısıtma sektöründe kullanılacak yüksek kaliteli ve yukarıdaki miktarlardaki enerjinin ithal yoluyla karşılanması Türkiye'nin kısıtlı olanaklarını oldukça zorlayacaktır. Bu nedenle kolay zenginleşebilecek linyitlerden başlıyarak, linyitlerimizin büyük çoğunluğunu zenginleştirebilecek yöntemlerin araştırılıp bulunması gerekmektedir. Ayrıca teknolojik açıdan zor zenginleşebilen linyitlerimizin, zenginleştirilmesinin ekonomikliğini kısıtlayan makro ekonomik faktörlerin olumsuzluğunu giderecek önlemlerin uzun vadeli olarak alınması yerinde olacaktır. Bu makro ekonomik destekler olarak da teknolojik araştırmaların yoğun olarak devletçe desteklenmesi, kömür yıkama tesisi kuracak kurumlara, çok küçük faizli, uzun vadeli teşvik kredisi verilmesi, kömür yıkama tesisi yatırımlarına kurumlar vergisinde indirim uygulanması sıralanabilir.

KAYNAKLAR

1. AKALIN M., ÖZ Z. : Hava Kirliliğini Azaltmak Amacıyla Isınmada Kullanılan Linyitlerin Yıkanabilirliği, T.M.M.O.B. Maden Mühendisleri Odası Zonguldak Şubesi, Türkiye 6. Kömür Kongresi, Zonguldak 1988.
2. AKSÖZ İ. : Maliyet Hesapları, E.Ü. Teksitil Fakültesi Yayınları, İzmir 1982
3. ATAK,S.,GÜNEY,A. : Bazı Linyitlerin Yapısal Özellikler ve Kükürt Bakımından İncelenmesi, T.M.M.O.B. Maden Mühendisleri Odası, Zonguldak Şubesi, Türkiye 6. Kömür Kongresi, Zonguldak 1988
4. ATEŞOK,G.: Kömür Hazırlama, Kurtiş Matbaası 1986, İstanbul
5. BETHELL,P.J.: Coal Prep İn Appalachia World Mining Equipment February 1988
6. BUĞDAYCI,S.: 1 Milyon Ton/Yıl Kapasiteli Linyit Zenginleştirme Tesisi Dizaynı ve Fizibilite Etüdü, D.E.Ü. Fen Bilimleri Enstitüsü Yüksek Lisans Tezi, İzmir 1988
7. CANDAN F.: Türkiye Linyitlerinin Enerji Potansiyeli ve Bunun içinde Trakya, Marmara ve Batı Anadolu Linyitlerinin Yeri , E.Ü. Müh. Bil.Fakültesi Maden Müh.Bölümü Seminer Çalışması
8. CHEN Z.N.: Chinese Coal Prep,World Mining Equipment,February 1988
9. DEMİREL H.: Linyitlerde Piritik Kükürdün İki Aşamalı Flotasyonla Temizlenmesi, T.M.M.O.B. Maden Mühendisleri Odası Zonguldak Şubesi Türkiye 6. Kömür Kongresi, Zonguldak 1988
10. KALAFATÇIOĞLU A.,KONYALI Y.,MEMİKOĞLU O.,DAĞLI M.,NAKOMAN E.: Türkiye Kömür Envanteri, M.T.A. Enstitüsü Yayın No 171, Ankara 1978
11. KEMAL,M.,İPEKOĞLU,Ü.: Türkiye'nin Yakacak Gereksinimi ve Çözüm Olanakları, T.M.M.O.B. Maden Mühendisleri Odası Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik 9. Kongresi, Ankara 1985
12. KESKİN Y.: Kömür Hazırlama Yöntemleri, T.T.K. Genel Müdürlüğü İnsangücü-Eğitim Şube Müdürlüğü Yayınları No 50, Zonguldak,1986
13. MULAR A.L.: Mining and Mineral Processing Equipment Cost and Preliminary Capital Cost Estaminations, The Canadian İnstitute of Mining and Metallurgy 1982 Special Volume 25
14. ONARGAN T.: Türkiye Linyitlerinin Nem,Isı Değeri,Kül,Kükürt Özelliklerine Göre İrdelenmesi, D.E.Ü. Müh.-Mim.Fakültesi Maden Müh. Bölümü, Yıliçi Projesi, İzmir 1985
15. ÖNAL G.: Gediz Kömürlerinin Zenginleştirilmesi, T.M.M.O.B. Maden Mühendisleri Odası Zonguldak Şubesi Türkiye 6. Kömür Kongresi, Zonguldak 1988
16. ÖZBAYOĞLU G.: Türkiye'nin Yüksek Kükürt İçerikli Linyitlerinin Kömür Hazırlama Yöntemleriyle Kükürtten Arındırılması, Doğa Bilim Dergisi 1983 Seri B, Sayı 3, Ankara
17. SCHUBERT H.: Aufbereitung fester Mineralischer Rohstoffe VEB. Deutscher Verlag für Grundstoffendüstri, Leipzig 1967
18. TREGELLES P.: New Centrifugal Cleaner Handles Large Coal, World Mining Equipment June 1987
19. UTİN M.T., HAKAN İ. : Düşük Hidrojen peroksit Derişimle Seyreltik Asit Çözeltilerinde Oltu Linyitlerinin Arayüzey Davranımı, T.M.M.O.B. Maden Mühendisleri Odası Zonguldak Şubesi Türkiye 6. Kongresi, Zonguldak 1988
20. Zili C.B. : Coal Prep in Brazil : the Polish apporoach, World Mining Equipment February 1988

ZONGULDAK TOZ KÖMÜRLERİ ÜZERİNDE YAĞ AGLOMERASYONU ÇALIŞMALARI

OIL AGGLOMERATION STUDIES ON ZONGULDAK COAL FINES

Çetin HOŞTEN(*)
Yaşar UÇBAŞ(**)

ÖZET

Bu bildiride Çatalağzı lavuarından alınan flotasyon girdisi brüt kömür ve jig çıkışı ara ürün numuneleri ile yapılan yağ aglomerasyonu deneylerinin sonuçları sunulmuştur. Her iki numune için bağlayıcı yağ miktarının ve türünün, süspansiyondaki katı oranının ve tane boyunun, aglomerasyonun performansı üzerine olan etkileri incelenmiştir.

Sonuçlar kullanılan yağ miktarının aglomeratların kül miktarını belirlediğini, aglomeratların kül miktarının katı oranındaki değişmelerden etkilenmediğini, tane boyutu küçüldükçe daha düşük küllü aglomeratların elde edilebildiğini, gazyağı ve solvent naftanın aynı düzeyde etkili olduğunu ve aglomerasyonun flotasyona göre daha düşük küllü kömür üretebildiğini göstermiştir.

ABSTRACT

This paper presents the results from an experimental evaluation of oil agglomeration applied to fine coal samples taken from Çatalağzı Washery flotation feed and jig middlings streams. The effects of some critical variables such as oil dosage and type, pulp density, feed fineness were studied for both samples.

The results of the study indicated that oil dosage controlled the ash content of the oil-agglomerated coal product; kerosene and solvent naphta had similar effects on the efficiency of the process; ash content of agglomerates was not sensitive to variations in pulp density; finer grinds were necessary to obtain lower ash contents; and oil agglomeration yielded products with lower ash contents than that of flotation concentrates of current practice.

---

* Doç.Dr., Maden Mühendisliği Bölümü, ODTÜ, Ankara.
** Maden Y. Müh., Maden Mühendisliği Bölümü, Anadolu Üniversitesi, Eskişehir.

1. GİRİŞ

Kömür madenciliği ve kömür yıkama işlemleri sırasında ortaya çıkan toz kömürün (-0,5 mm) temizlenerek kazanılması ekonomik nedenler ve çevre sorunları gereği zorunlu olmaktadır. Madencilik tekniklerinde mekanizasyonun payının giderek artması sonucunda tuvönan kömür içindeki toz oranının %20-25'e kadar çıkabildiği ve kömür/su, kömür/yağ karışımı gibi fuel-oil'a alternatif oluşturabilecek yakıtlarda kullanılacak süper temiz kömür üretiminin gerektirdiği çok ince öğütme (-0,037 mm) gözönünde bulundurulduğunda toz kömürlerin temizlenmesi daha da önem kazanmaktadır.

Köpüklü flotasyon, özellikle metalurjik kömür tozlarının piritik kükürt ve külden temizlenmesinde kullanılan en yaygın yöntem olmakla birlikte, verim ve seçimlilik 0,074 mm'nin altındaki tozlarda, özellikle kil oranının yüksek olduğu ortamlarda ve de oksitlenmiş kömürlerde düşük olmaktadır. Ayrıca, temiz toz kömür filtre kekindeki yüksek nem oranı da teknik ve ekonomik açılardan sorun yaratabilmektedir.

Flotasyonun yerini alabilecek bir seçenek olarak gösterilen yağ aglomerasyonunun, yüksek kül (>%25) ve kil içeren tuvönan toz kömür (-0,5 mm) veya ince öğütülmüş (-0,074 mm) ara ürünlerin temizlenmesinde çok etkin bir yöntem olduğu bilinmektedir(Hazra ve diğ., 1986; Guerra ve diğ., 1986).

1.1. Amaç

Türkiye'de sadece Zonguldak havzasına dayalı olan metalurjik kömür üretimi ağır sanayimizin gereksinimini karşılayamaz iken lavuar ara ürünlerine ek olarak -0,5 mm boyutunda koklaşabilir kömürlerin de termik santrallarda değerlendirilmesi düşünülmektedir (Keskin ve Çuhadaroğlu, 1987). Zonguldak havzası lavuarlarında, flotasyon devrelerinde zenginleştirilen toz kömürün kül oranı %15'in üzerinde, filtre keki nemi ise %20-24 dolaylarındadır ve harmanlandıkları iri lave kömürün külünü ve nemini yükseltmektedirler. Flotasyondaki verim ve selektivite düşüklüğü nedeniyle, denize verilen flotasyon artıklarındaki kömür, ekonomik kayıpların yanı sıra deniz

ve çevre kirlenmesi açısından sorun yaratmaktadır. Yağ aglomerasyonu son yıllarda üzerinde bir çok temel ve uygulamalı araştırma yapılan ve sorunlu flotasyon devreleri için şu anda en azından teknik açıdan alternatif oluşturan bir yöntemdir. Bu bildiri, yağ aglomerasyonunun kömürlerimize uygulanabilirliğini saptamak ve kısıtlı metalurjik Kömür kaynaklarımızın daha iyi değerlendirilmesi konusunda bir alternatif yaratabilmek ümidiyle başlattığımız laboratuar çalışmalarımızın ilk aşamadaki (Uçbaş, 1988) sonuçlarını içermektedir.

2. YAĞ AGLOMERASYONUNUN TEMEL İLKELERİ

Yağ aglomerasyonu (küresel aglomerasyon), flotasyonda olduğu gibi, kömürün ve beraberindeki mineral maddelerin yüzey özelliklerindeki farklılıklardan yararlanarak seçimli ayırım yapabilen bir zenginleştirme yöntemidir. Kömür doğal olarak beraberindeki inorganik maddelere göre daha hidrofobiktir. Toz kömürün sudaki süspansiyonuna yağ konulup karıştırıldığında hidrofobik kömür tanecikleri ince bir yağ tabakası ile kaplanırlar. Karıştırma sonucunda yağ kaplı kömür tanecikleri çarpışırlar ve yüzeylerindeki yağın bağlayıcı etkisiyle birbirlerine tutunarak aglomeratları oluştururlar. Hidrofilik mineral maddeler ise dağınık bir halde süspansiyonda kalırlar. Dağılmaya karşı dayanıklı aglomeratlar mekanik bir yöntemle (eleme) süspansiyondan alınırlar(Capes, 1980). Yağ aglomerasyonunun süreç kinetiğini etkileyen en önemli iki faktör olan kullanılan yağ miktarı ve karıştırma hızı aynı zamanda en önemli maliyet unsurlarıdır(Mehrotra ve diğ., 1980).

Yağ aglomerasyonunun zenginleştirme işlevi yanı sıra diğer önemli bir faydası da yağ aglomeratları halindeki kömürün termal kurutmaya gerek kalmadan neminin süzme eleklerinde veya vakum filtrelerinde %10 düzeyine indirilebilmesidir(Nicol ve diğ., 1980). Lavuar atığı sulardan kömür kazanılarak aynı zamanda çevre sorunlarına da çözüm getirme potansiyeline rağmen yağ aglomerasyonunun henüz endüstriyel çapta bir uygulaması yoktur.

3. MALZEME VE DENEYSEL YÖNTEM

Bu çalışmada Zonguldak-Çatalağzı Lavuarı'ndan alınan iki farklı kömür numunesi kullanılmıştır:

Numune A - flotasyon girdisi brüt kömür (%92 -0,5 mm; %42,9 kül)

Numune B - jig çıkışı ara ürün (%100 -10 mm; %52,4 kül)

Ara ürün numunesinin %80'ini oluşturan -10+0,5 mm fraksiyonu merdaneli kırıcıda 0,5 mm'nin altına kırılarak numunenin tamamının 0,5 mm'nin altında olması sağlanmıştır. Ancak, her iki numunede de -0,5 mm boyutta iyi bir aglomerasyon rejimi sağlanamadığından numunelerin daha ince öğütülmesi gerekmiştir. Bu nedenle numuneler porselen değirmende kuru olarak 0,147 mm(100 meş) ve 0,074 mm(200 meş)'in altına öğütülmüşlerdir.

Aglomerasyon deneylerinde bağlayıcı yağ olarak gazyağı (öz. ağ. 0,78) ve kok fırını yan ürünü solvent nafta (öz.ağ. 0,86) kullanılmıştır.

Laboratuar çapta yürütülen yağ aglomerasyonu deneyleri 9 cm çapında, kenarlarında türbülans sağlamak için 2 cm genişliğinde iki adet delikli levha bulunan, bir litrelik silindirik cam kap içinde yapılmıştır. Karıştırma işlemi, 5 cm çapında ve 1 cm eninde altı adet düz kanatçığı olan ve karıştırma kabının tabanından 1 cm yukarıda tutulan pervane ile sağlanmıştır. Karıştırma hızı 500 dev/dak. olarak ayarlanmıştır. Her deney için istenilen katı oranını elde edecek miktarda tartılan toz kömür suya katılmış ve gerekli dağılmayı sağlamak için 5 dakika süreyle karıştırıldıktan sonra istenilen miktarda bağlayıcı yağ süspansiyona ilave edilmiştir. Karıştırmaya 30 dakika daha devam edilerek aglomeratların oluşması ve büyümesi sağlanmıştır. Oluşan aglomeratlar, süspansiyonun 65 meş (-100 meş numune kullanıldığında) veya 150 meş (-200 meş numune kullanıldığında) eleklerden süzülmesiyle tutulmuştur. Elek üzerindeki aglomeratlar suyla yıkandıktan sonra 105°C de kurutulmuş ve TS 330 standart metoduna uygun olarak kül analizleri yapılmıştır. Aglomeratlarda kazanılan yanabilir madde (combustibles) randımanı, R, aşağıdaki formüle göre hesaplanmıştır :

$$R = (C_A/C_F)\times 100$$

$C_A = M_A(100 - A_a)$
$C_F = M_F(100 - F_a)$
M_A : kurutulmuş aglomeratların ağırlığı
A_a : kurutulmuş aglomeratların kül yüzdesi
C_A : aglomeratlardaki yanabilir madde ağırlığı
M_F : deneye giren brüt kuru kömür ağırlığı
F_a : kuru brüt kömürün kül yüzdesi
C_F : brüt kömürdeki yanabilir madde ağırlığı

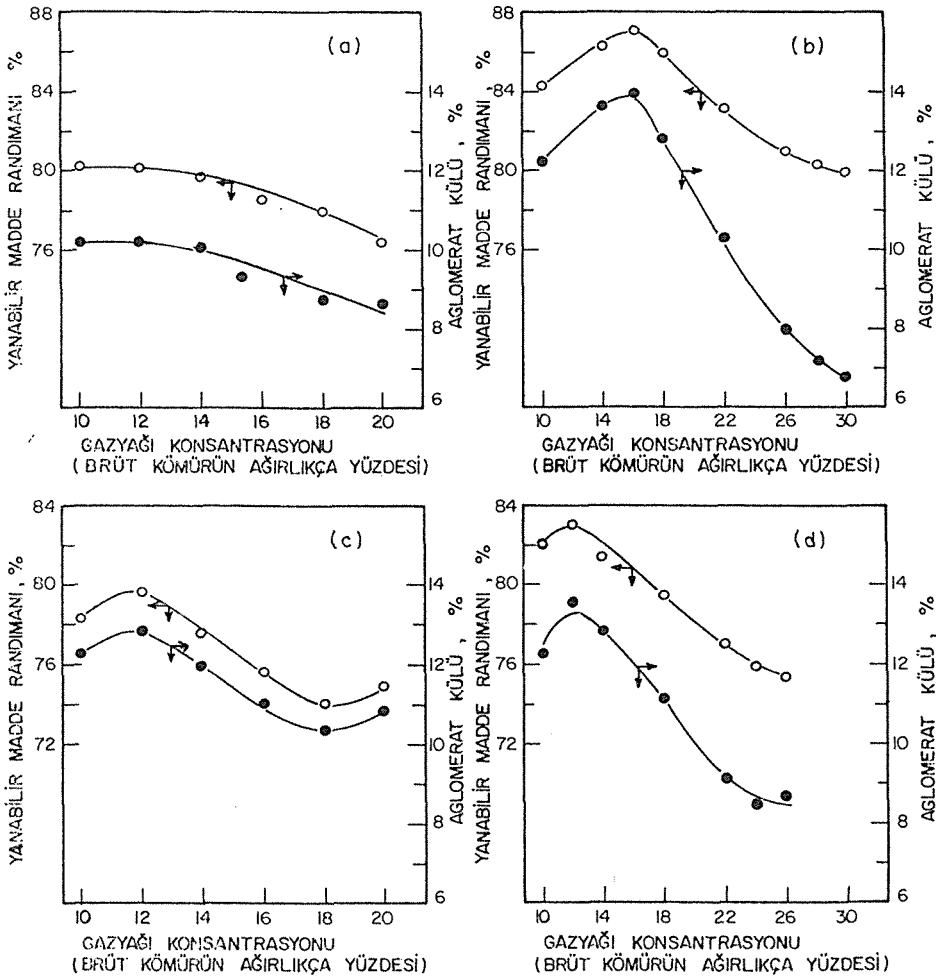
4. DENEYSEL BULGULAR VE İRDELENMESİ

Numune A ve Numune B ile yapılan aglomerasyon deneylerinde, kullanılan yağ miktarı ve türü, süspansiyondaki katı oranı ve öğütme inceliği değişkenlerinin, yanabilir madde kazanma randımanına ve aglomeratlarda kazanılan temiz kömür külüne olan etkisi incelenmiştir.

4.1. Yağ Miktarının Etkisi

Yağ konsantrasyonunun , süspansiyondaki katı miktarının ağırlıkça yüzdesi olarak verildiği bu deneylerde oldukça geniş bir konsantrasyon aralığında aglomerat oluşturmak mümkün olmuştur. Ancak, çok düşük yağ konsantrasyonlarında (<%8) oluşan aglomeratların elek üzerinde süzme esnasında kolayca dağıldıkları gözlenmiştir. Artan yağ miktarı ile birlikte daha kompakt ve küresel aglomeratlar elde edilmiş ve elek üzerindeki süzme işlemi daha verimli olmuştur. Aşırı miktarda yağ (>%20) kullanıldığında ise aglomeratların küreselliği bozulmuş ve iri salkımlar oluşmuştur.

Aglomeratların oluşturulmasında kullanılan gazyağının temiz kömürdeki yanabilir madde randımanına ve kül yüzdesine olan etkisi -100 meş ve -200 meş'e öğütülmüş numuneler için Şekil 1' de gösterilmiştir. Artan gazyağı konsantrasyonuna bağımlı olarak aglomeratların kül yüzdelerinde ve randımanlarda bir paralellik gözlenmiştir. Öğütme inceliğine ve numune türüne göre değişen kritik bir yağ konsantrasyonunun üzerinde kül ve randıman değerleri birlikte azalmıştır. Kullanılan yağ miktarı aglomeratların



Şekil 1. Yağ miktarının yanabilir madde randımanına ve aglomerat külüne etkisi. Katı oranı %10; (a)-100 meş Numune A; (b)-200 meş Numune A; (c)-100 meş Numune B; (d)-200 meş Numune B.

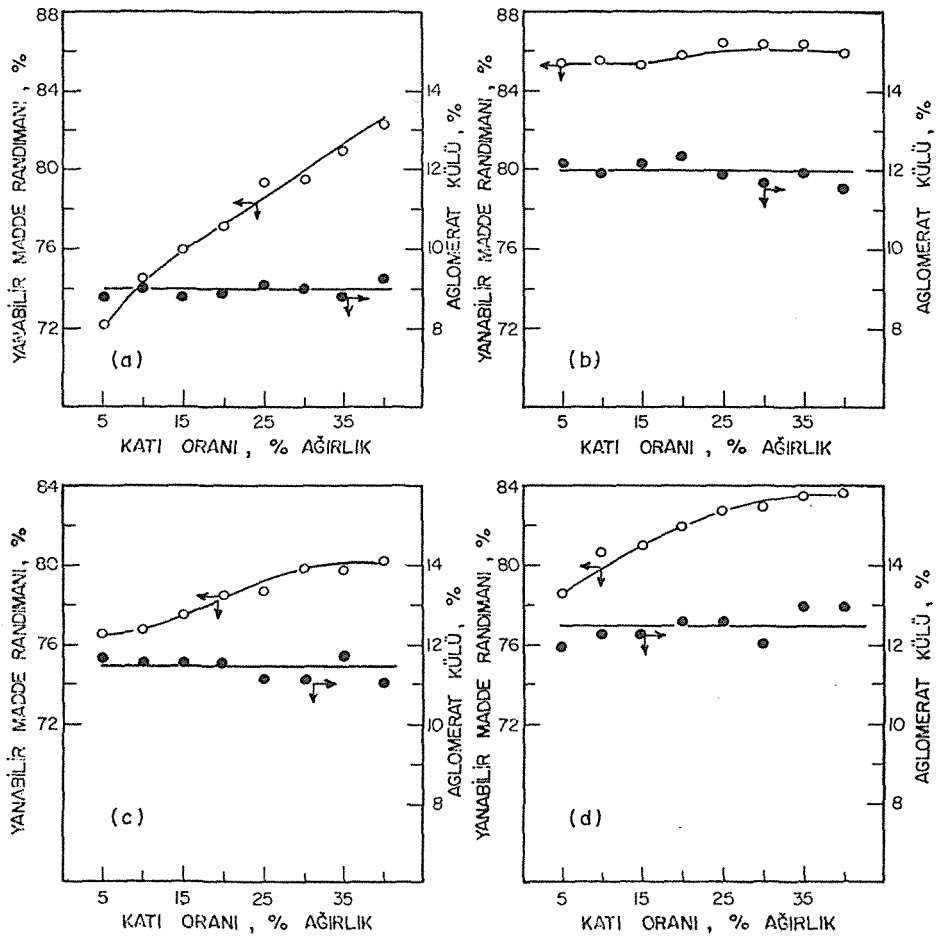
yapısını belirlemektedir. Az miktarda yağın kullanılmasıyla gevşek floküle bir yapı oluşmakta ve yağ miktarının artırılmasıyla da bu gevşek yapı içinde sulu ortamın doldurduğu gözenekler giderek artan oranlarda yağ ile kaplanmakta ve daha kompakt bir yapı oluşmaktadır(Meadus ve Sparks, 1983). Gevşek yapılı aglomeratların gözeneklerini kaplayan su içindeki şist ve mikst taneciklerin aglomeratların külünü artırdığı sanılmaktadır.

%10 kül içeren kömür elde etmek için 100 meş'in altına öğütülmüş flotasyon brüt kömür numunesi için %12-14 düzeyinde gazyağı gerekirken, 200 meş'in altına öğütülmüş aynı tür numune için gerekli yağ konsantrasyonu %22 dir. Daha ince öğütme neticesinde yüzey alanının artması nedeniyle yağ kullanımı artmış olmakla birlikte kömür ve mineral maddeler arasındaki serbestleşmenin artması nedeniyle de randıman %80' den %83' e çıkmıştır. Ara ürün numunesinde de benzer sonuçlar alınmıştır. Ancak,aynı kül düzeyinde elde edilebilecek kömürdeki yanabilir madde randımanı flotasyon numunesine göre 4-5 puan daha düşük kalmıştır ki bu da ara ürün numunesinde serbestleşmenin daha az olabileceğine bağlanmaktadır.

4.2. Katı Madde Oranının Etkisi

Şekil 2, süspansiyondaki katı madde oranının her iki numune için randıman ve kül yüzdelerine olan etkisini göstermektedir. Literatürde rapor edilmiş çalışmalarda da (Nicol ve Brown, 1977; Pawlak ve diğ., 1985) belirtildiği gibi katı oranının aglomeratların kül yüzdesi üzerinde önemli bir etkisi görülmemiştir. Yanabilir madde randımanı ise artan katı oranına bağlı olarak artmıştır. Süspansiyondaki katı oranı arttıkça karıştırma esnasında katı taneciklerinin, yağ kürecikleri ve birbirleri ile olan çarpışma olasılıkları artmaktadır. Bunun da randımandaki artışın nedeni olduğu sanılmaktadır.

Yağ aglomerasyonu için gerekli ekipman kapasitesini belirleyecek olan en önemli faktörlerin arasında aglomerat oluşumu için gerekli zaman ve katı oranı bulunmaktadır. Katı oranındaki artışa bağımlı olarak aglomeratların oluşumu için gerekli zamanın azalıyor olması da bilinmektedir(Swanson ve diğ., 1977). Deney sonuçlarından da görüldüğü gibi %30 katı oranının üzerinde aglomerasyon



Şekil 2. Katı oranının yanabilir madde randımanına ve aglomerat külüne etkisi. (a)-100 meş Numune A, yağ kons. %18; (b)-200 meş Numune A, yağ kons. %18; (c)-100 meş Numune B, yağ kons. %14; (d)-200 meş Numune B, yağ kons.%14.

mümkün görünmektedir. Bu yönüyle yağ aglomerasyonu, flotasyona göre daha avantajlıdır. Flotastonda yüksek katı oranları temiz kömür külünü artırmakta(Ünlü ve Doğan, 1986) ve bu nedenle de katı oranının düşük (%10) tutulması gerekmektedir.

4.3. Yağ Türünün Etkisi

Tablo 1' de gazyağı ve kok fırını yan ürünü solvent nafta ile yapılan deneylerin sonuçları verilmiştir. Her iki yağ türü ile aynı yağ konsantrasyonunda elde edilen aglomeratların kül yüzdeleri pek farklı olmamakla birlikte gazyağı biraz daha yüksek randıman sağlamıştır. Gazyağı ve solvent nafta gibi ince(hafif) yağların düşük küllü aglomeratların elde edilmesinde, kalın(ağır) yağların ise randımanın yüksek olması istendiği durumlarda daha uygun olduğu belirtilmektedir(Pawlak ve diğ., 1985). Kalın yağlar ince yağlara göre daha ucuzdurlar ve daha dayanıklı aglomeratlar oluşturmaktadırlar. Bu nedenle ince ve kalın yağların optimum oranlarda karıştırılarak kullanılması da literatürde rastlanan bir yöntemdir.

Tablo 1. Yağ Aglomerasyonunda Kullanılan Gazyağı ve Solvent Naftanın Etkilerinin Karşılaştırması.
(-100 meş flotasyon brüt kömür numunesi, %10 katı)

Yağ Türü	Yağ Konsantrasyonu	Yanabilir Madde Randımanı	Aglomerat Külü
Gazyağı	%14	%79,7	%10,14
	%18	%78,0	% 8,78
Solvent nafta	%14	%76,6	% 9,70
	%18	%72,7	% 8,69

5. SONUÇLAR

Bu çalışmada Zonguldak toz kömürü ile elde edilen sonuçlar, kullanılan yağ miktarının ve tane boyunun yağ aglomerasyonunda en önemli iki etken olduğunu doğrulamaktadır. İyi bir aglomerasyon rejimi oluşturabilmek ve düşük küllü aglomeratlar elde edebilmek için brüt kömürün, standard flotasyon boyutundan daha ince öğütülmesi gerekmektedir. Belli bir öğütme inceliğinde yapılan deneylerde, yağ miktarı arttıkça aglomeratlardaki kül miktarı azalmaktadır. Öğütme inceliği artırıldığında ise çok daha düşük küllü kömür elde etmek mümkündür. Aglomerasyon yöntemiyle, %10-12 veya daha az kül içeren kömürün oldukça yüksek randımanlarla elde edilmesi mümkün görünmektedir. Bu değerler, aglomerasyonun palptaki katı oranına karşı pek duyarlı olmaması nedeniyle, flotasyona göre çok daha yüksek palp katı oranlarında elde edilebilmektedir. Deneylerimizde aglomeratların nem miktarı belirlenmemiş olmakla birlikte yağ aglomeratları halindeki konsantrelerin flotasyon konsantrelerine göre daha kolay ve daha düşük nem oranlarına susuzlaştırılabildikleri de bilinen bir gerçektir.

Bu sonuçlar doğrultusunda, yağ aglomerasyonu teknik açıdan flotasyona göre daha üstün görünmekle birlikte, aglomerasyonda kullanılan yağ miktarının flotasyonda kullanılanın yaklaşık 200 kere daha fazlası olması ekonomik açıdan büyük bir engel oluşturmaktadır. İlave edilen yağın ucuz ve verimli bir şekilde geri kazanılabileceği düşünülse bile, yöntemin brüt flotasyon malzemesinin temizlenmesinde uygulanabilirliği ekonomik açıdan çok detaylı bir şekilde araştırılmalıdır. Yağ masrafının düşürülebilmesi için aynı deneylerin daha ucuz olan ağır yağlarla yapılması ve sonuçların karşılaştırılması yerinde olacaktır.

Flotasyona giren malzemenin sınıflandırılarak, flotasyonda sorun yaratan ince kısımlardaki (örneğin -100 meş) malzemenin konsantrasyonu veya denize atılan mevcut flotasyon artıklarındaki kömür kaçaklarının kazanılmasında yağ aglomerasyonunun daha ekonomik olabileceği görüşüyle bu yöndeki çalışmalarımız sürdürülmektedir.

6. KAYNAKLAR

CAPES, C.E., 1980; "Principles and Applications of Size enlargement in Liquid Systems", Fine Particles Processing, P. Somasundaran(Ed.), AIME, New York, Cilt 2, s.1442-1462.

GUERRA, E.A. ve diğ., 1986; "A Comparative Study of Oil-based Beneficiation Processes of Ultrafine Brazilian Coals", CIM 10th Int. Coal Prep. Congr., Edmonton, Canada, s. 105-121.

HAZRA S.K. ve diğ., 1986; "Studies on the Performance of an Oil Agglomeration Process Evaluated From Bench-scale Batch and Continuous Operations with Critical Variables", CIM 10th Int. Coal Prep. Congr., Edmonton, Canada, s. 163-177.

KESKİN, Y. ve ÇUHADAROĞLU, D., 1987; "Zonguldak Çatalağzında Kurulmakta Olan Termik Santralın Yakıt Gereksiniminin Karşılanması", Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik 10. Kongresi Bildiriler Kitabı, TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayını, Ankara, s. 521-527.

MEADUS, F.W. ve SPARKS, B.D., 1983; "Effect of Agglomerate Pore Structure on Efficiency of Solid-liquid Separation by an Agglomeration Technique", Separation Science and Technology, Cilt 18, s. 341-362.

MEHROTRA, V.P. ve diğ., 1980; "Oil Agglomeration Offers Technical and Economical Advantages", Mining Engineering, Cilt 32, Sayı 8, s. 1230-1235.

NICOL, S.K. ve diğ., 1980; "Oil Assisted Dewatering of Fine Coal", Fine Particles Processing, P. Somasundaran(Ed.), AIME, New York, Cilt 2, s. 1661-1675.

NICOL, S.K. ve BROWN, A., 1977; "An Experimental Appraisal of the Beneficiation of Fine Coal by Selective Agglomeration", Proc. Australas. Inst. Min. Metall. Sayı 262, s. 49-55.

PAWLAK, W. ve diğ., 1985; "Selective Agglomeration of Low Rank Bituminous and Subbituminous Cretaceous Coals", Proc. 4th Int. Symp. on Aglomeration, Toronto, Iron and Steel Soc., Warrandale, PA, s. 907-915.

SWANSON, A.R. ve diğ., 1977; "Some Fundamental Aspects of the Selective Agglomeration of Fine Coal", Agglomeration 77, K.V.S. Sastry(Ed.), AIME, New York, Cilt 2, s.939-951.

UÇBAŞ, Y., 1988; "Oil Agglomeration Beneficiation of Zonguldak Coal Fines", Yüksek Lisans Tezi, Orta Doğu Teknik Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara.

SELEKTİF FLOKÜLASYON İLE LİNYİTLERİN PRİTİK KÜKÜRTTEN TEMİZLENMESİ

DESULPHURIZATION OF LIGNITES BY SELECTIVE FLOCCULATION

Mustafa TEFEK(*)

ÖZET

Bu çalışmada, selektif flokülasyon ile linyitlerden piriti uzaklaştırma olanağı incelenmiştir. Bu amaç ile, selülöz ksantatın flokülasyon etkisi test edilmiş ve çok ince pirit dağılımı içeren linyit için gerekli koşullar oluşturulmuştur.

Sonuçlar, selülöz ksantatın pirit üzerinde selektif flokülasyon etkisine sahip olduğunu ve piritin linyitlerden uzaklaştırılabileceğini göstermiştir.

ABSTRACT

In this study, the possibility of the removal of pyrite from lignites by selective flocculation was investigated. For this purpose, the flocculation effect of cellulose Xanthate has been tested and the conditions have been worked out for a particular lignite containing finely disseminated pyrite.

The results indicate definitely that cellulose xanthate produce selective flocculation effect on pyrite and the desulphurization of lignites can be achieved.

---

x Doç.Dr.Meslek Yüksekokulu Müdürü,Anadolu Üniversitesi, BİLECİK.

1.GİRİŞ

Kömürler değişik oranlarda kükürt içerir. Kükürt oranı, taş kömüründe düşük olmasına rağmen, genç kömürlerde (linyit), yükselme gösterir. Genelde, tüm kömürlerde kükürt, organik veya inorganik şekilde bulunur. Anorganik yapıda kükürdün büyük kısmı, pirit (FeS_2) halinde görülür. Kömürlerde pirit kristalleri, genelde 10-100 mikron arasında boyut dağılımı gösterir.

Hava kirliliği açısından, endüstride kullanılan kömür pirit kaynaklı kükürt içermemelidir. Bu nedenle kullanım öncesi kömürün piritten arındırılması gerekir. Bazı durumlarda arındırmanın gerçekleşmesi amacıyla, ince öğütme ile kömür-pirit serbestleşmesinin sağlanması zorunludur.

Kömürden piritin arındırılması, fiziksel, kimyasal ve biokimyasal yöntemler ile gerçekleştirilebilir (Brown,1962; Frank,1976; Ernest,1980; Silverman,1963; Tridade,1974). Fakat bu yöntemlerin çoğu, çok ince boyut dağılımını gösteren kömürlerde etkisiz kalmakta ve pahalı oluşları nedeniyle uygulama alanı bulamamaktadır. Genelde ince boyut dağılımı gösteren tüm sistemlerde, cevher zenginleştirme yöntemleri etkinlik gösterememektedir.

Bazı durumlarda, ince boyut dağılımı gösteren sistemlerde minerallerin ayırımı için, selektif flokülasyon yararlı bir yöntem olabilir. Selektif flokülasyon, minerallerin ayırımında yüzey kimyasını uygulayan bir tekniktir (Yarar,1970; Friend,1973). Bu yöntemle elde edilen bir çok ümit verici sonuçlar raporlarda belirtilmiştir (Tefek,1978; Attia,1974; Beavers,1951; Read,1976).

Bu çalışmada, kükürtlü linyitlerden piritin selektif flokülasyonla uzaklaştırılması konu edilmiştir. Bu amaçla, ince boyut dağılımı gösteren sistemden piritin selektif flokülasyonu için sodyum selüloz ksantat kullanılmıştır.

2.DENEY TEKNİĞİ VE MİNERALLER

2.1.Deneylerde İzlenen Yol

Elektroteknik ölçümler için pirit numunesi, laboratuvar tipi çeneli kırıcıdan geçirildikten sonra titreşimli ve mikron değirmende öğütülmüştür. Öğütülen piritin -3 mikronluk kısmı dekantasyonla elde edilerek elektroforetik ölçümler için kullanılmıştır. Hazırlanan -3 mikronluk kısım, istenen pH'da 15 dakika kondisyonlandıktan sonra mobilite ölçümü yapılmıştır. Mobilite, mikron/sn/volt/cm olarak ifade edilmiştir. Ölçümler için dikdörtgen kesitli mikroelektroforez hücresi (Tefek,1978) kullanılmıştır.

Selüloz ksantatın flokülasyon özellikleri, türbidimetrik yöntem ile incelenmiştir. Verilen pH değerinde, 500 ml mineral süspansiyonu % 1 katı ölçüsünde hazırlanarak magnetik karıştırıcı ile 15 dakika şiddetle karıştırılmıştır. Nişasta eki yapıldığı durumlarda, karıştırma işlemi 1 dakika uzatılmıştır. Sonra selüloz ksantat eklenerek, 30 saniye daha devam eden karıştırmanın şiddeti azaltılmıştır. 1,5 dakika sonra karıştırma işlemi sona erdirilerek 3 dakika süreyle dinlenmeye bırakılmıştır. Dinlenme sonunda, süspansiyonun üst kısmından küçük bir örnek alınarak transmisyon yüzdesi bir spektrofotometre yardımıyla ölçülmüştür.

Linyitin selektif flokülasyonu için 100 gram numune 200 ppm tetra sodyum pirofosfat içeren 200 ml su (pH=10,2) ile karıştırılarak 38 mikron altına öğütülmüştür. Öğütme sonucu elde edilen süspansiyon 1 litrelik behere konmuş ve 200 ppm sodyum tetra pirofosfat içeren 700 ml su (pH=10,2) kullanarak katı oranı % 10'a düşürülmüştür. Mekanik karıştırıcı ile yüksek devirde karıştırılan süspansiyona 15 dakika sonra nişasta eki yapılmış ve karıştırma işlemine son verilmiştir. Elde edilen ana süspansiyondan, ağzı kapanabilen bir mezür (250 ml) ile alınan süspansiyon numunesine 5 dakika vibrasyon uygulandıktan sonra, 10 ppm flokülant eki yapılmış ve mezür yavaşça başaşağı 10 kez döndürülmüştür.

Çöken kısım (artık) süspansiyondan (konsantre) dekantasyonla ayrılmıştır.

2.2.Mineraller

Deneylerde kullanılan mineral ve kömür numunelerinin çeşitleri, özellikleri ve numunelerin alındığı yerler Çizelge 1'de belirtilmiştir:

Mineral ve taşkömürü numuneleri kırma ve öğütme işlemlerinden geçirildikten sonra, -20 mikronluk kısımlar dekantasyonla elde edilerek deneylerde kullanılmıştır.

Çizelge 1. Mineral ve Kömür Numuneleri

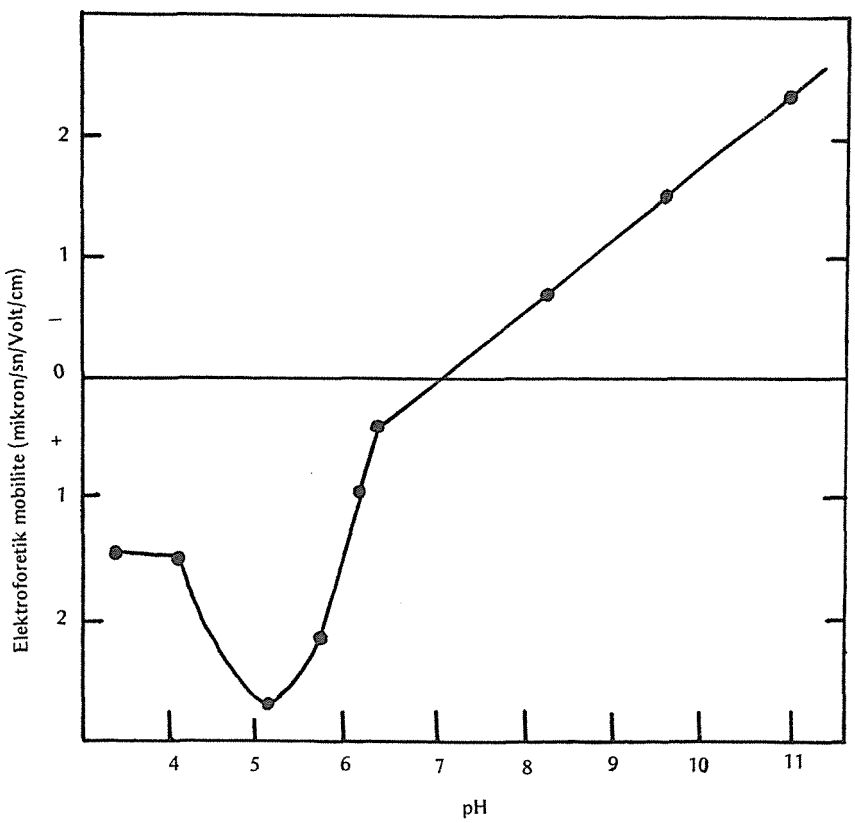
Mineral	Özellik	Yer
Pirit	Dipiramidal Kristal	Murgul
Kaolinit	Yıkanmış	Deresakarı-Bilecik
İllit	Yıkanmış	İnhisar-Söğüt
Taşkömürü	---	Üzülmez-Zonguldak
Taşkömürü(okside)	$KMnO_4$ ile okside edilmiş	Üzülmez-Zonguldak
Montmorillonit	Yıkanmış	Sarıcakaya-Eskişehir
Linyit	Yüksek kükürtlü	Çorak-Bolu

Yüksek oranda kükürt içeren linyit numunesinde piritin serbestleşmesi için ince öğütmenin gereği ön çalışmalar doğrultusunda belirlenmiştir. Kuru linyitin yapılan analizi; % 5,2 nem, % 18 kül, % 3,9 piritik kükürt, % 7,8 toplam kükürt ve 5700 Kcal/kg ortalama kalorifik değer göstermiştir. İnce öğütme işlemi öncesi, linyit kırma ve kaba öğütme işlemleri ile 48 meş altına indirilmiştir.

Sodyum selülöz ksantat ve nişasta (mısır) çözeltileri laboratuvarda hazırlanmıştır. Tüm deneylerde damıtık su kullanılmış, pH ayarları NaOH ve HCl ile yapılmıştır.

3. DENEY SONUÇLARININ DEĞERLENDİRİLMESİ

Sulu ortamda, pirit elektroforetik mobilitesinin pH değerlerine göre değişimi Şekil 1'de gösterilmiştir. Görüldüğü gibi, piritin elektriksel yalıtkanlık noktası (Iso electric point), pH=7 değerinde oluşmaktadır. Bu nokta üzerinde pirit yüzeyi negatif yük taşımakta ve pH artışına bağlı olarak negatif yük değeri de artış göstermektedir. Elektriksel yalıtkanlık noktası altında ise pirit yüzeyindeki yük işaret değiştirerek pozitif olmaktadır. Bu durum, literatürde yapılan çalışmalar ile uyum içindedir (Ball, 1976).

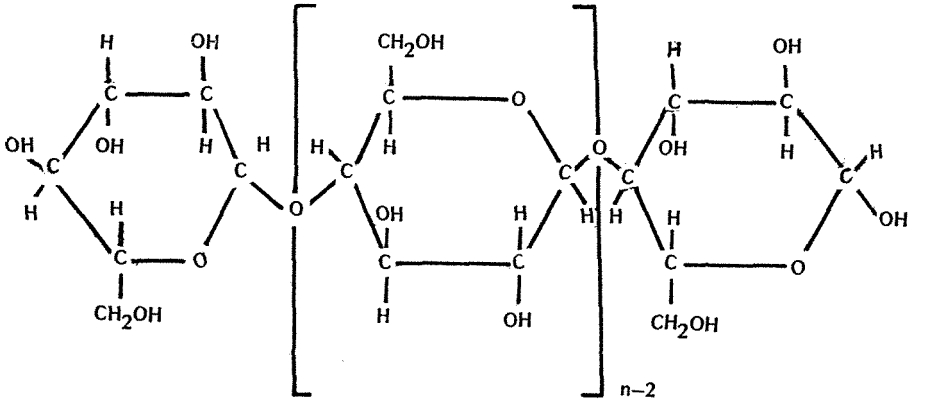


Şekil 1. Pirit elektroforetik mobilitesinin, pH değerlerine göre değişimi.

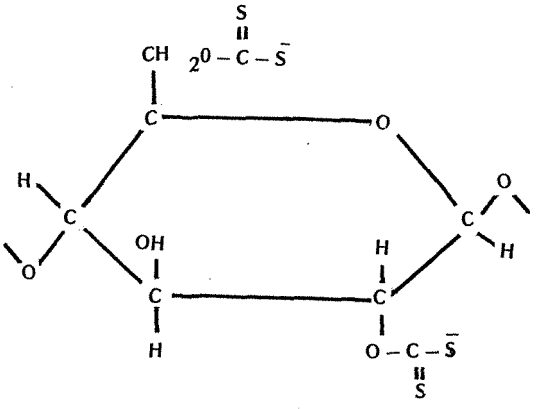
Pirit elektroforetik mobilitesinin, pH değerlerine göre değişim eğrisi genelde iki bölümde incelenebilir. Elektroforetik mobilitenin pozitif olduğu birinci bölümde, elektroforetik mobilite-pH değişimi doğrusal değildir. Bununla birlikte, elektroforetik mobilitenin negatif olduğu ikinci bölümde sözkonusu değişim doğrusaldır. Bu durum, pirit yüzeyinin birinci bölümde sülfürlü yüzey (FeS_2), ikinci bölümde ise bir oksit yüzeyi ($Fe(OH)_2$) gibi davranmasından kaynaklanabilir.

Düşük moleküler ağırlıklı ksantatlar, kükürtlü ve kükürtlendirilmiş mineraller için selektif flotasyon kollektörleri olarak kullanılır. Bu selektivite, verici (donar) olarak kükürt içeren ksantatların; Ca^{+2}, Ba^{+2}, Mg^{+2}, Al^{+3} gibi metal katyonları ve silika gibi anyonlar ile reaksiyona girmemesinden kaynaklanır. Bununla birlikte ksantatların, Cu^{+2}, Co^{+2}, Ni^{+2}, Zn^{+2} ve Fe^{+2} gibi geçiş (transition) metal katyonlarıyla suda çözünmeyen bileşikler oluşturduğu bilinmektedir (Attia,1974). Bu nedenle, selüloz gibi uzun zincirli polimerlere bağlandığında, ksantatların selektif flokülant olarak davranacağı şüphesizdir. Bu amaçla hazırlanan selüloz ksantat, pirit için selektif flokülant olarak kullanılmıştır. Şekil 2'de selüloz ksantatın yapısı görülmektedir.

Selüloz ksantatın, pirit, kömür, kaolinit, montmorillonit ve illit süspansiyonları üzerindeki flokülasyon etkisi Çizelge 2'de verilmiştir. Görüldüğü gibi selüloz ksantat, kaolinit, montmorillonit ve illit süspansiyonları üzerinde flokülasyon etkinliği göstermemektedir. Bununla birlikte, pirit ve taşkömürü (okside olmamış) süspansiyonları için selüloz ksantat etkin bir flokülasyon özelliğine sahiptir. Hafif alkali ortamda (pH=7,4) kömür ve pirit yüzeyleri negatif yük taşımaktadır. Selüloz ksantat molekülleri negatif yüklü olmalarına rağmen, karşılıklı itişme yerine flokülasyon oluşması selüloz ksantatın pirit ve kömür yüzeyine spesifik olarak adsorbe olduğunu göstermektedir. Nişastanın varlığı selüloz ksantatın kömür yüzeyine adsorbe olmasını engelleyerek flokülasyonu olumsuz kılmaktadır. Bilindiği gibi nişasta kömür flotasyonunda bastırıcı reaktif olarak



Selüloz



Selüloz ksantat

Şekil 2. Selüloz ve selüloz ksantatın yapısı.

Çizelge 2. Selüloz Ksantatın Flokülasyon Özellikleri

Mineral	Flokülant Konsantrasyonu	Kişasta	pH	Transmisyon, %
Kaolinit	1 ppm	----	10,2	0
	5 ppm	----	10,2	0
	10 ppm	----	10,2	0
İllit	1 ppm	----	10,2	0
	5 ppm	----	10,2	0
	10 ppm	----	10,2	0
Montmorillonit	1 ppm	----	10,2	0
	5 ppm	----	10,2	0
	10 ppm	----	10,2	0
Taşkömürü	1 ppm	----	7,4	28
	5 ppm	----	7,4	41
	10 ppm	----	7,4	76
	10 ppm	5 ppm	7,4	6
	10 ppm	----	10,2	18
	10 ppm	5 ppm	10,2	0
Taşkömürü (Okside)	10 ppm	----	10,2	6
	10 ppm	----	7,4	18
	10 ppm	5 ppm	10,2	0
Pirit	1 ppm	----	10,2	61
	5 ppm	----	10,2	83
	10 ppm	----	10,2	100
	10 ppm	5 ppm	10,2	100
	10 ppm	----	7,4	100

kullanılmaktadır. Bununla birlikte kömürün oksidasyonu da selüloz ksantatın kömür süspansiyonları üzerindeki flokülasyon etkinliğini olumsuz yönde etkilemektedir. Yüksek pH değerlerinde (pH=10,2) selüloz ksantat pirit için etkinliğini sürdürürken, kömür süspansiyonlarının flokülasyonunda yine etkisiz kalmaktadır. Bu durum oksidasyon sonucunda veya yüksek pH değerlerinde, kömür doğal yüzebirliğinde oluşan azalmadan kaynaklanabilir (Brown,1962; Frank,1976). Okside kömür süspansiyonlarında selüloz ksantatın flokülasyon etkinliğini yitirmesi, okside yüzeylere sahip olan linyitlerde piritin selektif flokülasyonu açısından ümit vericidir.

Selüloz ksantat kullanarak, linyitlerden piritin selektif flokülasyonla uzaklaştırılması, aşağıda belirtilen nedenlere bağlı olarak uygun bir sistem oluşturmaktadır:

a- Yüksek pH değerinde (pH=10,2), linyitin içerdiği tüm mineraller negatif yük taşır. Bu nedenle karşılıklı küme oluşturma olasılığı azalır (Brown,1962; Frank,1976; Tefek, 1978).

b- Yüksek pH, oksidasyon ve nişasta, kömür için bastırıcı rol oynamaktadırlar. Bastırıcıların varlığında selüloz ksantat kömür için flokülasyon etkinliğini yitirmektedir. Bununla birlikte, selüloz ksantat pirit için etkin bir flokülanttır.

c- Yüksek mineral yoğunluğu nedeniyle pirit flokülleri, diğer minerallere kıyasla daha hızlı çökerler.

Linyit numunesi üzerinde yapılan flokülasyon çalışmalarının sonuçları, Çizelge 3'de verilmiştir. Sadece flokülant kullanımında selektivite elde edilmemiştir (Test 1). Selektiviteyi artırma amacıyla, nişasta (Test 2) ile tetra sodyum pirofosfatın (Test 3) ayrı ayrı ve birlikte kullanımı incelenmiştir. İzleneceği gibi, nişasta ve tetra sodyum pirofosfatın birlikte kullanımı ayırımı olumlu yönde etkilemektedir (Test 4). Bilindiği gibi tetra sodyum pirofosfat kil ve oksit mineralleri için kullanılan, süspansiyon dengesini artırıcı (dağıtıcı) bir reaktiftir. Buna rağmen ön çalışmalar şlam kaplamanın önlenebilmesi ve etkin bir süspansiyon dengesi eldesi için mekanik karıştırma yerine

Çizelge 3. Linyitten Piritin Selektif Flokülasyonu

Test No	Ürünler	Ağırlık, %	Pirit, %	Pirit dağılımı
1	Konsantre	49	3,81	48
	Artık	51	4,00	52
2	Konsantre	82	3,6	76
N=5 ppm	Artık	18	5,2	24
3	Konsantre	78	3,3	66
TSP=200 ppm	Artık	22	6,0	34
4	Konsantre	76	2,5	45
N=5 ppm TSP=200 ppm	Artık	24	8,3	55
5	Konsantre	65,7	1,35	6
N=5 ppm	Ana artık	24	8,3	55
TSP=200 ppm	İki temizleme artığı	10,3	16,0	39

Tüm testler, pH=10,2'de ve 10 ppm flokülant kullanarak yapılmıştır.
(N=Nişasta, TSP=Tetra Sodyum pirofosfat)

vibrasyon uygulanmasının zorunlu olduğunu göstermiştir.

Piritin istenilen seviyeye düşürülmesi için konsantrenin temizlenmesi gerekmektedir. İki temizleme sonucunda pirit, % 1,35'e kadar düşürülmüştür. Bu durum, selektif flokülasyonun, linyitlerin piritten arındırılmasında ümit verici bir yöntem olarak görülmesi açısından sevindiricidir.

Sonuçlar, konsantre ağırlığının düşük olduğunu göstermektedir. Bununla birlikte, konsantre ağırlığını artırma konusunda yapılacak olan çalışmaların olumlu sonuç vereceği ümit edilmektedir.

Normal cevher zenginleştirme işlemlerinin uygulanması olanaksız görülen çok ince taneli (-38 mikron) linyit süspansiyonlarından piritin selektif flokülasyonla uzaklaştırılması, selektif flokülasyonun cevher zenginleştirme açısından önemini açıkça ortaya koymaktadır.

4.SONUÇLAR

Bu çalışmada elde edilen sonuçlar, aşağıda belirtilmiştir:

1- Piritin elektriksel yalıtkanlık noktası pH=7 değerinde oluşur.

2- Selüloz ksantat pirit için etkili bir flokülanttır.

3- Selüloz ksantat, okside olmamış kömür üzerinde flokülasyon özelliği göstermesine rağmen, flokülasyon etkinliğini; kömürün oksidasyonu sonucunda yüksek pH değerlerinde ve nişastanın varlığında yitirmektedir.

4- Kaolinit, illit ve montmorillonit süspansiyonları için selüloz ksantat flokülasyon etkinliğine sahip değildir.

5- Selüloz ksantatın selektif flokülant olarak kullanılmasıyla, piritin linyitlerden uzaklaştırılması olası görülmektedir.

K A Y N A K L A R

Attia Y.A.I., 1974;
Selective flocculation of copper minerals.
Ph.D.Thesis, Univ.of London

Ball. B. and Rickard R.S., 1976;
Flotation, Soc. Mining Engn.,p.458

Beavers A.H.and Marshall C.E., 1951;
Proc.Soil.Sci.Soc.Am.,Vol.15,p.142, 1950

Brown D.J., 1962;
Froth flotation, Soc.Mining Engng.,p.518

Ernest A.D. et al, 1980;
Mining Engng. Vol.32, No.8,p.1215

Frank F.A.,1976;
Flotation, Soc.Mining Engn.,p.1235

Friend J.P. and Kitchener J.A., 1973;
Chem.Engng.Sci.,Vol.28,p.1071

Read A.D. and Hollick C.T., 1976;
Minerals Sci.Eng., Vol.8, No:3,p.202

Silverman. M.P. et al., 1963;
Fuel, Vol.42 p.113

Tefek, M., 1978;
Studies of the processing of ferruginous bauxite
Ph.D.Thesis, Univ.of Wales, Cardiff

Tridade S.G. et al., 1974;
Fuel, Vol.53, p.178

Yarar B. and Kitchener J.A., 1970;
Trans.Instn.Min.Metall.Sect.C.Vol.79,p.23

HEKİMHAN-KARAKUZ DEMİR CEVHERİNDEN KONSANTRE ÜRETİMİ

CONCENTRATION OF HEKİMHAN-KARAKUZ IRON ORE

Hayrünnisa DİNÇER(*)
Gündüz ATEŞOK(**)
Güven ÖNAL(***)
Neşet ACARKAN(****)

Ö Z E T

Çalışmada öncelikle, T.D.Ç.İ.Hekimhan Madenleri Müessesesi Müdürlüğünden temin edilen cevherin fiziksel, kimyasal ve mineralojik özellikleri saptanmıştır.

Çalışmanın ikinci aşamasında, çeşitli boyut gruplarına indirilen cevher üzerinde manyetik ve gravite ayırma deneyleri yapılmıştır. Çalışmanın son aşamasında ise, ön deneylerin verdiği sonuçların ışığında en uygun proses akım şemasının tesbiti için, doğrudan sinterlik konsantre veya daha iri boyutlardan başlayarak kademeli konsantre üreten proseslere ait çalışmalar, numunenin tümü üzerinden ve çeşitli boyutlarda yürütülmüştür.

A B S T R A C T

In this study, first, mineralogical, chemical and physical properties of Hekimhan-Karakuz Iron Ore sample were determined, obtained from Hekimhan Mines of Turkish Iron and Steel Corporation (TDÇİ).

In the second stage, gravity and magnetic separation tests were carried out on the various size fractions suitable for sintering.

In the final stage, it was attempted to find the applicable flow-sheet for the process considering the preliminary and final concentration tests for the production of iron concentrate to be sintered directly. The final concentration tests were done on the whole sample in different size fractions starting from coarse to the fine in order to produce concetrates in stages.

* Araş.Gör.,İ.T.Ü.Maden Fakültesi,Maden Bölümü,Maslak-İstanbul
** Doç.Dr., " " "
*** Prof.Dr., " " "
**** Doç.Dr., " " "

1. GİRİŞ

İzabeye elverişli olabilmesi için demir cevherlerinin bazı fiziksel ve kimyasal özelliklere sahip olması gerekmektedir. Aranan fiziksel özellikler daha çok cevher tanelerinin boyut ve mukavemetleri ile, kimyasal özellikler ise esas olarak Fe, P ve alkali (Na_2O+K_2O) içerikleri ile bağıntılıdır.

Demir cevherlerinde önem taşıyan Fe, P ve alkali içerikleri için belirlenen limitler, izabe sonrası işlemlerde uygulanan yöntemlerle ilgili olarak değişmektedir.

Fe içeriğinde tespit edilen alt sınır daha çok ekonomik nedenlere dayalıdır. Dünyadaki uygulamalarda %50 olarak belirlenmiştir. Ancak, son yıllarda yüksek Fe içerikli demir konsantreleri ekonomik önem kazanmış olup, %68 ve daha fazla Fe içeren konsantre üretimlerine doğru hızlı bir eğilim görülmektedir.

Fosfor içeriğindeki sınır pik'ten çelik yapımına geçişte uygulanan yönteme bağlıdır. Ülkemizde uygulanan yöntemler için yüksek fırına beslenen cevher veya konsantrede fosfor içeriğinin %0.1'i geçmemesi gerekmektedir.

Alkali oranı, yüksek fırındaki çalışma koşullarına etkisi yönünden önem taşımakta olup, %0,35'in altında olması istenmektedir.

Cevherler üzerinde yapılan kimyasal analizler sonucunda numunenin %1,72 (Na_2O+K_2O), %0,1 P ve %41,50 Fe saptanmıştır.

Bu veriler dikkate alındığında ülkemizdeki demir-çelik endüstrisinin koşulları uyarınca Hekimhan-Karakuz yöresi demir cevherini zenginleştirme gereksinimi ortaya çıkmaktadır. Bu gereksinimden hareket ederek yapılan ve bu çalışmada yer alan zenginleştirme çalışmalarında bir taraftan cevherin alkali içeriğini %0,35'in altına indirmek, diğer taraftan da Fe içeriğini en az kayıpla en yüksek düzeye çıkarmak amacı güdülmüştür. Tuvenan cevherin P içeriği kabul edilebilir değerde olduğu için, çalışmalarımızda değerlendirme dışında bırakılmıştır.

2. MATERYAL VE YÖNTEM

2.1. Deneylerde Kullanılan Materyal

Deneyler, tamamı 100 mm boyutu altında bulunan ve yaklaşık 1 ton civarında olan temsili numune üzerinde yapılmıştır. Deneylere esas olan numunenin tam kimyasal analizi sonuçları ÇİZELGE 1'de verilmiştir.

ÇİZELGE 1. Hekimhan-Karakuz Demir Cevherinin Tam Kimyasal Analiz Sonuçları

Madde	%
Fe	41.50
SiO_2	23.50
Al_2O_3	7.03
Mn	0.50
MgO	0.18
CaO	0.40
Na_2O	0.47
K_2O	1.25
P	0.10
S	0.20
TiO_2	0.10
Kızdırma Kaybı (400°C)	8.60

Tuvenan cevherin parça boyut dağılımı ile boyuta göre Fe dağılım sonuçları ise ÇİZELGE 2'de izlenmektedir.

ÇİZELGE 2. Tuvenan Cevherin Parça Boyutu ve Boyuta Göre Fe Dağılım Sonuçları.

Tane Boyutu -mm-	Miktar %	Fe, %	
		İçerik	Dağılım
-100 +50	50,5	46,46	56,5
-50 +30	11.7	44.56	12.6
-30 +19	6,2	44,77	6,7
-19 +9	6.4	44.22	6.8
-9 +6	2.0	44.22	2.1
-6 +3.36	3.0	40.27	3.0
-3.36 +1.68	3.2	37.96	2.9
-1.68	17.0	23.01	9,4
TOPLAM	100,0	41.50	100,0

Deney sonuçlarından görülebileceği üzere, parça boyutu küçüldükçe, az da olsa Fe içeriği düşmektedir.

Cevher üzerinde yapılan mineralojik incelemeler, ana demir minerallerinin götit, limonit, hematit, martit ve manyetit olduğunu; gang minerallerinin ise çeşitli silis bileşikleri ile kalsit ve barit'den oluştuğunu göstermiştir. Alkaliler ise albit, mikrolin, muskovit ve sanidin halinde bulunmaktadır.

2.2. Deneylerde Kullanılan Yöntemler

Cevheri oluşturan ana demir minerallerinden hematit 5,3 gr/cm^3; manyetit 5,2 gr/cm^3, götit 4,4 gr/cm^3 ve limonit 3,8 gr/cm^3 özgül ağırlığına sahip olup; bu mineraller ile gang mineralleri arasında önemli düzeyde özgül ağırlık farkı mevcuttur. Ayrıca sözkonusu olan demir minerallerinin manyetik duyarlılıkları diğer minerallere oranla çok yüksektir.

Ayrılması istenen minerallerin gerek özgül ağırlıkları gerekse manyetik duyarlıkları arasında yeterli ölçüde farklılık bulunuşu, özgül ağırlık farkına göre ayırma, gravite ayırması ve manyetik ayırma yöntemlerinin Karakuz cevheri için uygun olacağını göstermektedir. Yapılan bütün zenginleştirme deneylerinde bu yöntemler esas alınmıştır.

Cevher Hazırlama'da boyut küçültme işlemleri masraflı olduğundan bu işlemlere gerektiği ölçüde başvurulması ekonomik olmamaktadır. Bu husus Karakuz cevherlerinin zenginleştirilmesinde de gözönünde tutulmuş, zenginleştirmenin tamamen veya kısmen iri boyutlarda sağlanabilmesi üzerinde durulmuştur. Bu amaçla gravite ve manyetik ayırma deneylerine 30 mm boyutundan itibaren başlanmış ve çalışmalar gittikçe küçülen tane boyutlarında sürdürülmüştür.

3. UYGULANAN ÖN DENEYLER

Karakuz cevherinin 30 mm'den başlayarak 0,5 mm'ye kadar çeşitli tane boyutlarında yapılan manyetik ve gravite ayırma deneyleri ile uygulanan flotasyon deneylerinden edinilen bilgiler şu şekilde özetlenebilir.

1) Karakuz cevherinden sadece kırma-eleme ile iri boyutlarda bir ön konsantre kazanılması veya temiz bir artığın atılması mümkün görülmemektedir.

2) Deneylerin yapıldığı tane boyutlarında gravite ayırması ve manyetik ayırma yöntemleri birbirine yakın sonuçlar vermekte ise de, 1 mm altındaki zenginleştirmelerde manyetik ayırmanın metal kazanma verimi açısından daha iyi sonuçlar verdiği görülmektedir.

3) Gravite ve manyetik ayırma deneyleri neticesinde iri boyutlarda (30 mm ve 6 mm altında) %57-58 Fe içeren ve ince boyutlarda (1 mm ve 0,5 mm altında) %60-62 Fe içeren demir konsantrelerinin kabul edilebilir metal verimleriyle elde

edilebileceği görülmektedir. Kabul edilebilir verimlerle daha yüksek Fe içeriğinde konsantrelerin üretilememesinin nedeni, cevher içindeki demir mineralerinin büyük bir çoğunluğunun götit ve limonit'den oluşmasıdır. Bu durum mineralojik etüdlerden ve 38 mikron altında yapılan zenginleştirilme çalışmalarından saptanmıştır.

4) Cevher üzerinde yapılan flotasyon çalışmalarından olumlu sonuçlar alınamadığı görülmektedir. Şlamın bulunuşu flotasyonu menfi yönde etkilemektedir. Deneyler sırasında şlamın kontrol altında tutulması mümkün görülmemiştir. Şlamsız yapılan deneylerdede Fe içeriği maksimum %53 civarına çıkarılabilmiş ve Fe metal verimi %15 gibi çok düşük bir değerde kalmıştır. Şlamda demir kaybı çok yüksek olup, %50 civarındadır.

4. KADEMELİ ZENGİNLEŞTİRME DENEYLERİ

Karakuz cevheri ile yapılan ön deneyler, bu cevherden iri boyutlarda da arzu edilen içerikte demir konsantreleri elde edilebileceğini kanıtlamıştır.

Ön deneylerin verdiği sonuçların ışığında, en uygun proses akım şemasının tesbiti için, doğrudan sinterlik konsantre veya daha iri boyutlardan başlayarak kademeli konsantre üreten proseslere ait ön çalışmalar numunenin tümü üzerinde ve çeşitli boyutlarda yapılmıştır.

4.1. Boyutu -6 +0,1 mm Arasında Olan Cevhere Uygulanan Kademeli Zenginleştirme Deneyleri

Doğrudan sinterlik konsantre eldesi olanaklarını araştırmak amacıyla, cevherin boyutu 6 mm'nin altına indirilmiş ve -6 +0,1 mm boyut aralığında kademeli zenginleştirme deneyleri yapılmıştır.

Boyutu 6 mm altında olan cevher 1 mm açıklıklı elekten elenmiş ve -6 +1 mm boyut aralığına jig ile zenginleştirme uygulanmış; konsantre ile artık elde edilmiştir. Daha sonraki aşamada artık merdaneli kırıcıda 1 mm'nin altına indirilerek -6 mm boyutundaki tuvenandan üretilen -1 mm malzeme ile birleştirilmiştir. Boyutu 1 mm altında olan bu malzeme 0,1 mm açıklıklı elekten elenmiş ve -1 +0,1 mm boyut aralığındaki malzeme ile manyetik ayırma deneyleri yapılmıştır.

Laboratuvar tipi jig ve endüi silindirli, yüksek alan şiddetli kuru manyetik ayırıcıda yapılan deneylerin sonuçları ÇİZELGE 3'de verilmiştir. Deney sonuçlarından da görülebileceği gibi, %57,42 Fe içeren konsantre %68 metal kazanma verimiyle üretilebilmektedir. Elde edilen bu sinterlik konsantrenin tam kimyasal analiz sonuçları ÇİZELGE 4'te verilmiştir.

ÇİZELGE 3. Tamamı 6 mm Altına İndirilen Cevherden, Sinterlik Konsantre Üretmeye Yönelik Yapılan Deneylerin Sonuçları.

Ayırmaya Giren Numune	Ürünler	Miktar %	Fe, %		Girene Göre	
			İçerik	Verim	Miktar %	Verim %
-6 +1 mm (Jig ile zenginleştirme)	KONSANTRE	57,3	57,01	72,66	38,7	53,54
	ÖN ARTIK	42,7	28,49	27,14	--	--
	TOPLAM	100,0	44,83	100,0	--	--
-1 +0,1 mm boyut grubu ile ön artık numunesi beraberliği (Manyetik Ay.)	KONSANTRE	24,20	59,00	42,01	10,0	14,32
	NİHAİ ARTIK	75,8	26,02	57,99	31,3	19,76
	TOPLAM	100,0	34,00	100,0	--	--
-0,1 mm		--	25,50	--	20,0	12,38
T O P L A M		--	--	--	100,0	100,00

ÇİZELGE 4. Boyutu -6 +0,1 mm Arasında Olan Demir Konsantresinin Tam Kimyasal Analiz Sonuçları.

Madde	İçerik (%)
Fe	57,20
SiO_2	9,43
Al_2O_3	2,55
CaO	0,11
Mn	Eser
MgO	0,31
TiO_2	0,08
S	0,36
Na_2O	0,22
K_2O	0,11
P	0,07
Kızdırma Kaybı	4,80

4.2. Boyutu -30 mm Altında Olan Cevhere Uygulanan Kademeli Zenginleştirme Deneyleri

Boyutu 30 mm'nin altına indirilen cevher, 6 mm, 1 mm ve 0,1 mm açıklıklı eleklerden elendikten sonra -30 +6 mm boyut aralığına ağır ortam ile zenginleştirme, -6 +1 mm boyut aralığına jig ile zenginleştirme, -1 +0,1 mm boyut aralığına da yüksek alan şiddetli manyetik ayırma ile zenginleştirme uygulanmıştır. Bu uygulama sırasında elde edilen iri artıklar bir alt boyutun altına indirilmiş ve tuvenandan elde edilen malzemelerle birleştirilerek zenginleştirilmeye tabi tutulmuşlardır. (-30 +6 mm boyut aralığında üretilen artık, 6 mm'nin altına kırıldıktan sonra -6 +1 mm boyut aralığındaki tuvenan ile birlikte jige beslenmiştir).

En son aşamada, -0,1 mm tuvenan ile boyutu 0,1 mm altına indirilen manyetik olmayan ürün (artık) birleştirilerek 0,044 mm altına öğütülmüş ve yüksek alan şiddetli yaş manye-

tik ayırıcı ilemanyetik ayırma deneyi yapılmıştır. Bu ayırmadan elde edilen artık ise nihai artık olarak değerlendirilmiştir.

Yukarıda belirtilen kademeli zenginleştirme deneylerine ait sonuçlar ÇİZELGE 5'de verilmiştir.

ÇİZELGE 5. Tamamı 30 mm Altına İndirilen Cevherden Kademeli Konsantre Üretmeye Yönelik Yapılan Deneylerin Sonuçları.

Ayırmaya Giren Numune	Ürünler	Miktar %	Fe, %		Girene Göre	
			İçerik	Verim	Miktar %	Verim %
-30 +6 mm (Ağır Ortam İle Zenginleştirme)	KONSANTRE	33,0	57,80	41,25	24,80	33,69
	ARTIK 1	67,0	40,55	58,75	--	--
	TOPLAM	100,0	46,24	100,00	--	--
-6 +1 mm (Jig ile Zenginleştirme)	KONSANTRE	24,9	58,20	35,78	12,60	17,23
	ARTIK 2	75,1	34,63	64,22	--	--
	TOPLAM	100,0	40,50	100,00	--	--
-1 +0,1 mm (Manyetik Ayırma İle Zenginleştirme)	KONSANTRE	18,09	60,15	30,91	8,50	12,02
	ARTIK 3	81,91	29,69	69,09	--	--
	TOPLAM	100,00	35,20	100,00	--	--
-0,004 mm (Manyetik Ayırma İle Zenginleştirme)	KONSANTRE	15,16	63,50	33,03	8,20	12,24
	NİHAİ ARTIK	84,84	23,01	66,97	45,90	24,82
	TOPLAM	100,00	29,15	100,00	100,00	100,00

Tamamı 30 mm altına indirilmiş cevherden kademeli konsantre üretmeye yönelik yapılan deneyler sonucunda, -30 +6 mm boyut aralığında %57,80 Fe içeren konsantre %33,7 metal kazanma verimiyle, -6 +0,1 mm boyut aralığında %59 Fe içeren konsantre %29,25 metal kazanma verimiyle ve -0,044 mm boyu-

tunda %63,5 Fe içeren konsantre %12,24 metal kazanma verimiyle üretilmektedir.

Elde edilen konsantrelerdeki alkali içeriği ($Na_2O + K_2O$) genellikle %0,25'in altında bulunmaktadır.

5. KARAKUZ DEMİR CEVHERİNE UYGULANABİLECEK ZENGİNLEŞTİRME PROSESLERİ

Cevhere farklı iki boyutun altında kademeli zenginleştirme uygulanması sonucu elde edilen verilerin ışığı altında Karakuz demir cevheri için iki farklı zenginleştirme prosesi önerilebilir. Bu prosesler hakkında kesin verilerin elde edilmesi, ancak pilot çapta deneyler ile mümkün olabilecektir.

Karakuz cevherine ait Şekil 1'de verilen akım şemasında, direkt olarak sinterlik konsantre üretimi (-6+0.1 mm boyut aralığında) hedef alınmıştır. Şekil 2'de ise, kademeli olarak konsantre üretimi hedeflenmiştir.

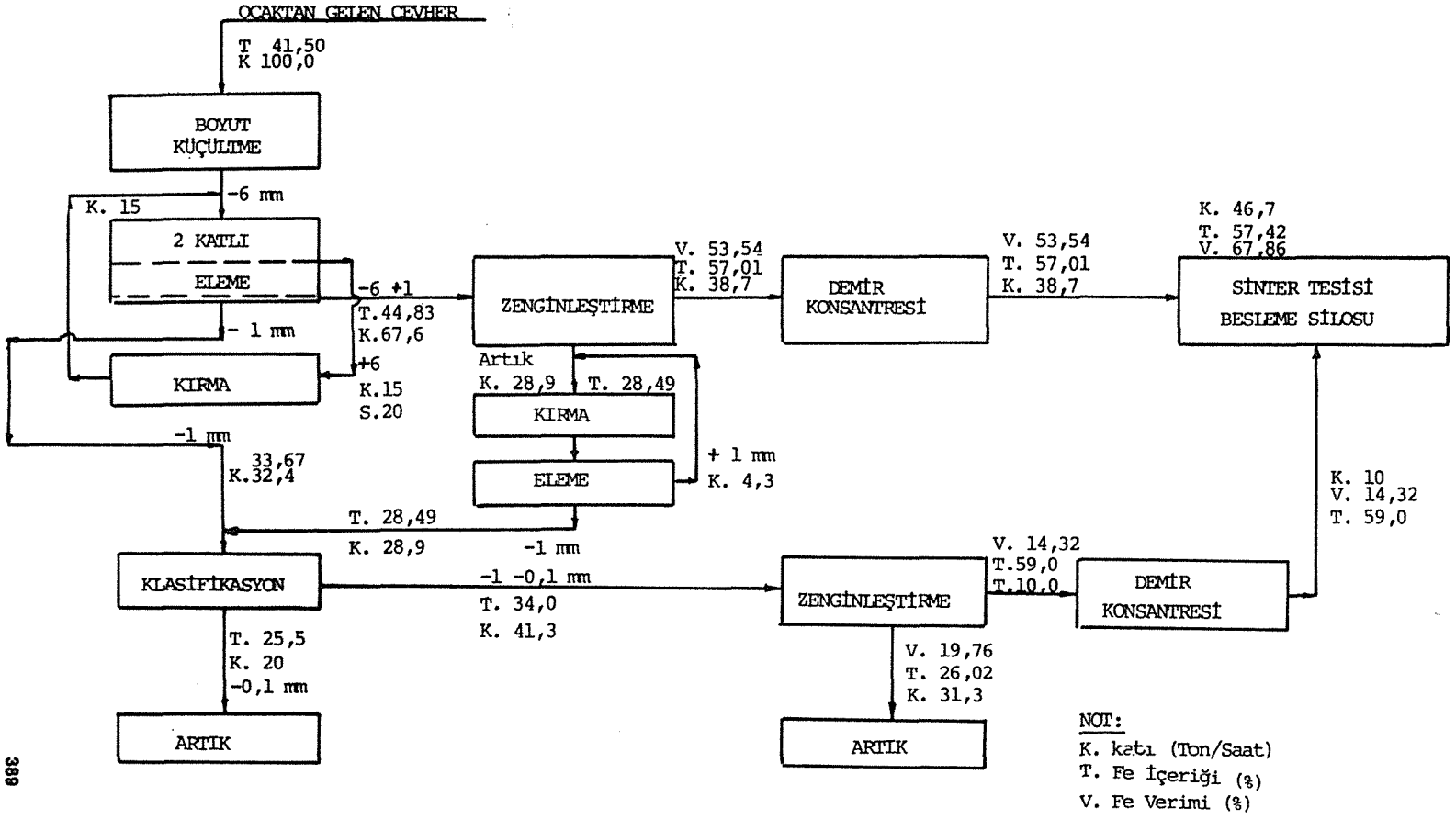
6. GENEL SONUÇLAR

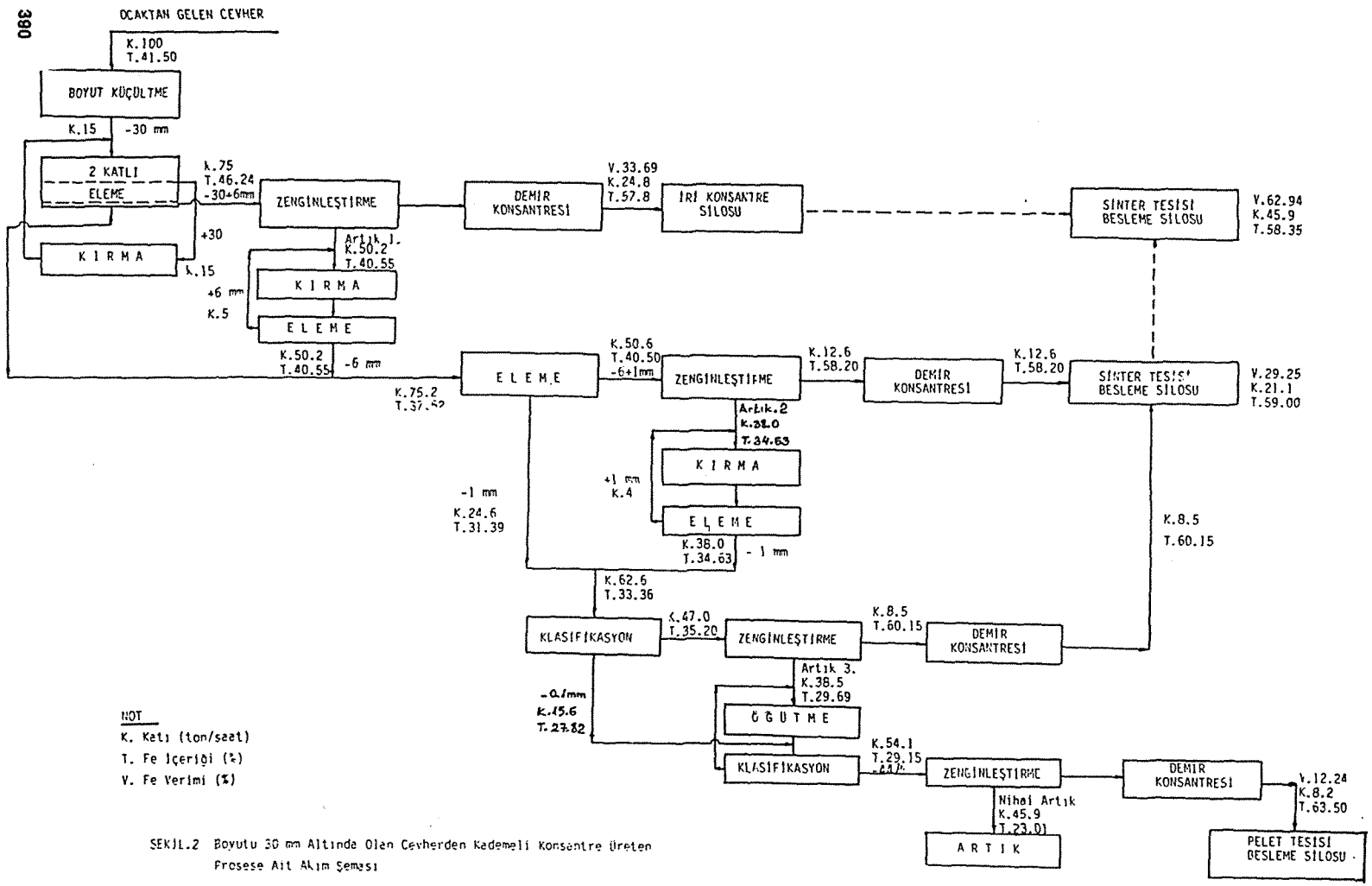
Hekimhan-Karakuz demir cevheri ile yapılan laboratuvar zenginleştirme deneylerinden edinilen bilgiler aşağıda özetlenmiştir.

1. Tamamı 6 mm altına indirilmiş Karakuz demir cevherinden -6 +0,1 mm boyut aralığında sinterlik konsantre üretmeye yönelik olarak yapılan deneyler sonucunda, %57,42 Fe içeren konsantrenin %68 metal kazanma verimiyle üretilebileceği anlaşılmıştır.

2. Tamamı 30 mm altına indirilmiş Karakuz demir cevherinden kademeli konsantre üretmeye yönelik olarak yapılan deneyler sonucunda, -30 +6 mm boyut aralığında %57,80 Fe içeren konsantre %33,70 metal kazanma verimiyle, -6 +0,1 mm

ŞEKİL 1. Sinterlik Konsantre Üreten Proses Akım Şeması.





NOT

K. Katı (ton/saat)

T. Fe İçeriği (%)

V. Fe Verimi (%)

ŞEKİL.2 Boyutu 30 mm Altında Olan Cevherden Kademeli Konsantre Üreten Prosese Ait Akım Şeması

boyut aralığında %59 Fe içeren konsantre, %29,25 metal kazanma verimiyle ve -0,044 mm boyutunda %63,5 Fe içeren konsantre %12,24 metal kazanma verimiyle üretilebileceği anlaşılmaktadır.

-30 +6 mm boyut aralığında elde edilen konsantre sinterlik konsantre olarak kabul edilecek olursa, -30 +0,1 mm boyut aralığında %58,35 Fe içeren sinterlik konsantre %63 metal kurtarma verimiyle üretilebilecektir.

-30 +0,1 mm boyut aralığında üretilen sinterlik konsantre ile -0,044 mm boyutunda üretilen peletlik konsantre beraberce değerlendirilecek olursa, prosesin toplam metal kazanma verimi %75 civarında olmaktadır.

3. Karakuz cevherine uygulanan ön zenginleştirme deneyleri ile ön deneylerden ortaya çıkan iki ayrı prosese ait çalışmalarından, Karakuz cevherinden süper konsantre özelliğinde bir konsantre üretiminin mümkün olmadığı ortaya çıkmaktadır. Ortalama %57-58 Fe içeren sinterlik konsantreler elde edilebilmektedir. 44 mikron altında yapılan ve peletlik konsantre niteliğinde konsantre üretimini hedef alan deneylerde ise, %63,5 Fe içeren konsantre üretilebilmektedir. Bu Fe içeriğindeki konsantre, peletleme için uygun nitelikte değildir.

Cevherin ana demir minerallerinin götit ve limonit olması, süper konsantre niteliğinde yüksek Fe içerikli konsantrelerin üretilmesini engellemektedir.

4. %57 dolayında demir içeren zengin cevher ile de yapılan zenginleştirme deneylerinde de ancak %62-63 Fe içeren konsantreler, ortalama %50 metal kazanma verimiyle elde edilebilmiştir.

Bu veriler, % 41.50 Fe içeren fakir cevherden elde edilen bulguları doğrular mahiyettedir.

5. Zenginleştirme deneyleri sonucunda elde edilen konsantrelerdeki Fe içeriğinin 500 ^{o}C da uygulanan ısıl işlem ile % 2 civarında arttığı saptanmıştır.

6. Karakuz cevherinde ortalama % 1.72 olan alkali içeriği (Na_2+ K_2O),üretilen konsantrelerde % 0.2-0.25 civarına düşürülmektedir. Bu alkali içeriği,yüksek fırındaki çalışma koşullarına etkisi yönünden kabul edilebilir bir değerdir.

KAYNAKLAR

1.....,1988 ; "Hekimhan Karakuz Demir Yataklarının Değerlendirilmesi,Aramaların Yönlendirilmesi ve Ön teknolojinin İncelenmesi Projesi ",İ.T.Ü Rektörlüğü,Yerbilmleri ve Yeraltı Kaynakları Uygulama Araştırma Merkezi (Yayınlanmış Rapor).

2.ATEŞOK G.,ve YALÇIN T.,1979 ; "Demir Cevherlerinin Zenginleştirilmesi",Madencilik Dergisi,S.20-32

3.....,1975 ; Engineering and Mining Journal,S.79

4.FUERSTENAU M.C.,1967 ; "Selective Flotation of Iron Oxide "Trans, AİME,June,S.200

5.....,1978 ; Mining Engineering,March,S.242

DEMİR CEVHERİ PELETLEMESİNDE BENTONİTE ALTERNATİF BİR BAĞLAYICININ BELİRLENMESİ

DETERMINATION OF AN ALTERNATIVE BINDER TO BENTONITE IN IRON ORE PELLETIZATION

Ali İhsan AROL(*)
Gülhan ÖZBAYOĞLU(**)
Cahit HİÇYILMAZ(***)
Ünal AKDEMİR(****)
Mürrüvet MAMUREKLİ(****)

ÖZET

Divriği demir cevheri konsantresinin peletlemesinde bentonitin yerine geçebilecek organik bağlayıcılar denenmiştir. Selüloz kökenli polimerler ile uygun özelliklere sahip ham peletler elde edilebilmiştir. Ancak, bu bağlayıcılarla elde edilen mamul peletlerin nitelikleri istenilen düzeyde olmamıştır.

ABSTRACT

Organic binders were tested to determine the possibility of replacing bentonite in the pelletization of Divriği iron ore concentrate. It was possible to produce green balls with required properties using cellulose based polymers. However, the fired pellet qualities were found insufficient.

* Y.Doç.Dr., Orta Doğu Teknik Üniversitesi, Ankara
** Prof. Dr., Orta Doğu Teknik Üniversitesi, Ankara
*** Dr.Öğ. Gör., Orta Doğu Teknik Üniversitesi, Ankara
**** Araş. Gör., Orta Doğu Teknik Üniversitesi, Ankara

1. GİRİŞ

Demir-çelik endüstrisinin en önemli girdisi demir cevheridir. Yeterince yüksek tenörlü ve fazla safsızlık içermeyen cevherler doğrudan yüksek fırınlara beslenebilirler. Düşük tenörlü ve/veya safsızlıkları belli sınırların üzerinde olan cevherler yüksek fırına beslenmeden önce safsızlıklarından arındırılarak zenginleştirilmelidirler. Kırma ve öğütme işlemlerine tabi tutulduktan sonra zenginleştirilen cevher, çok ince boyutu dolayısıyla yüksek fırınlara doğrudan yüklemeye elverişli değildir. Zira, bu şekliyle cevher, fırın yük yatağının geçirgenliğini olumsuz yönde etkiler ve baca gazları ile uçarak kayba yol açar.

Zenginleştirilmiş cevherin yukarıda bahsedilen olumsuz yönünü gidermek için, konsantre aglomerasyon işlemine tabi tutulmalıdır. Yaygın olarak uygulanan aglomerasyon işlemlerinden biri de peletlemedir. Peletleme ile cevher, nem, bağlayıcı ve ısı yardımıyla 9-16 mm çapında sertleştirilmiş topaklar (pelet) haline getirilir.

Peletlemede için cevher konsantresine katılan bağlayıcının iki ana görevi vardır. Bu görevlerden biri cevher konsantresi içindeki serbest suyu tutmak, diğeri de peletlerin curuf bağları oluşmadan önce, yani ön ısıtmadan önce, dağılmasını önlemektir (de Souza ve diğ., 1984; Meyer, 1980).

Bentonit, demir cevheri peletlemesinde kullanılan en yaygın bağlayıcıdır. Türüne ve cevher özelliklerine bağlı olarak katkı miktarı % 0.5 - 1.5 arasında değişir (Meyer, 1980). Her ne kadar bentonit gerekli bir katkı maddesi ise de, içerdiği silis ve alumina dolayısıyla kimyasal bir safsızlıktır. Örneğin, % 1 lik bir bentonit ilavesi cevher konsantresinin demir tenörünü % 0.6 oranında düşürmektedir. Peletleme için gerekli olan bir katkı maddesinin aynı zamanda bir safsızlık olması ilave nakliye giderlerine, yüksek fırınlarda verim düşüşüne, ve kok ve kireç taşı harcamalarının artışına neden olmaktadır. Bunlara ek olarak kullanılan bentonitin kalitesindeki düzensizlikler peletleme işlemini olumsuz yönde etkilemekte ve önemli üretim kayıplarına yol açmaktadır.

Bentonitin olumsuz yönlerini giderecek ve onun yerine geçebilecek bağlayıcı arayışları son yıllarda hızlanmıştır. Çalışmalar daha çok organik bağlayıcılar üzerinde yoğunlaşmıştır. Bu bağlayıcılarla çeşitli ülkelerde labora_ tuvar ve pilot çapta deneyler yapılmış, ve ümit verici sonuçlar elde edilmiştir (Kater ve Steegs, 1984; de Souza ve diğ., 1984; Stone, 1987; Goetzman ve diğ., 1988).

Ülkemizde bulunan ve 1986 yılında işletmeye alınan Divriği Peletleme Tesisleri'nde de bağlayıcı olarak bentonit kullanılmaktadır (Tuncer ve diğ., 1987). Bu çalışma, Divrği Peletleme Tesisleri'nde kullanılan bentonitin yerine geçebilecek organik bağlayıcının araştırımasını kapsamaktadır. Araştırma sırasında Peridur, karboksimetilselüloz (CMC), sülfit likörü, melas ve nışasta gibi bağlayıcılar denenmiş, yalnızca Peridur ve CMC ile yapılan peletlemelerde kısmen olumlu sonuçlar elde edilmiştir. Bu bildiride Peridur ve CMC ile yapılan peletleme deneyleri sonuçları verilecektir.

2. DENEY MALZEME VE YÖNTEMLERI

Deneylerde kullanılan manyetit konsantresi Divriği Madenleri Müessesesi'nden temin edilmiştir. Ortalama % 70.1 Fe, % 1.54 SiO_2, % 0.13 S, % 1.18 Na_2O, % 0.22 K_2O, % 0.037 CaO, % 1.27 MgO, ve % 1.17 Al_2O_3 içeren konsantrenin yüzey alanı (Blaine sayısı) 1400 cm^2/g ve -44 mikron fraksiyonu % 80 olarak belirlenmiştir. Deneylerde konsantre kurutularak kullanılmıştır.

Bentonit olarak Divriği Madenleri Müessesesi'nden temin edilen ve % 58-63 SiO_2, % 17-23 Al_2O_3, % 2-3 Na_2O, % 0.8-1.5 K_2O, ve % 1.5-2 CaO içeren bentonit kullanılmıştır.

Deneylerde organik bağlayıcı olarak Akzo Zout Chemie (Hollanda) firmasınca üretilen ve daha önce birçok yerde peletlemede başarıyla kullanılan Peridur ticari isimli bağlayıcının CX3 ve C-10 kodlu türleri ile, yurtiçinden, Acıpayam Selüloz Sanayi ve Ticaret A.Ş.'nden temin edilmiş Acıselsan 1 kodlu karboksimetilselüloz (CMC) kullanılmış_ tır.

Peletleme deneyleri 80 cm çapındaki laboratuvar tipi peletleme diskinde, kesikli olarak şu şekilde yapılmıştır: Kurutulmuş manyetit numunesinden 5 Kg tartılarak içerisine toz haldeki bağlayıcılardan istenilen miktarlarda katılmış ve iyice karıştırılmıştır. Daha sonra gerekli su ilave edilmiş ve karışım homojenleşinceye kadar karıştırmaya devam edilmiştir. Bu şekilde hazırlanan numuneden yaklaşık 1 Kg'ı titreşimli besleyici yardımıyla pelet diskine beslenmiş ve çekirdek peletlerin oluşması için 5 dakika peletleme yapılmıştır. 3-4 mm arasındaki peletlerden 100 g alınarak çekirdek pelet olarak pelet diskine konmuş, ve kalan malzeme, istenilen boyutta pelet üretmek üzere, bu çekirdek peletlerin üzerine 20 dakika süreyle beslenmiştir. Bu süre sonunda elde edilen peletlerin 9.5-16 mm arasında olanları ayırılarak diskte 5 dakika daha yuvarlanmıştır. Bu şekilde üretilen ham peletler daha sonra 400^{o}C'de 20 dakika süreyle kurutulmuştur. Ham ve kuru pelet özellikleri istenilen düzeyde olan peletler 1200^{o}C' de 120 dakika pişirilmiştir.

Üretilen peletlerin özellikleri üretimin her aşamasında belirlenmiş, ham ve mamul pelet basma dayanımları ile, ham pelet düşme sayısı on pelet üzerinden yapılarak ortalaması alınmıştır. Tambur testi ISO 3271 ve indirgeme özellikleri de ISO 7215 standart testleri ile yapılmıştır.

3. SONUÇLAR

3.1. Kurutma Aşamasına Kadar Yapılan Peletleme Deneyleri

Bu araştırma çerçevesinde yapılan peletleme deneylerinin iki aşamalı yapılmasına karar verilmiştir. Birinci aşamada ham pelet üretimi ve peletlerin 400^{o}C deki kurutma deneyleri yapılmıştır. İkinci aşamada, birinci aşamada yapılan gözlemler ve ölçümler sonucu elde edilen verilere göre en uygun şartlarda peletleme yapılarak 1200^{o}C de pişirilmiştir.

3.1.1. Bentonit ile Yapılan Deneyler

Bentonit, Divriği Peletleme Tesisleri'nde halen kullanılmakta olan bağlayıcı türü olduğu için, alternatif bir bağlayıcı olarak kullanılacak organik bağlayıcıların

performasının bentonitinki ile karşılaştırılması gerekir. Bu amaçla, bentonit katkı miktarı 0 ile 8 Kg/t arasında değiştirilerek peletleme deneyleri yapılmış ve sonuçlar Tablo 1 de verilmiştir.

Tablo 1: Bentonit ile Yapılan Peletleme ve 400°C de Kurutma Deneyleri Sonuçları

Bağlayıcı Katkı Mik. kg/t	Nem, %	Ham Pelet D.S.[1]	Ham Pelet B.D.[2] kg/PE	Kuru Pelet B.D.[2] kg/PE	Açıklamalar
0	11.0	2	1.1	24	Düzensiz pelet. düşük verim
2	9.5	3	0.8	22	
4	11.1	3	0.9	30	
6	10.5	4	1.1	40	
8	10.5	6	1.1	39	Düzenli pelet. yüksek verim

(1) Düşme sayısı
(2) Basma dayanımı; kg/PE = kg/pelet

Tabloda da görüleceği gibi peletlerin düşme sayısı bentonit katkı miktarı ile artmış, 8 kg/t katkı seviyesinde 6 düşme sayısı ile sanayide kabuledilebilir düzeye erişmiştir. Ham peletlerin basma dayanımları bütün durumlarda 1 kg/pelet civarında bulunmuştur. 400°C'de kurutulmuş peletlerin basma dayanımları da bentonit katkı miktarına paralel olarak artmış ve 6 ile 8 kg/t katkı seviyesindeki basma dayanımları hiç bentonit katılmadan elde edilen peletlere göre iki kat artarak 40 kg/pelet'i bulmuştur.

Burada üzerinde durulması gereken önemli bir nokta da standard pelet testleri ile kolayca tespit edilemeyen, fakat peletlemeyi doğrudan etkileyen gözleme dayalı kıstaslardır. Bu kıstaslardan biri pelet yüzeyinin düzgünlüğü,

bir diğeri ise peletlerin birbirine yapışmadan yuvarlanabilmeleridir. Peletlerin bu özellikleri tabloların "Açıklama" kısmında kalitatif olarak verilmiş, ve gelişim yönleri oklarla gösterilmiştir.

Tablo 1 de görüldüğü gibi düşme sayısı dışındaki özellikleri yeterli ise de az miktardaki bentonit ilavesi ile yapılan peletleme deneylerinde gözlenen düzensizlik ve peletlerin düzgün olmayan yüzeyleri bentonit miktarı arttıkça iyileşmiştir. Aynı zamanda deney sonucu elde edilen 9-15 mm boyutundaki pelet miktarı da giderek arrtmı$tır. Bu sonuçlara göre 8 kg/t bentonit katkı seviyesinde elde edilen peletlerin en uygun özelliklere sahip olduğu ortaya çıkmaktadır.

3.1.2. Peridur ile Yapılan Deneyler

Bentonitin yerine geçebilecek organik bağlayıcıların denenmesinde ilk akla gelen bağlayıcı, Peridur ticari adlı bağlayıcı olmuştur. Zira, bu bağlayıcının değişik türleri, özellikle ABD Mesabi Havzası yüksek silisli cevherleri için laboratuvar, pilot ve endüstriyel çapta başarıyla kullanılmıştır (Kater ve Steegs, 1984; de Souza ve diğ., 1984; Stone, 1987; Goetzman ve diğ., 1988).

Divriği manyetit konsantresinin peletlenmesinde Peridurun CX3 ve C-10 olarak kodlanan iki türü kullnılmıştır. Peridur CX3 ile yapılan deneylerin sonuçları Tablo 2 de verilmitir.

Bu tabloda görüleceği gibi Peridur CX3'ün 0.5, 1 ve 2 kg/t katkı miktarlarında elde edilen peletlerin hen düşme sayıları ve hem de basma dayanımları oldukça iyi çıkmıştır. Özellikle 2 kg/t Peridur CX3 ilavesi ile üretilen ham ve 400^{o}C de kurutulmuş peletlerin bentonit katılarak elde edilen peletler kadar kaliteli olduğu görülmektedir. Katkı miktarı 4 ve 6 kg/t olduğu durumlarda üretilen peletlerin plastikliği artmış ve disk içinde yuvarlanmaları sırasında yassı bir şekil almışlardır. Düşme sayıları da tabloda görüleceği gibi peletlemede kabul edilebilecek sınırın üzerine çıkmıştır.

Tablo 2: Peridur CX3 Organik Bağlayıcısı ile Yapılan Peletleme ve 400°C' de Kurutma Deneyleri Sonuçları

Bağlayıcı Katkı Mik. kg/t	Nem, %	Ham Pelet D.S.	Ham Pelet B.D. kg/PE	Kuru Pelet B.D. kg/PE	Açıklamalar
0	11.0	3	1.0	24	Düzensiz pelet. düşük verim
0.5	9.0	4	1.3	32	
1	10.0	3	1.0	39	
2	9.9	6	0.9	32	Düzenli pelet. yüksek verim
4	10.0	>20	3.0	20	
6	10.6	>20	4.0	21	Düzensiz pelet. düşük verim plastik pel.

Üretici firma tarafından daha gelişmiş bir formül olarak iddia edilen Peridur C-10 ile yapılan deneylerin sonuçları da Tablo 3'te verilmiştir. Bu bağlayıcı ile yapılan peletleme deneylerinde ilave edilen bağlayıcı miktarı, daha yüksek katkı oranlarındagözlenen olumsuzluklardan dolayı, 2 kg/t'a kadar çıkarılmıştır.

Peridur C-10 ile yapılan deneylerde de Peridur CX3'e benzer bir durum gözlenmiştir. Artan miktarlarda Peridur C-10 ilavesi, 2 kg/t düzeyine kadar peletlemeyi olumlu yönde etkileyerek düşme sayısını arttırmış ve peletlerin daha düzenli oluşmasını sağlamıştır. Bu bağlayıcı ile elde edilen peletlerin 400°C'de kurutulduktan sonra ölçülen basma dayanımları da bentonite göre daha düşük çıkmıştır.

Tablo 3 : Peridur C-10 Organik Bağlayıcısı ile Yapılan Peletleme ve 400°C' de Kurutma Deneyleri Sonuçları

Bağlayıcı Katkı Mik. kg/t	Nem, %	Ham Pelet D.S.	Ham Pelet B.D. kg/PE	Kuru Pelet B.D. kg/PE	Açıklamalar
0	11.0	3	1.1	24	Düzensiz pelet. düşük verim
0.5	10.7	3	1.3	19	
1	10.5	6	1.0	20	
2	9.6	4	1.4	19	Düzenli pelet. yüksek verim

3.1.3 Karboksimetil Selüloz (CMC) ile Yapılan Deneyler

Karboksimetilselüloz yurt içinde üretilen, gıda, ilaç ve deterjan sanayinde kullanılan organik bir polimerdir. Son yıllarda, bu maddenin ABD'inde takonitlerin peletlemesinde bağlayıcı olarak kullanılması ile ilgili ümit verici laboratuvar çalışmaları yapılmıştır (Goetzman ve diğ., 1988). Buna ek olarak, Peridur'un da selüloz kökenli bir bağlayıcı olduğu bilinmektedir. Bunların ışığında CMC'lerin de alternatif bir bağlayıcı olarak geliştirilebileceği düşünülmüş, bu araştırma kapsamında denenmelerine karar verilmiştir. Çeşitli kaynaklardan temin edilen CMC'ler denenmiş, birçoğu benzer sonuçlar vermiştir. Bu makalede Acıselsan 1 olarak kodlanan, yüksek viskozite ve orta derecede substitüsyona sahip CMC ile yapılan deneylerin sonuçları verilecektir.

Acıselsan 1 ile yapılan peletleme ve 400°C'de kurutma deneylerinin verildiği Tablo 4'te görüldüğü gibi bu bağlayıcı ile elde edilen ham peletlerin kalitesi hem bentonit ve hem de Peridur ile üretilenlerin kalitesi ile

kıyaslanabilir düzeyde olmuştur. Peridurlarda olduğu gibi CMC miktarı arttıkça pelet özellikleri giderek iyileşmiştir. Ancak, 4 kg/t CMC ilavesi ile yapılan peletlemede çok miktarda su kullanılması zorunlu olmuş, bu da peletlerin kabul edilemez ölçülerde plastikleşmesine yol açmıştır.

Tablo 4 : Acıselsan 1 (CMC) ile Yapılan Peletleme ve 400°C'de Kurutma Deneyleri Sonuçları

Bağlayıcı Katkı Mik. kg/t	Nem, %	Ham Pelet D.S.	Ham Pelet B.D. kg/PE	Kuru Pelet B.D. kg/PE	Açıklamalar
0	11.0	3	1.0	24	Düzensiz pelet. düşük verim
0.5	9.9	3	0.5	5	
1	12.0	5	0.6	11	
2	11.0	7	0.7	12	Düzenli pelet. yüksek verim
4	>15	>20	0.7	8	Fazla su; Düzensiz pelet.

3.2 Pişirme Deneyleri

Ham pelet üretimi ve kurutma deneyleri sonucu elde edilen veriler, en uygun bağlayıcı katkı miktarlarının bentonit için 8 kg/t, Peridur CX3 ve C-10 ile Acıselsan 1 için de 2 kg/t olduğunu ortaya koymuştur. Bu değerler esas alınarak her bağlayıcı ile yaklaşık 20 kg pelet üretilerek pişirilmiştir. Elde edilen mamul peletlerin fiziksel, kimyasal ve metalurjik özellikleri Tablo 5 ve 6'da verilmiştir.

Tablo 5: Bentonit, Peridur CX3 ve C-10, ve Acıselsan 1 Bağlayıcıları ile Elde Edilen Mamul Peletlerin Fiziksel ve Kimyasal Özellikleri

Bağlayıcı	B.D. kg/PE	Tambur Testi +6.3 mm	−0.5 mm	Gznk[1] %	Fe %	Fe_3O_4 %	Na_2O %
Bentonit 8 kg/t	560	94.5	5.3	15	66.2	1.3	1.15
Peridur CX3 2 kg/t	415	88.0	10.2	22	66.9	1.1	1.37
Peridur C10 2 kg/t	244	72.6	22.0	26	66.5	1.1	1.21
Acıselsan 1 2 kg/t	185	76.9	19.6	34	66.9	1.6	1.10

(1) Gznk: Gözeneklilik

Tablo 5'te görüldüğü gibi mamul peletlerin, Acıselsan 1 ile üretileni hariç, basma dayanımları, sanayide sınır sayılan 250 kg/PE değerinin üzerinde veya yakınında bulunmuştur. Oksitlenme, üretilen dört tür pelette yaklaşık aynı değerde olmuştur. Organik bağlayıcılarla üretilen peletlerin hem gözenekliliği, hem de demir içerikleri bentonit ile üretilen peletlere göre daha fazla çıkmıştır. Ancak, tabloda görüleceği gibi tumbler testi sonuçları, organik bağlayıcılarla elde edilen peletlerin hiç birinin kabul edilebilir aşınma dayanımına (genellikle +6.3 mm olarak % 95) sahip olmadıklarını ortaya koymuştur. Peridur CX3 ve C-10, ve Acıselsan 1 tambur testi sonunda aşırı tozlanmaya neden olmuşlardır. Denenen dört bağlayıcıdan yalnızca Divriği Pelet Tesisleri'nde halen kullanılmakta olan bentonit ile üretilen peletlerin sanayi kullanımına uygun olduğu belirlenmiştir.

Söz konusu peletlerin metallurjik özelliklerinin verildiği Tablo 6'da görüleceği gibi, bentonit katkısı ile üretilen peletler, yüksek fırın çalışma şartlarında, organik bağlayıcılar ile üretilen peletlerden daha iyi

performans göstermektedir. Organik bağlayıcılar ile üretilen peletlerin indirgenme oranları bir miktar fazla ise de, indirgeme sırasında bu peletlerin bentonitli peletlere göre daha fazla parçalandığı gözlenmiştir. Aynı şekilde, organik bağlayıcı katkılı peletlerin şişme oranları da bentonitli peletlere kıyasla daha fazla olmuştur.

Tablo 6: Bentonit, Peridur CX3 ve C-10, ve Acıselsan 1 Bağlayıcıları ile Elde Edilen Mamul Peletlerin Metallurjik Özellikleri

Bağlayıcı	ISO 7215 İndirg. %	Şişme %	İ.Ü.B.D.[1] kg/PE	İ.S.B.D.[2] kg/PE	Açıklamalar
Bentonit 8 kg/t	65	8	560	68	Çok az çatlama
Peridur CX3 2 kg/t	65	8	415	43	%100'e varan parçalanma
Peridur C10 2 kg/t	68	13	244	19	Büyük oranda çatlama
Acıselsan 1 2 kg/t	70	12	185	8	Büyük oranda çatlama

(1) İndirgeme öncesi basma dayanımı
(2) İndirgeme sonrası basma dayanımı

4. SONUÇLARIN İRDELENMESİ

Demir cevherinin peletlenmesi üç ana aşamada gerçekleşir. Ham pelet üretimi, kurutma ve pişirme. Pelet nihai dayanımına pişirme sırasında erişir. Bu dayanımı curuf bağları ve yeniden kristallenmeler sağlar. Ham peletlerin oluşmasında en önemli etken nemdir. Nemin yüzey suyu şeklinde olması gerekir. Serbest su olması halinde üretilen peletlerin plastikliği artar. Bu da peletleme süreci olum-

suz yönde etkiler. Kurutma sırasında pelet bünyesindeki nem buharlaştırılarak atılır. Bu sırada curuf bağları henüz oluşmadığı için kuru peletlerin süreç içinde dağılmadan kalmalarını sağlamak gerekir. Peletlemede bağlayıcı olarak kullanılan katkı maddeleri hem ham pelet üretimi sırasında serbest suyu kontrol eder, ve hem de kuru peletlerin dağılmasını önler (Meyer, 1980; De Souza ve diğ., 1984).

Peletlemede bağlayıcı olarak yaygın bir şekilde kullanılan bentonitin hacminin 10-15 katı su emdiği bilinmektedir (van Olphen, 1977). Çok ince tane boyutuna sahiptir ve kurutulduğu zaman dayanıklı bir film oluşturur. Bu özellikleri ile bentonit, ham peletlerdeki serbest suyu kontrol etmede ve kuru peletlerin dağılmasını önlemede etkili bir şekilde kullanılabilir. Ancak, içerdiği silis, alumina va alkaliler nedeniyle aynı zamanda bir safsızlıktır. Bu nedenle peletleme sonrası demir-çelik üretim sürecinde ekonomik kayıplara yol açar.

Bu kayıpları ortadan kaldıracak alternatif bir bağlayıcının serbest suyu tutma ve kuru peletlerin dağılmasını önleme işlevlerinin yanı sıra şu özelliklere de sahip olması gerekir:

-Pişirme sırasında bağlayıcılar tamamen yanmalı veya kısmen yanıyorsa kalıntıları pelet kalitesini düşürmemelidir.

- Yanma ürünü olarak çıkan gazlar çevre sağlığını bozmamalıdır.
- Kolay ve sürekli temin edilebilir olmalıdır.
- Depolama, taşıma, ve kullanımı kolay olmalıdır
- Ucuz olmalıdır.

Peridur ve CMC'ler organik kökenli oldukları için yukarıda belirtilen özelliklerin birçoğuna sahiptirler. Yapılan deneyler, bu bağlayıcılarla uygun özelliklere sahip ham ve kuru pelet üretilebileceğini göstermiştir. Yanma ürünü olarak su ve CO_2 açığa çıkardıkları için çevre sağlığını bozmazlar. Bünyelerinde yaklaşık %15-20 sodyum karbonat vardır, dolayısıyla yandıktan sonra kalıntı olarak bir miktar alkali bırakırlar. Ancak kullanım dozajları çok düşük olduğu için bir sorun oluşturmazlar.

Bütün bunlara rağmen organik bağlayıcı kullanılarak üretilen mamul peletlerin basma dayanımları ve indirgeme

sırasında göstermiş oldukları özellikler, bu bağlayıcıların mevcut şartlar altında Divriği manyetit konsantresi için bentonit kadar etkili olmadıklarını ortaya koymuştur. Basma dayanımlarının düşük çıkması, konsantre tenörünün yüksek ve dolayısıyla curuf yapıcı gang minerallerinin az olmasına bağlanabilir. Divriği manyetit konsantresi % 70 cıvarında Fe ve % 2'nin altında SiO_2 içermektedir, buna karşı Peridur ve CMC'lerin başarıyla uygulandığı cevherlerin tenörleri yaklaşık % 65 Fe ve % 5 SiO_2'dir (Shultz ve Lyons, 1985; Ranade ve diğ., 1986). Divriği konsantresine bentonit ilavesiyle pelet içindeki curuf yapıcı gang minerallerinin miktarı arttırılmakta ve böylece peletlerin dayanıklılığı iyileştirilmektedir.

Bentonite göre çok daha yüksek fiyatlı olan organik bağlayıcıların Divriği manyetit konsantresinin peletlemesinde etkili bir şekilde kullanılması için mevcut şartlarda bazı değişiklikler yapılması gerekmektedir. Cevher daha ince öğütülerek (yüzey alanı 1400 cm^2/g'dan 1800-2000 cm^2/g çıkarılarak) veya konsantre tenörü bir miktar azaltılıp curuf yapıcı gang oranı arttırılarak organik bağlayıcıların performansı iyileştirilebilir. Ayrıca, kendinden katkılı (self-fluxing) pelet üretimine geçilmesi halinde de organik bağlayıcılrdan daha başarılı sonuçlar alınabilir. Hiç kuşkusuz, yapılması önerilen değişiklikler demir-çelik üretim sürecinin genel karlılığı göz önüne alınarak değerlendirilmelidir.

TEŞEKKÜR

Bu bildiri, Divriği Madenleri Müessesesi'nin desteklediği, Orta Doğu Teknik Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü'nce yürütülmüş olan bir araştırma projesinin (Kod No: 87-03-05-01-01) sonuçlarının bir bölümünü içermektedir. Araştırma sırasında hiçbir desteği esirgemeyen Sayın Hanifi Polat, Sayın Mustafa Kıraç, Sayın Dr. Ali Başdağ, ve Sayın Necati Yıldız'a teşekkürü bir borç biliriz.

KAYNAKLAR

DE SOUZA, R.P., C.F. de MENDONCA, T. KATER; "Reduction of Acid Iron Ore Pellet for Dirert Reduction Using Organic Binder", Mining Eng., Oct. 1984, s. 1437-1441.

GOETZMAN, H., R. BLEIFUSS, J. ENGESSER; "An Evaluation of Organic Binders as Substitudes for Bentonite in Taconite Pelletizing", 49th Annual University of Minnesota Mining Symposium, Duluth, Minnesota, Jan. 1988.

KATER, T., R.G. STEEGS; "Organic Binders for Iron Ore Pelletization", 45th Annual University of Minnesota Symposium, Duluth, Minnesota, Jan. 1984.

MEYER, K.; "Pelletizing of Iron Ores", Springer-Verlag Berlin Heiedelberg New York Verlag Stohleisen GmbH, Düsseldorf, 1980.

RANADE, M.G., J.A. RICKETTS, J.L. BLATTNER, F.L.SHUSTERICH; " A Blast Furnace Evaluation of Iron Ore Pellets Produced With an Organic Binder", 5th Iron & Steel Congress, Apr. 6-9, 1986, Washington, D.C.

SHULTZ, R.L., R.G. LYONS; "Some Relationships Among High Temperature Properties and Mineralogy of Taconite Pellets", 4th International Symposium On Agglomeration, June 2-5, 1985, Ontario, Canada, s.251-258.

STONE, J.K.; "USA Update: USX Strike Margially Helpful to Struggling Competitors", Steel Times Int., March 1987, s. 27-30.

TUNCER, E., E. ÖZCAN, A. BAŞDAG, N. YILDIZ, A.I. AROL; "Türkiye'nin İlk Demir Cevheri Konsantrasyon ve Peletleme Tesislerinin İşletmeye Alınması", Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik 10. Kongresi, 11-15 Mayıs, 1987, s. 415-432.

VAN OLPHEN, H.; "An Introduction to Clay Chemistry", Wiley-Interscience, 1977.

EMET KONSANTRATÖR ATIK BARAJINDAKİ ARSENİK VE KOLEMANİTLERİ SEÇİMLİ OLARAK KAZANMA İMKANLARI

THE SELECTIVE RECOVERING POSSIBILITIES OF THE COLEMANITE AND ARSENIC MINERALS FROM EMET CONCENTRATOR TAILING DISPOSAL

Muhterem KÖSE(*)
Sadullah ERTEKİN(**)
Muhittin GÜNDÜZ(*)
Mehmet ÖZTOPRAK(*)

ÖZET

Etibank Emet kolemanit konsantratör atıklarının biriktirildiği gölette yaklaşık %0.5 As ve %27 B_2O_3 bulunduğu tesbit edilmiştir.

Laboratuvar ölçekte yapılan zenginleştirme çalışmalarında, gölet numunesi %95 -147 mikron olacak şekilde öğütüldükten ve -53 mikron tane boyutunda şlam atıldıktan sonra, %50.4 ağırlığında, %36 B_2O_3 tenörlü bir konsantrenin %66 verimle elde edilebileceği tesbit edilmiştir.

Ayrıca -53 mikron tane boyutunda şlam atıldıktan sonra, flotasyonla yaklaşık 1.6 kg/ton AP 825(Petroleum Sülfonat) kullanarak, %45.7 B_2O_3 tenörlü bir kolemanit konsantresi %88.4 verimle elde edilmiştir.

ABSTRACT

This paper presents the results of the selective recoveries of the colemanite and arsenic minerals (realgar+orpigment) in the Emet concentrator tailing disposal which contains 0.5% As and 27% B_2O_3.

When the sample was ground to 95% -147 microns and the slime, with -53 microns in size removed, it is possible to obtain a colemanite concentrate assaying 36% B_2O_3 with 66% B_2O_3 recovery.

After removing slimes, using 1.6 kg/ton AP 825 (Petroleum Sulfonate) a colemanite concentrate, containing 45.7% B_2O_3 with 88.4% recovery was obtained.

*Maden Yük.Müh., MTA Genel Müdürlüğü, ANKARA
**Kimya Yük.Müh., MTA Genel Müdürlüğü, ANKARA

1. GİRİŞ

Etibank'ın Emet Hisarcık açık ocak işletmesinde, yüksekliği yaklaşık on metre olan ayna'lar, yumrulu kolemanit + kil(4m), kil + marn(0.8-0.9m), arsen band'ı(0.05-0.1m) ve yeniden kolemanit + kil ardalanması şeklinde bir yataklama göstermektedir.

Delme-patlamayı takiben, aynadan ekskavatörler yardımı ile alınan tuvenan cevher, yıkanmak (zenginleştirilmek) üzere, konsantratöre sevk edilmektedir. Konsantratöre gelen tuvenan cevher, %24-28 B_2O_3 içermektedir. Kırma-eleme-yıkama-triyaj işleminden geçirilen tuvenan cevherden, yaklaşık %75 kurtarma verimiyle, %40-48 B_2O_3 tenörlü kolemanit konsantresi elde edilmektedir.

Kolemanit, kırılgan ve gevrek bir yapıya sahip olduğu için, konsantratörde ufalama devresinde oluşan ince kolemanit tanecikleri (-3mm) değerlendirme imkanı olmadığından, bu ince taneler, gang mineralleri ile birlikte deredeki atık barajında toplanmaktadır. (Atık barajının ortalama %27 B_2O_3 içerdiği tesbit edilmiştir.)

Ancak -3mm boyutundaki bu atıklar zamanla atık barajını doldurmakta ve yeni atık barajları yapılmasını gündeme getirmektedir. Bölgenin topoğrafik özellikleri göz önüne alındığında, yeni atık barajı yapılabilecek yer bulmada önemli zorluklar söz konusu olduğundan, halen kolemanit, arsen, kil, kalsit ve kuvars mineralleriyle dolu bulunan eski atık barajındaki malzemenin teknik özelliklerinin belirlenerek, değerlendirme imkanının araştırılması gündeme gelmiştir.

2. NUMUNE TANIMI

2.1. Numune Alımı

Etibank Emet konsantratör atık göletini temsilen, kepçeler yardımıyla göletin çeşitli yerlerinden, yaklaşık 700 tonluk bir yığın hazırlanmıştır. Bu yığınlardan dörtleme yapmak suretiyle, yaklaşık 10 ton temsili numune alınmıştır.

Çizelge 1. Gölet Numunesinin Orijinal Tane Boyutu Dağılımı ve Fraksiyonel %As, $\%B_2O_3$ Dağılımı.

Tane Boyutu (mikron)	Ağırlık (%)	Kümülatif Elek Altı (%)	% As	% B_2O_3	% As Dağılımı	% B_2O_3 Dağılımı
2362	22.0	78.0	0.40	29.04	17.7	23.3
1651	12.6	65.4	0.37	28.17	9.3	13.0
1168	5.8	59.6	0.34	29.22	4.0	6.2
991	3.7	55.9	0.25	38.95	1.9	5.3
589	7.8	48.1	0.23	38.78	3.6	11.0
495	1.8	46.3	0.22	37.74	0.8	2.5
295	6.7	39.6	0.27	37.22	3.6	9.1
208	5.1	34.5	0.29	36.95	3.0	6.9
147	4.7	29.8	0.45	36.87	4.3.	6.3
104	3.6	26.2	0.96	35.82	7.0	4.7
74	2.1	24.1	1.40	34.43	5.9	2.6
53	1.3	22.8	1.91	33.91	5.0	1.6
43	0.3	22.5	1.11	28.17	0.7	0.3
38	1.4	21.1	0.92	15.13	2.6	0.8
-38	21.1	-	0.72	8.35	30.6	6.4
Toplam	100.0	100.0	0.50	27.40	100.0	100.0

Çizelge 2. Arsen ve Kolemanit Minerallerinin Serbestleşme Dereceleri.

Tane Boyutu (mikron)	%Serbestleşme Derecesi	
	Arsen Min.	Kolemanit min.
+208	58	55
+147	69	66
+104	75	72
+74	87	75
+53	93	78
+43	95	85

Yığınlar hazırlanırken mümkün olabildiğince göletin çeşitli yerlerinden yaklaşık 5-6 metre derinliklere inilerek, temsili bir numune alınmaya çalışılmıştır. Ancak ortamda bulunan kil'ler daha derinlere inilmesine müsaade etmemiştir.

2.2. Kimyasal Analizler

Gölet'i temsilen alınan numunenin kimyasal analiz sonuçları şöyledir,
%As:0.5 $\%B_2O_3$:27.0 $\%SiO_2$:17.0 %CaO:22.1 $\%Al_2O_3$:3.4

Kolemanit analizleri 105°C'de, arsen mineralleri ise 60°C'de kurutulmuş numuneler üzerinden yapılmıştır.

2.3. Mineralojik Analizler

Mineralojik analiz sonuçlarına göre, gölette kolemanit, kalsit, kil, kuvars ve arsen mineralleri (Realgar+Orpigment) saptanmıştır.

2.4. Göletin Tane Boyu Dağılımı

Gölet numunesinin orijinal tane boyutu ve fraksiyonel %As ve $\%B_2O_3$ dağılımlarını saptamak amacıyla yaş elek analizleri yapılmıştır. Elde edilen sonuçlar Çizelge 1.de verilmiştir.

2.5. Serbestleşme Tane Boyutunun Saptanması

Arsen (Realgar+Orpigment) ve kolemanit minerallerinin serbestleşme tane boyutunu saptamak için, çeşitli tane boyutu fraksiyonlarından hazırlanan ince ve parlak kesitler maden mikroskobunda incelenmiştir. Serbest ve kenetli tane sayımları sonucunda, tesbit edilen serbestleşme dereceleri Çizelge 2.de verilmiştir. Çizelgeden de görüleceği gibi arsen ve kolemanit mineralleri 100 meş'in altında (147 mikron) yeterli serbestleşmeye ulaşmaktadır.

3. ZENGİNLEŞTİRME ÇALIŞMALARI

Göleti oluşturan arsen, kolemanit, kil, kalsit ve kuvarstan, öncelikle arsen minerallerini (realgar+orpigment) daha sonra da kolemanitin yüzdürülmesi amaçlanmıştır. Bu amaca ulaşmak için, aşağıdaki sıraya uygun olarak flotasyon deneyleri yapılmıştır.

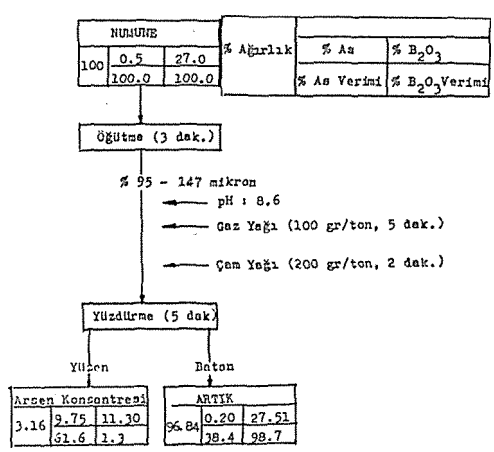
- Doğrudan arsen kazanımı
- Şlam atıldıktan sonra arsen + kolemanit kazanımı

Deneyler, Denver Sub A flotasyon makinası ile aşağıdaki şartlarda yapılmıştır.

pH : Orijinal Numune : 1½kg
Pulp : %20 Katı Selül : 2.2 lt

3.1. Arsen Minerallerinin Şlam Atılmadan Flotasyonu

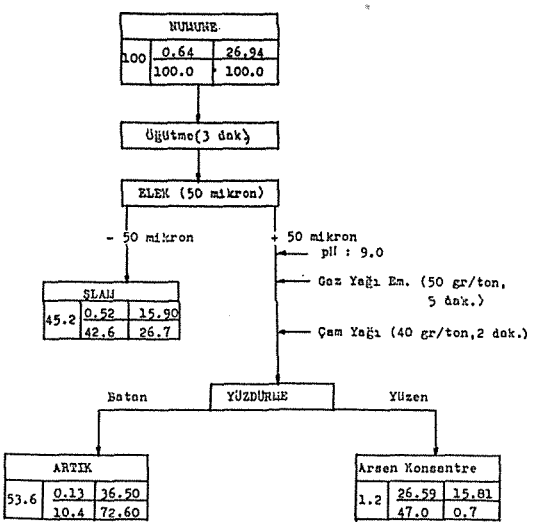
Herhangi bir şlam atmadan, doğal yüzebilirlik özelliği de olan, orpigment ve realgar minerallerinin seçimli olarak kazanma imkanını araştırmak üzere, şlam atmadan bir seri flotasyon deneyi yapılmıştır. Ancak bu şartlarda elde edilebilen en iyi sonuç, %62 As verimiyle yaklaşık %10 As tenörlü bir konsantre kazanılabileceği anlaşılmıştır. Şekil 1.de 0.1 kg/ton Gazyağı + 0.2 kg Çam Yağı ilavesiyle yapılan yüzdürme işleminde elde edilen sonuçlar verilmiştir.



Şekil 1. Şlam Atılmadan Yapılan Arsen Mineralleri Flotasyonu.

3.2. Şlam Atılarak Yapılan Flotasyon Çalışmaları

Arsen minerallerinin flotasyonunda, seçimlilik sağlamak amacı ile -270 meş (53 mikron) tane boyutunda şlam atılarak yapılan deneylerde, bir seçimlilik sağlanabildiği görülmüştür. Şekil 2.den de görülebileceği gibi -53 mikron tane boyutunda atılan şlamın, girişe göre yaklaşık %45 ağırlığında ve 0.52 %As, 15.9 %B_2O_3 içeriğine sahip olduğu anlaşılmıştır. Bu şartlar altında elde edilen arsenik konsantresinin tenörü 26.59 %As, verimi ise %47'dir.



Şekil 2. Şlam Atıldıktan Sonra Yapılan Arsen Flotasyonu.

Arsen mineralleri yüzdürüldükten sonra, ortamdaki kolemanitleri yüzdürmek için, literatürde önerilen koşullarda, (1)(2) değişik toplayıcılar kullanarak, çeşitli deneyler yapılmıştır. Ancak bir seçimlilik sağlanamamıştır.

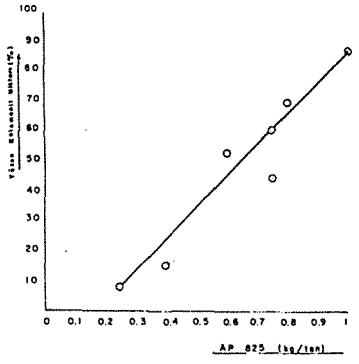
Bunun üzerine, kolemanitleri yüzdürmek için gerekli optimum şartları tesbit etmek amacıyla, yataktan seçilmiş temiz kolemanit numuneleri

üzerinde, çeşitli testler yapılarak temiz Emet kolemanitlerinin yüzme karakteristiği tesbit edilmiştir. Buradan elde edilen veriler ışığında, gölet numunesindeki kolemanitleri yüzdürmek için gerekli flotasyon koşulları saptanmıştır.

3.3. Seçilmiş Temiz Kolemanitlerle Yapılan Flotasyon Deneyleri

Emet-Hisarcık aynasından alınan temiz kolemanit kristallerinin, öğütülüp harmanlanmasından sonra, kimyasal analizi yaptırılmış ve %49.4 B_2O_3 içerdiği tesbit edilmiştir.

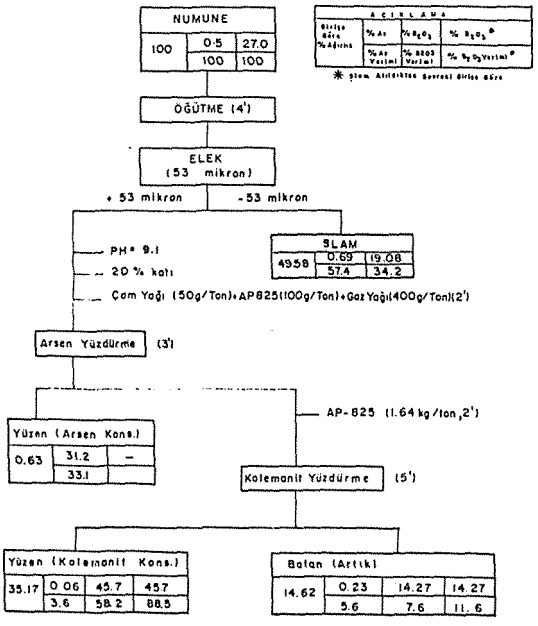
Temiz kolemanit minerallerini yüzdürmek için her biri birer petroleum sülfonat olan AP710-AP801-AP825 ve AP825+AP801 ile deneyler yapılmıştır.(3) En iyi neticenin AP825 ile elde edilmesi üzerine, bu kollektör ile daha detaylı deneyler yapılması yoluna gidilmiştir. Neticede AP825 tüketimi arttıkça, yüzen kolemanit miktarında da bir artış kaydedilmiştir. Şekil 3.de Hisarcık temiz kolemanitlerinin AP825 ile yüzme karakteristiği verilmiştir.



Şekil 3. Hisarcık Temiz Kolemanitlerinin AP825 İle Yüzme Karakteristiği.

3.4. Gölet Numunesinin Petroleum Sülfonatla(AP 825) Flotasyonu

Temiz kolemanit örnekleriyle yapılan flotasyon testleri sonucunda, Emet kolemanitleri için, uygun toplayıcı cinsi ve miktarı belirlendikten sonra, bu veriler ışığında gölet numunesindeki kolemanitlerin yüzdürülmesine geçilmiştir.



Şekil 4. Gölet Numunesi Üzerinde AP825 İle Yapılan Flotasyon Deneyi.

Yapılan deneylerde, öğütme ve şlam atma (-53 mikron) işleminden sonra, emülsfiye edilmiş gaz yağı+çam yağı yardımıyla arsen mineralleri yüzdürülmüştür. Batan üründe (kolemanit gang) yapılan mikroskobik incelemede kaçak serbest arsen minerallerine rastlanmamıştır. Arsen mineralleri bu şekilde yüzdürüldükten sonra, Şekil 4.de görüldüğü gibi doğrudan AP825 yardımıyla, kolemanitlerin seçimli olarak başarılı bir şekilde yüzdürülmesi sağlanmıştır.

4. SONUÇLAR VE TARTIŞMA

1. Şlam atılmadan yapılacak bir zenginleştirme işleminin, başarılı olamayacağı saptanmıştır.
2. Gölet numunesi %95 -147µm olacak şekilde öğütüldükten sonra, -53 mikron tane boyutunda şlam atılarak, %50.4 ağırlığında, %36 B_2O_3 tenörlü bir konsantrenin %65.8 verimle elde edilebileceği görülmüştür.
3. Bir petroleum sülfonat olan AP825'in Emet kolemanitleri için, seçimli bir kollektör olduğu anlaşılmıştır. Yaklaşık 1.6 kg/ton AP825 tüketimi ile ortamdaki kolemanitlerin %88.4'ü yüzdürülmüştür. Elde edilen kolemanit konsantresinin %B_2O_3 tenörü 45.7'dir.
   Yapılan deneylerde AP825'in kademeli olarak verilmesi ile bir defada verilmesi arasında herhangi bir fark görülmediği tesbit edildiğinden, tek kademede besleme yapılması uygun görülmüştür.
4. Kolemanit devresinde AP825 ilavesinden sonra, herhangi bir kondisyonlama süresine ihtiyaç olmadığı gibi, ilave köpürtücüye de gerek olmadığı tesbit edilmiştir.
5. Gazyağı (400 g/ton)+AP825(100g/ton)+Çamyağı(50g/ton) emülsfiyesinin arsen minerallerinin yüzdürülmesinde başarılı olduğu görülmüştür.

KAYNAKLAR

1. Köse,M.,1984, "Kütahya Emet Arsenikli Kolemanit Cevherinden Flotasyonla Arseniğin Kazanılması", MTA Teknoloji Dairesi Raporu.
2. Yarar,B.,1971, "Kolemanit Mineralinin Flotasyon Yoluyla Değerlendirilmesi", TÜBİTAK, Proje No.228, Ankara.
3. Ertekin,Ş.,Gündüz,M.,Öztoprak,M.,Köse,M.,1988, "Etibank Emet Arsenikli Kolemanit Atık Gölet Numunesinin Laboratuvar ve Pilot Ölçekte Zenginleştirme Çalışmaları.", MTA Teknoloji Dairesi.

TANE BOYU DAĞILIMININ KALKOPİRİT FLOTASYONUNUN KİNETİK PARAMETRELERİ ÜZERİNE OLAN ETKİSİ

THE EFFECT OF SIZE DISTRIBUTION ON THE KINETIC PARAMETERS OF THE OVERALL FLOTATION BEHAVIOUR OF CALCOPYRITE

Salih ERSAYIN(*)
Alan APLING(**)

ÖZET

Bu çalışmada, tane boyu dağılımının kalkopirit flotasyonuna olan etkisi kinetik parametrelerin değişimi gözönüne alınarak incelenmiştir. Kalkopirit cevheri laboratuarda iki farklı tipte değirmen kullanılarak, üçer farklı zaman uzunluğunda öğütülmüş ve labaratuvar ölçeğinde yapılan kesikli flotasyon deneyleri sonunda elde edilen verim - zaman verileri en yaygın olarak kullanılan üç farklı kinetik model üzerinde denenmiştir. Sonuçlar, belli bir tane boyu dağılımı için kinetik parametreler tesbit edildikten sonra, tane boyu dağılımı değiştiğinde medyan boyutuna bağlı olarak yeni koşullar için parametrelerin, böylecede flotasyon işleminden elde edilecek verimin tahmin edilebileceğini göstermektedir.

ABSTRACT

In this study, the effect of size distribution on the overall flotation behavior of chalcopyrite is investigated in terms of its effect on the kinetic parameters. Chalcopyrite ore was ground in two different types, ball and rod mills, of laboratory mill for three different lengths of time. The timed batch tests were, then, carried out on the ground samples and the resulting recovery vs time data was tried on the three most commonly used kinetic models. The results indicate that, once the kinetic parameters are determined for a particular size distribution, the values of the new set of parameters, hence the recovery from a flotation process, may be predicted for a different size distribution by using the relationship between the parameters and the median size when all the other variables are kept constant.

* Y.Doç.Dr., Hacettepe Üniversitesi, Maden Bölümü, ANKARA.

** Öğretim Üyesi, University of Leeds, Dept. of Mining and Mineral Eng., LEEDS, İngiltere.

1. GİRİŞ

Boyut küçültme cevher hazırlamadaki en pahalı işlemdir.Mineral ayırımı için gerekli olan enerjinin yaklaşık % 50'si bu işlem için harcanmaktadır (Parekh ve diğerleri, 1984). Flotasyonla yapılan zenginleştirme işlemlerinde bu oran % 40 civarında olmaktadır. Bu nedenle flotasyon tesislerinin, sadece flotasyon ünitesinden elde edilecek nihai konsantre tenörü ve verimi gözönüne alınarak dizaynı ve optimizasyonu yeterli olmayacaktır. Boyut küçültme devrelerinin,flotasyon devresine olan etkisi de gözönüne alınarak tüm flotasyon tesisinin optimize edilmesi gerekmektedir.

Bugün, cevher hazırlama tesislerindeki herbir birim işlemi tanımlamakta kullanılan çeşitli matematiksel modeller mevcuttur. Bir cevher hazırlama tesisi bu birim işlemlerden bir kaçını (örneğin; kırma, eleme, öğütme, flotasyon v.b.) içermektedir. Bireysel statik modeller, bir tesisin bütününün performansını değerlendirmek için yeterli değildir. Sisteme dinamizm getirmek için, birbirine bağlı birimlerin birinde meydana gelen değişikliğin diğer birimleri nasıl etkileyeceğinin bilinmesi gerekir. Ayrıca bütün tesisin benzetişiminin (simülasyonunun) yapılabilmesi için bütün birim işlemlerin biribiriyle olan bağlantılarının sağlanması gerekmektedir. Bu yönde çeşitli girişimler yapılmış olup, bugün piyasada var olan benzetişim paketleri bu çalışmaların ürünüdür. Bu tür paketlerde yeterli deneysel verinin bulunmadığı durumlarda çeşitli kabuller yapılmaktadır. Daha sonra uygulamada elde edilen sonuçlarla da gerekiyorsa bu kabuller üzerinde değişikliklere gidilmektedir. Boyut küçültme ile flotasyon devreleri arasındaki bağlantıda bu kabuller üzerine oturmuştur.

Bu yazıda bir flotasyon tesisindeki iki ana birim işlem olan öğütme ve flotasyon arasındaki köprüyü oluşturmak için gerekli deneysel verilerin toplanmasına yönelik bir çalışmanın sonuçları sunulup, yorumlanmıştır. Böylece, benzetişim yazılımlarında, tane boyu dağılımındaki değişimin flotasyondan elde edilecek sonuçlara etkisinin belirlenmesine daha gerçekçi bir yaklaşımın yapılabilmesine katkıda bulunulmaya çalışılmıştır. Bunun yanısıra bulunan sonuçların flotasyon olayını daha iyi anlamamızı sağlıyacağıda aşikardır.

2. TANE BOYU VE KİNETİK PARAMETRE İLİŞKİSİ

Tane boyu ile kinetik parametreler arasındaki ilişki bir çok araştırmacı tarafından araştırılmıştır. Bu konudaki ilk çalışmalar, laboratuvardabasitleştirilmiş deney şartlarında yapılmış olup, bu çalışmalarda saf cevher veya suni olarak karıştırılmış karışımlar kullanılmıştır. Bununla beraber bu çalışmalar, tane boyutu ile kinetik parametreler arasındaki ilişkinin anlaşılmasına önemli katkı sağlanmıştır. Son yıllarda bu ilişki tesislerden elde edilen verilerle ve laboratuarda doğal numunelerin kullanıldığı flotasyon deneyleri yapılarakta araştırılmıştır.

Bu çalışmalardan elde edilen sonuçlar şu şekilde özetlenebilir; a) Hem verim hem de flotasyon hız sabiti orta boyutlu taneler için maksimum değer almaktadır, b) boyut irileştikçe verim hızla düşmektedir, fakat, c) hem verim hem de hız sabitindeki düşüş tane boyutu bu orta boyuttan inceye doğru gidildiğinde daha yavaş olmaktadır.

Tane boyu dağılımı değiştirilerek, tane boyu fraksiyonlarının davranışlarındaki değişimin incelendiği çalışmalar sınırlı sayıdadır. Trahar (1981), sunni olarak karıştırılmış kuvars ve kalkopirit karışımı ile yaptığı kesikli (semi-batch) laboratuar deneylerinden, tane boyu dağılımındaki orta derecedeki değişimlerin tane boyu ile nihai verim arasındaki ilişkiyi önemli ölçüde etkilemediği sonucuna varmıştır. Osborn (1984) tarafından Rio Tinto Patino tesisinden toplanan veriler ise tesis performansının tane boyu fraksiyonlarının kinetik parametreleri kullanılarak daha iyi bir şekilde tahmin edilebileceğini göstermiştir. Apling ve Ersayın (1988) tarafından yapılan çalışma ise benzetişim amacına yönelik olarak, her bir tane boyu fraksiyonunun kinetik parametrelerinin sabit kalacağı varsayımının kabul edilebilir olduğunu belirtmektedir.

Yukardaki çalışmalarda elde edilen sonuçların bir benzetişim yazılımında kullanılabilmesi çok sayıda deneysel veriyi gerektirmektedir. Bu çalışmada, olaya daha geniş bir perspektifle bakılmış, tane boyu fraksiyonları yerine, yüzen cevherin davranışındaki değişim bütünüyle ele alınmıştır. Böylece de tane boyu dağılımındaki değişimin flotasyondan elde edilecek sonuçları nasıl etkileyeceği sorusuna daha az deney-

sel çalışma gerektiren daha basit bir cevap vermeye çalışılmıştır.

3. KULLANILAN KİNETİK MODELLER

Literatürde kesikli flotasyon kinetik modellerinde kullanılan çeşitli yaklaşımlar mevcuttur (Lynch ve diğerleri, 1981). Genel olarak benzerlik gösteren bu yaklaşımların farklı yönleri flotasyon hız sabitinin dağılımını tanımlamada kullandıkları matematiksel ifadelerdir.Bu çalışmada elde edilen deneysel veriler yaygın olarak kullanılan üç farklı model üzerinde denenmiştir. Bunlardan Model1'de hız sabitlerinin dağılımı hızlı ve yavaş yüzen fraksiyonların hız sabiti olmak üzere iki kesikli değerle tanımlanmaktadır. Hem Model2 ve hem de Model3' de bir sürekli dağılımın varlığı kabul edilip, Model2'de bu dağılım Gamma fonksiyonu ile tariflenmiştir. Model3'de ise dağılımın dikdörtgen şekilli olduğu kabul edilmektedir. Bu çalışmada, bütün modellere sonsuz zamanda bile yüzmeyecek bir fraksiyonun varlığı bir parametre olarak yerleştirilmiştir.

Model1 aşağıdaki eşitlikle tanımlanmaktadır.

$$R_i = a_1(1-e^{-k_1 \cdot t}) + a_2 (1-e^{-k_2 \cdot t}) \qquad (1)$$

R_i = t anındaki verim

k_1 ve k_2= yavaş ve hızlı yüzen fraksiyonların hız sabitleri

a_1 ve a_2= yavaş ve hızlı yüzen fraksiyonlar

$$a_0 + a_1 + a_2 = 1 \qquad (2)$$

olup, a_0 sonsuz zamanda bile yüzemeyen fraksiyonu göstermektedir.

Bir sürekli dağılım modeli aşağıdaki genel eşitlikle tanımlanmaktadır.

$$\frac{R_i}{R_\infty} = 1 - \int_0^\infty e^{-kt} \cdot f(K,0).dk \qquad (3)$$

$f(K,0)$ = hız sabitlerinin dağılım fonksiyonu

R_∞ = sonsuz zamanda ulaşılacak verim olup $R_\infty = 1-a_o$'dır.

Model2'de hız sabitlerinin dağılımı Gamma fonksiyonu ile tanımlanmış olup, bu fonksiyon (3) eşitliğinde yerine konulup, integral işlemi

yapıldığında aşağıdaki eşitlik elde edilmektedir (Harris ve Chakravarti, 1970).

$$\frac{R_i}{R_\infty} = 1 - \left[\frac{1}{1 + k_m.t}\right]^n \qquad (4)$$

n = Gamma fonksiyonunun argumanı

k_m = hız sabiti parametresi

Model3'de kullanılan dikdörtgen şekilli dağılım içinse aşağıdaki eşitlik elde edilmektedir.

$$\frac{R_i}{R_\infty} = 1 - \frac{1}{k_{max}.t}\ (1 - e^{-k_{max}.t}) \qquad (5)$$

k_{max} = hız sabitlerinin maksimum değeri

Literatürde kesikli flotasyon deneyi verilerinden, yukarıda verilen modellerin parametrelerinin hesaplanmasında kullanılan çeşitli yöntemler mevcuttur. Bu çalışmada, Simplex yöntemi ile çoklu doğrusal regresyon yönteminin bileşiminden oluşturularak geliştirilen bir bilgisayar yazılımı ile deneysel verilere en iyi uyumu sağlayan parametreler hesaplanmıştır. Kesikli flotasyon deneylerinde sıfır zamanın tanımlanması ciddi bir problemdir. Bu soruna çözüm getirmek amacıyla model parametreleri hesaplanırken, deneysel sıfır zaman gerçek sıfır zamanın bir tahmini değeri olarak alınmış, en iyi uyum veren sıfır zamanda yukardaki bilgisayar yazılımının içinde hesaplanmıştır.

4. DENEYSEL ÇALIŞMA

Deneylerde yaklaşık % 0.6 Cu içeren Santiago (İspanya) bakır cevheri kullanılmıştır. Bakır minerali kalkopirit olup, sülfürlü gang mineralleri olarak pirit ve pirotin ve de silisli gang mineralleri içermektedir (Sierra-Lopez ve diğerleri, 1968). Deneylerde kullanılan numune öğütme devresine yapılan beslemeden alınmış olup, % 80 - 20 mm boyutundadır. Kırılmış numunenin oksitlenmesini önlemek amacıyla her defasında ana numuneden 8 kg'lık numune, numune bölücüler kullanılarak alınmıştır. Daha sonra bu 8 kg'lık kısmın boyutu, merdaneli ve diskli kırıcılar kullanılarak - 3.2 mm'ye indirilmiştir. Bunu takiben, kırıl-

mış numune bir dönel numune bölücü yardımıyla 8 kısıma ayrılmıştır.Herbir 1 kg.lık numuneler, flotasyon deneylerinde kullanılmak üzere plastik torbalarda saklanmıştır.

1 kg.lık numuneler, iki ayrı silindirik kap içinde titreşim hareketi ile öğütme yapan Podmore değirmeninde yaş olarak öğütülmüştür. Palp oranı, ağırlıkça % 60 katı olup, herbir öğütme kabına 2.2 kg'lık öğütme şarj malzemesi konulmuştur. Kullanılan öğütme kapları ve öğütme şarj malzemeleri (çubuklar ve bilyalar) paslanmaz çeliktendir.

Yapılan ön deneylerden yola çıkılarak, öğütme zamanları çubuklu değirmen için 6, 9 ve 13 dakika (Deney 1,2 ve 3), bilyalı değirmen içinse 6, 9 ve 14 dakika (Deney 4,5 ve 6) olarak seçilmiştir. Öğütmenin hemen ardından numune flotasyon hücresine aktarılmış, koşullandırılmış ve yüzdürülmüştür.

Flotasyon deneyleri diğer tip hücrelerden daha iyi tekrarlanabilirlik sağlayan Leeds "Open-Top" flotasyon hücresinde yapılmıştır (Dell ve Hall, 1981; Apling ve Ersayın, 1986). Hava miktarının, pervane hızının ve palp seviyesinin rahatlıkla kontrol edilebilmesi ve hücrenin üst kısmında köpüğün alınmasını engelleyecek bir parçanın bulunmaması bu tip hücrelerde tekrarlanabilirliğin daha iyi olmasını sağlamaktadır.

Cevherin etkin bir şekilde yüzdürebilmesi için gerekli reaktif dozajları ve diğer şartlar ön deneyler yapılarak belirlenmiştir. Bu deneylerin sonuçları ayrıca deney koşullarının standartlaştırılmasında da kullanılmıştır. Deney koşulları Çizelge 1'de verilmiştir.

Çizelge 1. Flotasyon Deney Koşulları

Numune ağırlığı		= 1000 gr
Toplayıcı türü		= R438
	dozajı	= 0.04 kg/ton
Köpürtücü türü		= Flotbell SS
	dozajı	= 0.04 l/ton
Koşullandırma süresi		= 10 dak (Yarım hücre) + 5 dak (dolu hücre)
pH	reaktif	= kireç
	seviye	= 10.8
Hava miktarı		= 2.5 l/dak
Pervane hızı,koşullandırma		= 1200 devir/dak
	flotasyon	= 1000 devir/dak
Pulp oranı		= % 27 katı (ağırlıkça)

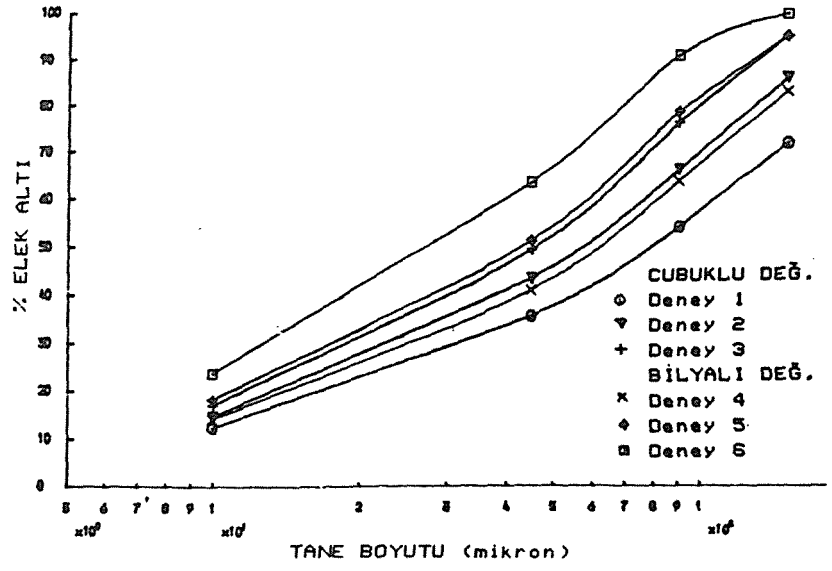
Herbir deneyde altı konsantre toplanmıştır. Konsantreler flotasyon başladıktan 15 s, 40 s, 1 dak. 10 s, 2 dak 15 s, 6 dak ve 18 dak sonra alınmıştır. Hücreye hava gönderdikten sonra, köpük tabakasının oluşması için 15 s beklenmiş ve deneysel sıfır zamanı, sıyırmanın başladığı nokta olarak alınmıştır. Flotasyon koşullarının zaman içinde mümkün olduğunca az değişmesini sağlamak için bir şişe içinde pH'sı 10.8 olan ve 0.01 ml/l köpürtücü içeren ilave suyu hazırlamış, bu ilave suyu şişesi bir hortumla hücreye bağlanmıştır. Pulp seviyesi düştüğünde ilave su beslemesi otomatik olarak yapılmaktadır. Bütün bu önlemlere karşılık, deney sonunda pH değerinde 1 ünitelik bir düşüş gözlenmiştir. Bu düşüşün havalandırmalı palplarda pirotin'in bir pH tamponu gibi davranıyor olmasının bir sonucu olarak ortaya çıktığı sanılmaktadır (Spira ve Rosemblum, 1974).

Standartlaştırılmış deney koşullarında elde edilen tekrarlanabilirlikle ilgili sonuçlar daha önce sunulmuştu (Apling ve Ersayın, 1986). Bu çalışmanın amaçladığı diğer verilerin de elde edilebilmesi için, herbir deney aynı öğütme ve flotasyon koşullarında 6 defa tekrar edilmiş ve elde edilen konsantre ve artıklar birleştirilmiştir. Böylelikle deneysel hatanın daha da azalması sağlanmıştır.

5. DENEY SONUÇLARI VE YORUMU

Numune hazırlanması sırasında alınan önlemler etkili olmuş ve besleme tenörlerindeki sapma çok az olmuştur (Çizelge 2). Besleme tenörlerinin aritmetik ortalaması 0.610 ve standart sapması 0.0241'dir. Deney 6'nın dışındaki bütün deneylerin besleme tenörü biribirine çok yakındır.

Herbir deneyde kullanılan beslemeye ait tane boyu dağılımları Şekil 1'de verilmiştir. Beslemelerin medyan boyutları (d_{50}), 28 mikronla 80 mikron arasında değişerek oldukça geniş bir aralığı kapsamaktadır. Farklı değirmen tiplerinden elde edilen tane boyu dağılım eğrileri biribirine benzer bir şekil arzetmektedir.

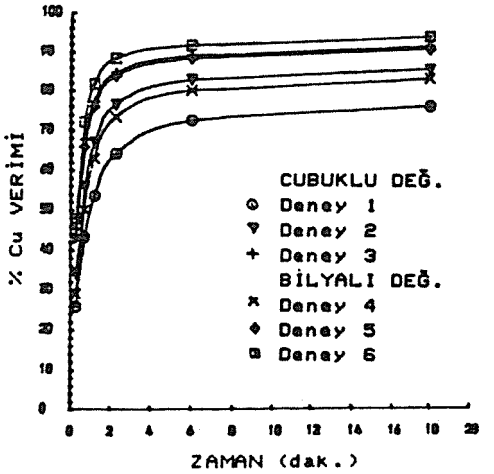


Şekil 1. Flotasyon Beslemelerinin Tane Boyu Dağılımları.

Deneylerden elde edilen bakır verimi zaman ilişkisi Şekil 2'de verilmiştir. Tahmin edileceği gibi, çalışılan aralıkta, beslenen malzemenin boyutu incelendikçe verim artmıştır.

Çizelge 2. Beslemenin Tenör ve Medyan Boyutları

	Besleme tenörü (%Cu)	Medyan boyutu (mikron)
Çubuklu değirmen:		
Deney 1	0.603	80
Deney 2	0.614	58
Deney 3	0.596	47
Bilyalı değirmen		
Deney 4	0.589	62
Deney 5	0.600	42
Deney 6	0.655	28



Şekil 2. Deneylerde elde edilen % Cu verimi-zaman ilişkileri.

Modellerin hepside deneysel verilere çok iyi bir uyum sağlanmıştır. Tahmin edileceği gibi, modeldeki parametre sayısı arttıkça uyumda daha iyi olmuştur. Bununla beraber aralarındaki fark önemli değildir. Yukarıda belirtilen yöntem kullanılarak, bilgisayar yardımıyla hesaplanan model parametreleri Çizelge 3'de verilmiştir. Model1 için modelde yer alan parametrelerin yanısıra bir diğer parametre, r, çizelgede yer almıştır. Bu parametre (r), bakırın yüzebilen fraksiyonunun içindeki yavaş yüzen fraksiyonun oranını göstermetedir. Matematiksel olarak aşağıdaki gibi ifade edilebilir.

$$r = a_1 / (a_1 + a_2) \qquad (6)$$

Böylece yüzebilen fraksiyonlar iki yerine tek bir parametre ile ifade edilmiş olmaktadır.

Çizelge 3'den görüleceği gibi, Model1'deki yavaş yüzen fraksiyonun hız sabiti k_1, tane boyu dağılımındaki değişmelerden etkilenmemiş görünümünü vermektedir. Aritmetik ortalaması 0.34 ve standard sapması 0.02 olmuştur. Buna karşılık k_2'nin değeri tane boyu dağılımı inceldikçe artmış, r ise azalmıştır. Bu da, beslenen malzeme inceldikçe, daha büyük bir bölümünün hızlı yüzdüğünü ve bu hızın da arttığını göstermektedir. Yüzemeyen fraksiyonu gösteren a_0 değeri de küçülmiştür. Bu beklenen bir sonuçtur.

Cizelge 3. Model Parametreleri

i. Model 1

Parametre	a0	a1	a2	r	k1	k2
Deney 1	0.2444	0.2371	0.5185	0.314	0.34	1.65
Deney 2	0.1504	0.1835	0.6661	0.218	0.36	1.94
Deney 3	0.0920	0.1437	0.7643	0.158	0.35	2.35
Deney 4	0.1749	0.1630	0.6622	0.198	0.32	1.60
Deney 5	0.1007	0.1345	0.7648	0.150	0.32	2.19
Deney 6	0.0694	0.1045	0.8262	0.112	0.31	2.49
Art. Ort.	0.1386	0.1611	0.7004	0.191	0.34	2.03
Sd. Sapma	0.0649	0.0458	0.1093	0.070	0.02	0.36

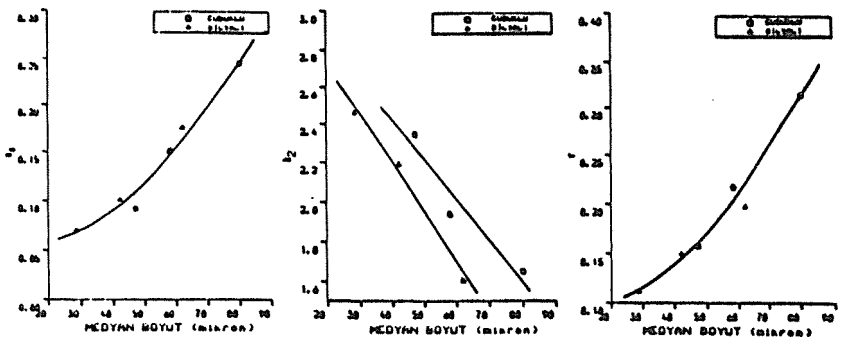
ii. Model 2

Parametre	a0	k m	n
Deney 1	0.2358	0.99	1.52
Deney 2	0.1452	1.50	1.53
Deney 3	0.0880	2.21	1.47
Deney 4	0.1699	1.02	1.73
Deney 5	0.0976	2.03	1.52
Deney 6	0.0662	3.01	1.39
Art. Ort.	0.1338	1.79	1.53
Sd. Sapma	0.0630	0.80	0.11

iii. Model 3

Parametre	k max	a0
Deney 1	2.50	0.2271
Deney 2	3.61	0.1337
Deney 3	5.20	0.0806
Deney 4	3.10	0.1548
Deney 5	5.00	0.0890
Deney 6	6.32	0.0585
Art. Ort.	4.29	0.1239
Sd. Sapma	1.45	0.0618

Sonuç olarak tane boyu dağılımındaki değişmelerden 3 parametrenin etkilendiği anlaşılmaktadır. Bu üç parametre ile medyan boyutu arasında bir ilişki olup olmadığını görmek üzere, medyan boyutu ile bu değişkenlerin grafikleri çizilmiş ve Şekil 3'de verilmiştir.



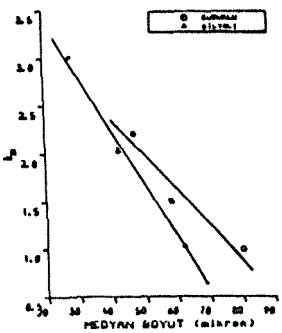
Şekil 3. Tane boyu dağılımındaki değişimden etkilenen model 1 parametrelerinin medyan boyutla olan ilişkileri.

a_o ve r'nin medyan boyutu ile olan ilişkileri biribirine benzer bir görünüm arzetmekte olup, değirmen tipinden bağımsız parabolik bir ilişkinin varlığına işaret etmektedir. Bu da beslenen malzeme inceldikçe flotasyon tesisinden elde edilecek verimin bir tepe değerine ulaşacağını belli bir noktadan sonrada incelmenin ters etki yapabileceğini göstermektedir. Aynı durum r için de geçerli olup, malzeme inceldikçe belli bir limit değerine doğru azalmaktadır. Hızlı yüzen fraksiyonun hız sabiti k_2 ile medyan boyut ilişkisi değirmen tipine bağımlılık arzetmekte ve herbir değirmen tipi için doğrusal bir görünüm vermektedir.

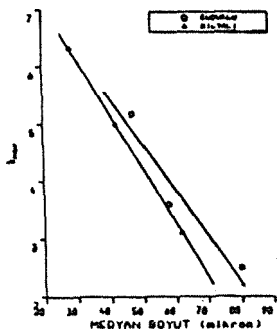
Model2'de ise, n parametresi tane boyu dağılımındaki değişmelerden etkilenmediği izlenimini vermektedir. Aritmetik ortalaması 1.53, standard sapması ise 0.11 olmuştur. Bu da hız sabitlerinin dağılımının şekil olarak sabit kalması demektir. Prosesin doğasından kaynaklanan a_o parametresindeki değişim Model1'dekine benzerdir. Bu nedenlede medyan boyutu ile olan ilişkisi ayrıca şekil üzerinde gösterilmemiştir.

Tane boyu dağılımındaki değişmelerden etkilenen diğer parametre ise k_m olmuştur. Bununla medyan boyutu arasındaki ilişki Şekil 4'de verilmiştir. Aralarındaki ilişki şekil olarak Model1'in k_2'si ile medyan boyut arasındaki ilişkiye yakın benzerlik göstermektedir. Bu ilişki, değirmen tipine bağlı ve doğrusal bir görünüm arzetmektedir.

Model3'de yer alan iki parametrenin her ikisi de tane boyu dağılımındaki değişimden etkilenmiştir. Bunlardan a_o, diğer modellerdekine yakın değerler alıp, benzer bir değişim göstermektedir. Yine Model1 ve Model2'de olduğu gibi, tane boyu dağılımındaki değişimden etkilenen diğer parametre, k_{max}'la medyan boyut ilişkisi değirmen tipine bağımlı ve doğrusala yakın olmuştur (Şekil 5).



Şekil 4. k m - medyan boyut ilişkisi.



Şekil 5. k max - medyan boyut ilişkisi.

Özetlemek gerekirse, denenen bütün modeller, deneysel verilere tatmin edici bir uyum sağlamakta ve içerdikleri parametrelerin tane boyu dağılımından etkilenişi benzer olmaktadır. Flotasyon hız sabiti (veya eş değeri) parametresi hariç, tane boyutu dağılımındaki değişimden etkilenen bütün parametrelerin medyan boyutu ile ilişkileri değirmen tipinden bağımsız olmaktadır. Flotasyon hız sabitinin medyan boyut inceldikçe doğrusala yakın bir şekilde arttığı gözlenmiştir. Bu artış tane boyu inceldikçe, hız sabiti düşük olan iri tanelerin yerlerini hız

sabiti yüksek olan orta boyutlu taneler bırakmasıyla açıklanabilir.Fakat bu yaklaşımın bir diğer sonucuda belli bir medyan değerinden sonra hız sabiti düşük olan incelerinde çoğalmasıyla bir tepe değerini takiben düşüşün meydana gelmesi olacaktır. Böyle bir olay çalışılan aralıkta meydana gelmemiştir. Bu olgu, böyle bir olayın meydana gelmesi için gerekli medyan boyutuna ulaşılmadığı gerekçesiyle açıklanabilirsede, hız sabitindeki artışa neden olan bir diğer faktöründe,tane boyu inceldikçe flotasyon hücresinde daha küçük çaplı hava kabarcıklarının oluşması olduğu sanılmaktadır. Szatkowski ve Freyberger (1985) tarafından desteklenen bu olgu, deneysel çalışmalar esnasında da gözlemlenmiştir. Hava kabarcıklarının küçülmesi sonucu aynı hava miktarı için taşıma yüzeyi artmakta, böylece de tanelerin köpük fazına daha hızlı çıkmaları sağlanmaktadır. Bunun sonucu olarak da elde edilen hız sabitleri daha büyük olmaktadır.

Sonuç olarak hız sabitlerindeki artışın her iki mekanizmanın bir sonucu olduğuna inanılmaktadır. Nitekim Model1'de r parametresindeki değişim birinci mekanizmayla açıklanabilirken, k_2'deki değişimi büyük ölçüde etkileyen ikinci tip mekanizmadır.

Yüzemeyen fraksiyonu gösteren a_o'daki değişimi ise, hız sabitindeki değişimi açıklamakta kullandığımız birinci mekanizmaya benzer bir şekilde açıklamak mümkündür. Tane boyu inceldikçe daha yüksek verimle yüzebilen, orta boyutlu tanelerin oranının artması sonucu toplam verim yükselmektedir. Belli bir medyan boyutundan sonra da verimi biraz daha düşük olan incelerinde artmasıyla bir maksimum verim noktasına ulaşılacak ve bundan sonra medyan boyut inceldikçe verimde düşecektir. Bu çalışmada ulaşılan en ince medyan boyutunun bile bu düşüş noktasının üzerinde kaldığı anlaşılmaktadır.

Tane boyu dağılım eğrilerinde benzerlik olmasına karşın, hız sabitlerinin değirmen tipine bağımlılık göstermesi, iki farklı boyut küçültme mekanizmasının ürettiği farklı şekilli tanelerden kaynaklanıyor olabilir. Diğer bir nedende, tane boyu dağılımlarında, dağılım eğrilerinden fark edilemeyen bir farklılığın bulunmasıdır. Sonuçlardan, çubuklu değirmende üretilen tanelerin daha yüksek hız sabitine sahip olduğu anlaşılmaktadır.

6. SONUÇ

Tane boyu dağılımındaki değişim farklı değirmen tipleri kullanılarak ve öğütme süresi değiştirilerek elde edildiği besleme malzemesiyle yapılan kesikli kalkopirit flotasyonu deneyleri sonucunda elde edilen verilere, bu çalışmada kullanılan her üç modelde tatmin edici uyum sağlamıştır.

Modellerde kullanılan bazı parametreler tane boyu dağılımındaki değişimden etkilenmemiştir. Tane boyu dağılımından etkilenen ve bütün modellerde ortak parametre olarak yer alan yüzemeyen fraksiyon, a_o, ile medyan boyutu arasında değirmen tipinden bağımsız parabolik bir ilişki elde edilmiştir. Modellerin bu değişimden etkilenen bir diğer parametresi deflotasyon hız sabiti (veya eş değeri) olmuştur. Bu parametre ile medyan boyut arasındaki değirmen tipine bağımlı ilişki doğrusal bir görünüm arzetmektedir.

Yukardaki ilişkilerin benzetişim yazılımlarında yerleştirilip konulmasıyla öğütme devresinde meydana gelen tane boyutundaki değişimlerin flotasyon devresine olan etkisinin belirlenmesinin mümkün olabileceği anlaşılmaktadır.

Böyle bir yaklaşım, beslemenin tane boyu fraksiyonlarına ayrıldığı, herbir fraksiyon için hız sabitleri ve diğer parametrelerin deneysel veriler kullanılarak tespit edilip, bunların tane boyu dağılımı değiştiğinde sabit kalacağı varsayımından hareketle öğütme devresi ile flotasyon devresi arasındaki benzetişim amaçlı köprüyü oluşturan yönteme göre daha basit ve kullanışlı olacaktır.

KAYNAKLAR

APLING, A.C. ve ERSAYIN, S. (1986) "Reproducibility of Semi-batch Flotation Testwork with the Leeds Open Top Cell and of Derived Kinetic Parameters", Trans. IMM, June 1986, Cilt 95, s. C83-88.

APLING, A.C. ve ERSAYIN, S. (1988) "The Effect of Grinding on the Kinetic Characterisation of the Flotation of a Complex Base Metal Sulphide Ore", II Uluslararası Cevher Hazırlama Sempozyumu, İzmir, s. 129-138.

DELL, C.C. ve HALL, G.A. (1981), "Leeds Open-Top Laboratory Flotatıon Cell", Trans. IMM, Cilt 90, s. C174-176.

HARRIS, C.C. ve CHAKRAVARTI, A. (1970) "Semi Batch Froth Flotatıon Kinetics; Species Distribution Analysis", Trans. AIME, Cilt 247, s.162-172

LYNCH, A.J., JOHNSON, N.W., MANLAPIG, E.V. ve THORNE, G.C., (1981), "Mineral and Coal Flotation Circuits - Their Simulation and Control", Elsevier Sci. Publish. Co., Amsterdam.

OSBORN, G.A. (1984), "Coputer Models of Flotation Plants", Ph.D. Thesis, The University of Leeds.

PAREKH, B.K., EPSTEIN, H.E. ve GOLDBERGER, W.M. (1984) "Novel Communition Process Uses Electric ve Ultrasonic Energy to Liberate Minerals", Min.Eng., Cilt 36, s. 1305-1309.

SIERRA-LOPEZ, J., SCHULZE, A. De VERGARA (1968), "Mineagraphic ve Petrographic Study of 23 Samples from Ariterio and Arca (Santiago de Compostella), Rio Tinto Patino, with a View to Mechanical Concentration", Inst. Nacional de Industria, October 1968.

SPIRA, P. ve ROSENBLUM, F. (1975), "The Oxygen Demand of Flotation Pulps", Can. Min. J . cilt 95, s. 40-42.

SZATKOWSKI, M. ve FREYBERGER- W.L. (1985), "Kinetics of Flotation with Fine Bubbles", Trans. IMM, cilt 44, s. C61-70.

TRAHAR, W.J. (1983), "A Rational Interpretation of the Role of Particle Size in Flotation", Int. J. Min. Proc., Cilt 8, s. 289-327.

KALKOPİRİTİN KOLLEKTÖRSÜZ FLOTASYONUNUN İKİ SIVI FLOTASYON İLE İNCELENMESİ: ÖĞÜTME ORTAMI ve pH'NIN ETKİSİ

THE INVESTIGATION OF COLLECTROLESS FLOTATION OF CHALCOPYRITE BY USING TWO-LIQUID FLOTATION

Duran KOCABAĞ(*)
Micheal SMITH(*)

ÖZET

Farklı koşullarda öğütülmüş kalkopirit mineralinin kollektörsüz flotasyonu iki sıvı flotasyonu tekniği ile incelendi. Flotasyon pülp potansiyeli mineral elektrotlar kullanarak ölçüldü.

Neticeler kalkopiritin akik taşı değirmende yaş ve kuru olarak ve çelik değirmende yaş olarak öğütüldüğü zaman kollektörsüz olarak yüzdüğünü, çelik değirmende kuru olarak öğütüldüğü zaman ise pH$>$5 de yüzmediğini göstermektedir. Azot atmosferi altında yapılan testlerle beraber ele alındığında elde edilen neticeler, mineralin belli oranda doğal yağıslanır (oleophilic) özelliğe haiz olabileceğini ve oksitlenme neticesi oluşacak kükürtün bu özelliği arttıracağını göstermektedir.

ABSTRACT

The collectorless flotation of chalcopyrite ground under different conditions has been investigated by using the two-liquid flotation technique during which the pulp potential has been measured by using mineral electrodes. The results show that chalcopyrite is naturally floatable when wet or dry ground in an agate mill and wet ground in a steel mill. However, it is unfloatable when ground dry in a steel mill, except at pH$<$5. Flotation tests were also performed under an inert atmosphere. The results suggest that chalcopyrite is naturally oleophilic to a degree to make the mineral recoverable at the oil/water interface. However, formation of sulphur by oxidation can increase this oleophilicity.

(*) Dr. Maden Yük. Müh. ORTAŞ A.Ş. Libya Cad. Becerikli Sok. No: 8 Kocatepe-ANKARA

(*) Öğretim Üyesi, Imperial College, Mineral Resources Eng. Dept. London SW 7.

1. GİRİŞ

Flotasyonun bir cevher hazırlama tekniği olarak uygulanmaya başlandığı ilk yıllardan beri tartışıla gelen konulardan biride sülfür minerallerinin doğal yüzebilirlik (natural floatability) özelliğine sahip olup olmadığı, dolayısı ile kollektör kullanmadan yüzüp yüzmeyecekleridir (Gaudin 1932, Ravitz ve Porter 1934 ve Ravitz 1943). Bu sorunun yanıtlanması temel bilimsel açıdan olduğu kadar, özellikle sülfür cevherlerinin selektif flotasyonu açısındanda çok önemlidir.

Son yıllarda konuya olan ilgi artmış ve bu konuda birçok araştırma yapılmıştır (Finkelstein v.d 1975, Fuerstenau ve Sabacky 1981, Trahar 1984 ve Walker v.d 1986). En çok inceleme konusu olan mineral kolkopirittir ($CuFeS_2$). Bu mineralin otojen olarak öğütüldüğü zaman kollektörsüz olarak yüzdüğü tesbit edilmiştir (Lepetic 1974). Fuerstenau ve Sabacky (1981) sülfür minerallerinin nisbi oksijensiz ortamda doğal olarak yüzdüğünü gözlemlediler. Konu ile ilgili yaygın kanı ise sülfür minerallerinin oksitlenme koşullarında kollektörsüz yüzebileceği indirgenme koşullarında ise yüzmeyeceği yönündedir (Heyes ve Trahar 1977, Gardner ve Woods 1979, Trahar 1983 ve 1984, Lutrell ve Yoon 1983 ve 1984 ve Walker v.d 1986).

Gerek sülfür minerallerinin kendi oksitlenmeleri (Heyes ve Trahar 1977, Gardner ve Woods 1979), gerekse mineral yüzeyini sülfürleştirerek temizlemek için yaygın olarak kullanılan sülfür (S^{-2}) veya hidrojen sülfür (HS^-) iyonlarının oksitlenmesi neticesi (Trahar 1983, Lutrell ve Yoon 1983 ve 1984 ve Walker v.d 1986)mineral yüzeyinde yeteri oranda hidrofobik kükürt (S^o) oluşması durumunda sülfür minerallerinin kollektörsüz yüzebileceği tartışma götürmez ise de, okside olmamış sülfür minerallerinin doğal olarak hidrofobik olup olmadığı veya ne oranda hidrofobik olduğu hususu açık değildir.

Mineral kollektörsüz yüzdüğü halde mineral yüzeyinde kükürtün tesbit edilemediği durumlar olduğu gibi (Heyes ve Trahar 1977, Yoon 1981), mineral yüzeyinde bol miktarda kükürt tesbit edildiği halde kolkopiritin yüzmediği durumlarda mevcuttur (Lutrell ve Yoon 1984 a,b). Finkelstein v.d (1975) mineral yüzeyindeki kükürt kalınlığı 6 molekülsel tabakanın altında olduğu zaman flotasyon kazanımı ile kükürt miktarı arasında bir ilişki olmadığını tesbit ettiler. Walker v.d (1986) ise serbest bir gaz kabarcığının kalkopirit yüzeyinde 45^o den daha

büyük bir temas açısı oluşturabilmesi için mineral yüzeyinin 25-30 molekülsel tabaka kalınlığında kükürtle kaplanması gerektiğini belirtirler.

Kollektörsüz flotasyonun, kükürtün termodinamik olarak kalıcı olmaması gereken yüksek alkali ortamındada gözlenmesi doğal hidrofobikliğin kükürt yerine polisülfürden (S_x^{-2}) kaynaklanabileceğinin ileri sürülmesine neden olmuştur (Lutrell ve Yoon 1983).

Konunun gerek temel bilimsel gerekse sülfür cevherlerinin flotasyonu açısından taşıdığı önem göz önüne alındığında konu ile ilgili yeni araştırmaların yapılmasının önemi açıktır.

Bu çalışmada kalkopiritin doğal yüzebilirliği iki sıvı flotasyonu tekniğini kullanarak incelenmiştir. İki sıvı flotasyonu her ne kadar çok ince cevherlerin zenginleştirilmesi için önerilmiş bir tekniksede (Shergold ve Mellgren 1969), köpük (froth) flotasyonuna göre özellikle minerallerin doğal hidrofobisitelerinin mukayeseli incelenmesinde bazı avantajlar sağlar.

Gazlar içerisinde dağılım (dispersion) güçlerinin olmaması mineral/su/gaz sisteminde elde edilebilecek en büyük temas açısını 120^{o} de sınırlarken, bu açı mineral/su/ yağ sisteminde 180^{o} dir (Lucassen-Reynders ve Lucassen 1984). Dolayısı ile aynı hidrofobiklik derecesinde ikinci sistemle daha büyük temas açısı elde edilecektir. Bu, minerallerin hidrofobisitelerinin ve dolayısı ile yüzebilirliklerinin incelenmesinde, daha hassas bir ölçek sağlar.

2. DENEYSEL ÇALIŞMA

2.1. Mineral

Norveç orijinli kalkopirit minerali gözle görülebilir herhangi bir impurite içermiyordu. XRF analizi mineralin çok az miktarda, < %0,05, Pb ve Mn içerdiğini gösterdi. Parçalar halindeki mineral, çeneli bir kırıcıdan geçirildikten sonra kapalı şişelerde saklandı.

Değişik biçimlerde hazırlanan aşağıdaki kalkopirit numuneleri incelendi.

i) Akik taşı (Agate) değirmende kuru öğütüldü ve daha fazla oksitlenmesini önlemek için vakum desikatöründe saklandı.

ii) Paslanmaz çelik değirmende kuru olarak öğütüldü ve numune (i) gibi muhafaza edildi.

iii) Paslanmaz çelik değirmende yaş olarak öğütüldü ve cam bir kapta su içinde azot atmosferi altında saklandı.

iv) Akik taşı değirmende yaş olarak öğütüldü ve numune (iii) gibi muhafaza edildi.

v) Numune değişik konsantrasyondaki NaOH solusyonu içinde öğütüldü ve aynı solusyon içerisinde azot atmosferi altında saklandı.

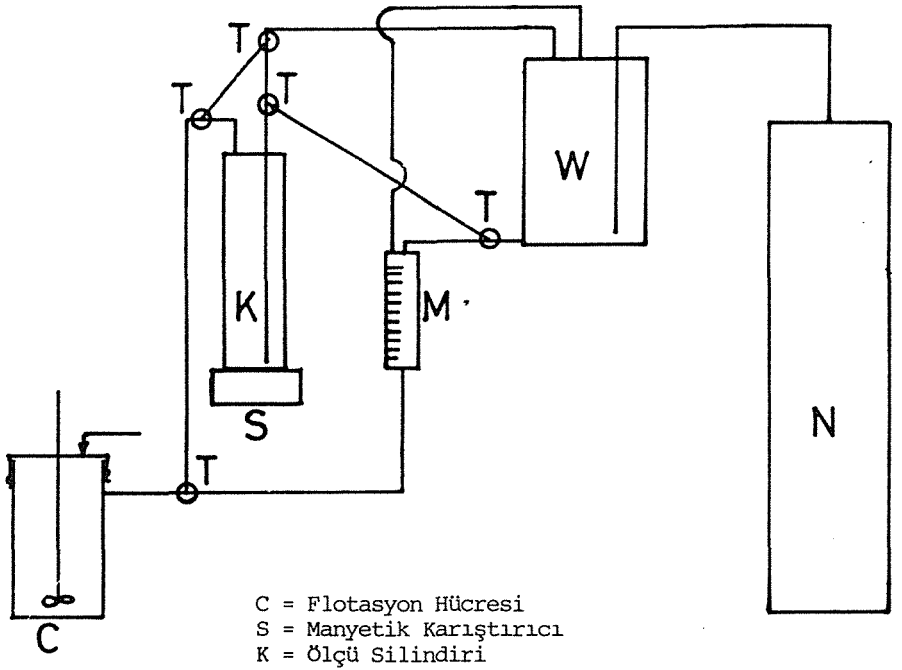
vı) Mineral akik taşı değirmende kuru olarak öğütüldü ve 0,1 M NaoH solusyonu ile yıkandı (leached). Şekil 1 deki K kabı içinde azot atmosferi altında 14 saat süre ile manyetik karıştırıcı (S) ile karıştırıldı. Daha sonra karıştırma durdurularak mineralin çökmesi beklendi. Kaptaki sıvı gaz basıncını kullanarak boşaltıldı ve kaba W kabından oksijensiz su ilave etmek sureti ile mineral kaptaki suyun pH sı $\lesssim 7$ olana kadar yıkandı.

2.2 İki Sıvı Flotasyonu

İki sıvı flotasyonu testlerinde, aynı anda pülp potansiyeli ve pH yı ölçmeye olanak sağlayan Şekil 2 deki cam hücre kullanıldı. Organik sıvı olarak 2.2.4 trimetil pentan (ıso-oktan) kullanıldı. Iso-oktan, bünyesinde bulunabilecek çok az miktardaki yüzey aktif maddeleri temizlemek için, aktive alumina filtrelerden geçirilerek temizlendi. Deneylerde çifte damıtılmış su kullanıldı. Kullanılan bütün reaktifler analitik saflıkta idi.

Kuru öğütülmüş numunelerle yapılan testlerde 3 gr. numune 75 ml su içerisinde arzu edilen pH da 10 dakika süre ile koşullandırıldı. 25 ml ıso-oktan hücreye ilave edildi. Hücrenin içeriği 5 dakika süre ile karıştırıldı. Elde edilen emulsiyon bir huniye boşaltılmak sureti ile organik ve su fazları birbirinden ayrılarak organik fazla yüzen mineral kazanımı tesbit edildi.

Yaş öğütülmüş numuneler için numunenin bulunduğu kaptan pipetle yaklaşık 3 gr katı içerecek süspansiyon hücreye taşındı. Hücreye su ilave etmek sureti ile toplam hacim 75ml ye tamamlandı.



Şekil 1 . Flotasyon testlerini azot gazı altında yapmak için kurulan düzenek.

Oksitlenmenin mineralin doğal yüzebilirliği üstündeki etkisini tesbit edebilmek için testler azot atmosferi altında tekrarlandı. Bu testlerde, Şekil 1 deki W kabında su içerisinden sürekli azot gazı geçirmek sureti ile elde edilen oksijeni alınmış su kullanıldı. Su ve mineral hava ile temasa gelmeden tamamı ile gaz basıncını kullanarak flotasyon hücresine nakledildi. Hücre atmosferden elastik bantlarda sıkıca sarılmış plastik bir örtü ile yalıtılmış idi. Örtü karıştırıcı girişi ve organik sıvı ilavesi için iki açıklığa haiz idi. Kuru numunelerle, teste başlamadan önce 15 dakika süre ile içerisinden azot gazı geçirildi ve test sırasında da gaz geçirilmeye devam edildi.

2.3. Pülp Potansiyeli

Mineralin oksitlenme düzeyi ile doğal yüzebilirliği arasındaki ilişkiyi tesbit edebilmek için pülp potansiyeli ölçüldü.

Pülp potansiyelini ölçmek için yaygın olarak Pt elektrotlar kullanılmakta ise de (Natarajan ve Iwasaki 1973) Pt ve mineral elektrotlarla yapılan mukayeseli bir incelemede Pt elektrodun indirgen reaktiflerin varlığında ve nötr ve alkali ortamlarda mineral elektrotlardan farklı davrandığı gözlendiğinden pülp potansiyelinin ölçülmesinde mineral elektrotlar kullanıldı.

Referans elektrodu olarak bir civa sulfat elektrodu (CSE) kullanılmışsada burada belirtilen potansiyeller CSE nun standart hidrojen elektroduna (SHE) karşı tersinir potansiyelinin 0,616 V olduğu varsayılarak SHE skalasına çevrilmiştir.

3. NETİCELER VE DEĞERLENDİRME

Bir mineralin doğal yüzebilirliği, mineral yüzeyindeki mevcut hidrofilik ve hidrofobik güçlerin bir fonksiyonu olacaktır. Bu güçlerde mineral yüzeyinin kimyasal bileşimi tarafından, örneğin; mineral ve mineralin etkileşim ürünleri tarafından belirlenecektir. Sülfür minerallerinin doğal olarak hidrofobik özelliğe haiz olup olmadığı tartışma konusu olduğu halde, bu minerallerin oksitlenmesi ile oluşabilecek kükürtün doğal olarak hidrofobik olduğu bilinmektedir.

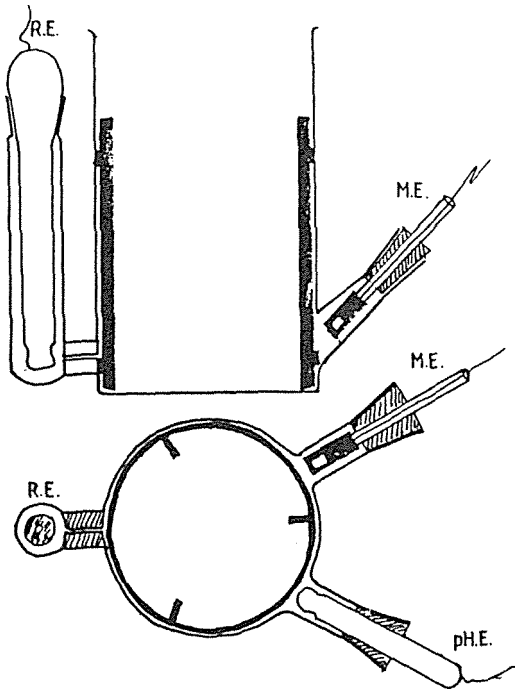
Şekil 3 de, paslanmaz çelik değirmende kuru öğütülen hariç diğer kalkopirit numunelerinin doğal olarak yüzdüğü görülmektedir. Genel olarak akik taşı değirmende öğütülen numunelerin flotasyon kazanımının çelik değirmende öğütülenlerden, yaş olarak öğütülen numunelerin flotasyon kazanımlarının da kuru olarak öğütülenlerden daha yüksek olduğu gözlenmektedir. Ayrıca diğer numunelerin flotasyonu pH ya bağımlı olduğu halde çelik değirmende yaş olarak öğütülen numunenin flotasyonunun pH dan bağımsız olduğu bir başka gözlemdir.

Yaş öğütme sonunda elektrotları değirmen içine 5 dakika süre ile daldırmak sureti ile değirmen içindeki pülp potansiyeli ölçüldüğünde; akik taşı değirmende 0,0 V, çelik değirmende ise -0,263 V olarak ölçülmüştür. Öğütme işlemi sırasında değirmenlerdeki pülp potansiyelleri arasındaki farkın daha fazla olacağı söylenebilir. Çünkü çelik değirmenle yarı iletken özellikteki sülfür minerali arasındaki galvanik etkileşimden dolayı çelik değirmende pülp potansiyeli daha düşük olacaktır (Kocabag ve Smith 1985).

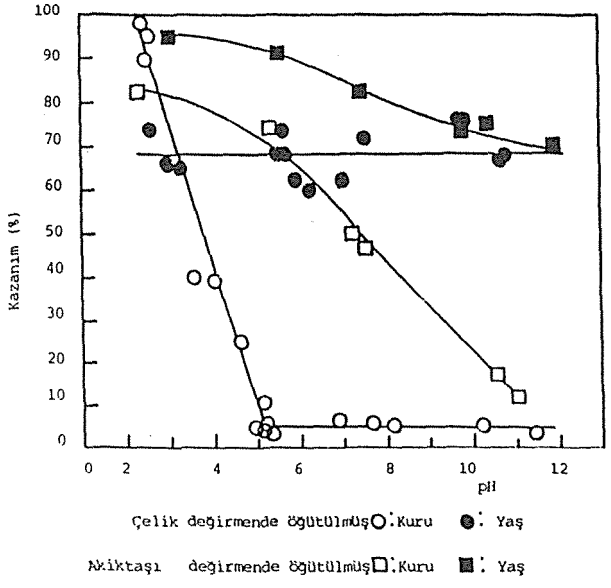
Şekil 4 deki deney neticelerinden görüldüğü gibi genel olarak değişik kalkopirit numunelerinin pülp potansiyelleri Şekil 3 deki kollektörsüz flotasyon kazanımları ile aynı yönde bir değişim göstermektedir. Yani pülp potansiyeli arttıkça mineralin yüzebilirliğide artmaktadır. Bu durum kalkopiritin oksitleyici ortamda kollektörsüz olarak yüzeceği, indirgeyici ortamda ise yüzmeyeceği yönündeki yaygın inanışı doğrular niteliktedir (Heyes ve Trahar 1977, Gardner ve Woods 1979, Trahar 1983 ve 1984, Lutrell ve Yoon 1983 ve 1984 ve Walker v.d 1986).

Paslanmaz çelik değirmende yaş öğütme sırasında, yukarıda belirtildiği gibi, değirmenle mineral arasında oluşabilecek galvanik etkileşimden dolayı değirmen içinde indirgen bir ortam mevcuttur. Bu indirgen ortam mineralin oksitlenmesine mani olacaktır. Eğer S^{o} kollektörsüz flotasyonun tek nedeni olarak kabul edilirse, çelik değirmende öğütülen numunelerin flotasyon kazanımlarının daha düşük olması gerekir. Bu çelik değirmende öğütülen numunelerle, akik taşı değirmendeöğütülen numunelerin flotasyon kazanımları arasındaki farkın nedeni olabilir. Flotasyon kazanımları arasındaki bu farkta değirmenden aşınan demirin oksitlenerek mineral yüzeyinde oluşturduğu $Fe(oH)_3$ de rol oynamış olabilir (Adam v.d 1984).

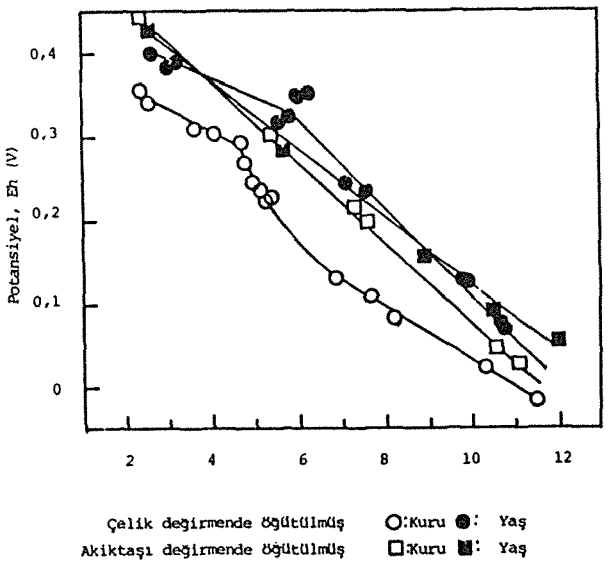
Genel olarak, kalkopiritin nötr ve alkali ortamdaki oksitlenme etkileşiminin



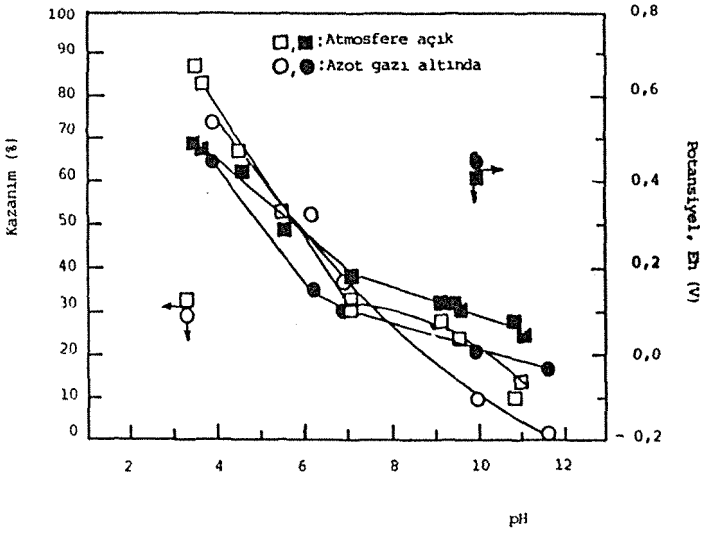
Şekil 2. Flotasyon Hücresi. R.E= Referans elektrodu, M.E= Mineral elektrodu, pH.E= pH elektrodu.



Şekil 3. Değişik koşullarda öğütülmüş kalkopirit mineralinin kollektörsüz flotasyon kazanımının pH ile değişimi.



Şekil 4. Değişik koşullarda öğütülmüş kalkopirit mineralinin pülp potansiyelinin pH ile değişimi.



Şekil 5. Akiktaşı değirmende kuru olarak öğütülmüş kalkopirit mineralinin flotasyon kazanımı ve pülp potansiyelinin pH ile değişimi.

$$CuFeS_2 + 3H_2O \rightleftharpoons CuS + Fe(OH)_3 + S^o + 3H^+ + 3e^- \quad [1]$$

$$Eh = 0,547 - 0,059\ pH$$

olduğu kabul edilmektedir (Gardner ve Woods 1979). Bu etkileşimle mineral yüzeyinde hidrofobik S^o ün yanında hidrofilik $Fe(oH)_2$ de oluşmaktadır.

Asidik ortamda oksitlenme etkileşimi

$$CuFeS_2 \rightleftharpoons CuS + Fe^{2+} + S^o + 2e^- \quad [2]$$

$$Eh = 0,293 + 0,0295 \log [Fe^{2+}]$$

dir. Bu etkileşimlerden görüldüğü gibi mineralin doğal yüzebilirliği mineralin kendisine olduğu kadar mineral yüzeyinde oksitlenme ile oluşabilecek S^o, CuS ve $Fe(oH)_3$ ün mevcudiyetine de bağlıdır. Oksitlenme ve oksitlenme ürünleri ise pH ya ve pülp potansiyeline bağlı olarak değişir.

Çelik değirmende kuru öğütme sırasında herhangi bir galvanik etkileşimden bahsedilemez. Dolayısı ile bu numunenin pH $>$ 5 de gösterdiği hidrofilik özellik, öğütme sırasındaki bir galvanik etkileşimden ziyade öğütme sırasında değirmenden aşınan demirin koşullandırma aşamasında oksitlenerek mineral yüzeyinde bir $Fe(oH)_3$ tabakası oluşturmasının yanında bu oksitlenmenin mineral yüzeyinde yaratacağı indirgen etkiden kaynaklanabilir.

Özellikle çelik değirmende, kuru öğütme sırasında sürtünmeden dolayı oldukça yüksek boyutlarda ısı açığa çıktığı ve değirmenin ısındığı gözlendi. Isının artması mineralin oksitlenmesini hızlandıracaktır. Bu durumda oksitlenme etkileşimi

$$2\ CuFeS_2 + 10\ O_2 = 2\ CuSO_4 + Fe_2(SO_4)_3 \quad [3]$$

şeklinde olabilir.

Şekil 3 de, çelik değirmende kuru öğütülen numunenin flotasyonunda pH $<$ 5 de görülen artış, yukarıda bahsedilen oksidasyon ürünlerinin ($Fe(OH)_3$, $Fe_2(SO_4)_3$ ve $CuSO_4$) asidik ortamda mineral yüzeyinden çözünmesi neticesi mineral yüzeyinin temizlenmesinin yanında, 2 nolu etki-

leşimle mineral yüzeyinde S^{o} oluşmasından kaynaklanabilir.

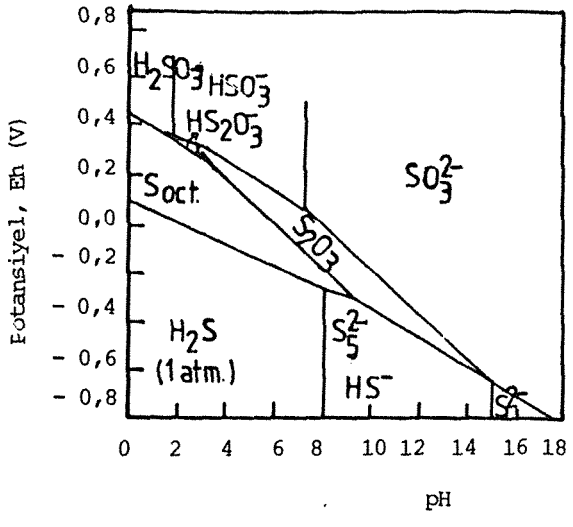
Şekil 5 de flotasyon testleri azot atmosferi altında yapıldığı zaman pülp potansiyelinde yaklaşık 75 mv luk bir düşüş olduğu görülmektedir. Pülp potansiyelindeki bu düşüşe karşılık flotasyon kazanımında pH 7,5 un altında herhangi bir değişiklik olmayıp, bu değerin üstünde ise kısmî bir düşüş vardır.

Flotasyon testleri azot atmosferi altında yapılarak test sırasında oksidasyon önlenmiş bile olsa, öğütme sırasında oksitlenme neticesi kükürtün oluşabileceği ileri sürülebilir. Şekil 6 daki kükürtün Eh-pH diagramında görüldüğü gibi, kükürt termodinamik olarak yüksek alkali ortamında durağan değildir.

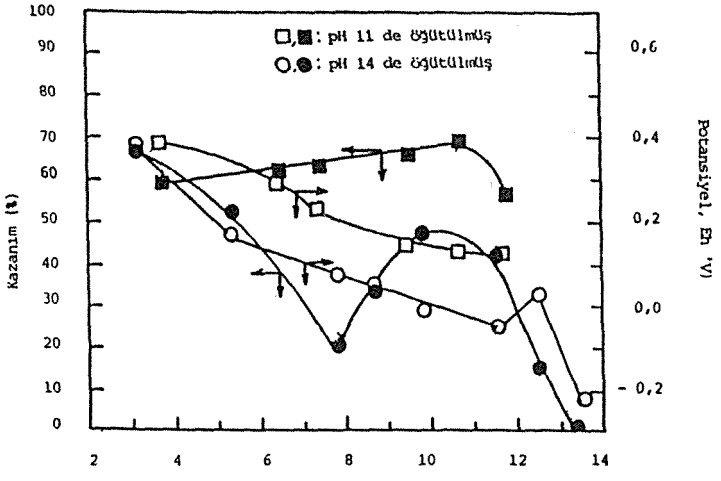
Kalkopirit pH 14 de öğütülüp, flotasyon testleri atmosfere açık olarak yapıldığı zaman, yani deney sırasında oksitlenmeye mani olunmadığı zaman , Şekil 7 de görüldüğü gibi flotasyon kazanımında iki bölgede artış (pH 9-11 ve pH $<$ 7) ve pH $\approx$ 8 de bir minimum gözlenmektedir. Öğütme pH 11 de yapıldığı zaman bu minimum gözlenmediği gibi, flotasyon kazanımıda daha yüksektir.

Her ne kadar kükürt yüksek alkali ortamda termodinamik olarak durağan değilsede SO_4^{2-} a oksidasyonu kinetik olarak çok yavaş olduğundan mineral yüzeyinde bulunabileceği iddia edilmiştir (Trahar 1984). Ayrıca alkali ortamda doğal hidrofobikliğin kükürt yerine polisülfürler (S_x^{2-}) olabileceğide ileri sürülmüştür (Lutrell ve Yoon, 1983).

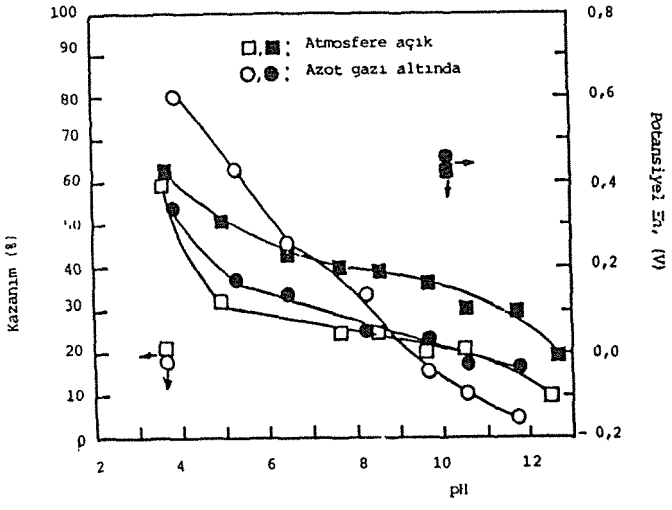
Bu duruma ışık tutabilmek için kalkopirit (numune VI) 14 saat süre ile azot atmosferi altında 0.1 M NaoH solusyonu ile karıştırılıp, yıkandığında (leached), eğer mineral yüzeyinde öğütme aşamasında oluşmuş kükürt mevcut ise, bu yıkama işlemi sırasında mineral yüzeyinden temizleneceği varsayılabilir. Doğal flotasyonun nedeni kükürt değilde polisülfür iyonları ise, mineral inert atmosfer altında oksijensiz saf su ile yıkandığı zaman polisülfür iyonlarının seyrelerek temizlenmiş olması gerekir. Dolayısı ile her iki haldede kalkopiritin doğal yüzebilirliğinin azalmasını ve flotasyon kazanımının düşmesini bekleyebiliriz. Halbuki Şekil 8 de görüldüğü gibi, test sırasında oksidasyona mani olunduğu zaman pülp potansiyelinde 100 mv dan daha fazla bir düşüşe rağmen, pH $<$ 9 da flotasyon kazanımında % 20 ye varan bir artış gözlenmektedir. Aynı numune oksijen-



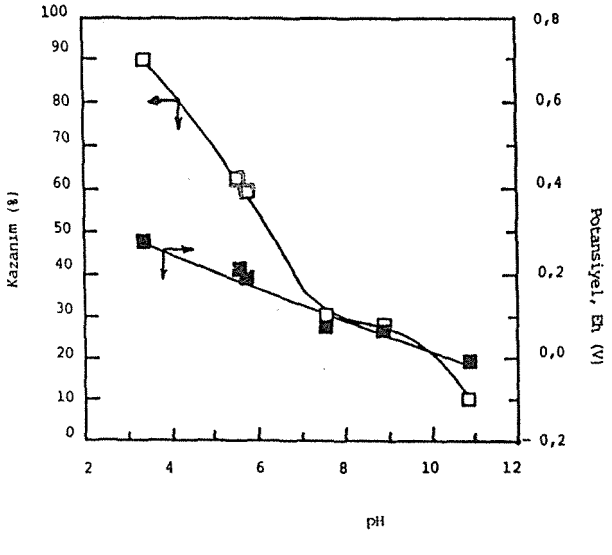
Şekil 6. S^{O}-H_2O sisteminin Eh-pH diyagramı, 298 K ve 10^{-4} M iyon konsantrasyonunda (Pourbaix, 1966, S.64)



Şekil 7. Akiktaşı değirmende farklı pH da öğütülmüş kalkopiritin kollektörsüz flotasyon kazanımı ve pülp potansiyelinin pH ile değişimi.



Şekil 8. 0,1 M NaOH solusyonunda yıkanmış kalkopiritin kollektörsüz flotasyon kazanımı ve pülp potansiyelinin pH ile değişimi.



Şekil 9. 0,1 M NaOH solusyonundan sonra oksijensiz su ile yıkanmış kalkopiritin flotasyon kazanımı ve pülp potansiyelinin değişimi.

siz su ile yıkandığı zaman flotasyon kazanımı dahada artmıştır (Şekil 9).

4. SONUÇ

Elde edilen bu neticeler, oksitlenme neticesi mineral yüzeyinde oluşan kükürtün S^{O} veya alkali ortamda polisülfürlerin (S_x^{2-}) doğal flotasyonun tek nedeni olabilmeleri olasılığını zayıflatmaktadır. Bu nedenle, her ne kadar mineralin oksitlenmesi ile mineral yüzeyinde oluşabilecek kükürt veya polisülfürler mineralin yüzebilirliğinin artmasına neden olabileceksede, kalkopirit mineralinin doğal halde belli oranda yağ ıslanır (oleophilik) özelliğe haiz olması ve iki sıvı flotasyonu ile kollektörsüz olarak yüzebilmeside mümkündür.

KAYNAKLAR

- Adam, K, Natarajan R.A ve Iwasaki I, 1984., Grinding media and its effects on the flotation of sulphide minerals, Int. J. Min. Process. 12: 39-54
- Finkelstein N.P v.d, 1975. Natural and Unduced Hydrophobicity in sulphide mineral systems, AICh.E. Symp. Seri 71(150): 165-175.
- Fuerstenau M.C ve Sabacky BJ., 1981, On the natural floatability of sulfides, Int.J.Min. Process. 8: 79-84.

  Gardner J.R ve Woods,R,1979, An electrochemical Investigation on the natural floatability of chalcopyrite, Int. J. Min. Process, 6: 1-16
- Gaudin A.M. 1932, Flotation,McGraw-Hill Book Comp.,S 165 ve 198.
- Heyes G.W. ve Trahar W.J., 1977, The natural floatability of chalcopyrite, Int. J. Min. Process. 4: 317-344.
- Kocabag, D ve Smith, M.R., 1985. The effect of Grinding media and Galvanic Interaction Upon the flotation of sulfide minerals, Complex sulfides kitabı (Editör: A.D. Zunkel, R.S Boorman, A.E. Morris ve R.J. Wesley), The Metallurgical Society, N.Y. 55-82.
- Lepetic, V.M., 1974. Flotation of chalcopyrite without collector after dry autogeneous grinding, CIM Bull. June : 71-77,

- Lucassen-Reynders, E.H ve Lucassen J, 1984. Thin films, contact angles, wetting, The Scientific Bases of flotation, adlı kitapta, Editör: K.J. Ives, NATO-ASI Seri. Martinus Nijhoff Publ. S. 79.

- Lutrell G.H ve Yoon R.H. 1983, Surface Chemistry of Collectorless flotation of chalcopyrite, SME-AIME Annual meeting, Atlanta, Georgia, Mart. 6-10.

- Lutrell G.H ve Yoon R.H, 1984 a, The collectorless flotation of chalcopyrite ores using sodium sulfide, Int. J. Min. Process. 13: 271-283.

- Lutrell G.H ve Yoon R.H, 1984 b, surface studies of the collectorless flotation of chalcopyrite, Colloid Surfaces,12: 239-254.

- Pourbaix, M., Atlas of Electrochemical Equilibria, Pergamon Press, London, 1966.

- Ravitz, S.F ve Porter R.R., 1934. Oxygen free flotation.-I, AIME Tech. Publ. 513.

- Ravitz S.F., 1943, oxygen free flotation-II., Trans. AIME., 153, S. 528.

- Shergold, H.L ve Mellgren, O, 1969, Concentration of minerals at the oil/water interface. Hemetite-Iso-octane-water system in the presence of sodium dodecyl sulfate, Trans SME-AIME. 78, S. 121.

- Trahar, W.J. 1983, A laboratory study of the influence of sodium sulphide and oxygen on the collectorless flotation of chalcopyrite Int. J. Min. Process. 11: 57-74.

- Trahar, W.J. 1984, The influence of pulp potential in sulphide flotation. Principles of mineral flotation kitabında. Editör: M.H. Jones ve J.T. Woodcock, Aust. I.M.M., S. 117-135

- Walker, G.H, Walters C.P ve Richardson P.E, 1986, Hydrophobic effects of sulfur and xanthate on metal and mineral surfaces, Int. J. Min. Process 18: 119-137.

- Yoon, R.H, 1981, collectorless flotation of chalcopyrite and sphalerite ores by using sodium sulfide, Int. J. Min. Process, 8:31-48.

SÜLFÜRLÜ KOMPLEKS CEVHERLERİN FLOTASYONUNDA TOPLAYICILARIN TESİSİN EKONOMİK PERFORMANSINA ETKİSİ BİR UYGULAMA ÖRNEĞİ

THE EFFECT OF COLLECTORS ON THE ECONOMIC PERFORMANCE OF A MILL TREATING COMPLEX SULPHIDE ORE-A CASE STUDY

Dr. İrfan BAYRAKTAR(*)
Mehmet KAPLAN(*)

ÖZET

Kompleks sülfür mineralleri flotasyonunda kullanılan değişik türden toplayıcıların (ksantat, tiyonokarbamat, ditiyofosfat ve fosfin türevleri), kurşun-çinko balk konsantresi tenör ve verimine etkisi laboratuvar ölçekte çalışıldıktan sonra elde edilen bulgular tesiste test edilmiş ve sonuçlar net izabe geliri dikkate alınarak irdelenmiştir.

ABSTRACT

The effect of different type of collectors (Xanthate, thionocarbamate, dithiophasphate and phosphine derivative) which are used for sulphide minerals flotation, on grade and recovery of a bulk zinc-lead concentrate was studied in lab. scale; thereafter the findings were tested in plant scale and the results were assessed with regard to net smelter return.

x Dr. Yüksek
x Dr. Yüksek Mühendis, Demir ½ Export A.Ş.
x Tekniksiyen, Demir Export A.Ş.

GİRİŞ

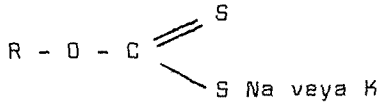
Baz metal fiyatlarının geçtiğimiz yıla kadar süre gelen düşüklüğüne karşın konsantre üretimindeki enerji ve diğer girdilerin fiyatlarının sürekli yükselmesi, konsantre üretim maliyetlerinin giderek artmasına neden olmuştur. Öte yandan bu konsantreleri işleyen izabelerin şartları da özellikle çevre kirlenmesine karşı yasal nedenlerle izabelerde alınması gereken önlemler yüzünden ağırlaşmaktadır. İzabe şartlarının ağırlığı, çalışmakta olan konsantratörlerde üretim faaliyetlerinin devamı için üretim maliyetlerinin düşürülmesine ve konsantre kalitesinin yükseltilmesine yönelik çalışmaları arttırmıştır.

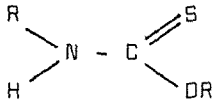
Üretilen konsantrenin kalitesini yükselterek net izabe gelirini en yüksek değere çıkarmak için ya konsantre içinde ceza ödenmesine neden olan arsenik, antimuan, bizmut, civa gibi elementlerin içeriğini azaltmak ya da izabenin ödeme yaptığı element içeriklerini arttırmak gerekmektedir.

Net izabe gelirinin artırılması, verimi fazla düşürmemek koşuluyla, ancak konsantre tenörünün yükseltilmesi ile mümkündür. Konsantre tenörünün artırılması ise flotasyon parametrelerinin amaca uygun şekilde optimizasyonu ile gerçekleştirilebilir. İster selektif, ister balk flotasyon olsun, prosesin ana parametrelerinden biri kullanılan toplayıcının cinsi, dolayısıyla özellikleri, tüketim miktarı ve fiyatıdır. Konsantre tenörünü yükseltmek amacıyla kullanılacak toplayıcının, öncelikle verimi düşürmeyecek düzeyde yeterli toplayıcılık gücüne ve mutlaka iyi bir derecede selektiviteye sahip olması gereklidir. Çünkü kompleks cevherlerde genellikle ince öğütme gereksinimi ve yüksek oranda pirit içeriği, temiz, yüksek tenörlü konsantre üretimini güçleştirmektedir. Dolayısıyla selektiflik özelliği yüksek toplayıcılara olan talep, ksantatların dışında pekçok seçeneği ortaya çıkarmıştır. Bu toplayıcıların, ilk toplayıcı olan ksantatlardan (1925), kimyasal yapı olarak farkı, alifatik tiyokarbamik asit esteri (Z-200 Dow, Chemical; X-231 Hoechst; Minerec 1701), tiyokarbanilid (Aero 130, Cyanamid) de olduğu gibi kükürtün bağlı olduğu karbon atomuna ayrıca azotun da bağlı

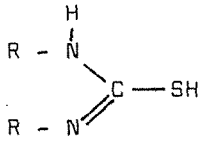
olmasıdır. Diğer farklı toplayıcı gurupları da örneğin, ditiyofosfatlar ve fosfin türevleri, ksantatlardaki karbonun yerini fosforun almasıyla oluşturulmuştur. Aşağıdaki Tablo-1'de bu çalışmada kullanılan değişik türden toplayıcıların genel formülleri verilmektedir. Ksantatlardan farklı bu toplayıcılar için söylenebilecek ortak özellik, hemen hemen hepsinin pirite ve/veya sfalerite karşı ksantatlardan daha fazla selektif olmalarıdır.

Tablo-1 : Sülfürlü Minerallerin Flotasyonunda Kullanılan Toplayıcıların Genel Formülleri.

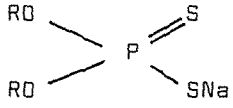
Ksantatlar : 

Tiyonokarbamat : 

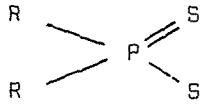
Z-200, Dow Chemical
X-231, Hoechst
Minerec 1701.

Tiyokarbanilid : 

Aero 130, Cyanamid

Ditiyofosfatlar : 

Hoechst, Cyanamid

Fosfin Türevleri: 

3418 A, Cyanamid

Toplayıcıların selektif özelliklerinin bir flotasyon tesisinin ekonomik performansına nasıl etki ettiği bu çalışmanın konusunu

oluşturmaktadır. Net izabe geliri üzerine toplayıcıların rolüne yönelik laboratuvar ölçekli bulgular, kurşun-çinko balk konsantresi üreten, 400 ton/gün kapasiteli, Demir Export A.Ş.'ne ait Giresun-Tirebolu'daki konsantratörde uygulanmıştır. Bu bildiride laboratuvar ve tesis ölçekli çalışmaların sonuçları ve irdelenmeleri sunulmaktadır.

1. LABORATUVAR ÖLÇEKLİ ÇALIŞMALAR

1.1. Cevherin Tanımı ve Örnekleme

Harşit-Köprübaşı cevheri, denizaltı volkanizmasına bağlı olarak oluşan, bakır içeriği göreceli olarak düşük, kompleks yapıda bir kurşun-çinko cevheridir. Değişik tarihlerde flotasyon tesisi girişinden alınan örneklerin element içerikleri ve bu elementlerin bağlı olduğu mineraller aşağıdaki Tablo-2 de verilmektedir.

Tablo-2 : Harşit-Köprübaşı Kurşun-Çinko Cevherinin Kimyasal ve Mineralojik yapısı.

Elementler	Miktar	Mineraller	Minerallerin Tane Boyu Sınırları, Mikron
Pb	% 2-4	Galen	5-2000
Zn	% 3-6	Sfalerit	10-2000
Cu	% 0.6-1.1	Tetraedrit,Kalkopirit	5-1000
Ag	60-150 ppm	Tetraedrit ve sülfotuzlar	Sülfotuzlar 2-500
Au	0.2-0.3 ppm	-	-
Sb	% 0.4-0.8	Tetraedrit, Bornonit	-
As	% 0.15-0.25	Tennantit, Bulanjerit	-
S	% 8-15	Pirit, K.Pirit, Galen., Sfalerit.	Pirit 10-3000
Fe	% 7-12	Pirit, K.Pirit	-
SiO2	%52-60	Kuvars, Silikat min.	-
CaO	% 1	-	-
BaO	% 0.5-1.5	Barit	-

Harşit cevherinin tipik mineralojik yapısını gösteren parlatma fotoğrafı aşağıda verilmektedir. Tablo-2 ve parlatma fotografından görüleceği üzere cevher çok fazla sayıda mineral içermektedir. Özellikle bakırın büyük bir bölümünün tetraedrite bağlı olması, flotasyon ile bakır ve kurşunun ayrılmasını imkansız hale soktuğundan, selektif bakır, kurşun, çinko konsantreleri üretimini engellemektedir.

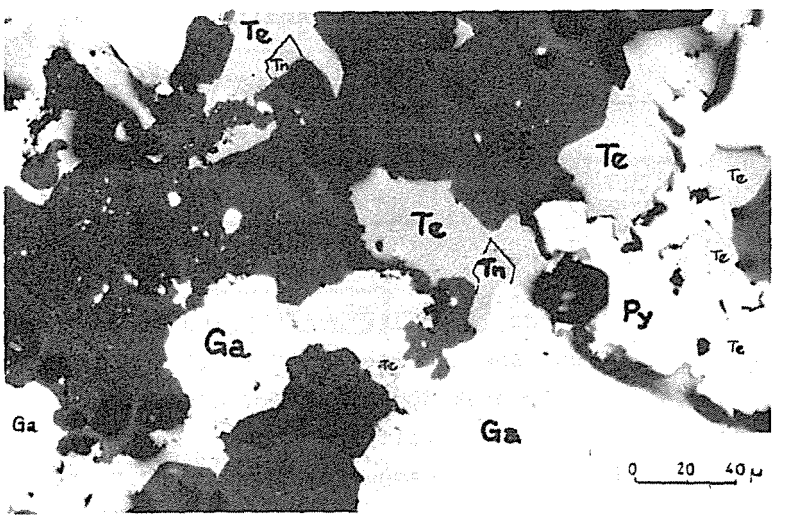


Foto-1 : Harşit-Köprübaşı Kurşun-Çinko-Bakır Cevheri Parlatma Fotoğrafı (x425)
(Py: Pirit; Sf: Sfalerit; Ga: Galenit; Te: Tetraedrit; Tn : Tennantit)

1.2. Malzeme ve Metod

Laboratuvar ölçekli çalışmalar için cevher örneği, periyodik aralıklarla bir ay boyunca tesisteki çubuklu değirmen girişinden alınmıştır. En büyük parça boyu yaklaşık 25 mm. olan örnek, kurutulduktan sonra -3 mm.ye kırılarak, flotasyon çalışmaları için gerekli 1'er kg.lık örnekler oluşturacak şekilde mekanik bölücü ile hazırlanmmıştır. Bu örneğin kimyasal analizi Tablo-3 te verilmektedir.

Tablo-3 : Laboratuvar Ölçekli Flotasyon Çalışmalarında Kullanılan Cevherin Kimyasal Analizi Sonuçları.

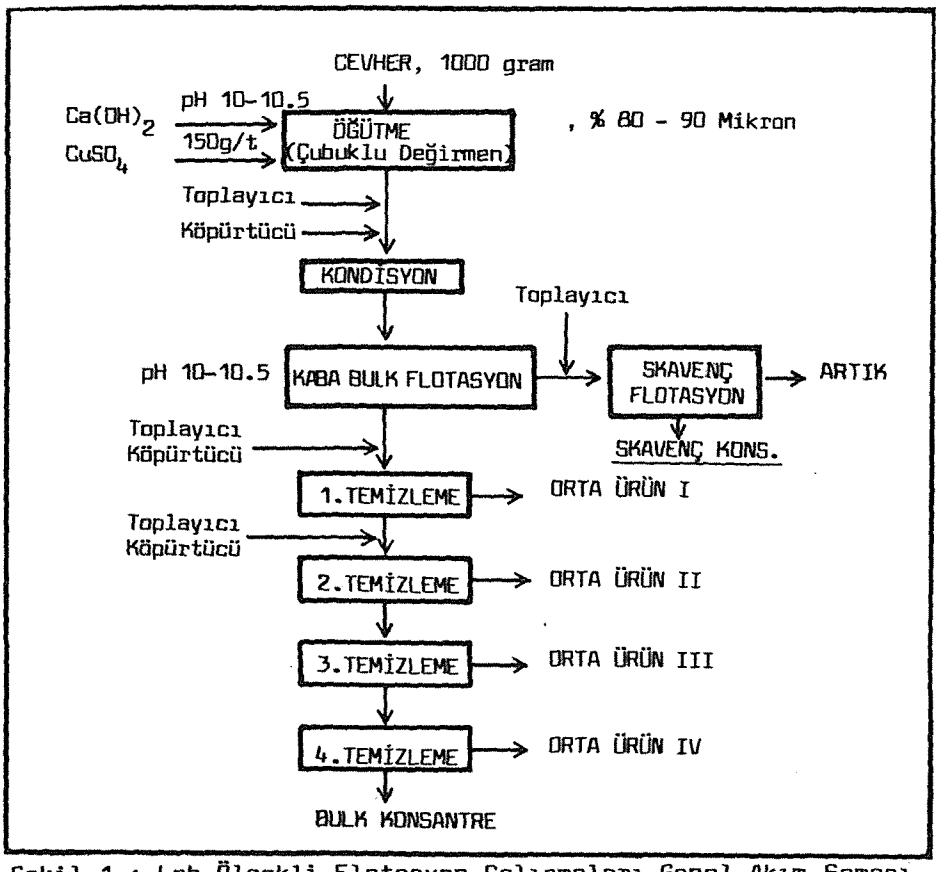
Element	İçerik
Pb	% 3.26
Zn	% 4.88
Cu	% 0.69
Ag	66 ppm.

Flotasyon testlerinde, 1 kg.lık örnek, çubuklu değirmende (Denver) istenilen tane inceliğine, 0.8 litre musluk suyu ve 1.3 gram kireç ilave edilerek öğütülmüştür. Bütün flotasyon testleri, Şekil-1 de verilen, Harşit konsantratörünün akım şemasına bağlı kalınarak Denver flotasyon makinesinde 2.2, 1.2 litrelik selüller kullanılarak yapılmıştır. Testlerde kullanılan, değişik türleri temsil eden toplayıcılar aşağıda belirtilmiştir.

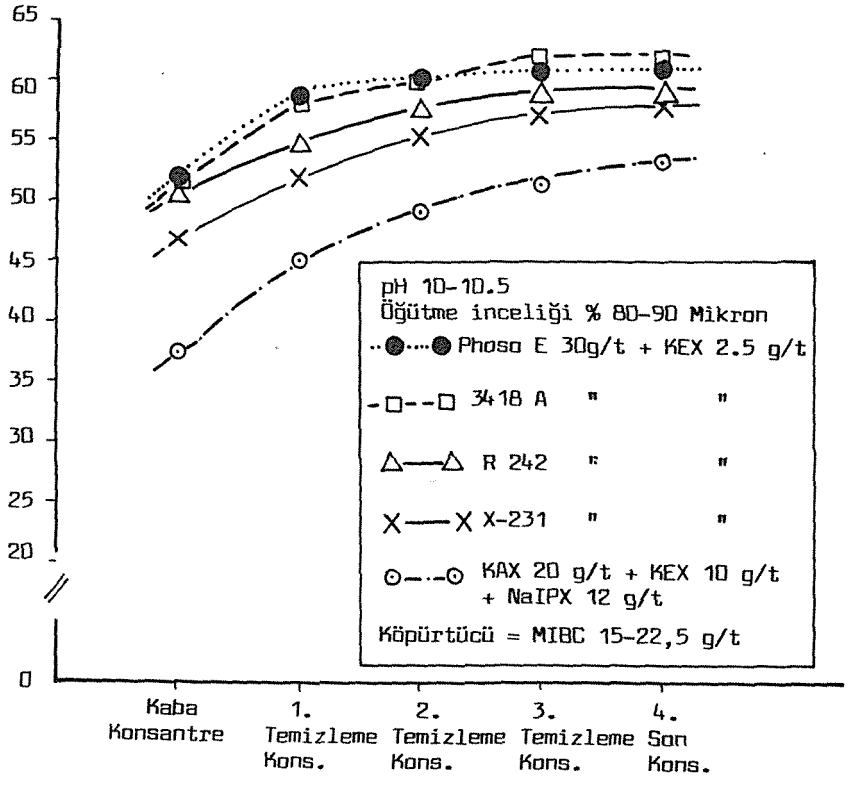
Ksantatlar : KEX, KAX, NaIPX (Hoechst)
Ditiyofosfatlar : R-242 (Amonyum dikresil ditiyofosfat + %6 tiyokarbanilid, Cyanamid); Phosokresol E (R-242 eşdeğeri, Hoechst)
Tiyonokarbamat : X-231 (Alifatik tiyokarbamik asit esteri, Hoechst)
Fosfin Türevi : 3418A (Cyanamid)

Köpürtücü olarak metil izobutil karbinol (MIBC) kullanılmıştır.

Her toplayıcı türü ile en yüksek tenör ve verimi sağlayan flotasyon koşulları sabit tutularak istatistiksel değerlendirme yapılabilecek sayıda test yapılmıştır.



Şekil-1 : Lab.Ölçekli Flotasyon Çalışmaları Genel Akım Şeması
(Tesis Akım Şeması "Batch" Kopyası)



Şekil-2 : Değişik Türden Toplayıcıların, Kaba Konsantrelerin Aynı Verim Eşiğinde (%91-94), Pb-Zn Balk Konsantre Tenörüne Etkisi.

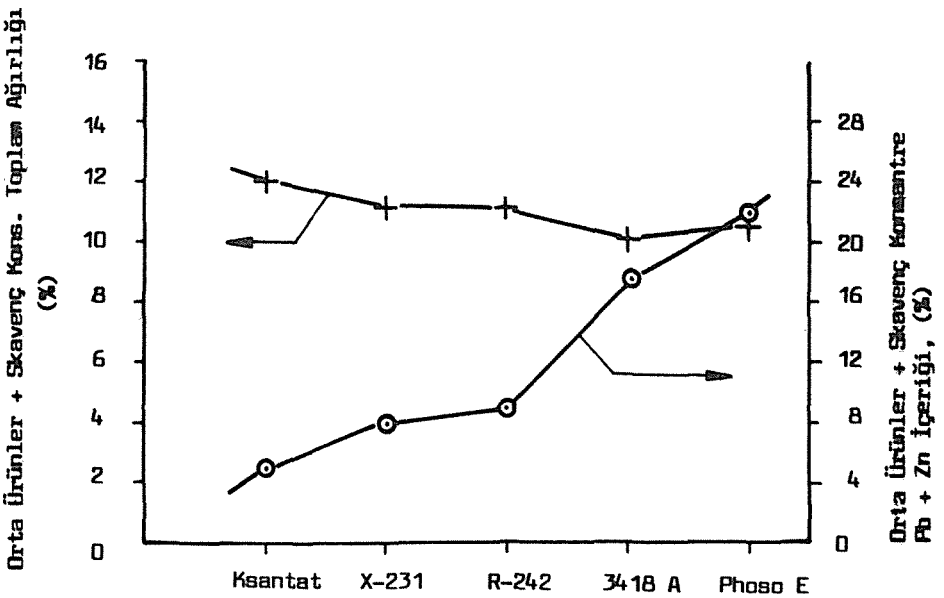
1.3. Flotasyon Testleri Sonuçları :

Değişik türden toplayıcılarla elde edilen en yüksek tenör ve verimi veren test sonuçları aşağıda Tablo-4 ve Şekil-2 de sunulmaktadır.

Tablo-4'te kurşun-çinko balk konsantrelerin tenör ve verimlerinin standart sapma ve ortalama değerleri; Şekil-2'de ise ayni verim eşiğinde (% 91-94), toplayıcıların dört aşamalı temizleme flotasyonu sonucu elde edilen balk konsantre tenörüne etkisi sunulmaktadır. Şekil-3 'te de yine ayni verim eşiğinde, orta ürünlerin ve skavenç konsantrenin toplam ağırlık yüzdeleri ile metal içerikleri (Pb+Zn) arasındaki ilişki verilmektedir.

Tablo-4 : Değişik Toplayıcı Türleri ile Yapılan Test Sonuçlarının İstatistiksel Değerlendirmesi.

	Ksantat		X - 231		R - 242		Phoso,E		3418 A	
	σ_n	$\bar{X}$	σ_n	$\bar{X}$	σ_n	$\bar{X}$	σ_n	$\bar{X}$	σ_n	$\bar{X}$
Pb+Zn Balk Konsantre,%	1.34	53.27	1.17	57.63	1.05	58.97	0.87	60.90	0.94	61.10
Pb+Zn Kaba Balk Konsantre Tenörü, %	1.22	37.12	1.08	46.81	0.79	50.88	0.93	52.04	0.98	51.46
Kaba Balk Kons. Verimi, %	0.79	93.86	1.13	92.43	0.98	91.65	0.87	91.97	0.81	92.33
n	4		3		3		4		4	



Şekil 3- : Değişik Türden Toplayıcıların, Aynı Verim Eşiğinde (%91-94), Orta Ürünler ve Skavenç Konsantre Miktar ve Tenörlerine Etkisi.

1.4. Laboratuvar Ölçekli Flotasyon Test Sonuçlarının İrdelenmesi :

Tablo-4 ve Şekil-2 den görüleceği üzere ksantatlar, en yüksek verimi (% 93,86) fakat en düşük konsantre tenörünü (% 53.27 Pb+ Zn) vermiştir. Tiyonokarbamat, ditiyofosfat ve fosfin türevi ile elde edilen konsantre tenörleri, ksantatlarla elde edilen tenöre göre % 4 ile % 8 daha yüksektir. Ancak bu toplayıcılarla elde edilen verimler de yaklaşık % 2 kadar daha düşüktür. Selektiflik özelliği göreceli olarak daha az olan toplayıcılarla, örneğin ksantatlarla ve tiyonokarbamatla elde edilen tenör sonuçlarının standart sapmalarının diğer toplayıcılarınkinden daha büyük olması da dikkat çekicidir. Bunun nedeni, pirite karşı daha az selektif olan toplayıcıların, konsantreye daha fazla pirit taşımasından kaynaklanmaktadır. Dolayısiyle temizleme flotasyonu aşamalarında fazla pirit miktarı son konsantre tenöründe göreceli

olarak daha çok sapmalara neden olmaktadır. Nitekim bu durum Şekil-3 te açıkça görülmektedir. Test edilen toplayıcılar içinde ksantatlar başta olmak üzere, R-242 ve X-231'in orta ürün ve skavenç konsantre miktarları bir ölçüde fazla olmasına karşın kurşun-çinko metal içerikleri, Phosokresol E ve 3418 A'ya göre çok düşüktür. Diğer taraftan, Tablo-3 ve Şekil-2 den görüleceği üzere, gerek kaba ve gerekse son konsantre tenörleri karşılaştırıldığında, Phosokresol E ve 3418 A'nın pirite karşı çok daha fazla selektif olduğu % 60 dolayındaki Pb+Zn tenöründen de anlaşılmaktadır. Öte yandan Şekil-2, aynı zamanda toplayıcıların selektiflik özelliklerine göre bir sıralamayı da vermektedir.

Flotasyon verimini çok fazla düşürmeden, daha selektif toplayıcılar kullanarak yüksek tenörlü konsantre üretmek konsantre miktarının azalmasına karşılık konsantrenin metal içeriğinin yaklaşık aynı kalması demektedir ki bu da taşıma, liman, izabe ve rafinasyon masraflarından kazanç sağlayacaktır. Bu nedenle ksantatlara göre daha selektif olan toplayıcıların tesiste de denenmesi uygun görülmüştür.

2. DEĞİŞİK TÜRLERİ TEMSİL EDEN TOPLAYICILARIN TESİSTE DENENMESİ

Laboratuvar ölçekli bulgular, Şekil-2 den de açıkça görüleceği üzere, ditiyofosfatların, tiyonokarbamatın ve fosfin türevlerinin daha yüksek tenörlü konsantre üretimine imkan vereceğini gösterdiğinden, Phosokresol E,3418 A ve X-231 ticari adlı toplayıcılar tek başlarına ve çeşitli kombinasyonlarla, Demir Export A.Ş.nin Giresun-Tirebolu'daki 400 ton/gün kapasiteli, kurşun-çinko balk konsantresi üreten konsantratöründe denenmiştir.

Test edilen toplayıcının en yüksek tenör ve verimi sağladığı flotasyon koşulları kararlı duruma getirildikten sonra toplayıcı, kesintisiz en az üç vardiya denenmiştir. Deneme süresince, toplayıcının etkinliğini belirlemede önemli olabilecek noktalar-

dan, örneğin, cevher girişinden, artıktan, kaba ve son konsantrelerden periyodik aralıklarla örnekler alınarak tesis laboratuvarında gerekli analizler yapılmıştır.

Elde edilen sonuçlar Tablo-5'te topluca sunulmaktadır.

Tablo-5 : Değişik Türden Toplayıcılarla Tesis Denemelerinde Elde Edilen Sonuçlar.

	Bulk Kons. Tenörü, %			Bulk Kons. Verimi %	
Toplayıcı Türü	% Pb	% Zn	% Pb+Zn	Pb+Zn	Vardiya Sayısı
Ksantat	21.11	31.43	52.54	92.0	1987 yılı Ort.
Phosokresol E	26.71	33.58	60.29	85.6	27
X-231	21.78	33.26	55.04	87.4	3
3418 A	22.20	33.61	55.81	88.6	3
Phosokresol E + X-231	19.24	36.07	55.31	88.4	6
Phosokresol E + 3418 A	22.80	33.80	56.60	89.4	3
Phosokresol E + KAX	22.30	34.72	57.02	89.7	60

Tablo-5'ten görüleceği üzere tesis denemelerinde elde edilen sonuçlar, laboratuvar ölçekli bulguları doğrulayarak ksantatlara oranla daha yüksek tenörlü konsantreler üretilmesini mümkün kılmıştır.

2.1. Tesiste Elde Edilen Sonuçların İrdelenmesi

Laboratuvarda olduğu gibi tesiste de en yüksek konsantre verimi ksantatlarla elde edilmiştir. Bilindiği gibi toplayıcıların selektiflik derecesi toplayıcılık gücü ile ters orantılı olduğun-

dan, selektif toplayıcılarla çalışmalarda verim, ksantatlarla karşılaştırıldığında % 6.4 ile % 2.3 arasında düşmüştür. Tesiste elde edilen verimlerin ise laboratuvarda elde edilen verimlere göre % 2-4 arası daha düşük olması, özellikle orta ürünlerin flotasyon devresini verim açısından azda olsa olumsuz yönde etkilemesinden ve ayrıca tesisteki prosesin laboratuvar selülünde yapılabildiği gibi çok katı bir biçimde kontrol edilememesinden kaynaklanmaktadır. Ancak bu sapmalar, laboratuvar ve tesis ölçekli sonuçların paralelliğini bozmamıştır.

Tesiste değişik türde toplayıcılarla elde edilen konsantrelerin tenör ve verimleri, toplayıcıların tesisin ekonomik performansına etkisini belirleyebilmek için "Imperial Smelting Process" in (ISP) izabe şartlarına göre değerlendirilmiştir. "K" faktörü'nün değerlendirmeyi olumlu yada olumsuz etkilememesi için denemeler süresince % 7-9 arasında değişen Pb+Zn giriş tenörü, % 7.5 Pb+Zn olarak sabit alınarak, toplayıcıların net izabe geliri üzerindeki etkisini toplu halde gösteren aşağıdaki Tablo-6 hazırlanmıştır. Hesapları karmaşıklıktan arındırmak amacıyla sonucun niteliğini değiştirmediği görülen ödemeye tabi bakır ve gümüş ile cezaya tabi antimuan ve arsenik içerikleri ise dikkate alınmamıştır.

"K" Faktörü : 1 Ton konsantre üretmek için gerekli tüvönan cevher miktarı.

Tablo-6 : Değişik Türden Toplayıcılarla Elde Edilen Pb/Zn Balk Konsantrelerinin Genel ISP Şartlarına Göre Net İzabe Gelirleri

	Ksantat	PhosokresolE	X-231	3418 A	PhosokresolE + X-231	PhosokresolE + 3418 A	PhosokresolE + KAX
Balk Kons.Tenörü	% 21.11 Pb % 31.43 Zn	% 26.71 Pb % 33.58 Zn	% 21.78 Pb % 33.26 Zn	% 22.20 Pb % 33.61 Zn	% 19.24 Pb % 36.07 Zn	% 22.80 Pb % 33.80 Zn	% 22.30 Pb % 34.72 Zn
Verim, %	92.0	85.6	87.4	88.6	88.4	89.4	89.7
K Faktörü	7.61	9.39	8.40	8.40	8.34	8.44	8.48
Beher 1000 Ton Cevherden Üretilen Konsantre Miktarı	131.41 ton	106.50 ton	119.05 ton	119.05 ton	119.90 ton	118.48 ton	117.92 ton
Kons.Taşıma ve İzabe/Rafinasyon Giderleri ($230/t)	$30224,30	$24495.00	$27381,50	$27381.50	$27577.00	$27250,40	$27121.60
Ödemeye Esas Metal Miktarı *	23.80 Ton Pb 30.98 Ton Zn	25.25 Ton Pb 26.82 Ton Zn	22.36 Ton Pb 29.70 Ton Zn	22.86 Ton Pb 30.01 Ton Zn	19.47 Ton Pb 32.44 Ton Zn	23.46 Ton Pb 30.03 Ton Zn	22.76 Ton Pb 30.71 Ton Zn
Gelirler Toplamı **	$63629.80	$58435.25	$60671.56	$61497.06	$62697.87	$61959.66	$62474.96
Net İzabe Geliri	$33405.50	$33940.25	$33290.06	$34115.16	$35120.87	$34709.26	$35353.36
Ksantat'a Göre Fark ($/Ton Tüvenan)	-	+$ 0.53	-$ 0.16	+$ 0.71	+$ 1.72	+$ 1.30	+$ 1.95

* : ISP Genel şartlarına göre Pb içeriği 3 birim düşülmüş, Zn'nın % 75'i alınmıştır.

** : Pb $ 721/ton, Zn $ 1500/ton olarak alınmıştır. (22.12.1988, Metal Bulletin)

Tablo-6'dan görüleceği üzere, değişik türden toplayıcıların, tiyonokarbamat (X-231) dışında tümü ksantatlara göre daha fazla net izabe geliri getirmektedir. Öte yandan ilginç bir nokta da selektif özelliği fazla olan bir toplayıcı, esas toplayıcı olmak koşuluyla, kendisinden daha güçlü bir toplayıcı ile birlikte kullanılması durumunda, net izabe gelirleri, verim artışı nedeniyle daha fazla olmaktadır. Net izabe gelirleri, ksantaţlarla elde edilene göre işlenen ton cevher başına 0.5 ile 1.95 A.B.D. doları arasında değişmektedir. En yüksek geliri ise esas toplayıcı olarak ditiyofosfat (Phosokresol E) ve KAX kombinasyonu vermiştir.

Ancak kullanılacak toplayıcı türünün kesin seçimini yapmadan önce toplayıcı tüketim masraflarının da gözden geçirilmesi gereklidir. Zira özellikle ksantatlar dışındaki toplayıcılar arasında çok büyük fiyat farkları vardır. 1988 yılı fiyatlarına göre KAX'ın konsantratöre maloluş fiyatı referans alındığında, bu çalışmada kullanılan diğer toplayıcıların maloluş fiyatları aşağıdaki gibidir.

KAX	=	1.00
Phosokresol E	=	1.05
X-231	=	1.67
3418 A	=	4.67

Açıkça görüleceği üzere toplayıcı maliyetleri gözden geçirilmeden yapılacak seçim, net izabe gelirindeki artıştan sağlanan faydayı azaltabilecektir.

Sonuç olarak, toplayıcı seçiminin sadece verim ve tenöre göre değil fakat elde edilen verim ve tenörün getireceği net izabe gelirine göre yapılması konsantratör işleticisine azımsanmayacak kazançlar sağlayabilecektir. Ancak unutulmamalıdır ki her cevher kendine özgü özellikler taşıdığından hiçbir toplayıcı, teknik ekonomik ölçüleri gözönüne alan yoğun araştırmalar olmadan seçilmemelidir.

TEŞEKKÜR

Bu çalışmanın yayımlanmasına izin veren Demir Export A.Ş. Genel Müdürü Sayın A.Saffet Kanpak'a ve çalışmanın hemen her aşamasında yardımlarını gördüğümüz, Sayın Hulusi Berk, Sayın Dr.Yılmaz Altun, Sayın Fikret Aker, Sayın Mustafa Yalçın'a yazarlar teşekkürlerini sunar.

ALTIN ARAMALARI VE ÜLKEMİZ AÇISINDAN ÖNEMİ

GOLD EXPLORATION AND IT'S IMPACT ON TURKEY

TMMOB Maden Mühendisleri Odası

ÖZET

Altın, son yıllarda madencilik sektörüne egemen olan konuların başında gelmektedir. Birkaç yıldan bu yana, ülkemizde de konu ilgi çekmekte ve bu alandaki çalışmalar giderek artmaktadır. Bu bildiri, altının aranması, metalurjisi ve fiyat oluşumu konularına ilgi duyan kişi ve kurumlara, bazı temel bilgilerin aktarılması için hazırlanmıştır.

ABSTRACT

Gold has recently been the dominant theme in the mining sector and is currently gathering interest in Turkey. Responding to this interest, this paper was prepared to disseminate some fundamental information to the concerning individuals and institutions, on the geology, mining and metallurgy of gold and on the factors which affect the pricing of gold.

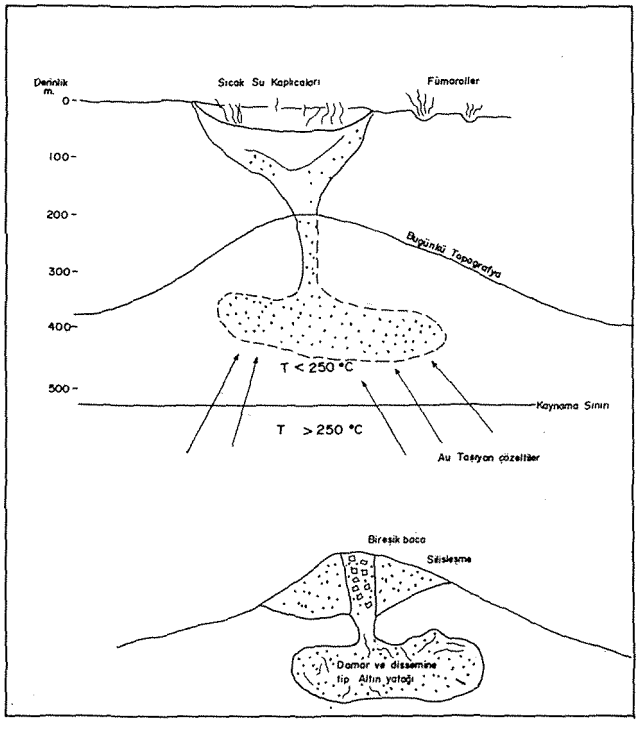
1. ALTININ OLUŞUMU: DÜNYADAKİ ARAMALAR ve ÜLKEMİZİN JEOLOJİK POTANSİYELİ

Altın yerkabuğunda ortalama olarak 0,0035 g/t (3,5 ppb) düzeyinde bulunmaktadır (1). Günümüzde kârlı olarak işletilebilen altın cevherlerindeki en düşük tenörün yaklaşık 1 g/t olduğu düşünüldüğünde (2), işletilebilir bir yatakta, altının yerkabuğu ortalamasının en az 300 katı kadar konsantre olması gerektiği ortaya çıkacaktır. Ancak, yerkabuğunda altını belirli bir yerde konsantre edebilecek jeolojik olaylar çok yaygın değildir.

Altın periyodik cetvelin 1B grubunda yer aldığından, jeokimyasal süreçlerde diğer 1B grubu elementleri olan bakır ve gümüşün jeokimyası ile benzerlikler gösterir.

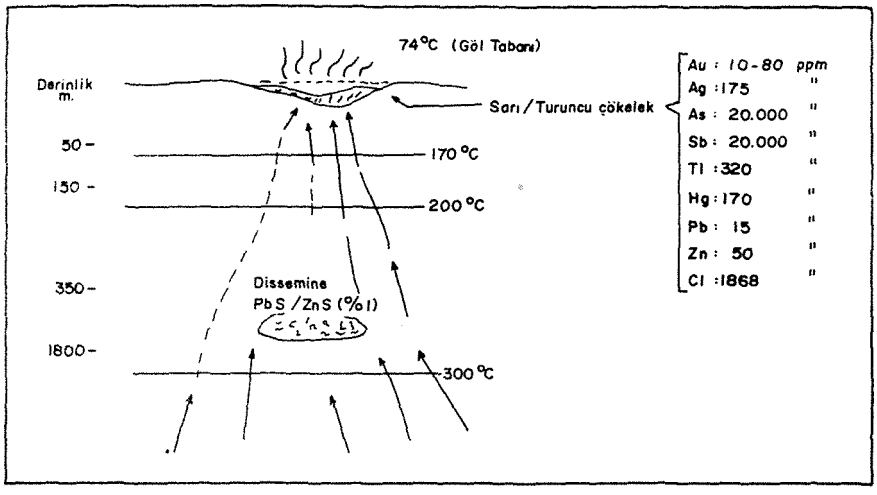
Altını çözme özelliğine sahip olan, uygun basınç ve sıcaklığa (150-300^{o}C) erişen, içinde kükürtlü bileşikler ile anyonlar (H_2S,HS^-,$S_2O_3^{-2}$) bulunan ve klor içeren çözeltiler; yerkabuğundaki altını çözerek, bünyelerine alıp taşırlar. Hidrotermal çözeltiler derinlerden yukarılara doğru çıktıkça; sıcaklık, basınç ve pH değişimleri nedeniyle, oksidasyon güçleri de azalmakta ve redüktif ortamlara göç ettiklerinde, taşıdıkları altın kayaçların içinde veya yüzeyde çökelmektedir (3). Altın, hidrotermal yataklarda Hg,Bi,Sb,As,Se,Te,Te,Cu ve Ag ile, magmatik yataklarda ise sadece platin grubu metalleri (Ru,Rh,Pd,Os,Ir,Pt) ile birlikte bulunmaktadır.

Son yıllarda altının jeokimyası üzerine yapılan çalışmalar (3,4) ; yukarıda sözü edilen altın çökelmesinin, yeryüzüne yakın (0-500 m) derinliklerde ve dolayısıyla hidrotermal sıvı sıcaklığının da 250 ^{o}C den daha düşük olduğu epitermal evrede, büyük ve zengin yataklar oluşturabileceğini kanıtlamıştır. Epitermal altın yataklarının jeotermal aktiviteler sonucu oluştuğu bulunmuş ve Şekil 1'de görülen oluşum modeli geliştirilmiştir (5,6).



Şekil - 1 Jeotermal Aktivite sonucu oluşan epitermal altın yatağı

Epitermal oluşum modeli sayesinde, birkaç milyon yıl önce aktivitesini yitirerek kısmen veya tamamen erozyona uğramış olan sıcak su kaynakları ile günümüzde de aktivitesini sürdürmekte olan kaynakların civarında, pek çok altın yatağı bulunmuştur. Yeni Zelanda'nın Waiotapu Jeotermal Sistemi'ndeki" Champagne Pool"da gözlemlenen güncel Au-Ag oluşumu, epitermal modelin doğadaki pilot çaplı bir örneğidir (Şekil 2) (4).



Şekil - 2 Yeni Zellanda'da Waiotapu jeotermal sistemine ait Champagne Pool'da günümüzde devam etmekte olan Au-Ag oluşumu

Yukarıdaki şekilde görüldüğü gibi, önemli altın yatakları, genç volkanik kayaçlar (Tersiyer yaşlı porfir ve lavlar) içinde çeşitli kalınlıktaki damarlar halinde veya disemine halde bulunmaktadır. Altın, bu kayaçlarda, saf halde veya Cu,Ag ve Te alaşımları halinde bulunabilmektedir. Altının cevherleşmesi de pirit, arsenopirit, kalkopirit, stibnit ve realgar gibi minerallerin içindeki küçük kapanımlar biçiminde veya kristal kafeslerinin içinde, kimyasal olarak altına benzeyen elementler ile yer değiştirmiş halde zuhur etmektedir.

Epitermal süreçler sonucunda oluşan bazı altın yataklarının büyüklükleri ve tenörleri Çizelge 1 de görüldüğü gibidir.

Çizelge 1 – Bazı Epitermal Altın Yataklarından Örnekler (5, 6)

Yeri	Altın İçeriği (Gram/ton)	Gümüş İçeriği (gram/ton)	Rezervi (Milyon ton)
NEVADA,ABD			
Round Mountain*	1.3	2.5	195
Virginia City	13.1	308	19.3
Tonopah	6.6	614	8.8
COLORADO, ABD			
Sunnyside	3.1	81	7

CALIFORNIA, ABD			
McLaughlin*	3,3	—	30
DOMİNİK CUMHURİYETİ			
Pueblo Viejo	4,2	22	41
YENİ ZELLANDA			
Waihi	10,8	75	12
PAPUA YENİ GİNE			
Lihir Adası*	2,7	—	137
Porgera* I	3,8	—	76,8
" II	40	—	1.7

* Son yıllarda bulunup, fizibilite çalışmaları devam eden yataklar.

2. ALTIN CEVHERLERİNİN MİNERALOJİSİ ve MİNERALOJİ-METALURJİ İLİŞKİSİ

Soymetallerin fiyatlarının, diğer minör metallere (örneğin Sn,Bi,Cd,Te,vb.) göre, çok yüksek olması, bunların üretimindeki proses verimlerinin de çok yüksek olmasını gerektirmektedir.

Proses verimini mümkün en yüksek düzeye çıkartabilmek için, her cevher zenginleştirme işleminde olduğu gibi, cevher mineralojisinin iyi bilinmesi bir ön koşuldur. Çünkü proses seçimini belirleyecek olan faktör cevherin karakteridir. Örneğin, ABD'ndeki Pegasus Altın Madeni'nde 0,9 g/t tenörlü cevher, yığın liçi ile kârlı olarak işletilebilirken (2) ; Yeni Gine'deki Porgera'da altın tenörünün 4 ile 40 g/t arasında değişmesine rağmen, cevherin refrakter karakteri nedeniyle, yıllardan beri halâ proses araştırmaları sürdürülmektedir (8,9). Dolayısıyla, altın işletmeciliğinde tenörden daha etkili olan faktör cevherin yapısal-dokusal özellikleridir ve bu faktörün ne denli etkili olduğu da Çizelge 2 de verilen cevher karakteri-proses seçimi ilişkilerinde açıkça görülmektedir (10).

Çizelge-2 Altın cevheri karakteri - Proses ilişkisi

CEVHER TİPİ	CEVHER KAREKTERİ	ÖĞÜTME >45	İNCE ÖĞÜTME <45	GRAVİMETRİ	FLOTASYON	KAVURMA	OKSİTLEMELİÇ	AGLOMERASYON	YIĞINLİÇİ	TANKLARDA LİÇ
1	İRİ TANELİ NABİT ALTIN	■		■						
2-1	İNCE TANELİ (45), YÜKSEK TENÖRLÜ (3 g/t)		■							■
2-2	İNCE TANELİ,DÜŞÜK TENÖRLÜ (3 g/t), POROZİTESİ YÜKSEK, KİLİ AZ								■	
2-3	İNCE TANELİ, DÜŞÜK TENÖRLÜ, POROZİTE AZ, KİLLİ							■	■	
3-1	PİRİT, MARKASİT, PİROTİN, A.PİRİT İLE BİRLİKTE, REFRAKTER OLMAYAN CEVHERLER	■			■					■
3-2	3-1'in REFRAKTER TİPİ		■		■	■	■			■
4-1	BAKIR CEVHERİ İÇİNDE KISMEN İRİ TANELİ ALTIN	■		■	■					
4-2	4-1 FAKAT İNCE TANELİ Au		■		■					
4-3	4-1 FAKAT Au'nın ÖNEMLİ MİKTARI PİRİT İÇİNDE	■			■	■	■			■
4-4	4-3'ün İNCE TANELİ TİPİ		■		■	■	■			■
5	ALTIN TELLÜRİDLER	■			■		■			■
6	KARBON İÇEREN ALTIN CEVHERLERİ	■			■		■			■

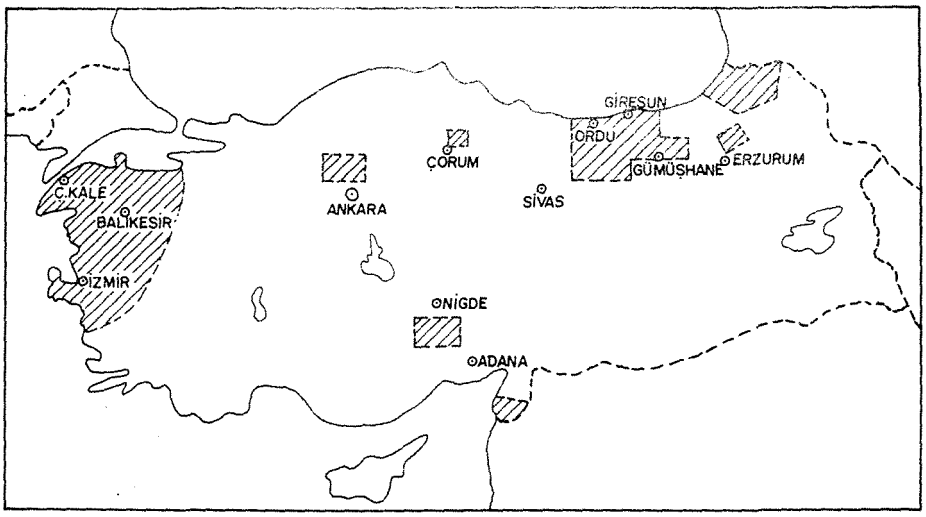
Yukarıda açıklanan nedenlerle, bir altın yatağının işletilebilirliği etüd edilirken; tenör bulgularının niceliği ile heyecanlanmadan önce, yatağın mineralojik yapısını ortaya çıkaracak çalışmaların, aşağıdaki soruları cevaplayacak şekilde, yönlendirilmesi gerekmektedir:

1. Altın hangi mineraller ile birlikte ve nasıl bulunmaktadır?
2. Altının ve birlikte bulunduğu minerallerin tane boyu dağılımları nasıldır?
3. Altın hangi katı fazlardadır?

Yukarıdaki soruların ayrıntılı olarak cevaplanması zorunludur; çünkü, altına eşlik eden mineraller, altın ile diğer mineral tanelerinin boyları ve altının bulunduğu faz, hem prosesin belirleyicisidir ve hem de prosesin ne derece başarılı olabileceğinin göstergesidir.

Ülkemizde tersiyer yaşlı volkanik formasyonların yaygın olması, aktif jeotermal sistemlerin pek çok yörede bulunması ve ayrıca hidrotermal Sb,Hg,Pb,Zn ve Cu yataklarının ve zuhurlarının varlığı, altın-gümüş oluşumu için uygun jeolojik belirtilerdir. Şekil 3 de ülkemizde altın yataklarının oluşumuna uygun olabilecek yerler genel hatlarıyla görülmektedir. Aslında, ülkemizde eskiden beri bilinen bazı altın zuhurları bulunmasına rağmen, ne yazık ki, son iki onyılda tüm dünyada hızlanan altın aramaları alanındaki dinamizm, ülkemize ancak son birkaç yıl içinde ve yabancılar kanalıyla aktarılabilmiştir. 1985 yılında yürürlüğe konulan yeni Yabancı Sermayeyi Teşvik Kanunu kapsamında, yabancı şirketlerin faaliyetlerine izin verilmesinden sonra, sayıları onu aşan ve içlerinde çok uluslu tekeller de bulunan bazı şirketler, yukarıda kısaca değinilen altın aramalarına özgü çağdaş model ve teknikler doğrultusunda, ülkemizde yoğun arama çalışmalarına başlamışlardır. Anılan şirketlerin elemanları ile zaman zaman yapılan görüşmelerde, özellikle Batı Anadolu ile Nevada (ABD) jeolojilerinin büyük benzerlikler gösterdiği ve dolayısıyla bu verilerin, altın aramaları için, çok önemli bir belirti olduğu vurgulanmıştır. Bugün ABD'nin ürettiği altının önemli bir bölümü Nevada'daki madenlerden sağlanmaktadır. ABD'nde, başta Nevada olmak üzere, benzer diğer jeolojik formasyonlarda yapılan aramalar, hemen hemen her yıl büyük bir yatağın bulunmasına yol açmaktadır. Bunun sonucu olarak, ABD'nde, 1985 yılında 80 ton, 1986 da 118 ton ve 1987 de de 155 ton altın üretilmiştir (7). Görüldüğü gibi madenlerdeki altın üretimi, üç yıl içerisinde hemen hemen iki katına çıkmıştır.

Özetle, son yıllarda altın aramalarında izlenecek yol, jeokimyasal araştırma sonuçları ve epitermal model sayesinde daha da netleşmiş; geliştirilmiş analiz teknikleri (Örneğin ICP) ile iz sürücü elementlerin (Sb,As,Hg,Te,Te,Cu,Pb,Zn) ppb hassasiyetinde hızlı analizleri yardımıyla anomali saptamaları kolaylaşmış ve uydu fotograflarındaki jeolojik belirtilerin teşhisiyle de, eskiye oranla çok daha hızlı bir biçimde, altın yatakları bulunmaya başlamıştır.



Şekil - 3 Türkiye'de Altın Yatakları Oluşumuna Uygun Yöreler

3. ALTIN DA DİĞER MADEN CEVHERLERİ GİBİ SIRADAN BİR METADIR

Altın her türlü paranın küçük bir hacim içinde yoğunlaştırılmış halidir. Özdeyişle, yükte hafif pahada ağırdır. Bu özelliği, diğer ticari emtiadan daha çekici görünmesini ve en popüler metal olmasını sağlamıştır. Ancak bu durum, ülkemizde yürütülen altın aramaları konusunda, bireysel ve kurumsal yanılgılara yol açmaktadır. Örneğin, birkaç altın yatağı bulunmasının ve üretime başlanılmasının, Türkiye'yi ekonomik açıdan ferahlatacağı sanılmaktadır. Oysa ki konunun böyle bir sansasyonel yönünün olmadığı, Çizelge 3 de açık seçik görülmektedir.

Bölüm başlığındaki iddiayı kanıtlamak için, bir karşılaştırma yapmak amacıyla, ülkemizde yeni bulunmuş olduğu varsayılan dört hipotetik maden yatağından çıkartılacak altın, bakır, krom ve bor cevherlerinin getirebileceği toplam gelirler, güncel değerler baz alınarak hesaplanmıştır. Hesap özetlerinin bulunduğu Çizelge 3'den görüleceği üzere; 10 g/t ortalama tenörlü bir altın yatağı, aynı kütlesel büyüklükteki bir bor yatağının sağlayacağı faydanın 1/3'nden biraz fazlası ve daha birkaç onyıl öncesine kadar üstüne basıp geçtiğimiz % 25 Cr_2O_3 tenörlü bir krom yatağı ile % 2,5 Cu tenörlü bir bakır yatağının sağlayacağı faydaların herikisinden daha azı oranında bir fayda sağlamaktadır. Çizelge 3'ün verileri biraz daha irdelenecek olursa, % 25 B_2O_3 lük bir bor yatağından sağlanan gelirin eşdeğerini getirecek büyüklükteki bir altın yatağının; 19,6 g/t luk bir ortalama tenöre sahip olmasının gerektiği görülecektir ki bu tenördeki bir altın yatağı, bonanza olarak nitelenemese bile, oldukça zengin bir madendir. Bu çarpıcı ve ilginç örnek, özellikle sektörümüz içinde, altına imtiyazlı bir önem verilmesinin ve sansasyon aracı yapılmasının, teknik ve ekonomik açıdan hiçbir dayanağı olmadığını ortaya koymaktadır.

Çizelge 3 – Altın Madeni İle Diğer Madenlerin İşletmecilik Açısından Karşılaştırılması

	ALTIN	BAKIR	KROM	BOR
Cevher Tipi	İnce Taneli	Kalkopirit	Disemine Kromit	Kolemanit
Rezerv (10^6 ton)	2	2	2	2
Tenör	10 g/t Au	% 2,5 Cu	% 25 Cr_2O_3	% 25 B_2O_3
Birim Madencilik Maliyeti ($/ton.tv) (Açık İşletme)	3,5	3,5	3,5	3,5
Proses Tipi ve Birim Maliyeti	Ajitasyon liçi/CIP Elektro Kazanın 8 $/ g	Flotasyon 12 $/ton.tv.	Gravimetrik Konsantrasyon 8 $/ton.tv.	Yıkama 6 $/ton.tv.
Ürün Tipi ve Kalitesi	Has Altın % 99,99 Au	Konsantre % 20 Cu	Konsantre % 50 Cr_2O_3	Konsantre % 40 B_2O_3
Birim İç Nakliyat Maliyeti ($/ton ürün)	–	10	10	10
Birim Ürün Satış Fiyatı	12 $/g	400 $/ton-kons.	125 $/ton-kons.	240 $/ton-kons.
Birim Genel Ürün Maliyeti	9,28 $/g	149,65 $/ton-kons.	44,54$/ton-kons.	38,54 $/ton-kons.
Genel Verim (%) veya 1 ton kons. için gereken tv. (ton)	% 90	9	3	3
Üretim Miktarı	18x10^6 g Au	222.222 ton-kons.	666.666 ton-kons.	666.666 ton-kons.
Kümülatif Nakit Akışı (10^6 $)	49	55,6	53,6	134,3

Altın cevherlerinin diğer doğal kaynaklarımızdan çok fazla bir farkı yoktur. Nasıl ki dünya bor rezervlerinin 3/4 üne sahip olduğumuz halde, GSMH halâ 1.200 $/kişi civarında dolaşıyorsa ve bu değerin içindeki madencilik payı da yıllardan beri % 2'nin birkaç ondalık altındaki ve üstündeki bir genlik arasında dalgalanıyorsa, irili ufaklı bazı altın yataklarının bulunması da ülkemiz ekonomisinin büyümesine kesinlikle bir roket etkisi yapmayacaktır. Kaldı ki bilinmeyenlerin, belirsizliklerin ve dolayısıyla riskin çok büyük olduğu madencilikte, en büyük risk payının da altın aramalarında harcanacak fonlara ait olacağı kuşkusuzdur. Zira, bir maden yatağının işletilebilmesi için alınacak kesin yatırım kararlarının temel dayanağı olan rezerv hesaplamalarında, ana veri olan temsili numune alma işlemlerinin en ağır ve en masraflı bir biçimde yürüdüğü alan, altın prospeksiyonu ve aramalarıdır. Ancak bu sözlerimiz, hiçbir surette, altın arama ve işletmelerinin gereksiz olduğu anlamına da alınmamalıdır. Nerede doğal kaynak potansiyelimiz bulunuyorsa, orada çağdaş teknolojinin gereklerine uygun aramaların mutlaka yapılması gerektiğine inanıyoruz.

4. ARZ—TALEP DENGESİ ve ALTIN FİYATLARININ OLUŞUMUNU ETKİLEYEN FAKTÖRLER

İnsanların altına gösterdikleri ilginin temelinde, altının hemen hemen her ülkede aynı ölçüde geçerli bir ticari değer taşıması yatmaktadır. Yani altın talebi, somut ve güvenceli bir değerin stoklanması bilincinden kaynaklanmaktadır. Gelişen ekonomik konjonktüre bağımlı olarak; döviz, hisse senedi, tahvil, vs. gibi diğer menkul değerler ön plana çıkmakta ve insanların bu değerlere yönelmesiyle de altın talebinde bazı dalgalanmalar görülmektedir.

Son yıllarda altın üretimi sürekli artarken, altın fiyatları da 390-500 $/oz arasında değişmektedir. Klâsik arz-talep dengesine uymayan bu durumun ana nedeni, yıllık üretim miktarlarının dünyadaki altın stokları yanında çok küçük oluşundan kaynaklanmaktadır. Mevcut altın stoklarının 80.000 ton kadar olduğu tahmin edilmektedir. Buna göre 1987 yılının dünya altın üretimi, stoklarda bulunan miktarın ancak % 2'si oranındadır. Stokların % 40'ı merkez bankalarında ve diğer resmi kurumlarda, % 30'u sikke, külçe, çubuk, vs. formlardaki kişisel tasarruflar altında ve geri kalan % 30'u da bireylerin üstünde ziynet eşyası olarak bulunmaktadır. Bireylerin üzerinde bulunan altınların her an pazara sürülmesi muhtemeldir. Dolayısıyla, üretimdeki artma ve azalmaların fiyat oluşumuna etkisi, ihmal edilebilir veya çok kısa sürelidir. Spekülatif amaçlarla altın alınıp satılması da fiyatları günlük, haftalık veya en çok aylık peryotlar içinde etkileyebilmektedir. Örneğin, 1983 yılında yatırım ve spekülasyon için kullanılan altının miktarı 348 ton olduğu halde, aynı yılın 424 $/ oz luk ortalama fiyatı, bir önceki yılın ortalama fiyatının 48 $ üzerindedir (7), (Çizelge 4).

Çizelge 4 – Altın Arz-Talep Dengesi (7) (ton)

	1982	1983	1984	1985	1986	1987
Kapitalist ülkelerdeki üretim (Madenden)	1028	1115	1160	1233	1281	1373
Sosyalist Bloktan Satın Alınan	203	93	205	210	402	303
Hurdalardan Üretim	237	289	284	299	465	402
Resmi Kuruluşlardan Piyasaya Sürülen	—	142	85	—	—	—
	1468	1639	1734	1742	2148	2078

Resmi Kuruluşlarca Satın alınan	85	—	—	135	185	70
Mücevherat Yapımı	892	811	1052	1126	1097	1138
Elektronik	89	107	130	115	123	124
Dişcilik	60	51	52	53	51	48
Diğer Endüstri Dalları	58	53	56	54	56	57
Madalya ve Altın Para (Resmi + özel)	153	197	175	119	339	222
Külçe Stoklama	294	73	332	310	220	275
Yatırım ve Spekülasyon	162	348	62	170	81	144
Ortalama Fiyat ($/oz)	376	424	360	318	366	446

Ziynet eşyası dışındaki kalemlerde önemli değişimler olsa bile, genel toplam içindeki payı çok küçük olacaktır. Ayrıca, elektronik endüstrisindeki altın tüketimi % 50 artarak 180 ton/yıl olsa, bu da dünyadaki toplam altının yaklaşık %0,1'i kadar olacaktır.

Üretim artışlarının fiyat oluşumundaki etkisini zayıflatıcı bir diğer olgu da nüfus artışıdır. Nüfusun artışı, üretimdeki artışı soğurabilmektedir.

Altın fiyatlarının oluşumunu etkileyen faktörleri teker teker incelemeden önce, oluşum mekanizmasının son derece karmaşık olduğunun ve tahmin için herhangibir aritmetik ifade bulunmasının imkansızlığını vurgulamak gerekmektedir. Uzmanların üzerinde anlaştığı dört faktör, altın fiyatlarının oluşumunda önemli rol oynamakta ve bu faktörler hem birbirlerini ve hem de altın fiyatlarını etkileyerek, birinin değişimi halinde yeni dengelerin kurulmasına yol açmaktadırlar (11, 12).

4.1. Doların Değeri

Altın fiyatları, yıllardan beri dolarla ölçülmektedir. Doların değer kaybetmesi, daha çok dolarla karşılığında aynı miktarda altın satın alınması anlamına gelmektedir. Altının fiyatı doların değeri ile ters orantılıdır. Örneğin, 1981 ile 1985 arasında doların değeri % 40 kadar artarken, altının fiyatı da % 43 azalmıştır. Bu dönemde ABD'deki enflasyon oldukça düşüktür. Son üç yıl içinde ise, doların değer kaybetmesine paralel olarak, altın fiyatları da istikrarla yükselmiş ve 500 $ /oz sınırına dayanmıştır.

4.2. Enflasyon, Spekülasyon ve Tasarruf Eğilimleri

İsviçre'deki banker ile hasatını kaldıran köylünün altın talepleri arasında, nicelik açısından çok büyük farklar olduğu gibi; birincisinin daha büyük bir vurgun kollaması, ikincisinin ise geleceğinin güvencesini sağlama endişesi gibi nitelik farkları da bulunmaktadır. Ama objektif olarak, her ikisi de enflasyon saikiyle altın satın almaktadırlar.

Enflasyon oranı ile spekülatif kıpırdanmaların hızı arasındaki doğru orantılı endüktif ilişki, herkesin bildiği bir ekonomi gerçeğidir. Enflasyon altında, paranın satın alma gücü sürekli olarak düşmekte ve insanlar, kazandıkları paranın reel değerini korumak için, altın satın almaya yönelmektedirler. Gelecekteki enflasyon beklentisi de tasarrufların altına yönelmesini çekici kılmakta ve altın fiyatları, enflasyonun artışına paralel olarak yükselmektedir. Düşük enflasyonlu ekonomilerde ise, pozitif faiz oranları kitleleri para tasarrufuna yöneltmekte ve dolayısıyla altın talebi de düş-

mektedir. Spekülatif taleplerin fiyatları sadece kısa vadede etkilediğini yine hatırlatalım.

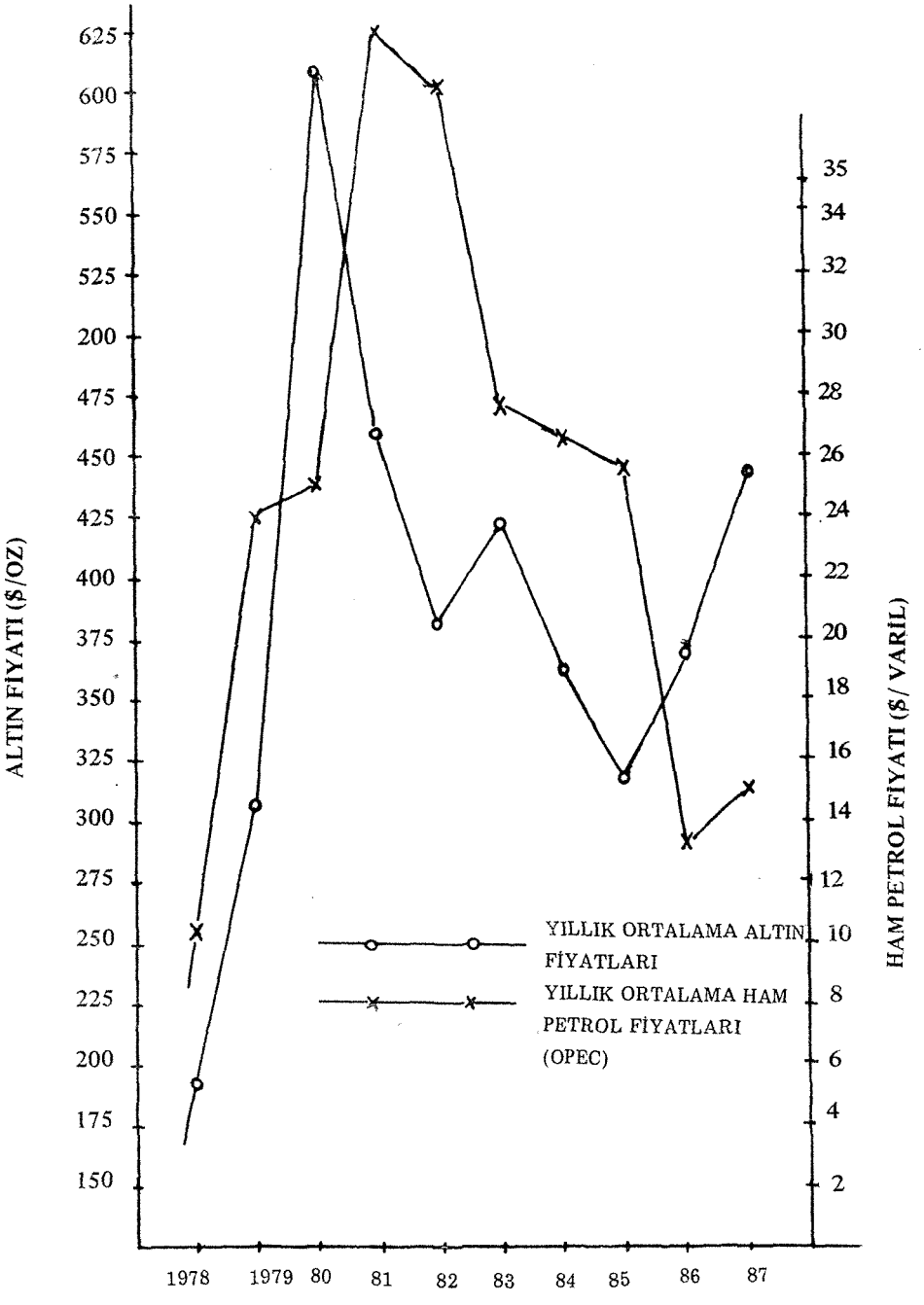
4.3. Siyasi İstikrar

Altın ancak kendi değerini koruyabilmekte, yeni değerler yaratamamaktadır. Öte yandan, her yere kolayca taşınabilmekte ve dünyanın herhangibir yerinde, herhangibir dövize tahvil edilebilmektedir. Bir savaş anında en geçerli menkul değer altındır. Bu nedenle, politik krizlerin ve gerginliklerin tırmandığı durumlarda, altın talebi de artmaktadır. Bu konuyla ilgili bir örnek vermek gerekirse; Ocak 1979 ve Ocak 1980 arasındaki bir yıllık dönem içinde, kronolojik sırasıyla, İran'daki İslam Devrimi, İsrail'in Lübnan'ı işgali, Afganistan'a yapılan askeri müdahale, Şiiler'in Mekke'de hac zamanı başlattıkları silahlı gösteri, Yemen'deki iç savaş ve İran-Irak savaşının başlaması ile yaşanan gerginlikler zincirinin, anılan dönemin başında 215 $ /oz olan altın fiyatlarının asemptotik bir hızla, dönem sonunda 875 $ /oz a kadar fırlamasına yol açtığını hatırlatmak yeterli olacaktır.

4.4. Petrol Fiyatları

1978 - 1987 yılları arasında altın ve petrol fiyatlarında gözlemlenen artma ve azalma eğilimi ilginç bir paralellik göstermektedir (Grafik). Bilindiği gibi, ihracat gelirlerinin tamama çok yakın bir çoğunluğunu petrolden elde eden Ortadoğu Ülkeleri'nin halkları, diğer insanlara göre çok daha fazla, ziynet eşyası almak ve tasarruf etmek için altına yatırım yapmaktadırlar. Bu eğilim nedeniyle, petrol fiyatları ile altın fiyatları arasında bir bağıntı olduğunun ileri sürülmesi kehanet sayılmamalıdır. Ortadoğu Ülkeleri'nin petrol ihracatının zamanında doğrudan altın ile ödendiği ve son onyıllar içinde stoklanan petrodolarların da altın alımına harcandığı bilinen bir gerçektir.

Petrol fiyatlarındaki artışlar, petrol ithal eden sanayi ülkelerinin ekonomilerini etkilemekte, bu ülkelerde üretilen sanayi mallarının fiyatları artmakta ve dolayısıyla az gelişmiş ülkelerin dış ticaret dengeleri bozulmaktadır. Bu olgu ise az gelişmiş ülkelerde enflasyonun kabarmasına ve paralarının günden güne değer kaybına uğramasına yol açmaktadır. Sonuçta, az gelişmiş ülkelerin halkları, enflasyonun kazançlarını yıpratmasından korunabilmek için, paradan kaçarak altın ve dövize yatırım yapmaktadırlar.



Grafik — Altın ve Petrol Fiyatlarının Değişimleri

5. SONUÇ

Son iki onyıl içinde bütün dünyada gözlemlenen altın aramalarının güncelliği, belirleyici neden olarak, altın fiyatlarının dayanılmaz cazibesinden kaynaklanmaktadır. 1930-1980 arasındaki yarım yüzyıllık dönem içinde, ancak logaritmik eşelli grafikler üzerinde izlenilebilecek bir hızla, 20 $/oz dan 700 $/oz a tırmanan altın fiyatları, anılan dönemin ardından gelen son onyıl içinde de 400 $/oz düzeyinin biraz altında ve üstündeki bir genlik arasında dalgalanan seyrini sürdürmektedir. Fiyatlar gibi belirleyici nedenlerden başka, prospeksiyon, arama, maden işletme ve proses geliştirme dallarındaki çağdaş teknolojik gelişmeler ve özellikle de 1.anabaşlık altında anlatılan Epitermal Yatak Modeli'nin geliştirilmesi, altın aramalarının her yerde yaygınlaşmasının nedeni olan karakteristik özelliklerdir.

3.anabaşlık altında etraflı olarak açıklandığı gibi, altın, madencilik ve metalurji açısından, ekonomi kurtarıcısı bir element değildir. Prospeksiyonu, araması ve işlenmesi son derece zor, riskli ve masraflıdır. Ama bütün diğer madenlerimiz gibi, altın madenleri de çağdaş bilim ve teknoloji gereklerine uygun olarak, aranmalı, bulunmalı, işletilmeli, işlenmeli, izabe ve rafine edilmelidir. Ancak bu faaliyetler sürdürülürken, altın madenciliğine imtiyazlı bir önem verilmesi, diğer yeraltı kaynaklarımızın ihmal edilmesi veya altın aramaları vesilesiyle hatırlanması ve kamuoyunu sarı metalin büyülü cezbesine kanalize edecek sansasyonların yaratılması da son derece yanlış bir tutumdur.

Epitermal Model çerçevesinde bütün dünyada gelişen altın aramalarının güncelliği, kaçınılmaz olarak, epitermal provenslerin çeşitliliği açısından zengin olan ülkemize de yansımıştır. Ne var ki epitermal altın yataklarımızın aranmasının ülkemizin kendi gücü ve imkânları ile yürütülmesi, oldukça geciktirilmiş gibi görünmektedir. Örneğin, ülkemizde altın aramalarını yönlendiren çok uluslu tekellerin, yeni madencilik ve yabancı sermayeyi teşvik mevzuatının da desteği ile, 1985 yılından bu yana epitermal altın yatakları bulunması muhtemel sahaları parsellediği bilinmektedir. Daha da ötesi, anılan şirketlerden bazılarının saha kapatmakta gecikmeleri nedeniyle aralarında saha spekülasyonlarının başladığı rivayetleri ve ayrıca şirketlerden birinin ülkemizi terk etmesi, parselleme işlemlerinin tamamlandığını da kanıtlamaktadır. Hal böyle iken, olaya ülkemizde sahip çıkabilecek tek kuruluş olan MTA, Ekim 1988'de imza edilen, Aralık 1988'de Bakanlar Kurulu'nca onaylanan ve Ocak 1989' da yürürlüğe giren "Epitermal Yataklara Ağırlık Verilerek MTA'nın Altın Sahalarında Arama Yeteneğinin Güçlendirilmesi" konulu Birleşmiş Milletler Kalkınma Programı (UNDP) Türk Hükümeti Projesi ile ilgili Uluslararası Andlaşma çerçevesinde devreye girebilmiştir.

Yukarıda anılan projenin tahmini başlangıç tarihi Mart 1988, işlemleri "sistem kurulması" ve "eğitim" ve tutarı da 375.000 $ dır. Çok uluslu tekellerden bazıları, trenin kaçması nedeniyle, ülkemizi terk ederlerken; MTA önce sistem kuracak, sonra eğitim görecek ve daha sonra da nereden ve nasıl finanse edileceği kuşkulu olan on milyonlarca dolarlık risk fonları ihdas edip epitermal altın yatakları arayacaktır. Böyle bir ihtimal bize son derece uzak gibi görünmektedir.

Nicelik olarak inanılmaz büyüklükteki kadrolara ve ayni sermayeye sahip olan

MTA, bu boyutlarıyla dünya çapında eşi olmayan bir kuruluştur. Böyle bir kuruluşun zamanında mitolojik altın sahalarında vakit ve nakit israfıyla oyalanması ve epitermal yataklarda altın aranması konusunda çok geç kalınması ise, ne MTA'nın ve ne de teknik elemanların kabahatı değil, doğrudan doğruya ülkemizin bir madencilik politikasından yoksun oluşunun, acı ama gerçek, bir sonucudur.

KAYNAKLAR

1 — A.Lewis: Gold Geology Basics,E/MJ, Feb. 1982

2 — A.Lewis: Gold Geochemistry,E/MJ, Dec. 1982

3 — S.H.Dayton: Pegasus Gold,E/MJ,Dec. 1983

4 — J.W.Hedenquist: Studies on Active Gold Mineralization in the Waiotapu Geothermal System, New Zealand, "Gold Mining, Metallurgy and Geology", Australian Inst.of Min.and Met., 1985

5 — ..... : Epithermal Gold, International Mining, Feb. 1988

6 — P.D.Klipfel: Overview Presented of Mineral Exploration and Development Activities in the Southwest Pacific,Mining Engineering, Oct. 1987

7 — ..... : Mining Annual Review, Mining Journal, June 1988

8 — P.C.Robinson: Mineralogy and Treatment of Refractory Gold from the Porgera Deposit, Papua New Guinea, Trans. Inst.Min.Met., Sect.C,June 1983

9 — D.R.Weir ve Diğerleri: "Preconcentration and Pressure Oxidation of Porgera Refractory Gold Ore", "Precious Metals Recovery from Pressure Oxidized Porgera Concentrates", Minerals and Metal Processing, Nov.,1986

10 — İ.Bayraktar ve B.Yaşar: Altın Cevherlerinin Zenginleştirilmesi ve Altın'ın Ekstraksiyonu, Türkiye Madencilik Bil.ve Tek. 9.Kongresi, 1985

11 — T.D Kaufmann: "The Witchcraft and Logic of Gold Pricing Politics, Inflation, Speculation and the Value of Dollar are All Contributing Factors., Mining Engineering, Sept. 1987

12 — İ.Bayraktar: Yayımlanmamış Raporlar, 1988

A COMPUTER SIMULATION OF THE DISTRIBUTION OF GASEOUS CONTAMINANTS IN MINE VENTILATION NETWORKS

OCAK HAVALANDIRMA ŞEBEKELERİNDEKİ ZARARLI GAZ DAĞILIMININ BELİRLENMESİNDE BİR BİLGİSAYAR BENZETİŞİMİ

LOWNDES, I.S.(*)
SENSOGT, C.(*)

ABSTRACT

The object of this paper is to describe the development and application of a computer simulation program developed at the Mining Engineering Department, Nottingham University. This program allows the mine ventilation engineer to predict the distribution of the steady state gaseous pollutant concentrations to be expected around a mine ventilation network when alterations to the ventilation system or production cycle of a mine are proposed. This information can assist in the correct interpretation of the signals received from any installed environmental monitoring transducers.

ÖZET

Bu makale yazarlar tarafından Nottingham Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümünde geliştirilen bir komputer programını açıklamayı amaç edinmiştir. Maden havalandırma sisteminde veya üretim aşamasında herhangi bir değişiklik planlandığı durumda, sözü edilen bu program havalandırma mühendisinin, maden havasındaki zararlı gazların konsantrasyonlarını önceden tahmin etmesine yardımcı olur. Bu da dolaylı olarak yeraltındaki monitörlerden gelen sinyallerin doğru yorumlanmasına katkıda bulunur.

* Lecturer, ** Research Student
Mining Engineering Department, University of Nottingham
University Park, Nottingham NG7 2RD, U.K.

1. INTRODUCTION

The main objective of a ventilation system is to deliver an adequate quantity of fresh airflow to the working areas of the mine. The required airflow should be at the correct velocity and volume flowrate to ensure that any harmful gaseous pollutants are dispersed rapidly and diluted to below prescribed safe general body concentration levels.

The exploitation of deeper reserves and the use of intensive mechanisation methods to obtain higher productivity levels has placed, an increased burden on the mine ventilation system. The success in the design and safe operation of ventilation systems to tackle this problem has been due, in part, to the development and introduction of reliable on line environmental transducers.

To assist in the determination of the correct position of the monitoring transducers within the mine ventilation network and to aid in interpretation of their signals, the mine ventilation engineer should have a knowledge of the major emission sites and rates, and the resulting steady state gaseous pollutant concentration levels to be expected throughout the mine ventilation system.

2. THE PRESENT PROGRAMS AVAILABLE FOR AIRFLOW DISTRIBUTION AND GAS PREDICTION

The main purpose of ventilation analysis is to assist the ventilation engineer in producing a satisfactory solution to an existing or projected ventilation problem .

There are many industrially proven programs available (Penn State, Hartman et.al., 1982; PENVEN, Anderson et.al., 1978; MVNA, Barnes, 1976 and VNET, McPherson, 1964). This class of programs may be used in conjunction with underground ventilation surveys and/or projected airway design data to assist in the ventilation planning of any mine. The VNET program has been employed by the authors to obtain the airflow-pressure patterns for any given mine ventilation system.

There are a number of prediction methods for gas emission in existence such as firedamp (MRDE, 1982) and diesel (Bandopadhyay, S. et.al., 1983) etc. A summary of other firedamp prediction methods may be found in the review article by Curl (1979).

The gas distribution program which is described in a latter section, employs specific site data together with a suitable prediction method to determine the pollutant emission rates and subsequently calculate the the steady state gaseous concentrations of pollutants around the given mine ventilation network.

3. MONITORING OF THE GASEOUS POLLUTANTS

Over the years, extensive research has been conducted into improving the safety of underground mining operations. This has led to a steady expansion in the number of, and installation of, environmental monitoring and measuring instruments within mine ventilation systems. The electrical signals produced by the devices are transmitted to an intelligent outstation or central station where they are evaluated and subsequently recorded.

The first generation of transducers measured methane concentration and air velocity. However, there has been a rapid growth in monitoring technology which has produced a wider range of more reliable monitoring transducers which can measure general body concentrations of oxygen, carbon monoxide and carbon dioxide. The use of these devices is now becoming more widespread ensuring that the quantity and quality of the ventilation air is maintained at working places. They are also used for early recognition of spontaneous combustion and fires.

The program developed by the authors can be used to identify the correct locations of environmental transducers within the mine ventilation network. To do this the mine ventilation engineer needs to know both the sites and rates of emission, as well as the steady state general body concentration levels that are expected for the whole ventilation system, in order to compare these concentrations with the measured values. In cases where a considerable discrepancy occurs between the measured and predicted general body concentration,

these differences may be explained by the existence of leakage paths, uncontrolled recirculation of air and/or additional sources of emission. Leakage paths may take the form of crosscuts driven between trunk intake and return roadways, for the egress of men and machinery, through longwall wastes and old workings. As a result of this comparative investigations, suitable locations of environmental transducers may be identified and more accurate interpretations of their signals may be made.

The use of computer controlled monitoring systems is likely to ensure that any abnormal conditions within a mine are detected, and predetermined corrective procedures can be put into operation very quickly (Paul et.al, 1980).

4. TRACER GAS METHOD

The possible high losses of ventilation air incurred through leakage presents a problem to the mine management. Due to high production techniques such as longwall mining and room and pillar operations, significant leakages of fresh air can occur through longwall wastes and gobs which can, in turn, produce a range of environmental problems. As a consequence, the determination and control of the passage of fresh air throughout the ventilation network is essential. Therefore, quantative techniques based on tracer gas methods have been proposed to determine the leakage paths.

Tracer gases are released into the airstream and subsequently general body concentration of tracer gas in air are measured at points downstream. By analysing these measurements, the flowpaths of the air can be determined. This method may also quantitatively indicate the concentration of other airborne mine contaminants (Timko et.al., 1984).

Sulphur hexafluoride (SF_6) has successively been used as a tracer gas by a number of mining companies and research laboratories for several years. It can, for example, provide an accurate method for measuring tailgate airflows if released into return airways (Stokes, 1985). However, nitrous oxide (N_2O) and propane (C_3H_8) have also been used as tracer gases, but work in this area was discontinued when it

was realised that propane can create problems in coal mines and nitrogen oxides already exist in the mine air where diesel equipment and/or blasting are employed (Stokes, et.al., 1987). Using the trace back algorithm provided by the current program i.e. using the measured concentrations of SF_6, the expected fresh airflow can be determined around the entire network.

5. THE GAS DISTRIBUTION PROGRAM

The present program named SPLIT, written in FORTRAN 77, is applicable to mine ventilation networks containing up to 500 airways and can handle simultaneously five different gaseous contaminants. These are carbon monoxide, methane, carbon dioxide, nitrogen dioxide and hydrogen sulphide.

This program has been formulated to predict the distribution of the gaseous pollutants in mine ventilation networks with respect to the airflow quantity and the emission rate of pollutants. The type of emission source can be practically classified into two groups, namely static and dynamic sources. A static source is defined as a stationary location for contaminant emission, such as from the broken mineral at the working place or fissures in the surrounding strata. Whereas the dynamic source is a moving source such as conveyed coal, diesel locomotives and load-haul-dump vehicles. This paper considers only static emission sources.

The formula used to calculate the general body contaminant concentration is given below.

$$C = \frac{q_c}{q + q_c} * 100 \qquad (1)$$

Where;

C is the general body concentration of the contaminat (%)

q_c is the volumetric flow rate of the contaminant (m^3/s)

q is the volumetric flowrate of the fresh airflow (m^3/s)

5.1. The Algorithm of The Program SPLIT

Before the algorithm is described, the input data required from the user are detailed below. The information stored in a ordered data base is :

- branch number,
- beginning junction number,
- end junction number,
- airway type, i.e. -1 for returns, 0 for emission sites, 1 for intakes
- fresh airflow volumetric flowrate

The contaminant volumetric flow rates for each emission site and the total number of branches are to be entered by the user.

A flag number is given to each branch starting from any emission site to the upcast shaft in a sequence which is increased by one after each labelling. This forms an ordered path of branches. Similarly, a subflag number is assigned to each of branches in the path defined above. This indicates the number of splits in the concerned path.

The algorithm of the program SPLIT is given below :

1- Start

2- Find next emission site, set the counter n=1

3- Search for the airways leaving this branch site and label them with the updated flag number n=n+1. In addition label each of the branches leaving this junction with a subflag number i.e k= 1,2,3 .... .

4- Calculate the volumetric flowrate of contaminant for each of these branches with respect to their volumetric airflow rate. If there is only one airway leaving this branch, assign the volumetric contaminant flowrate from the previous branch.

5- Choose the airway with the largest subflag number and repeat steps 3 to 5 until the surface reference junction has been reached.

6- Search through the column storing the flag numbers. Discover the largest flag number n in this column and check the subflag number in the corresponding column, if it is 0 or 1 it means that it has already been calculated, therefore search for the next flag number with the value of n=n-1. Then check the corresponding value in the column storing the subflag numbers. If the concerned subflag number is not 1 or 0 set the flag and subflag values to 0. And then look for the branch holding the flag number with the value of n and the subflag number with the value of k=k-1. After this has been done direct the procedure to step 3.

For the case where all the subflag numbers are either 0 or 1, it means that the surface reference junction number has been reached by following the path from the emission site.

7- Search for any more emission sites. If there is, go to step 2 otherwise perform step 8.

8- Using the prescribed airflow quantities and determined pollutant volume flowrates, calculate the general body contaminant concentration levels in all the airways.

9- Print out the results

The concentrations of these contaminants are printed out in terms of general body concentrations and Threshold Limit Values (TLV). Although the general body concentration of a contaminant is expressed as a percentage, the TLV of a contaminant is described either in p.p.m. (parts per million) or mg/m^3. The program also utilises appropriate warnings. These are the legislative limit of concentrations for CH_4, CO, CO_2, NO_2 and H_2S in the U.K. (M&QA,1954; 1980), and are stored in the program as defaults. If the calculated concentrations approach or exceed the limit the warnings are given at three levels.

The 3 levels, at a concentration, C (%), are

level 1 (*) where $1/3 < C < 2/3$ of the limit
level 2 (**) where $2/3 < C <$ limit
level 3 (***) where $C >$ limit

If a warning needs to be given, then it is displayed as the appropriate number of stars adjacent to the contaminant concentration in the particular airway.

5.2. The Model Network

The model mine ventilation network seen in Fig.1, employs 26 branches including two main emission sites which for this example are coincident with the working places. The fresh airflow rates of the branches within this network have been obtained using the program VNET. Two working places, branches 25 and 26, have been provided with arbitrary volumetric flowrates of contaminants. These values are given in Appendix I. The output of this program for concentrations and volumetric flow rates of contaminants can also be found in Appendix I.

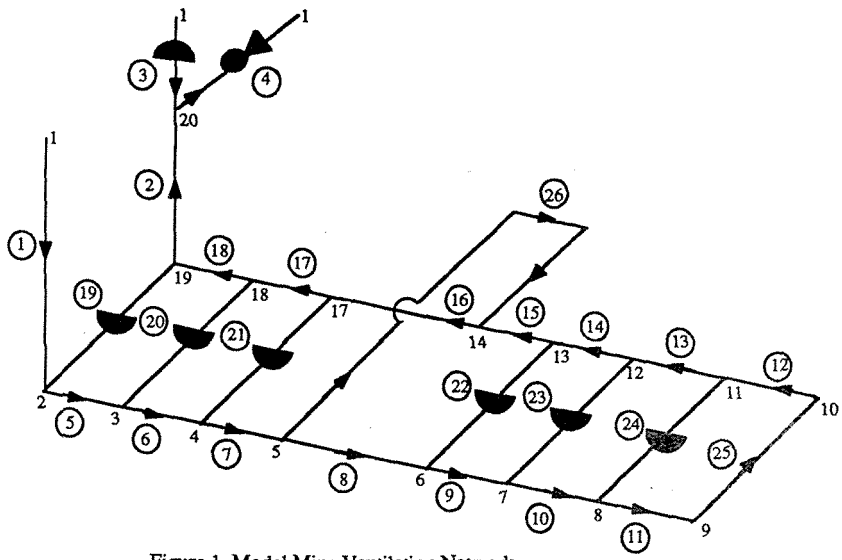


Figure 1. Model Mine Ventilation Network

(after Jones, 1987)

6. CONCLUSION

The paper describes the development and application of a computer simulation program which determines the steady state concentrations of gaseous contaminants around a mine ventilation network. The information provided by the computer program can assist the mine ventilation engineer in the prediction and monitoring of prescribed pollutants before alterations to the ventilation system or production cycle are made. Therefore this enables mine ventilation requirements to be satisfactorily maintained.

7. ACKNOWLEDGEMENTS

Cem Sensogut wishes to acknowledge the financial support of Turkish Coal Enterprises (TKI) in conducting this research. The advice, encouragement and financial support given by Mr. I. Longson, Senior Lecturer, Mining Engineering Department, University of Nottingham, is also gratefully acknowledged.

The authors wish to record their thanks to Professor T. Atkinson, former head of department and Professor D.J. Hodges, acting head of department, Mining Engineering Department, University of Nottingham, for their support and encouragement during the lifetime of the project.

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

8. REFERENCES

ANDERSON, T.C., DVORKIN, D., 1978 ; "Mine Ventilation Digital Simulation and Analysis Capabilities at MESA's Denver Technical Service", US Mining Enforcement and Safety Administration Inf. Report 1066

BANDOPADHYAY, S., RAMANI, R.V., 1983 ; "Computer Aided Analysis of Diesel Exaust Dispersions in Underground Airways", The CIM Bulletin, Vol. 76, No. 858, pp. 69-74.

BARNES, E.L.S., 1976 ; "Mine Ventilation Network Analysis",

Proceedings of International Mine Ventilation Congress, published by The Mine Ventilation Society of South Africa Johannesburg, Edited by Hemp, R. and Lancaster, F.H. pp. 5-8.

CURL, S.J., 1979 ; "Methane Prediction in Coal Mines", IEA Coal Research, London, Report Number ICTIS/TR 04.

HARTMAN, H.L., MUTMANSKY, J.M., WANG, Y.J., 1982 ; "Mine Ventilation and Air Conditioning", Second Edition, Published by John Wiley and Sons, New York.

JONES, T.M., 1987 ; "The Application of Controlled Recirculation to Mine Ventilation Planning", Ph.D. Thesis, Nottingham Univ., 237 p.

McPHERSON, M.J., 1964 ; "Mine Ventilation Network Problems, Solution by Digital Computers", Colliery Guardian, Vol. 209, pp. 253-259.

MINES AND QUARRIES ACT (M_&QA), 1954, 1980 ; "HSE. The Law Relating to Safety and Health in Mines and Quarries, Partl", HMSO, London.

MINING RESEARCH AND DEVELOPMENT ESTABLISHMENT, 1982 ; "Firedamp Prediction and Control", Final Report on ECSC Research Project, 7220-AC/809, MRDE, Bretby, UK.

PAUL, K., STEUDEL, J., 1980 ; "The Use of Process Computers in Gas Emission Monitoring", International Symp. on Methane, Climate, Ventilation in The Coal Mines of The European Communuties, Luxembourg, Vol. 1, Colliery Guardian, pp. 424-443.

STOKES, A.W., 1985 ; "Air Lekage Through Longwall Wastes in The Sydney Coalfiels", 2nd. US Mine Vent. Symp., Reno/NV, pp. 75-84.

STOKES, A.W., KENNEDY, D.J., HARDCASTLE, S.G., 1987 ; "A Real-Time Tracer Gas Analyzer- An Investigational Tool for Mine Ventilation Studies", Mining Science and Technology, Vol.5, No. 2, pp. 187-196.

TIMKO, R.J., LAGUS, P.L., THIMONS, E.D., 1984 ; "SF_6 Adds A New Dimension to Mine Ventilation Analysis", Engineering and Mining Journal, pp. 50-51.

Appendix I

CONTAMINANT DISTRIBUTION PROGRAM

***** SPLIT *****

DEVELOPED AT MINING RESEARCH LABORATORIES

BY Cem SENSOGUT

*** UNIVERSITY OF NOTTINGHAM ***

1988

****
INITIAL VALUES OF CONTAMINANTS MEASURED
****

BRANCH NUMBER	CO (M3/S)	CH4 (M3/S)	CO2 (M3/S)	NO2 (M3/S)	H2S (M3/S)
25	0.0001900	0.0620000	0.0650000	0.0000120	0.0004700
26	0.0003200	0.1900000	0.1300000	0.0000650	0.0001300

BRANCH NUMBER	JUNCTIONS FROM	JUNCTIONS TO	AIR FLOW QUANTITY	AIRWAY TYPE	CO (M3/S)	CH4 (M3/S)	CO2 (M3/S)	NO2 (M3/S)	H2S (M3/S)
1	1	2	53.09		0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
2	19	20	53.09	RETURN	0.0005100	0.2520000	0.1950000	0.0000770	0.0006000
3	1	20	8.34		0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
4	20	1	61.43	RETURN	0.0005100	0.2520000	0.1950000	0.0000770	0.0006000
5	2	3	49.09		0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
6	3	4	45.93		0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
7	4	5	43.77		0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
8	5	6	13.81		0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
9	6	7	12.41		0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
10	7	8	11.16		0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
11	8	9	10.03		0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
12	10	11	10.03	RETURN	0.0001900	0.0620000	0.0650000	0.0000120	0.0004700
13	11	12	11.16	RETURN	0.0001900	0.0620000	0.0650000	0.0000120	0.0004700
14	12	13	12.41	RETURN	0.0001900	0.0620000	0.0650000	0.0000120	0.0004700
15	13	14	13.81	RETURN	0.0001900	0.0620000	0.0650000	0.0000120	0.0004700
16	14	17	43.77	RETURN	0.0005100	0.2520000	0.1950000	0.0000770	0.0006000
17	17	18	45.93	RETURN	0.0005100	0.2520000	0.1950000	0.0000770	0.0006000
18	18	19	49.09	RETURN	0.0005100	0.2520000	0.1950000	0.0000770	0.0006000
19	2	19	4.00		0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
20	3	18	3.16		0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
21	4	17	2.17		0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
22	6	13	1.40		0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
23	7	12	1.25		0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
24	8	11	1.12		0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
25	9	10	10.03	EM. SITE	0.0001900	0.0620000	0.0650000	0.0000120	0.0004700
26	5	14	29.96	EM. SITE	0.0003200	0.1900000	0.1300000	0.0000650	0.0001300

****
CONCENTRATIONS OF CONTAMINANTS IN PERCENTAGE
****

LIMITS OF CONTAMINANTS CONCENTRATION DEFINED BY THE LEGISLATION

(in percentage)

CO = 0.005
CH4 = 1.25
CO2 = 1.25
NO2 = 0.0005
H2S = 0.001

W A R N I N G S

* ; over 1/3 of the limit
** ; over 2/3 of the limit
*** ; over the limit

BRANCH NUMBER	CO (%)	CH4 (%)	CO2 (%)	NO2 (%)	H2S (%)
1	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
2	0.0009526	0.4706921 *	0.3642260	0.0001438	0.0011207 ***
3	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
4	0.0008242	0.4072518	0.3151353	0.0001244	0.0009696 **
5	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
6	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
7	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
8	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
9	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
10	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
11	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
12	0.0018705 *	0.6103761 *	0.6399104 *	0.0001181	0.0046270 ***
13	0.0016833 *	0.5492718 *	0.5758495 *	0.0001063	0.0041638 ***
14	0.0015154 *	0.4945097 *	0.5184376 *	0.0000957	0.0037487 ***
15	0.0013632 *	0.4448578 *	0.4663520 *	0.0000861	0.0033722 ***
16	0.0011534 *	0.5699012 *	0.4409950 *	0.0001741 *	0.0013569 ***
17	0.0010997 *	0.5433589 *	0.4204563 *	0.0001660	0.0012937 ***
18	0.0010295 *	0.5086985 *	0.3936357	0.0001554	0.0012112 ***
19	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
20	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
21	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
22	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
23	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
24	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
25	0.0018705 *	0.6103761 *	0.6399104 *	0.0001181	0.0046270 ***
26	0.0010568	0.6274662 *	0.4293190 *	0.0002147 *	0.0004293 *

****

CONCENTRATIONS OF CONTAMINANTS IN P.P.M

****

LIMITS OF CONTAMINANTS CONCENTRATION DEFINED BY THE LEGISLATION

(in p.p.m.)

CO	=	50.0
CO2	=	12500.0
NO2	=	5.0
H2S	=	10.0

W A R N I N G S

* ; over 1/3 of the limit
** ; over 2/3 of the limit
*** ; over the limit

BRANCH NUMBER	CO (ppm)	CO2 (ppm)	NO2 (ppm)	H2S (ppm)
1	0.000	0.000	0.000	0.000
2	9.526	3642.280	1.438	11.207 ***
3	0.000	0.000	0.000	0.000
4	8.242	3151.353	1.244	9.696 **
5	0.000	0.000	0.000	0.000
6	0.000	0.000	0.000	0.000
7	0.000	0.000	0.000	0.000
8	0.000	0.000	0.000	0.000
9	0.000	0.000	0.000	0.000
10	0.000	0.000	0.000	0.000
11	0.000	0.000	0.000	0.000
12	18.705 *	6399.104 *	1.181	46.270 ***
13	16.833 *	5758.495 *	1.063	41.638 ***
14	15.154	5184.376 *	0.957	37.487 ***
15	13.632	4663.620 *	0.861	33.722 ***
16	11.534	4405.550 *	1.741 *	13.569 ***
17	10.997	4204.583 *	1.660	12.937 ***
18	10.295	3936.357	1.554	12.112 ***
19	0.000	0.000	0.000	0.000
20	0.000	0.000	0.000	0.000
21	0.000	0.000	0.000	0.000
22	0.000	0.000	0.000	0.000
23	0.000	0.000	0.000	0.000
24	0.000	0.000	0.000	0.000
25	18.705 *	6399.104 *	1.181	46.270 ***
26	10.568	4293.190 *	2.147 *	4.293 *

****

CONCENTRATIONS OF CONTAMINANTS IN Mg/M3

****

LIMITS OF CONTAMINANTS CONCENTRATIONS DEFINED BY THE LEGISLATION

(in mg/m3)

CO	=	55.0
CO2	=	22500.0
NO2	=	9.0
H2S	=	15.0

W A R N I N G S

* ; over 1/3 of the limit
** ; over 2/3 of the limit
*** ; over the limit

BRANCH NUMBER	CO (Mg/M3)	CO2 (Mg/M3)	NO2 (Mg/M3)	H2S (Mg/M3)
1	0.000	0.000	0.000	0.000
2	10.479	6556.068	2.589	16.810 ***
3	0.000	0.000	0.000	0.000
4	9.066	5672.435	2.240	14.545 **
5	0.000	0.000	0.000	0.000
6	0.000	0.000	0.000	0.000
7	0.000	0.000	0.000	0.000
8	0.000	0.000	0.000	0.000
9	0.000	0.000	0.000	0.000
10	0.000	0.000	0.000	0.000
11	0.000	0.000	0.000	0.000
12	20.576 *	11518.387 *	2.126	69.406 ***
13	18.516 *	10365.291 *	1.914	62.458 ***
14	16.670	9331.876 *	1.723	56.231 ***
15	14.995	8394.515 *	1.550	50.582 ***
16	12.687	7937.910 *	3.134 *	20.354 ***
17	12.096	7568.213 *	2.988	19.406 ***
18	11.325	7085.443	2.798	18.168 ***
19	0.000	0.000	0.000	0.000
20	0.000	0.000	0.000	0.000
21	0.000	0.000	0.000	0.000
22	0.000	0.000	0.000	0.000
23	0.000	0.000	0.000	0.000
24	0.000	0.000	0.000	0.000
25	20.576 *	11518.387 *	2.126	69.406 ***
26	11.625	7727.742 *	3.864 *	6.440 *

MECHANIZATION AND ORGANIZATION OF OPENING AND DEVELOPMENT WORKS IN POLISH COAL MINING

POLONYA KÖMÜR MADENCİLİĞİNDE KAZI VE HAZIRLIK İŞLERİNİN MEKANİZASYONU VE ORGANİZASYONU

Tadeusz NAPIERACZ(*)
Jan SZYNDLER(*)

1. INTRODUTION

As an introduction to the discussion of the topics of my paper I wish to characterize in brief the hard coal industry of Poland, its organizational structure and the geological and mining conditions in which the hard coal is mined, since these factors mainly influence the choice of mechanizational and organizational solutions for driftage of opening and development workings.

It is to be emphasized that after the World War II Poland has considerably developed its hard coal industry, raising the output of this useful mineral from 47.3 Mt in 1946 to 192.6 Mt in 1978. During the last decade the coal output has been maintained at a steady level of 191 - 194 Mt
At present, Poland ranks the 4th coal producer in the world after the Chinese People's Republic, the United States of America and the Soviet Union.

The development of hard coal production in selected years of the past 4 decades, inclusive of coking coal, has been presented in Fig. 1.

To ensure the above mentioned development of coal output, during the past 40 years, i.e. the following projects have been implemented:

Tadeusz NAPIERACZ, M.Sc.
Technical Deputy of the Director General,
Polish Coal Board

Jan SZYNDLER, M.Sc.
Managing Director of Mining Development Corp.

- 22 new hard coal mines, there of 10 mines of coking coal, have been built,
- about 350 production, man-riding, supply and ventilation shafts have been sunk and approx. 130 new mining horizons have been developed and put into service,
- a majority of the existing mines have been extended and modernized.

At present, hard coal is mined in 70 active underground mines and next 2 mining units are under construction.

Geological and mining conditions in hard coal mines where mining operations are now underway, can be characterized as follows:

- the average depth for mining operations is 560 m, though in some mines coal is mined at a depth exceeding 1000 m,
- about 55% of the total output comes from methane-bearing seams, among them those of the highest gas hazard degree,
- in 30 mines water hazard is encountered and the water flowing to the mine workings is strongly mineralized and in many cases highly aggressive towards steel and concrete, i.e. elements constituting support structures of mine workings,
- in 14 mines the ambient rocks temperature in development and production workings exceeds 35°C.

As may be seen from the above quoted facts, mining conditions for coal deposits in Poland must be considered as difficult.

They have also a bearing upon the choice of mechanization and organizasion systems applied at driftage of opening and development workings, such as vertical shafts and various types of galleries, which will be the subject of discussion in the further part of this paper.

To enable such an extensive development of the production capacity of mines in the past and maintaining it at a steady level at present the Polish Coal Industry since many years has to its disposal its own hinterland facilities, such as:

- research institutes and planning and design offices,
- machine production and repair capacities,
- executive potentials in the line of construction of mines and development of mining levels, extension, modernization and reconstruction of existing mines.

2.DRIFTAGE OF OPENING AND DEVELOPMENT WORKINGS .

2.1. The Quantitative Scope of Works

To maintain the production potential of the Polish Coal Industry at its present level it is imperative to sink annually approx. 5000 m of shafts and small shafts and to drive more than 1500 km of stone, coal-stone and coal galleries meant for making access to and panelling new parts of coal deposits. Irrespective of the above, there is a need for construction every year of many other underground structures, of so-called chamber-type, serving various purpose and functions in the chain of coal extraction technological process.

When speaking about construction of the above said structures it is to be understood that the mine workings must be also furnished with the necessary outfit, machinery, equipment, steel structural elements, technological systems, etc.

Out of the above cited quantities of the annually constructed mine workings, the mines make on their own only the panelling drifts in coal seams while all the other opening workings and a majority of development workings are driven by specialistic mine development organizations. That practice has been proved very successful.

2.2. The Scope of Activity and Organization of Specialistic Mine Development Units

For construction of opening and development workings in the hard coal industry a special organization has been established, which is the Mining Development Corporation, at Katowice. Through the activities of this organization, having its rich tradition and experience gained over 40 years, the following have been accomplished:

- about 350 new production, supply, man-riding, ventilation and other shafts have been sunk totalling more than 150,000 m,
- deepened or sunk have been several hundred shafts, from the surface and inter-level shafts or winzes, all totalling more than 90,000 m,
- over 8500 thou. m of gallery workings, including 5400 thou. m of stone workings, as well as more than 35.0 mln.cu.m of chamber workings of any

type, such as chambers for pumps, high voltage and low voltage switching stations, explosives, work shops, skip pockets, storage bunkers, etc. have been made;

- approx. 4,400 thou. m of boreholes have been drilled for exploration, freezing and cementation, large-diameter and advance bore-holes etc.

Through the subordinated organizational units the Corporation makes the principal opening-up and development workings in all the coal mines accomplishing, for instance in 1987, the following:

- shafts sunk from the surface	3,200 m
- shafts deepened and sunk in underground	900 m
- gallery workings	314,700 m
there of stone workings	229,000 m
- chamber-type workings	849,000 cu. m
- drilling /exploratory, cementation, advance, large-diameter/	309,600 m

The Corporation has taken contractor's job in the past and continues to do so for a number of projects off the coal industry or for foreign customers.

Worthwhile mentioning are the following projects:

- construction of the underground part of a pumped storage power station of 520 MVA target power,
- construction of tunnels for Warsaw city subway now under implementation,
- sinking of shafts, driving of gallery workings and making chamber workings in : F.R.G., France, Turkey, Italy, India, Chile, G.D.R. and Hungary.

At present the Mining Development Corporation incorporates 15 organizational units, including:

- 10 mine development units dealing with shaft sinking, drilling operations, driving principal gallery and chamber workings,
- 1 mine surveying unit serving the whole coal industry in full-scale mine surveying,
- 3 back-up units responsible for road transport, mining equipment, steel structure manufacturing, repair of mining equipment and auxiliary manufacture of some products for the needs of the industry,
- 1 scientific research unit providing its back-up in mine construction by solving any current and prospective technical, technological and organizational problems.

At present the Corporation employs 29,350 persons including 23,900 employees as directly production personnel and 3,600 employees as the engineering staff.
The organizational chart of the Corporation, with the number of employees in the individual units, is presented in Table 2.

2.3. Machinery and Equipment Management for Conducting Mine Development Work

The Corporation, having so remarkable staff potential, also owns the principal machinery and equipment necessary for execution of mine workings and other mining projects with prevailing various geological and mining conditions and with the application of various methods and technological systems.

To ensure the most effective use of the machinery and equipment potential there has been set up, within the Corporation, a centralized management system in this line. The specific feature of that system is that certain organizational units have taken over the whole lot of machinery of a specified type and make it available for the users under a lease arrangement.

The following machinery and equipment have been covered by the centralized management system:

- machinery and equipment for the sinking of shafts from the surface /including special methods/, deepening of shafts and underground small shafts,
- machinery and equipment for driving opening-up and development workings in hard coal mines, both active ones and those under construction.

The organizational units for machinery and equipment management are also responsible for all the problems related to proper use and operation of the equipment. This covers the followings:

- purchase of new machinery and equipment,
- conducting major overhaul and medium and routine repairs,
- storage of spares for machinery and equipment,
- running a technical service division to remedy the break-downs or damages directly with the users, without the need of bringing up the equipment from underground to the surface.

So organized system of machinery and equipment management has a number of advantageous features and it has been proved fully successful over many years of its application.

3. Shaft Sinking Mechanization and Organization

3.1. Shaft Sinking Methods

Trying to give a more detailed outline of mechanizational and organizational problems as far as shaft sinking is concerned it seems worthwhile to briefly discuss the geological and mining conditions, under which such kind of workings are sunk, and the methods of sinking.

The hard coal deposits in the territory of Poland originated in the Paleozoic era (the Upper Carboniferous system) and, as a result of subsequent geological processes which took place until the Quarternary, inclusive the deposit rocks, have undergone tectonic disturbances, weathering, erosion, saturation with water and gasses and they have been covered with younger rock layers whose thickness occassionally exceeds 1000 m.

That rock cover, representing the Quaternary and Tertiary, and in some cases also Cretaceous, Jurassic and Triassic periods, is constituted in its most part of loose layers or those of a small strength, assuming in some places liquid state by the action of water or gas under high pressure.

As a consequence, this results in a necessity of applying special methods for passing through the cover layers.

In Poland about 90 % of shafts constructed had to be sunk by special methods on their length sections ranging from 50 to 760 m.

At present 3 special methods are applied, depending on geological and mining conditions prevailing in the rock body:

- the strata-freezing method,
- the injection method,
- the strata dewatering and degassing method.

3.1.1. The Strata Freezing Method

Although the shaft sinking method based on artificial icing of the water contained in rocks was in use in Poland more than 100 years back, it has found a wide-scale use only after the World War II. This was imposed mostly by the necessity of intensive development of the raw material resources in our country.

With its extending use, the method has undergone continual improvements connected with:

- rationalization of designing methods,
- increasing the capacity of the system and improving the operating data of the freezing units which allowed for increasing the degree of freezing the rocks,
- improving the drilling and casing of the freezing bore-holes,
- increasing the depth of application,
- theoretical learning of the physical and chemical phenomena taking place in the frozen strata and improving the shaft lining applied in the freezing zones.

The present state of the art allows for applying that method to a depth exceeding 750 m in shafts up to 9 m dia., with a temperature of frozen rock reaching up to $-20^{o}C$.

For instance, this method has been successfully applied at sinking of shafts in the Lublin Coal Area when passing through the layers of quick sand deposited at a depth of approx. 590 m under pressure of 7.0 MPa.

A simplified diagram of a system for the sinking of shaft with freezing method is presented in Fig. 3 while a cross section of a length of shaft sunk with that method - in Fig. 4.

A certain variant of the above said method, based on sectional freezing of the strata, finds application in cases when the layers to be frozen are deposited at a considerable depth under non--waterbearing layers, or else when quicksand layers or strongly water-bearing ones are encountered unexpectedly.

The sectional freezing can be done with the use of bore-holes made either from the shaft foot or from the surface.
A diagram of sectional freezing of strata with bore-holes drilled from the shaft foot is presented in Fig. 5.

In case of applying sectional freezing with bore--holes drilled from the surface in the section where the shaft has been already sunk it is required to apply thermo-insulation in the freezing zone to protect the lining made in the non-frozen section of the shaft.

The so-called compressed air cushion or other low-heat-conduction materials may from the thermo -insulation. Sporadically, there may be used an inner heating circle for separating the frost zone from the shaft lining protection zone.

The experience gained in the Lublin Coal Area proved that an effective protection of the lining over the section undergoing the freezing process right from the surface can be ensured to a depth of 550 m.

A diagram of sectional freezing of strata with bore-holes drilled from the surface according to the variant with the method of thermal protection of the shaft lining (a heating circle or low-heat-conduction materials) is presented in Fig. 6.

3.1.2. The Injection Method

The injection method is applied when the shaft is being sunk in strong but fissured heavy water-bearing strata formation.

The above method is also applied in two variants i.e. by drilling from the surface and by drilling from the shaft foot. It is possible to apply the second modification with utilizing a natural rock shelf over a water-bearing layer or by an artificial concrete plug made in the shaft foot.

Better results are obtained with injection operations performed with bore-holes drilled in the shaft foot, especially in such cases when it is possible to flush water-bearing fissures by letting the water out of them through the bore-holes to the shaft.

An example of application of that method can be the sinking of Shaft II of the new " BUDRYK " Colliery (Fig.7) where a sudden water inrush

in the shaft at a depth of approx. 270 m at a rate of 4.7 cu.m/min and under pressure of approx. 2 MPa has been liquidated with that method.

3.1.3. The Method of Preliminary Dewatering and Degassing of Strata

That method, also referred to as a depression method and based on dewatering and degassing of the strata around the shaft prior to the sinking of the latter, finds ever wider application apart from its disadvantages.

Among others, all the three shafts of a new Colliery " MORCINEK " have been sunk with that method from the surface to a depth of 690 m in the cover layers represented by Tertiary formations constituted of thick complexes of silts and mudstones interbedded with exceedingly pressed thin layered sandy powders, sands and slightly firm sandstones having underneath an approximately 25 m layer of slightly firm conglomerates.

Because of a high pressure of water and gas prevailing in the layers of sands and conglomerates (approx. 3-4 Mpa) those formations in their natural condition, after exposing them with a shaft, would undergo fluidization and crushing followed ejection into the shaft excavation. This has been observed in one of the neighbouring shafts sunk across the Czechoslovak border.

The application of preliminary dewatering and degassing of the strata allowed for a considerable reduction of costs of the lining and for shortening the construction time by 2 years.

3.2. The Equipment Used for Shaft Sinking

Exclusively conventional methods of shaft sinking, i.e. with the use of explosives for working the rock solid are in use in Poland. So far no drilling methods have been applied.

For the actual sinking there are used machinery and equipment distinguished for high performance data which allows for sinking shafts of up to 9.5 m dia. and above 1200 m depth.

Among that equipment the following should be listed:

- hoisting headframes of up to 31 m height and effective lifting capacity up to 176 ton,
- winder units, single- or double-ended, provided with a motor of 630 kVA to 2000 kVA power, ensuring the reaching of up to 1500 m depth,
- electric hoists of 10 to 35 ton capacity, with rope drums of 2000 m storage capacity,
- cabin-type shaft loaders provided with buckets of 0.65 cu.m capacity,
- freezing units of 500 thousand kcal/h capacity provided with ammonia compressors,
- air compressors of up to 33 cu.m/min capacity with the working pressure of 8 bar. (Recently a higher efficiency compressors of screw-type are being introduced.)

3.3. Mechanization of the Sinking Process

The extent of mechanization of the principal shaft sinking operations, covering the working of rock and the construction of lining can be characterized as follows:

3.3.1. Rock Body Working and Muck Hoisting

In general, the rock working is performed by blasting. Exceptionally, in case of applying the freezing method, the working of side wall in close proximity to freezing bore-holes is performed with pneumatic pick hammers to prevent possible damage to the freezing bore-holes as a result of blasting.
At present, blast holes are drilled with hand--held rotary percussive drills to a depth upto 4.5 m (or with rotary drills in less compact rocks), driven pneumatically.

The blasting materials used are the rock-type explosives or others, in case of occurrence of methane hazard or when passing through coal seams, and milisecond electric detonators, their design and delay range applied depending on the conditions of performing the blasting work.

Recent research and design work is aimed at implementation of jumbos at the shaft drilling practice to eliminate the laborious manual drilling.
For limitation of the scope of manual working of side walls in shafts sunk with freezing method the Lublin Coal Division has successfully

introduced a special shaft-type shearer of their own design, the unit working mechanically the whole cross-section of the shaft under sinking.

For loading the musk, most frequently very efficient, high-capacity cabin loaders are used with 0.65 m^3 buckets. The muck is loaded into hoisting buckets having capacity up to 6.0 m^3.

The discharge of muck from buckets at the shaft top is done automatically.

3.3.2. Construction of Lining

Construction of the lining, most often formed by a monolythic concrete lining, is also fully mechanized. To make the lining there is used a slidable steel shuttering suspended from winches which allows for easy handling and setting it in place.

The concrete mix itself is prepared in shaft site concrete plants or central concrete plants of a high capacity. The latter type of concrete plant finds ever wider and wider application, as being more economical and more suitable having in view technical and organizational considerations.

The lowering of concrete mix in the shaft to the place of its laying is done with the use of special buckets.

In case of applying other types of lining, e.g. tubbing lining or that made from heavy precast concrete segments, there are used special platforms or equipment enabling the construction to be mechanized.

3.4. Work Organization

The organizational systems applied at shafts sinking must take into account both the technical conditions and the limitations resulting from rules and regulations for safe conducting of sinking operations.
For instance, among the technical conditions one must specify the requirement for full utilization of the available work time and obtaining possibly high sinking rates taking into consideration a high cost of equipment installed on construction site. Next, mention must be made about such factor as limiting of the work time because of high or low (With the strata freezing method) temperatures prevailing in the foot of the shaft being sunk.

A long-time experience has led to the application, as a general rule, that the shaft sinking work is conducted on a 4-shift/day basis, the working shifts having 6 hours each.

The number of personnel in the shaft foot (face), depending on the shaft diameter, the technology and mechanization applied, varies from 5 to 9 men.

The off-face works, the attendance of all machinery and equipment and auxiliary work on the surface, are conducted by separate teams working on 3-shifts/day basis, the shifts being of 8 hours each. The magnitude of that manpower is 7 - 10 men depending on the technology and sinking work mechanization applied.

4. MACHANIZATION AND WORK ORGANIZATION IN DRIVING GALLERY WORKINGS

4.1. Technical Specifications and Driving Method Applied

Out of the 1500 km of gallery workings driven annually in the Polish Coal Industry only 267 km (i.e. 17.4 %) are classified as stone workings while the remaining part, as coal and stone or coal workings.
Approximately 88 % of all workings are horizontal workings or those inclined up to $\pm$ 20°.

The average cross-section area of the workings, as excavated, is 17.40 m^2, though a part of the workings has cross-sections larger than 20.0 m^2. This is due to ventilation and air-conditioning reasons in connection with a high rate of emission of methane from coal seams and with high temperature.
All the gallery workings are secured with steel supports.
In view of the steady increase of depth at which the workings are driven, and the resulting ever harder and harder geological and mining conditions, there has been observed a pronounced trend in applying arch supports with ever increasing unit weight, where the 21 kg/m and 25 kg/m profiles are replaced by supports with 29 kG/m or 36 kg/m unit weight and, recently, even with 44 kg/m .

The gallery workings are driven with the application of conventional methods only, because of the fact that they are located in fairly hard carboniferous formations. Sometimes, certain difficulties are encountered when passing through strongly water-bearing faults and gassy zones, and in such cases preliminary dewatering and degasification of the strata is performed by means of special bore-holes.

As far as the manner of working the rock body is concerned, both conventional and road-header driving methods are applied. The kind of method chosen depends on the cross-section of the gallery driven and the kind of rocks encountered.

In practice, all the stone headings are driven with conventional methods while a part of coal and stone and coal workings are driven with the use of arm-type road headers.

4.2. Driving of Stone and Coal-Stone Headings with Conventional Methods

4.2.1. The Equipment Used

The principal equipment for driving such workings with conventional methods include the following:

a/ For drilling of blast holes:

- Hand-held percussive drills pneumatically driven, of 22 kg weight, mounted on air legs,
- Electro-hydraulic-driven Caterpillar mounted drilling jumbo units provided with two heavy-duty percussive drills of 70 kg class,

b/ For loading the muck:

- Overhead loaders with 0.25 m^3 scoop, pneumatic-driven, rail-mounted,
- Scraper loaders with electric drive,
- Side-discharge loaders with a scoop of 1.0 - 1.2 m^3 capacity, caterpillar-mounted, having electric or pneumatic drive, the latter type of drive being meant for operation in conditions rendered by a high degree of methane hazard or high temperatures,
- Stripper-loaders with an electric drive.

c/ For the haulage of muck from the face there are used mine cars of up to 3 m^3 capacity or electric-driven scraper conveyors.

d/ For delivery of supplies there are used the following technical means: mine cars, platforms, timber bogies, suspension-type monorail systems, winches with electric or pneumatic drives, track tractors with pneumatic drives, and, in the face zone, also the scoops of side-discharging loaders.

4.2.2. Mechanization of Heading Drivage

Depending on the prevailing conditions and needs (cross-section, inclination, run of the working) the above discussed equipment is utilized in determined technological systems presented in Table 1, the individual process operations being denoted with the following symbols:

F - drilling of blast holes,
L - loading of muck,
T - haulage of muck,
M - supplying of materials to the face,
S - making of supports,
A - auxiliary operations.

Examples of specific technological systems based on the equipment discussed above are presented in drawings 8 and 9.

It has to be underlined that the whole equipment for driving gallery workings is represented by products of Polish factories. They are subject to continuous modernization and better adaptation (improvement) for use under various requirements and conditions set forth by specific applications.
One of the essential trends in this line is the desire to eliminate the non-economical pneumatic drives in favour of electro-hydraulic ones.

Table 1

Sl. No.	Operation	Basic equipment	Kind of working
1	F L T and M S	2-4 percussive drill units with air legs 2 overhead loaders Mine cars of small capacity (0.6-1 m^3) Manual work	Horizontal gallery workings with a small cross-section of 8 - 12 m^2
2	F L T M A S	3-5 percussive drills with air legs or drilling jumbo Side-discharging loader Mine cars of medium capacity (2-3 m^3) Tubs, platforms, timber carriers Turn-out plate with winch and rail shunting tractor Manual work with a loader	Horizontal gallery workings 15 - 30 m^2
3	F L T M S	3-5 percussive drills with air legs or drilling jumbo Side-discharge loader Scraper and belt conveyor Suspended monorail system Manual work with a loader	Gallery workings with $\pm 8^0$ inclination and 15 - 20 m^3 cross-section
4	F L T M S	3-5 percussive drills with air legs 2 overhead loaders or side-discharge loaders with brakes Scraper and belt conveyor Suspension-type monorail system Manual work	Inclined gallery workings / $\pm 8^0$ /

4.2.3. Heading Drivage Organization and Results Obtained

The work in stone headings is basically performed in 3 shifts, rarely in 4 shifts, applied at a limited effective time of work in the face (at a considerable distance from the man-riding shaft or at higher temperatures).
The teams consist of 4 - 7 men depending on the method applied. The effective shift index for stone gallery workings exceeds 2.9. The average daily advance rates obtained are 2.3 - 2.5 m/day while the monthly rates are contained within 60 m/month. When driving coal-and-stone headings daily rates of 5.3 - 5.5 m/day are obtained and the monthly rates range to approx. 135 m.

4.3. Drivage of Stone Coal Galleries with Shearer Methods

4.3.1. Equipment Used

As already mentioned, for coal-and-stone headings arm-type road headers are used.
In recent years their range of application has been greatly extended and they are used in approx. 70^{o} of the whole of gallery workings.
For domestic use there is applied an AM-50 road header manufactured under licence of the Austrian Voest Alpine. Its design is a good one and it fully meets the requirements as far as mechanical working of the rock solid is concerned.

However with the experience gained nowadays some disadvantages of this design may be also observed, such as:

- limited application to the workings with a cross-section within 12 - 17 m^2,
- impossibility of cutting the coal accompanying rocks of the hardness 40 - 60 MPa

4.3.2. The Drivage Mechanization

In principle, one mechanization system is in use, but of two variations. The system is based on use of two scraper conveyors arranged in series behind the shearer.
Depending on the variant of the system, the intermediate conveyor may be set on the floor of the working and it can be either extended in accordance with the face advance or suspended to a travel carrier and shifted in whole with the advance of the face.
Most of supplies are delivered to the face with the use of suspended monorail systems.

4.3.3. Drainage Work Organization and Results Obtained

When driving mine workings with application of shearer technology 4-shift work system is used with three working shifts and the 4^{th} one devoted to the maintenance of the equipment, including routine repairs and the extension of transportation system.
The personnel in each production shift amounts to 5 persons.

When the shearer system is used, the average daily advance rates reach 8 - 9 m while the monthly rates reach 200 - 230 m.

In favourable conditions and in case of urgent need the rates obtained in Poland reach 30 m/day and 800 - 900 m/month.

5. CONCLUSIONS

As a summary to this paper the following conclusions may be drawn:

1. In the Polish Coal Industry the opening and development works are much diversified and they are carried out to a wide scale.
   The mining work is often conducted in adverse geological and mining conditions with a high degree of various natural hazards.

   The amount of equipment in operation is considerably high and, though their designs do not represent the top modern level they are utilized to the utmost. However, recently there has been noted a systematic development of mechanization and a trend to mechanize all the operations related to shaft sinking or heading drivage.

2. The mine development works are based on conventional methods. In applying those methods use is made of the vast experience so far gained in sinking of more then 240 km of vertical mine workings and 8000 km of gallery workings.

The use of full face drilling methods in shaft sinking and full-section cutting road headers in gallery drivage is not predictable as yet. This results mainly from the fact that there occur frequent and varying quite serious problems of mining, geological and hydrological nature, and that the costs related to the application of that technology are very high.

3. The engineering staff and workmen of the mining of the mine development set-up represent an exceptionally high level of skill and experience and they can undertake the execution of any most complex and serious tasks related to the drivage, reconstruction, extension, furnishing, even the maintenance of underground workings necessary for mines or cities, or else for other industries and specialistic firms.

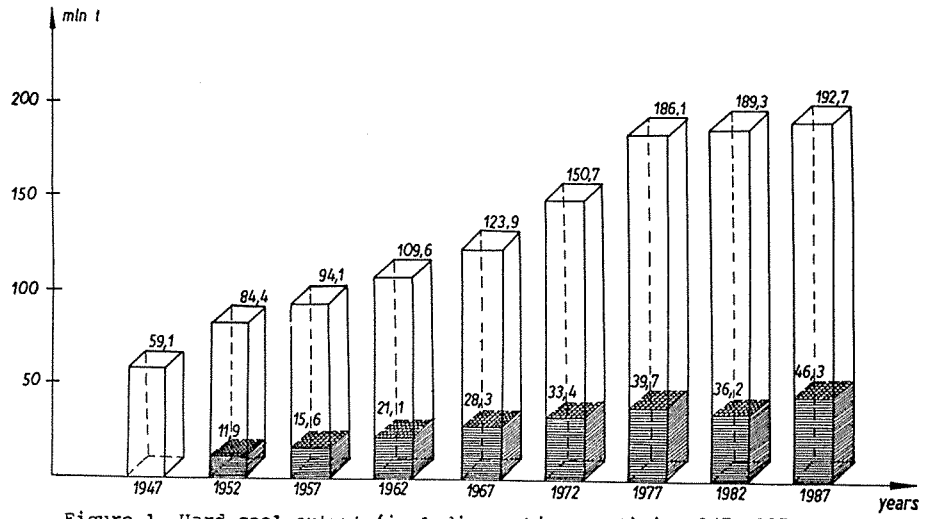
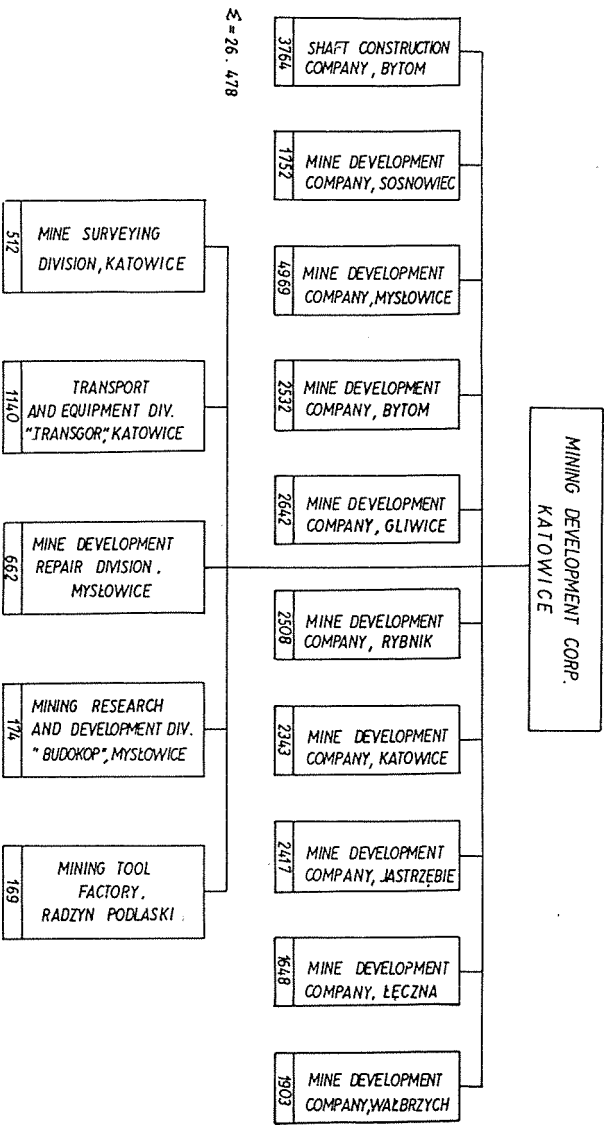


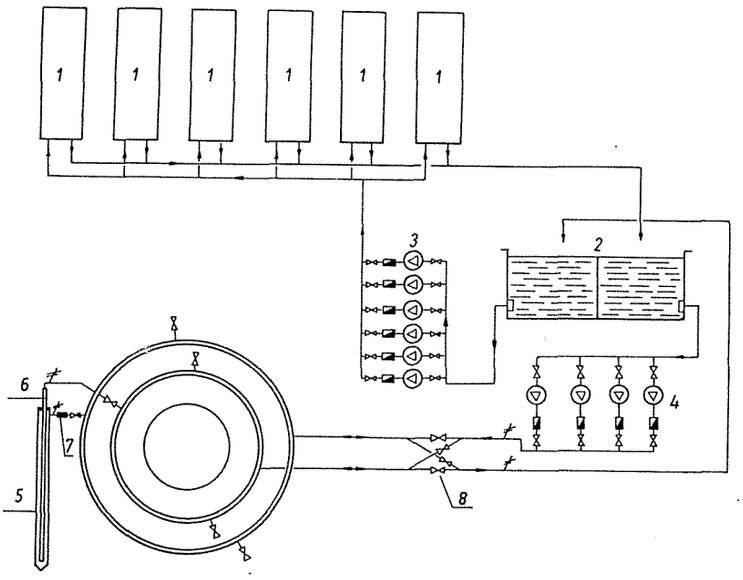
Figure 1. Hard cool output (including coking cool) in 1947-1987

Fig. 1

$\Sigma = 2.657$

Figure 2. Organi zation chart of Mining Development Corporation Katowice

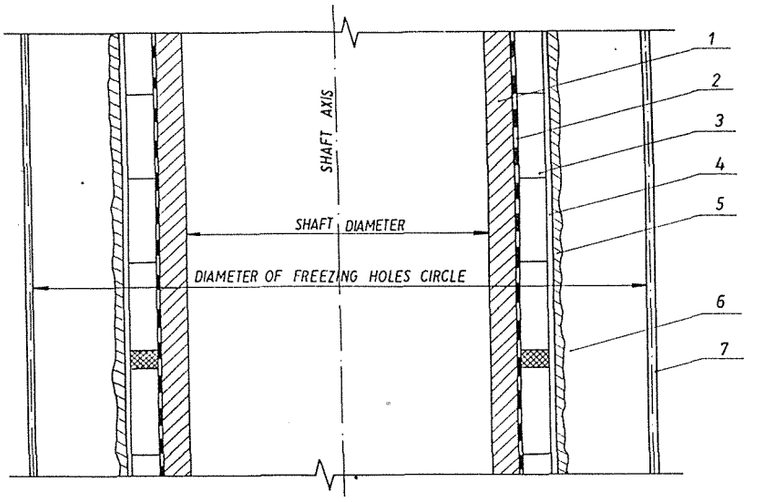




1. 8W 220/2 FREEZING SET
2. BRINE SURGE TANK
3. BRINE COOLING SYSTEM PUMPS
4. BRINE FREEZING SYSTEM PUMPS
5. FREEZING PIPES
6. PE ø 75 × 5,2 DOWN - CAST PIPES
7. INDUCTION - TYPE FLOW METER
8. SYSTEM OF VALVES FOR ALTERING THE DIRECTION OF FLOW OF THE FREEZING SOLUTION

Freezing holes circle system

Figure 3. Simplified Diagram of Starta Freezing System *Fig.3*



1. *Permanent concrete lining made with the use of sliding formwork*
2. *Hydro - isolation of plastics foil*
3. *Preliminary lining made from prefabricated elements*
4. *Tension member for suspending preliminary lining*
5. *Concrete filler layer*
6. *Technological link lined with brick or concrete lagging*
7. *Freezing holes*

Figure 4. Cross-Section of a lenght of shaft sunk with strata Freezing method

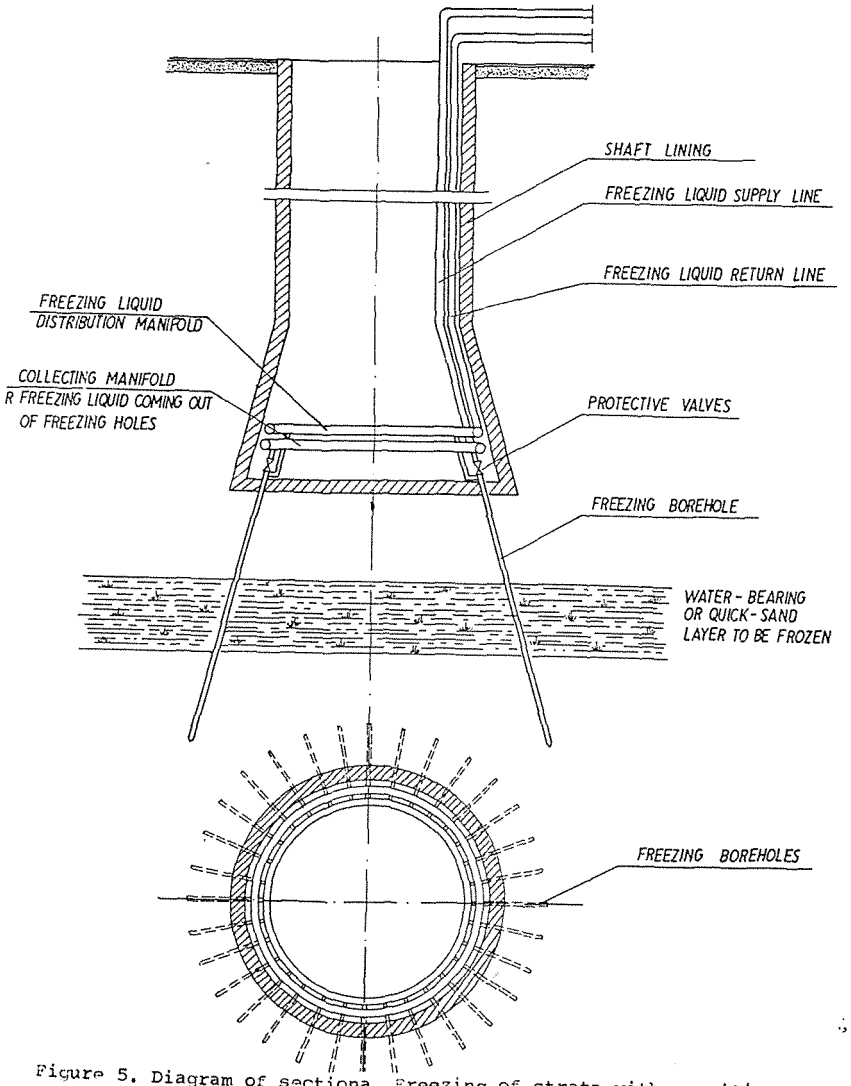


Figure 5. Diagram of sectiona Freezing of strata with appli-
cotion of boreholes drill·d fr·m shaft foot.

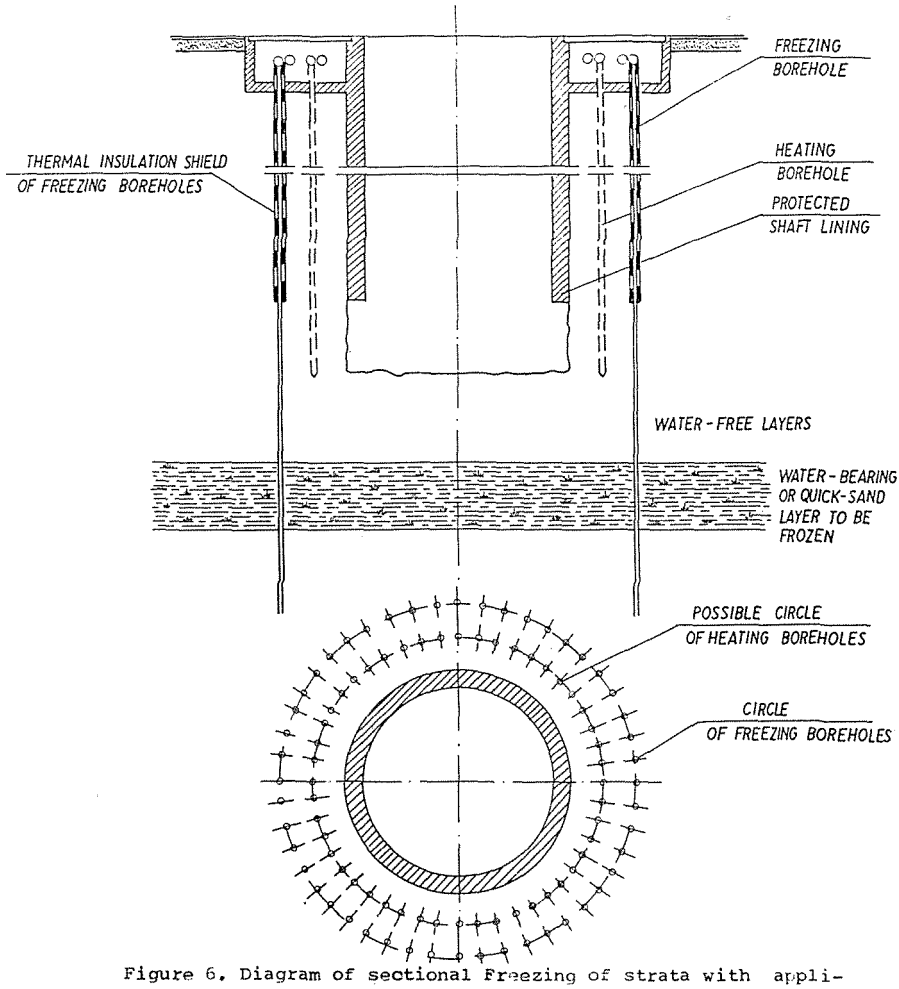
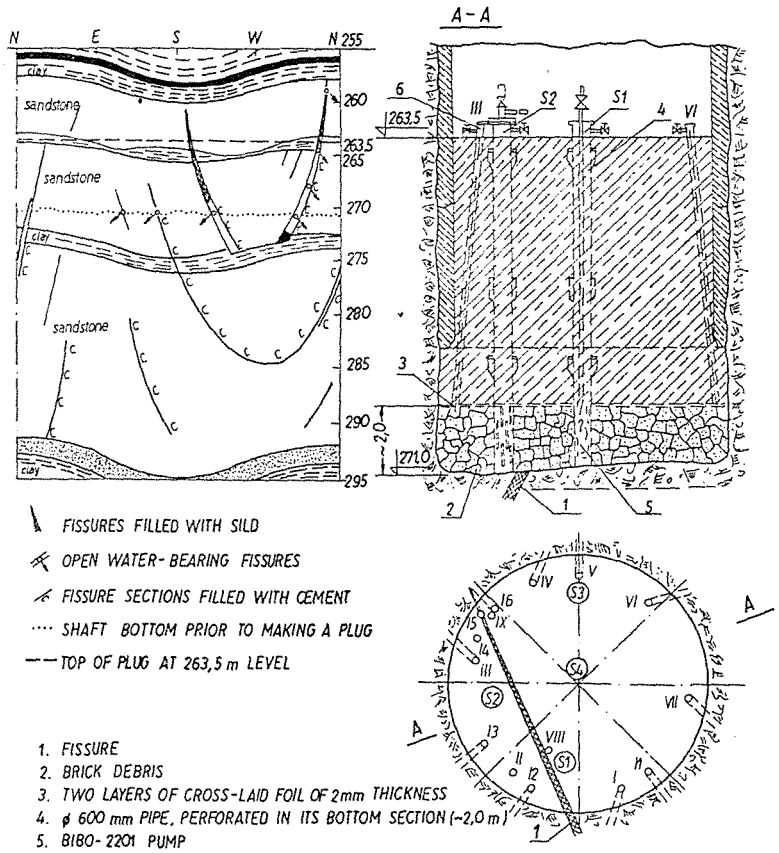


Figure 6. Diagram of sectional Freezing of strata with application of boreholes drilled from the surface



Fugure 7a. Developed view of culindrical surfase of the 225-295 m section of shaft II of Bulryk colliery

Arrangement of injection and control-injection boreholes in the cementation plug and the run of the main water-bearing fissure.

Figure 7b. Cross-section of cementation plug at the bottom of shaft of Budryk colliery.

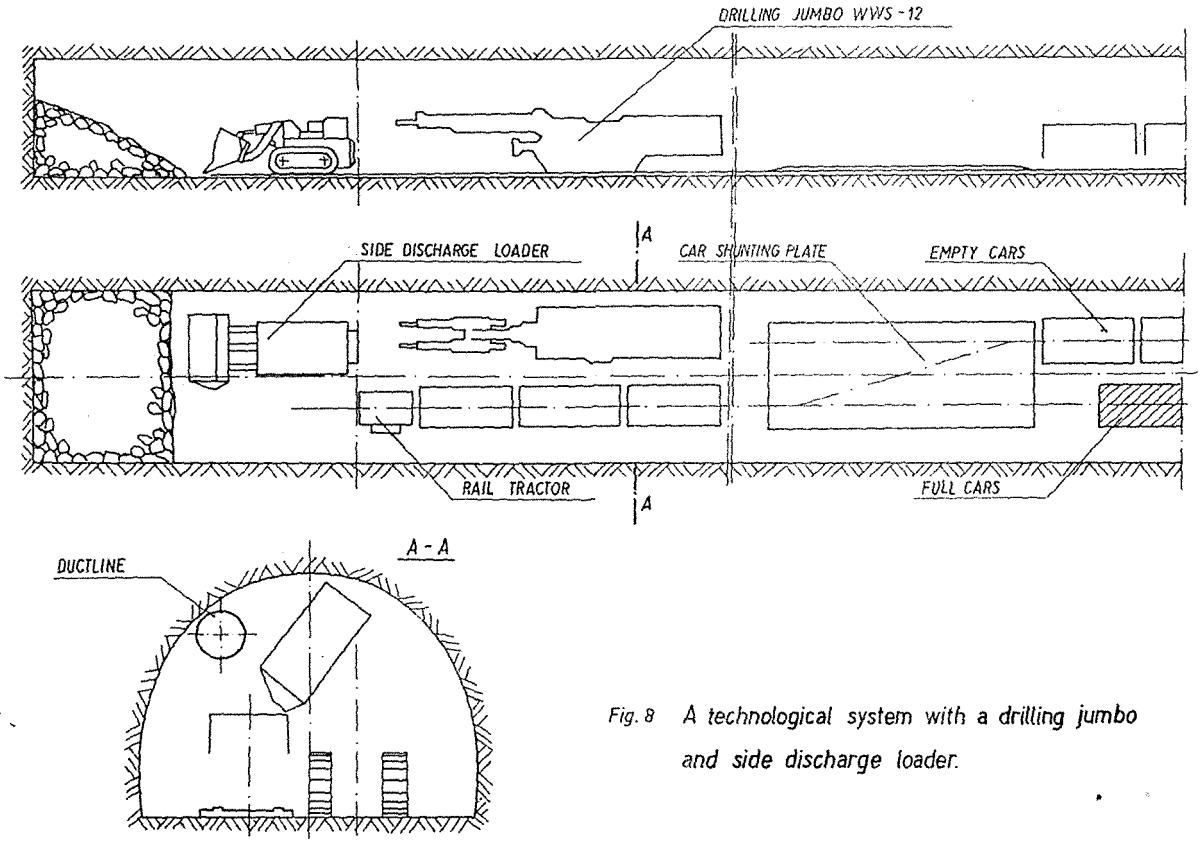


Fig. 8 *A technological system with a drilling jumbo and side discharge loader.*

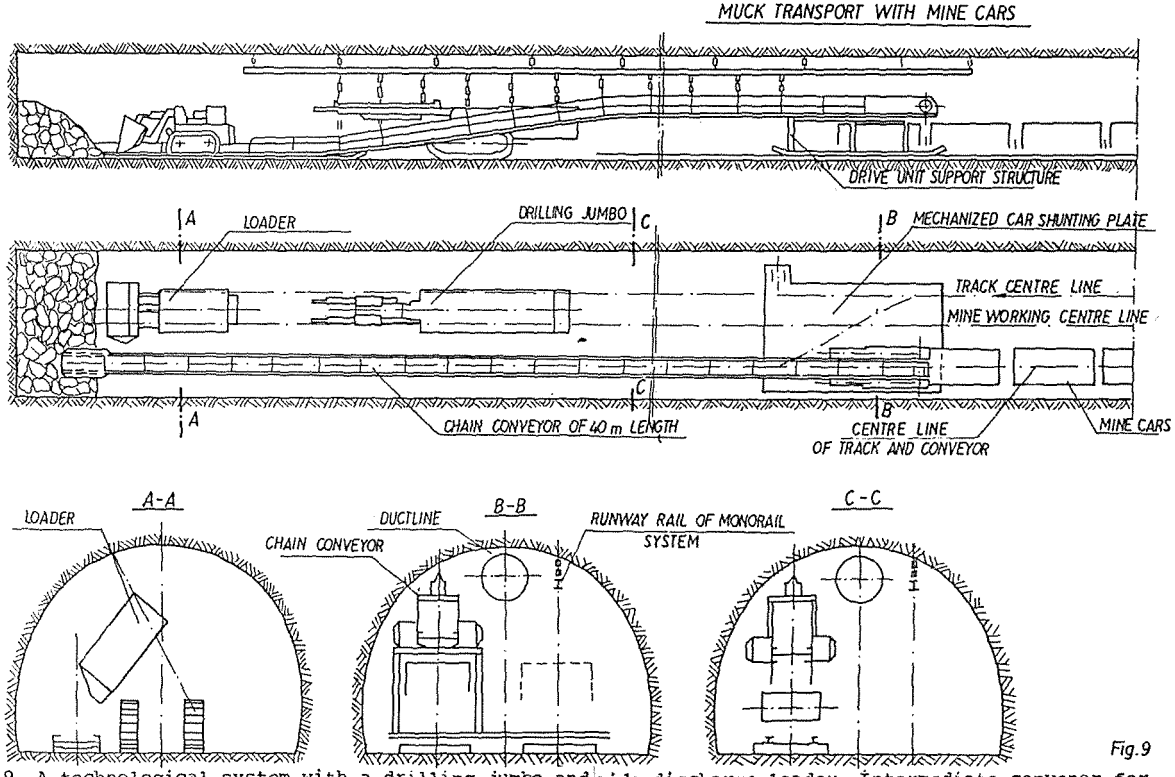


Fig.9

Fugure 9. A technological system with a drilling jumbo and side discharge loader. Intermediate convenor for muck transporttation.

MAINTENANCE MANAGEMENT BY THE APPLICATION OF MACHINE HEALTH MONITORING WITHIN THE U.K. MINING INDUSTRY

İNGİLİZ MADENCİLİK ENDÜSTRİSİNDE MAKİNA SAĞLIĞI KONTROLLARINI UYGULAYARAK MAKİNA BAKIMI YÖNETİMİ

Michael John RICHARDS(*)
Bilhan ELMACI(*)

ÖZET

Bu bildiri, İngiliz madencilik endüstrisinde makina sağlığı kontrollarını esas alarak makina bakımı yönetiminin ana hatlarını açıklamaktadır. Bu genel başlık altında ocaklardaki mühendislik organizasyonu, makina sağlığı kontrollarının ana amaçları, ocaklarda ve bölgesel laboratuvarlarda kullanılan başlıca kontrol teknikleri sunulmuştur. Bu bildirinin yazarlarınca laser ışınlarının parçacıklardan saparak dağılması prensibine dayanarak geliştirilen, dişli kutusu elementlerinden aşınmış ferritik parçacıkların boyut dağılımı analizi, Nottingham Bölgesi Thoresby Ocağı'da gerçekleştirilen bir örnek çalışma ile sunulmuştur.

ABSTRACT

This paper outlines maintenance management by means of machine health monitoring within the U.K. mining industry. Under this general concept the technical management organisation of a colliery, objectives of the machine health monitoring and routine condition monitoring techniques used at collieries and Regional Laboratories are presented. A machine health monitoring technique called particle size distribution of ferrous wear debris by means of laser beam diffraction which has been developed by authors is explained together with a case study from the Thoresby Colliery of British Coal Nottinghamshire Area, U.K.

(*) B.Sc., Ph.D., C. Eng., M.I.Min.E., Lecturer;

(**) B.Sc., (Mech. Eng.), The University of Nottingham, Dept. of Mining Eng., University Park, Nottingham, NG7 2RD, England.

1. INTRODUCTION

Since the 1970's Headquarters Technical Department of British Coal (HQTD, formerly known as MRDE) have developed machine health monitoring systems for mining. These systems have now been applied to every colliery of British Coal (Lester and Brooks, 1987). Improved face performance and technical management have resulted. The application of machine health monitoring together with microprocessing packages widespread at colliery level play a major role in this. Consequently, there has been a decrease in the number of faces and manpower while maintaining production levels.

2. ORGANISATION OF MAINTENANCE MANAGEMENT

2.1. Objectives of Machine Health Monitoring

During the 1950's it was believed that the best way of maintenance to meet requirements of production was to establish planned preventative maintenance. Many years of experience has shown that this type of maintenance does not fully provide all the requirements of underground mining. Thus, in the early 1970's HQTD concentrated on the development of machine health monitoring procedure. The objectives of machine health monitoring based maintenance are as follows (Lester and Tregelles, 1984; Jarvis, 1986):

1. To eliminate planned preventative maintenance.

2. To reduce the risk of unexpected component failures resulting breakdowns which lead to losses of production and revenue together with forming a safety hazard.

3. To provide sensory indication that components are functioning within their rated capacity and provide a suitable warning if these predetermined standard conditions and indices are exceeded.

4. To use technical and operational staff more efficiently by being able to maintain directly, and not by breakdown, and by extending the skill of the craftsman to a higher technical level.

5. To improve the reliability and cost effectiveness of existing machinery and to provide useful information for future developments and new designs.

6. To reduce maintenance costs (material and labour), downtimes and reduce the heavy loads on workshops causing delays in repair by avoiding catasrophic failures.

7. To meet the requirements of advances in technology and growing face mechanisation together with more complexity and power in coalface machinery.

2.2. Technical Management Structure of a Colliery

The technical management structure of a colliery may be divided into two tiers according to the operational style. The first (top) team consists of the Colliery Manager, Deputy Manager, Unit Mechanical and Electrical Engineers. The second (running) team covers the Deputy Manager, Deputy Mechanical and Electrical Engineers, Shift Charge Engineers (Mechanical and Electrical) and Colliery Overman (Schofield, 1987). One of the Deputy Engineers is appointed and given full responsibility for operating the machine health monitoring activity, and he normally leads the running team.

The running team meets daily to discuss the previous 24 hours operations to determine causes, and to devise the best solutions and recommendations to implement the solutions for existing problems. The philosophy of these meetings is taking immediate corrective action through machine health monitoring against technical problems in co-operation rather than individually.

The top team meets weekly to examine delays occured in the previous week in an executive approach. The role of this team is the supervison of the running team to improve performance and reduce delays. The discussions also include costing, training, production, records and reporting procedures together with the factors relating to improvements of performance of faces. This new structure of team management resulted improvements in the performance of monitoring and extracting real solutions to problems releated to both the short and the longer term of machine effectiveness and reliability.

3. MACHINE HEALTH MONITORING PROCEDURE

In order to take full advantage of machine health monitoring, since 1981 a systematic monitoring procedure has been developed by HQTD. In this procedure there are four steps to be followed (Grason and Lester, 1985):

1. Planning and design.
2. Commissioning.
3. Routine condition monitoring.
4. Mechanical fault diagnosis and final inspections at National Workshops.

4. ROUTINE CONDITION MONITORING TECHNIQUES

Routine condition monitoring was initially based on commissioning techniques which adapted and in some cases simplified these techniques, so that regular measurements on coalface machinery could be carried out. The measurements are manually recorded, but subsequent storage, data retrieval and analysis are carried out through the colliery information system package developed by HQTD. The package covering various subsystems provides extensive analysis and data processing of the delays, breakdowns, routine maintenance, machinery repair and replacement (Jarvis and Lewis, 1984).

The application of routine condition monitoring covers a wide range of instrumentation and techniques. Main systems which have been developed and evaluated by HQTD are presented in Figure 1. Routine condition monitoring procedure at British Coal may be divided into the following three main categories (Richards and Elmaci, 1988):

1. Performance monitoring:
    a. Armoured face conveyors,
    b. Power loaders,
    c. Powered support systems,
    d. Roadway drivage machines.
2. Vibration and shock pulse monitoring.
3. Lubricating oil analysis and debris testing.

Figure 1: Routine condition monitoring equipment (by courtesy of E. E. JARVIS).

5. THE USE OF DEBRIS TESTING

Out of all the machine health monitoring techniques the debris tester has proved to be the most suitable system to be used at colliery level for the monitoring of the lubricated coal winning machinery. The main reasons it has been accepted so quickly may be listed as follows:

1. As described in authors previous paper (Richards and Elmaci, 1988), the instrument is easy to operate with the minimum of training and cheap to purchase. At present, a colliery craftsman can process over 50 lubricating oil samples from various machines a day.

2. The majority of the components in British Coal transmissions are made from ferrous material and almost all the wear debris particles are magnetic (Price and Yardley, 1984). Thus, almost all the particles are within the response of the debris tester to measure the ferritic debris worn out from gear transmissions.

3. The procedure of debris testing (Richards and Elmaci, 1988) ensures that there is oil in the gearbox and it is of a consistency where by it will flow and lubricate the components as intended.

4. The visual examination of the sample indicated the degree of contamination of the oil and the presence of water. Previously, it was impossible to control oil cleanliness and the presence of water sufficiently as the gearboxes were splash lubricated without filtration. Thus, contaminants and water were getting easily through seals and remaining in until the next scheduled oil change. Although, the oil consumption has increased with debris testing it was provided to check oil level and cleanliness during sampling and testing period.

5. A survey at Hem Heath Colliery has shown that savings achieved by planned plant replacements by the use of debris tester were as follows (Lester and Brooks, 1987):

a. Anderson Strathclyde 500 hp. shearer power pack;

approximate tonnage lost (tonnes)	3 000
manpower cost for planned change	£ 2 655
lost revenue for breakdown	£ 130 000
**total saving ..... **	**£ 127 345**

b. Anderson Strathclyde 500 hp. shearer gearhead;

approximate tonnage lost (tonnes)	3 500
manpower cost for planned change	£ 4 365
lost revenue for breakdown	£ 140 000
**total saving ..... **	**£ 137 655**

It should be pointed out that an average debris testing system only costs 3700 pounds to purchase and typically for 120 samples per week it would cost approximately 1000 pounds to run per 48 week year period (1988 prices).

6. At current levels of coal face performance, when machines are on duty, every minute a machine is broken down, will result in losses in proceeds of up to 800 pounds a minute (Goddard, 1988). This was mostly avoided and in 1987/8 up to 70% of major maintenance, involving machine section changes, were predicted by using routine condition monitoring procedure with associated maintenance implemented outside production periods (Coal News, 1988).

At present, debris testing itself together with an optical microscope and the wear particle atlas, prepared by HQTD for investigation of samples giving high readings, provide required monitoring information for the management to run lubricated machinery efficiently. The samples which are given high readings and containing high amount of large debris are normally sent to Regional Laboratories for further analysis. The laboratories are equipped with more complex analysis systems including x-ray scanning microscopy, atomic spectrometry, semi automatic image analysis and ferrography.

6. PARTICLE SIZE DISTRIBUTION BY MEANS OF LASER BEAM DIFFRACTION

Despite all the improvements, in 1986/7, 40% of the total maintenance costs were attributed to the repair and overhaul of major coal winning machinery (Goddard, 1988). At present, developments are associated with the automation of data collection and processing, machine performance and reliability control, delay analysis, on-line lubricating oil and wear debris monitoring to improve routine condition monitoring procedure at colliery level.

The purpose of this research was to establish a monitoring technique at colliery level to determine wear debris particle size distribution to be used in conjunction with the debris tester, in order to present the severity of wear in gear transmissions more accurately. The technique involves the Malvern 3600 Particle Sizer which uses the principle of Fraunhofer Diffraction from the particles. The diffraction pattern is formed when particles are illuminated by a parallel beam of monochromatic, coherent light to determine the particle size distribution. The analysis of the principle of the process may be found in standard texts on optics.

7. CASE STUDY

7.1. Experimental Procedure

The examination of used lubricating oils from the right hand of two 270 hp. Anderson Strathclyde double ended ranging drum shearers was undertaken which are in use in the Thoresby Colliery of British Coal Nottinghamshire Area. The monitoring technique consists of following five steps;

1. sampling (once a week),
2. filtration,
3. debris reading,
4. collection of ferrous particles from the oil sample,
5. particle size distribution by the Malvern 3600 Particle Sizer.

The details of this procedure has been outlined in a previous paper by the authors (Richards and Elmaci, 1988).

7.2. Presentation and Interpretation of the Results

In this paper the particle size distribution results are presented by the cumulative weight of particles under a defined size of fifteen size bands. From these results the percentages of 25, 50 and 75 were selected to show the wear debris growth against machine running time. The gear head was monitored from the date of installation to the final inspection at the Bestwood National Workshop, in order to determine the deterioration due to wear. The results were interpretted

according to the following chart (HQTD, 1984):

1. Sudden increases in weekly debris readings are most often caused by coal contamination producing fine abrasive wear debris, less than 5 mic.. This may also be noticed by visual analysis of the sample. Under these circumstances, the oil should be changed. If the readings fall, the increase was most probably caused by abrasive contamination. On the other hand, if the readings fall slightly, remain or increase, the problem may be contamination caused by seal failure. This will be confirmed if no particles are larger than 25 mic..

2. It is known that the larger the wear debris, the greater deterioration and the worse severity of the wear. HQTD has defined following four size ranges for wear debris particles:

Fine : less than 5 mic. (normal rubbing wear and abrasive wear by contamination with coal dust).

Small : less than 25 mic. (general wear and effcient operation).

Medium: 25 to 60 mic. (fatigue pitting or severe sliding wear that may be a warning of an unacceptable deterioration that may lead to failure).

Large : Over 60 mic. (severe wear and fatigue, which may indicate substantial damage occuring in the section).

In Figure 2 debris readings and particle sizes as percentages of 25, 50 and 75 are plotted against running time of a gear head. The oil changes (maximum 8 gal.) and top ups are shown at the top of the figure to interpret the results clearly. The intervals between samples are not consistent due to holidays.

From the date of installation the majority of wear debris was around 20 mic. as the components bedded in. There was no increase in debris readings which showed the sign of normal wear. In general, during the normal running phase of a machine's life relatively large particles and steel flakes up to 360 mic. in size may be found (Bedford, 1986). Through the monitoring period only the following actions were required to keep the production without any break:

Week 1-5: As the running temperature was high and causing loss of oil, increasing the chance of component deterioration, the oil was changed 3 times in week 1 and once in week 4. During this period in weeks 2, 3 and 5, particles varied up to 261.6 mic. (running in period). However, the debris reading did not increase and the majority of particles were smaller than 25 mic..

Week 15-19: During this period the majority of wear debris was larger than acceptable level of 25 mic.. However, after topping up from week 18 the trend turned down and debris readings were low (0.5). In week 19 the majority of particles smaller than 25 mic..

Week 21: The debris reading increased suddenly from 0.5 to 2.3, but the majority of particles were smaller than 6.4 mic. and the sample was contaminated by coal dust. After an oil change the debris reading falled to 0.8.

Week 26: From this week debris readings increased steadily despite an oil change. The majority of particles were around 3.5-6.5 mic. which was a sign of possible grinding and three-body abrasion. Furthermore, the samples were badly contaminated by coal dust which continued until the head was removed.

Week 33: Although, it was not urgent to remove the head and the troubles could have been avoided by changing the oil, the management took the decision to remove it, in order to inspect the actual condition of the components, and to refurbish the head by minor repairs before its condition got worse.

7.3. Inspection Results

Following results were observed from the inspection:

1. Casting, covers, pipes and joints were corroded. All other external sections found to be normal without any damage.
2. Normal wear found on all seals except the oil seal of bevel gear shaft assembly. This seal was damaged through heat.
3. Retaining pins for bevel gear bearing were damaged.
4. Teeth were worn on the rack on the selector mechanism.
5. Cluster gear was heat affected and chipped on one tooth.

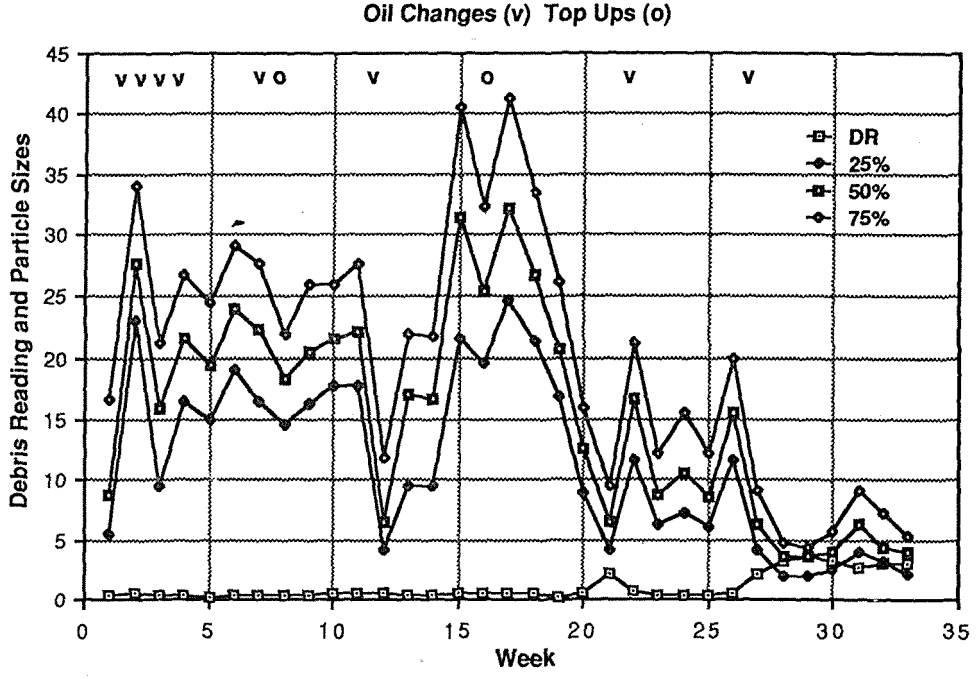


Figure 2: Debris readings and particle sizes as (25, 50, 75)% against the running time of a gear head of a A.S. double ended drum shearer.

6. Motor gear and pinion were both heat affected and worn. Colour changes due to heat and pitting were observed.

As seen from the above results the condition of the section was still at an acceptable level to be run. However, the motor gear would have caused trouble due to heat effects and the bevel gear bearing would have failed. It should be mentioned that gearboxes returned before failure have been found to be cleaner, easier to dismantle and possibly cheaper to repair than units that were returned due to failure (Bedford, 1986), and also avoids unexpected breakdowns.

8. CONCLUSIONS

British Coal has applied considerable effort to the improvement of maintenance management and development of an advanced machine health monitoring system, involving various techniques on-line and at laboratory level since early 1980's. The productivity has increased considerably since initial trials despite the decrease in the number of collieries and manpower. There has been a noticable decrease of maintenance costs since the introduction of the machine health monitoring procedure and technical management in a team form rather than individuals.

The new structure of team management resulted in improvements both in the short and the longer term of machine effectiveness and reliability. In the short term, during coal producing shifts, delays and unexpected breakdowns decreased. In the long term due to controls economic life of machinery increased. Despite all the improvements the reliability is still a great concern and British Coal continues to seek better design standarts and reliability for coalface machinery to ensure to keep high productivity at the lowest cost.

ACKNOWLEDGEMENTS

The authors would like to thank Prof. T. Atkinson for his encouragement, Mr. L. Crellin Chief Engineer for the Nottinghamshire Area of British Coal for permission to supply the samples and all the information and Mr. E. E. Jarvis Senior Mechanical Engineer of the Maintenance Department of HQTD for his advices. Thanks are also due

to all the personnel of Thoresby Colliery for their helpfulness and kind co-operation.

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

REFERENCES

BEDFORD, S. A., 1986; "Wear Debris Analysis", B.Sc. Thesis, Dept. of Mining Engineering, University of Nottingham, March, 128-130.

COAL NEWS NOTTINGHAMSHIRE, 1988; "Keeping Machines Alive and Well", No 323, July, 16p.

COOPER, G. and ALEXANDER, W. J., 1987; "Engineering in the Mining Industry", Mining Technology, Vol. 69, No 803, pp. 261-265.

GODDARD, B., 1988; "Machine Reliability: The Key to Success", Colliery Guardian, Vol. 236, No 8, 274-276.

HQTD, 1984; "Wear Particle Atlas", British Coal, 14p.

JARVIS, E. E., 1986; "Improving Maintenance by Routine Condition Monitoring", Colliery Guardian, Vol. 234, No 8, pp. 382-388.

JARVIS, E. E. and LEWIS, D. C., 1984; "Routine Condition Monitoring", Mining Engineer, Vol. 144, No 275, pp. 111-118.

LESTER, M. F. and BROOKS, A., 1987; "Debris Testing Progress and Further Developments", Proc. of an Int. Conference on Condition Monitoring, Edit. M. H. Jones, Swansea, pp. 372-390.

LESTER, M. F. and TREGELLES, P. G., 1984; "Machine Condition Monitoring: The Way Ahead", Mining Technology, Vol. 66, No 769, pp. 359-369.

RICHARDS, M. J. and ELMACI, B., 1988; "Wear Debris Particle Size Distribution in Mining Machine Health Monitoring", Proc. of the Sixth Coal Congress of Turkey, May 23-27, Zonguldak, pp. 43-55.

SCHOFIELD, I. H., 1987; "The Introduction of Routine Condition Monitoring to the North Yorkshire Area of British Coal", Mining Technology, Vol. 69, No 803, pp. 267-277.

SOVYETLER BİRLİĞİ'NDE İNCE VE DİK DAMARLI KÖMÜR YATAKLARINDA ÜRETİMİN MEKANİZASYONU

MECHANIZATION OF PRODUCTION IN THIN AND STEEP DIPPING COAL SEAMS IN SOVIET UNION

V.İ. VASİLİEV(*)
N.A. NİKOLAENKO(**)

ÖZET

Bu tebliğde, Sovyetler Birliğinde ince ve dik damarlı kömür yataklarında üretimde uygulanan mekanizasyon hakkında kısa bir tanıtıcı bilgi verilmiştir.

ABSTRACT

In this paper, a brief knowledge about application of mechanization on production in thin and steep dipping coal seams in Soviet Union, has been submitted.

(*) Müdür Yard.Dongiprouglemaş Kömür Makinaları Araştırma Enstitüsü, DONETSK, S.S.C.B.

(**) Baş Mühendis, Donugi Kömür Araştırma Enstitüsü Laboratuarları, GORLOVKA, S.S.C.B

Yeraltı kömür madenciliğinde kazanılan deneyimler dik damarlardaki üretimin mekanizasyonunda birçok zorlukların bulunduğunu göstermektedir. Sovyetler Birliğinde, ince ve dik damarlı kömür yataklarında üretimin ençok yapıldığı saha Ukrayna-Donbass havzasının merkez bölgesidir. 1,2 m kalınlığa kadarki jeolojik kömür rezervinin % 85'i bu bölgede bulunmaktadır. Bu rezervler büyük ölçüde jeolojik yapıda bozulmalara ve tektonizmaya uğramış olup yüksek oranda gaz ihtiva etmekte ve her zaman ani degaj tehlikesi bulunmaktadır. Bu damarların % 50'sinden fazlasının yan kayaçları gevşek ve dayanıksızdır. Damar kalınlıkları sık değişiklik göstermektedir. İşletme derinlikleri 1000 m'ye kadar inmektedir. Üretimin devam ettiği ayakların % 70'inden fazlasında jeolojik yapıda bozukluklar olduğu, % 60'ından fazlasında kömürün gevşek ve arından boşalma (degaj) tehlikesi olduğu ve % 58'nde ise yan kayaçların çok gevşek olduğu belirtilirse bu yataklar hakkında bir fikir edinilir.

Donbass havzasında derinlere inildikçe zorlaşan işletme şartları daha etkili mekanik sistemlerin ve gelişmiş teknolojinin oluşturulmasını ve üretimde kullanılmasını gerektirmiştir. Sovyetler Birliğinde kömür konusunda çalışan bilim adamları ve proje mühendisleri çok zor işletme koşullarında üretim tekniğinin geliştirilmesi konusunda oldukça önemli deneyimlere sahiptir. Yer altında kullanılan makina ve komplekslerin geliştirilmesinin, ya var olan konstrüksiyonların geliştirilmesine veya yeni teknolojik icatlara dayanan atılımların sonucu olduğu açıktır. Uluslararası gözlem ve deneyimler ortaya koymuştur ki 35°'ye kadar dalımlı yatay damarlardaki kömür üretiminin mekanizasyonu, dik damarlardaki üretim tekniğinden çok daha fazla gelişmiştir. Son yirmi yıl içinde yatay damarlarda kullanılan donanımların geliştirilmesi için yoğun bir çalışma sürdürülmüş ve üretim randımanının arttırılmasında şaşırtıcı sonuçlar alınmıştır. Ancak bu tekniğin bir takım basit değişikliklerle dik damar koşullarına uygulama denemeleri başarıya ulaşamamıştır. Dik damarlardaki işletme şartlarının yatay damarlara göre daha farklı ve zor oluşu bu işletmelerde de yatay kömür damarlarındaki gibi yüksek bir üretim randımanına ulaşabilmek için dik damarlara özgü dona-

nımların geliştirilmesi ve kullanılması gerektiğini ortaya koymuştur. Bu araştırma ve uygulamalar da oldukça fazla harcamalar gerektirdiğinden dik damarlarda mekanizasyon uygulamaları geri kalmıştır. Bu nedenle günümüzde dik damarlarda üretimin oldukça yüksek bir kısmı halâ madenci kazması ile yapılmaktadır.

Genellikle kömürünün kaliteli ve koklaşma değerinin yüksek oluşu ve benzeri sebepler dik damarların işletilmesi talebini ortaya çıkarmaktadır. Bu durumda Donbass havzasındaki dik damarların da işletilmesi gereği geçerliliğini korumaktadır. Ancak işletme şartlarının ağır olması proje mühendislerinin önüne şu karmaşık problemi getirmektedir; çok bozuk, karmaşık ve tehlikeli koşullarda, çok randımanlı ve emniyetli bir çalışma ortamı sağlayan tekniğin geliştirilerek uygulamaya sokulması. Bu sorunun çözümü için "Teknik Atılımlar" prensibine bağlı olarak özel araştırmalarla yeni ve özgün donanımların geliştirilmesi yoluna gidilmiştir. Bu çalışmalar aşağıdaki aşamalar içinde yürütülmüştür:

- Üretim ünitelerinin kurulması,
- Yatay damarlarda çalışan mekanize destekli kompleks donanımın kurulması,
- En alttaki kattan üst katlara, insan gücüne dayanmadan kömürün nakliyesini sağlayan donanımın hazırlanması,
- Ayaklarda elle yapılan alın tahkimatlarında kullanılan donanımın geliştirilmesi.

İnce ve dik damarlarda ilk kullanılan UKP tipi kömür kazıcı makinalar klasik tahkimatların kullanılışındaki teknikten faydalanılarak yapılmıştır; kömür ayak tabanından yukarı doğru arına herhangi bir tahkimat yapılmasına gerek duymadan kazılır, daha sonra tekrar tabana, başlangıç noktasına inilir ve arının tahkimatlandırılması bir kaç noktadan birden yapılır. Bu sistemde kömür kazıcının hareketi için ayrıca özel bir yol veya ray'a ihtiyaç duyulmaz ve kömürün nakli kendiliğinden aşağı akması ile sağlanır. Bu tekniğe dayanarak daha modern kömür kazıcılar geliştirilmiş olup bunlar 0,35 m'den 1,50 m 'ye kadar kalınlıklarda çalışabilen "TEMP" ve "POISK" tipleridir. Bu kazıcılar tavan yolundaki havalandırma bacasına yerleştirilen kablo taşıyıcı ve halatvinç sistemine sahiptirler ve klasik ağaç tahkimatla birlikte olduğu gibi KGU tipi yürüyen mekanize tahmikat içinde de çalışabilirler. Bu kazıcıların çalışabilmeleri için gerekli koşul; yan kayaçların orta

gevşeklik düzeyinden daha az olmamasıdır.

Donbass havzasındaki dik ve ince damarlarda üretimin komple mekanizasyonu sorununun çözümü için yeni bir teknolojik atılım gerekmiş ve bu damarlarda geniş ölçüde, dalıma paralel dilimler halinde düşey üretime geçilerek bu başarılmıştır. Bu teknoloji için özel yeni konstrüksiyonlar geliştirilmiş ve kalkanlı kömür kesme makinalarının ilk örnekleri 70'li yıllarda üretime sokulmuştur. Donbass havzasının dik damarlarında, yatay damarlardaki klasik sistemle çalışan ve arın desteği sadece kömür kesme makinaları ile sağlanan mekanize kompleks donanımlar fazla geniş bir kullanım alanı bulamamıştır. Sadece bazı ayaklarda KGU tipi tahkimat uygunluk göstermiştir ve halen de kullanılmaktadır. Yeraltı koşullarında yürütülen araştırma ve deney sonuçları göstermiştir ki, havzanın karmaşık koşullarında mekanize destekli yatay çalışan üretim donanımlarının kurulup kullanılması, ayaktaki üretim miktarının sınırlı oluşu, tavan kontrolu şekli, ayakların çalışma halinde tutulması, ayak boyunca kömür naklinin sağlanması ve benzeri etkenlere bağlı yeni somut teknolojik değişiklikleri gerektirmektedir. Günümüzde kömür konusunda çalışan bilim adamları ve proje mühendisleri böyle bir donanımın hazırlık çalışmalarını yürütmektedirler. Damarın, yüksekliği boyunca birbirini takip eden genişlemelerde kelebe (baş yukarı) sürülürken uygulanan, basit operasyonlu teknolojinin kullanımına dayanan, kömürün insan gücü kullanmadan alınmasını sağlayan kesici komplekslerin imali konusundaki araştırma çalışmaları dik damarların kendine özgü karmaşık şartlarında düşük güvenilirliği sebebiyle başarıya ulaşamamıştır.

Donbass havzasının merkez bölgeşinde, dik damarlarda üretimde kullanılan mekanize komplekslerin temel aracı olarak günümüzde kalkanlı kömür kesme makinaları kullanılmaktadır. Komple mekanize edilmiş ayaklardan sağlanan üretimin % 90'a yakın kısmı ANŞ ve 2ANŞ kalkanlı yürüyen tahkimatlı kömür kesme makinaları ile sağlanmaktadır. ANŞ tipi kömür kesme kompleksleri, kömür üretiminin komple mekanizasyonunu sağlayan bir yapıya sahip olup dik damarların düşey olarak geniş şeritler halinde işlenmesi sırasında zayıf olan yan kayaçların kontrol altında tutulması ve desteklendirilmesine yardımcı olarak ani gaz ve kömür degajı tehlikesi olan damarlar için öngörülmüştür. Bu yürüyen tahkimatlı kesici komplekslerin kullanım alanları, kalınlığı 0,7 - 2,2 m. arasında, yan kayaçların orta gevşekliğin altına düşmediği, kömürün ise orta sağlamlıkta olduğu dik damarlardır. Bu sistemde tahrik gücü olarak elektrik enerjisi kullanıldığı gibi, istendiği takdirde güç kaynağı olarak basınçlı

hava da kullanılabilmektedir. Her bir kesici kompleks, koruyucu ve takviye edici görev yapan kalkanlı tahkimat üniteleri, kesici ve taşıyıcı eleman olan pulluk-konveyör, hidrolik pompa merkezi ve montaj çalışmalarında kullanılan yardımcı donanımlardan oluşmaktadır. Çalışma panosunun genişliği 40-60 mt. boyu ise 120-130 m.'dir.

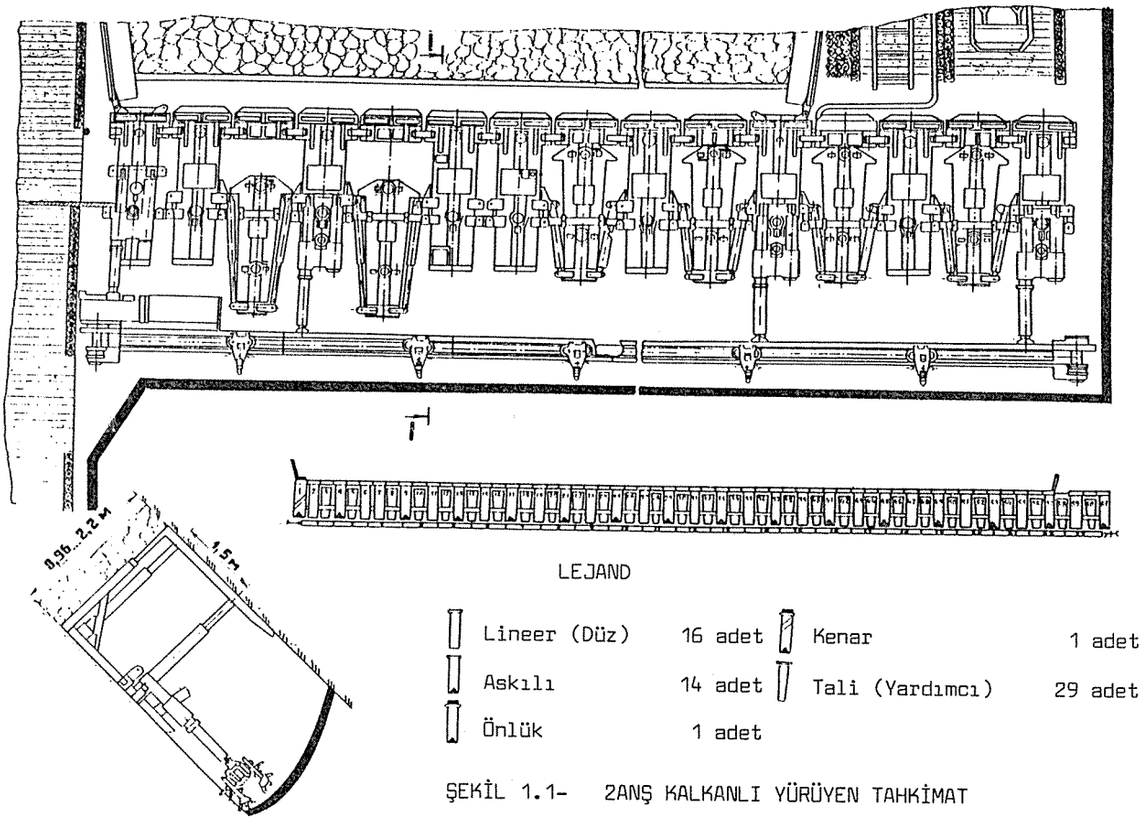
1988 yılında üretim yapılan dik damarların 70'den fazlasında ANŞ tipi kalkanlı yürüyen tahkimatlı kompleks kullanılmıştır. Bu mekanize sistemlerin kullanılması dik damarların verimli olarak işletilmesine ve özellikle degaj tehlikesi olan damarların işlenmesi sırasında gerekli emniyeti sağlayarak rahatça çalışılmasına olanak sağlar, çünkü başka tarzda kazı sistemleri çok daha fazla maliyetlere ve degaj tehkikesine karşı alınan tedbirler dolayısı ile çok daha fazla zaman kayıplarına sebep olmaktadır. Kömür, ayak içinde insan olmadan kazılmakta, kazı ekibi en tehlikesiz koşullarda çalışmaktadır. Bu teknolojinin uygulanması için panonun önceden hazırlanması gerekmemekte olup, bütün hazırlık çalışması tavan yolunda kömür içinde montaj için bir boşluğun hazırlanmasından ibarettir. Genelde bu sistem iki ayrı kesici komplekstен oluşmakta, birisi üretimde iken diğeri demontaj ve montajda bulunmaktadır. Çalışılan pano bitirildiğinde hemen yanındaki diğer kesici kompleks üretime sokulur ve biten panodaki kesici kompleks sökülerek tavan yolunda çalışacağı panoda hazırlanan boşluğa kurulur.

Kalkanlı yürüyen tahkimat kompleksi ile yapılan üretim şüphesiz avan tajlarının yanında bir takım dezavantajlara da sahiptir. Bunlar montaj-demontaj işlemlerinin uzun ve vakit alıcı oluşu ve yan kayaçların orta gevşeklikten daha sağlam olduğu bölgelerdeki uyguluma zorluklarıdır.

ANŞ kömür kesici komplekslerin teknik özellikleri Tablo. 1 'de, genel görünümü ve teknolojik şeması Şekil 1.1 ve 1.2.'de verilmiştir.

TABLO-1 ANŞ KALKANLI KÖMÜR KESİCİ KOMPLEKSLERİN ÖZELLİKLERİ

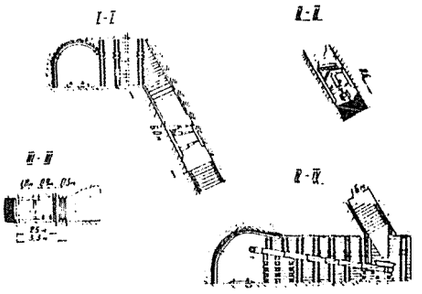
Özelikleri	ANŞ	2ANŞ
Çalışılan Damar Kalınlığı	0,7-1,3 m	1,1-2,2 m
Teorik Üretim Kapasitesi	2,0 ton/dak	2,0 ton/dak
Tavan Direnç Katsayısı	0,7	0,7
Tahkimat Direnci	170 KN/M^2	240 KN/m^2
Motorların Toplam Gücü	125 Kw	125 Kw

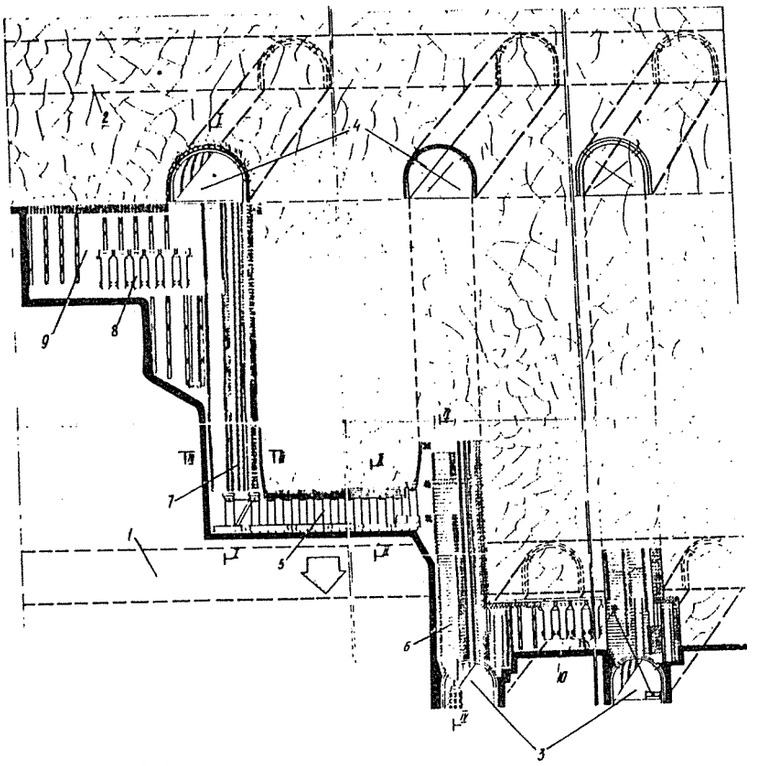


LEJAND

Lineer (Düz)	16 adet	Kenar	1 adet
Askılı	14 adet	Tali (Yardımcı)	29 adet
Önlük	1 adet		

ŞEKİL 1.1- 2ANŞ KALKANLI YÜRÜYEN TAHKİMAT





1,2- Alt ve üst taban lağımları
3,4- Rekuplar
5,8,10- Kalkanlı yürüyen tahkimat çalışma, montaj ve demontaj durumunda
6,7- Çalışılan ve hazırlanan panoların kelebe bağlantılar
9- Montaj sahası

ŞEKİL 1.2- 2ANŞ KALKANLI YÜRÜYEN TAHKİMAT ÜNİTESİ İÇİN YER HAZIRLANMASI

Donbass havzasında ve Sovyetler Birliğinin diğer havzalarındaki kömür ocaklarındaki jeolojik koşulların karmaşıklığı ve işletme zorlukları ince damarlarda her zaman komple mekanizasyonun uygulanmasına olanak vermemektedir. Ayakların bir çoğunda büyük emek sarfı gerektiren ve maliyeti yüksek olan ağaç tahkimat kullanılmaktadır. Buna bir çözüm olarak Donbass havzasındaki bilim adamları ince damarlarda üretim esnasında özel tahkimat olarak hava yastıklarını önermişlerdir. Bu hava yastıkları (şişirme domuzdamları) ağaç tahkimata göre pek çok üstün özelliğe sahiptirler:

- Başlangıçtaki yüksek yan basıncı düzenler ve önlerler, bu ise yan kayaçların kapanma (konverjans) özelliklerini azaltır, ağaç tahkimatlara yardımcı olur ve onların durağanlılığını arttırır.
- Geniş temas yüzeyi sayesinde yan kayaçlardan gelen baskıyı dengeli karşılar ve onların gevşeyip parçalanmasını önler.
- Güvenilir ve sınırlayıcı bir tahkimattır ve düşen yan kayaç ve kömür parçalarının darbelerinden etkilenip parçalanmaz.
- Kıymetli bir orman ürünü olan ağaç ve emekten % 20'ye varan ekonomi sağlar.
- Baskılı alanlardaki çalışmalarda güvenliği arttırır.

Hava yastıklarının çalışma prensibi lastikli kord bezinden yapılmış akordiyon şeklindeki bir gövdenin hava ile şişirilip yan kayaçlarla temasının sağlanması şeklindedir. Yan kayaçların baskısı ve yakınlaşması ile hacmi küçülen hava yastığının içindeki havanın basıncının artması ile dayanımı artmakta ve temas yüzeyi genişlemektedir.

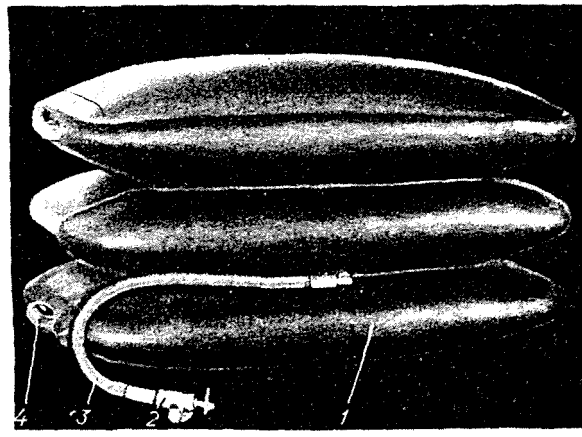
6PM2, 6PM3 ve 6PM4 tipi hava yastıklarının görünüşü Şekil-2'de boyutları ve sınır basınç (patlama) değerleri Tablo-2'de verilmiştir.

TABLO-2 HAVA YASTIKLARININ ÖZELLİKLERİ

Yastık Tipi	6PM2	6PM3	6PM4
Damar Kalınlığı		Sınır Basınç Değerleri	
0,4 m.	24 Kg/cm^2	36 Kg/cm^2	36 Kg/cm^2
0,6 m.	16 Kg/cm^2	24 Kg/cm^2	24 Kg/cm^2
0,8 m.	12 Kg/cm^2	18 Kg/cm^2	18 Kg/cm^2
1,0 m.	.....	15 Kg/cm^2	15 Kg/cm^2

Teknik Özellikler

Kullanılabileceği Damar Kalınlığı	0,4-0,7 m.	0,6-1,0 m.	0,8-1,2 m.
Çalışma Basıncı	3-5 Kg/cm^2	3-5 Kg/cm^2	3-5 Kg/cm^2
Şişirme Süresi	40 Sn	55 Sn	80 Sn
Boşaltma Süresi (Tavanla temasın kesilmesi)	60 Sn	90 Sn	110 SN
Ağırlığı	50 Kg	70 Kg	90 Kg
Boyutları			
Uzunluk	1,40 m.	1,40 m.	1,40 m.
Genişlik	0,68 m.	0,74 m.	0,85 m.
Yükseklik	0,18 m.	0,30 m.	0,40 m.



ŞEKIL 2-HAVA YASTIĞININ GÖRÜNÜŞÜ
1-Lastik Gövde 2-Ventil
3-Hava Hortumu 4-Taşıma Kulpu

Hava yastıkları 0,4-1,2 m kalınlıktaki damarlarda tavan basınçlarının kontrolunda özel tahkimat olarak öngörülmüştür.Ayağın biçimi, uzunluğu gibi özellikler önemli değildir ve kullanılmasını engellemez. Gaz ve toz tehlikeli bütün kategorilerdeki kömür damarlarının işletilmesinde kulanılabilir. Hazırlık çalışmalarında, havalandırma bacasının ayağa bağlanmasında taşıyıcı ve tutucu tahkimat olarak kullanılabilir.

Hava yastıkları tavanı kontrol altında tutmak için aşağıdaki şekilde kullanılabilirler:

- Kalınlığı 0,4-1,2 m ve dalımı 0^{0}-90^{0} olan damarların yavaş göçertmelerinde.
- Kalınlığı 0,8-1,2 m ve dalımı 35^{0}-90^{0} olan damarlarda rambleli çalışmalarda.
- Kalınlığı 0,4-1,2 m ve dalımı 0^{0}-90^{0} olan damarlarda tam göçertmede: tavan ağaç tahkimat üzerine indirilir ve bu arada hava yastıkları en yakın emniyetli yere çekilip korunur.

Hava yastıkları Donbass havzasında halen ince, az eğimli ve dik damarlarda 40-50 ayakta kullanılmaktadır.

Kömür üretiminde kullanılan donanımlar sürekli olarak geliştirilmektedir. Ayrıca, otomatik sistemle çalışan bazı kalkanlı yürüyen tahkimatlı kombaynlar ile kömür üretim randımanları verilen proğrama uygun olarak gerçekleşmekte, hareket mekanizmasının düzenliliği ve motor gücünün kontrolu sağlanmaktadır. Kömür üretim tekniğinin geliştirilmesi ve montaj alanlarının hazırlanması için elle yapılan çalışmaların ortadan kaldırılmasına olanak sağlayan sistemleri gerçekleştirme çalışmaları yürütülmektedir.

PREDICTION OF ARMOURED FACE CONVEYOR PERFORMANCE FOR INCREASED EFFICIENCY

ZIRHLI AYAK KONVEYÖRLERİNDE VERİM ARTIRMADA PERFORMANS BELİRLENMESİ

Dr.J.P.J. KETELAAR(*)
Dr.R.J. FOWELL(**)

ABSTRACT

The installed power and size of Armoured Face Conveyors are increasing along with the production requirements from longwall coal faces. The usual simple methods of calculation tend to overestimate the amount of power needed to run a conveyor. A computer model has been developed in the University of Newcastle Upon Tyne for the dual purpose of analysing data from existing installations and for predicting the power needed for new applications.

The paper also includes engineering developments that are being used to improve conveyor life and performance.

* (Lecturer, Department of Mining Engineering, University of Newcastle Upon Tyne)

** (Reader, Department of Mining Engineering, University of Newcastle Upon Tyne)

1. INTRODUCTION

In the present difficult economic climate worldwide, great pressure is being placed on the coal mining industry to reduce costs and improve productivity. In U.K. underground coal mines, where most of the coal is mined from longwall faces, the trend is for fewer more productive units. This has resulted in an overall increase in face length. As face length increases, the power needed by the Armoured Face Conveyor (A.F.C.) increases. This is because more chain assembly and coal load has to be moved with an increase in conveyor length. However, the stage loader and shearer power requirements are relatively unaffected by increases in face length.

With the increase in power, larger chain sizes are needed to preserve the factor of safety of the chain assembly, particularly when starting up a fully loaded conveyor. The increase in conveying capacity and power requirements in recent years is clearly demonstrated by the increases in chain sizes in the last ten years. Chain sizes have increased from 18mm to 22mm and 26mm in diameter; some manufacturers are even contemplating designs using 38mm and 42mm diameter chains.

This trend cannot continue indefinitely as it becomes more difficult to handle the heavier components underground. Therefore, recent research has been focused on methods of predicting power and analysing conveyor performance in an effort to make recommendations for improving conveyor performance and efficiency. It is hoped to reduce the power consumption, and to increase the carrying capacity. The data used in this work was obtained from measurements taken on conveyors being tested on surface and underground. Surface testing was carried out at the British Coal test site at Swadlincote and at the Mining Supplies Longwall Ltd. test site in Doncaster. Some of the conveyors tested on surface were later tested underground after they had been installed at a colliery. This enabled the comparison of results from surface and underground testing.

A more systematic engineering approach had to be employed if reductions in installed power or improvements in conveying efficiency were to be made. First a thorough understanding of the mechanical

theory describing the interaction of the component parts of an A.F.C. was developed. Then models could be made of the effect of changes in the parameters governing the power consumption and carrying capacity of A.F.C.s.

Mathematical models and methods for calculating the drive power of A.F.C.s exist. For example, those described by (Bates,(1969), Brook (1971), Linke (1976), Schaefer (1970), and Societe Stephanoise (1979). These methods of calculation have been derived from a similar method used to calculate the power needed to run belt conveyors. Where the total mechanical power needed is the sum of: the power needed to move the empty conveyor, the power needed to move the coal load and the power added or subtracted due to changes in the gradient.

These methods of calculation find values for power that are directly proportional to coal load. This is because the only variable value that changes is coal load; all other variables are assumed to be constants. It was found that these models do not calculate the power required sufficiently accurately when large coal loads (over 800 tonnes/hour) are being conveyed, or when large pre-tensions are applied. The solution to the inaccuracy of these calculations was to use empirically found factors to adjust the value found for installed power. In this way the calculations could predict with acceptable accuracy the power required for new conveyors of similar configuration in similar seam conditions. However, once the seam conditions changed or some operational characteristics were altered the predicted power was an unacceptably incorrect estimate of installed power.

The reason for the inaccuracy of the estimates is that the basic method of calculating power does not take into account variable losses such as those arising from snaking, pre-tension and frictional losses around the headframe.

2. MODELLING THE A.F.C.

The mathematical model of the A.F.C. was developed from the most simple system of forces occurring in the steady state, and by clearly

stating the assumptions made. The initial assumptions made were then relaxed as the model was improved. Assumptions had to be made so that the mathematics did not become unreasonably or unnecessarily complicated. During the work it quickly became apparent that the theoretical model of an A.F.C. cannot fully describe all the phenomena influencing power that occur in a real A.F.C. in every detail, no matter how complicated the model. But by accounting for more variables and the interactions that occur between them, during the operation of an A.F.C., it has been possible to reduce the difference between theoretical power and actual measured power.

The electrical power input to an A.F.C. is required to overcome the numerous losses in the machine and do useful work. Various frictional phenomena create resistances to motion which, in turn, create chain tension. It is the chain tension opposing motion that needs to be overcome for the conveyor to transport coal. The increase in chain tension may be created by direct frictional effects (of one body moving against another) or by mechanical effects such as the snaking of the conveyor. Under steady state conditions the increase in chain tension is created by the following:

Frictional effects.

a) Coefficients of resistance.
b) Chain link interaction, particularly at drive sprockets.
c) Internal resistance of the coal load.
d) Headframe and snaking frictional losses.
e) Conveyor gradient.

Mechanical effects.

f) Chain extension due to snaking.
g) Pre-tension.
h) Changes in sprocket pitch.
i) Manufacturing tolerances.
j) Horizontal and vertical changes in alignment.
k) Headframe angle and discharge type.

The variables mentioned above create chain tension that opposes the motion of the A.F.C. drives. Some of the effects have been found

to be more important than others.

The amount of simplification of a problem and the quality of the data determines the accuracy of any result, provided that the influence of the most important (critical) variables have been included in the model. The most critical variables in the calculations were identified using sensitivity analysis on a model based on the calculations of Bates (1969), and Schaefer (1970). The most critical variables were found to be the various coefficients of resistance occurring during operation, the coal load mass per metre and the pre-tension.

Other variables, e.g. transmission losses, were found to have less effect on the value of power as their value was small compared to the total drive power. In the experimental work great care was taken to ensure that coal load, pre-tension, gradient and all other measurable data were recorded accurately.

The mathematical model developed to describe the A.F.C. clarified the processes that create the various resistances to motion in the steady state and how they absorb the power supplied to the A.F.C. The calculations take into account the effect of coal load, carryback, point of loading, cleaning load, gradient, pre-tension, snaking and headframe friction. The effect of tension changes due to snaking were considered as a variable part of the applied pre-tension in the chain assembly. The braking effect exerted on the chain assembly, as it passes through the various undulations in the pan line and around the headframe, was included in the dynamically created effects that cause further resistances to motion.

All calculations using the model are performed with the aim of finding the tension in the chain assembly at various points around the conveyor, particularly at either side of the drive sprockets. Figure 1 shows a simplified scheme of the forces acting in an A.F.C.*

* Nomenclature given in Appendix.

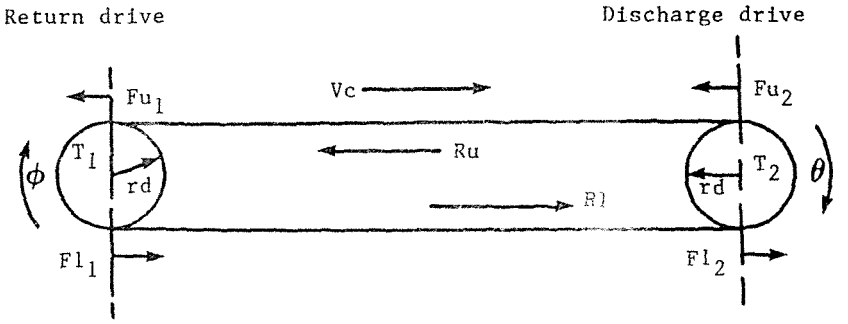


Figure 1. Forces acting on an A.F.C.

For motion to occur the force supplied by the drive sprockets to the chain assembly must be equal and opposite to the sum of the resistances to motion in the top and return side of the conveyor. This is described by equations (1) and (2).

$$Fu_2 - Fu_1 = Ru \tag{1}$$

$$Fl_1 - Fl_2 = Rl \tag{2}$$

The difference between chain force (tension) on the *incoming side* of the drive sprockets must be equal and opposite to the drive torque as described by equations (3) and (4).

$$Fl_2 - Fu_2 = \frac{T_2}{rd} \tag{3}$$

$$Fu_1 - Fl_1 = -\frac{T_1}{rd} \tag{4}$$

Equation 5 may be derived to show the relationship between the minor chain tensions in the chain assembly on the run off side of the drives, load resistance and the available motor torques.

$$Fu_1 - Fl_2 = Rl - \frac{T_1}{rd} = -Ru + \frac{T_2}{rd} \tag{5}$$

Because the applied torque at the drives is required to overcome the steady state load resistance to motion, the sum of the applied torques must be equal to the sum of the load resistances in the steady state. This is described by equation (6).

$$\frac{T_1}{rd} + \frac{T_2}{rd} = Rl + Ru \tag{6}$$

It is assumed that when the sum of equation (5) becomes zero all slack chain produced will occur on the run off side of the return drive. This difference in force may be calculated in terms of the extension of the chain assembly. Equations describing the minor forces Fu and Fl are used to calculate force taking into account the static chain tension (pre-tension) and that created dynamically by the resistances to motion. The major chain forces Fu and Fl are found by calculating the total resistance to motion in each race. The mechanical power needed at each drive sprocket is found using equations (7) and (8).

$$Pr = \frac{T_1}{rd} * \dot{\phi} = (Fl_1 - Fu_1) * Vc \qquad (7)$$

$$Pd = \frac{T_2}{rd} * \dot{\theta} = (Fu_2 - Fl_2) * Vc \qquad (8)$$

It is assumed that the angular velocity of the drive sprockets and the linear velocity of the chain assembly are the same as there can be no slippage of the chain at the sprockets.

3. ANALYSIS AND PREDICTION

Knowledge of the chain forces and their distribution in the chain assembly of an A.F.C. is required if existing A.F.C. designs are to be made more efficient. The magnitude of the chain forces occurring during the conveying process are difficult to measure due to a lack of suitable instrumentation. However, data obtained during performance testing of conveyors is available. It is this data that was analysed using a computer program developed at the University of Newcastle Upon Tyne. The program enables the chain forces occurring during the conveying process to be calculated.

There is great difficulty in obtaining by experimental means good values for coefficients of resistance. Therefore, the program was used to estimate values for these variables by back analysis. Some performance testing of conveyors was specifically carried out for this work to enable these estimates to be made.

The performance testing data was obtained from conveyors tested

on surface and underground. Five main tests were carried out as listed below.

a) No-load, no snake or undulation, varying pre-tension.
b) No-load, with snake no undulation, varying pre-tension.
c) No-load, with snake and undulation, varying pre-tension.
d) Loaded, no snake, no undulation, constant pre-tension, varying coal load.
e) Loaded, with snake and undulation, constant pre-tension, varying coal load.

Some additional tests were carried out to measure the power consumption of unloaded drives.

The performance testing data recorded for the conveyors studied contained values for all the variables included in the computer model important to the calculations with the exception of the coefficients of resistance. The program was used to vary the coefficients until the theoretical mechanical power was close to the actual mechanical power measured in the tests. It was hoped that when the powers matched, the theoretical values for the coefficients would be close to their actual values.

Using the performance testing data, values found for the coal on steel coefficients of resistance, were between 0.38 and 0.52 for the conveyors tested on surface. The coefficients for steel on steel in empty conveyors were found to be between 0.17 and 0.25. Values found for conveyors tested underground were on average higher. The greatest coefficient was estimated at 0.58 for coal on steel. No values could be obtained for steel on steel as conveyors tested underground were always contaminated with coal to some extent.

The values found were on average higher than those found by Guder (1968) in similar experimental work, and lower than the coefficients of friction measured by Evans and Pomeroy (1966). The reason for these differences when comparing the results is the difference in the qualities of British and German coals, and also the experimental procedures used to obtain the various results. Evans and Pomeroy describe how coefficients of friction vary with coal quality. It was also suggested that they may vary with coal strength.

As British coals are generally stronger than German coals, the fact that the values found for coal on coal coefficients of resistance in this work were higher than those found by Guder is not surprising. The values found for the steel on steel coefficients were very similar.

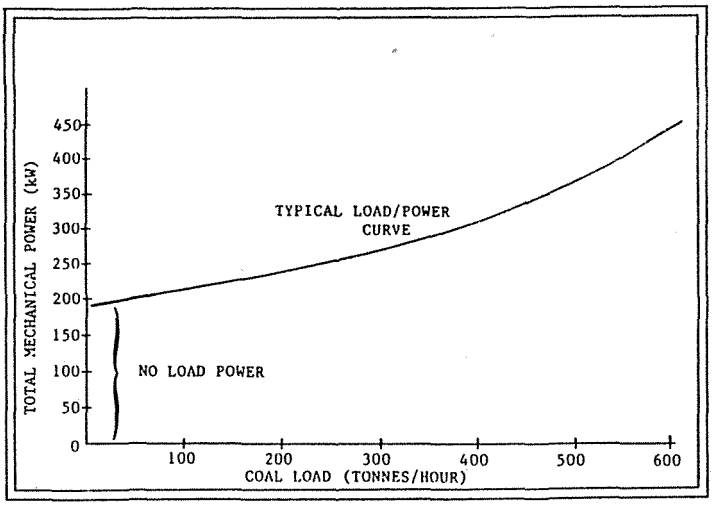


Figure 2. Illustration of typical results.

Figure 2 illustrates the typical trends obtained when analysing the data from conveyors tested.

The figure shows that the relationship between power and coal load is a curvilinear relationship as opposed to the linear relationship obtained using traditional methods of calculation. It was found that a linear relationship is acceptable up to 400/600 tonnes per hour. Above 600 tonnes per hour the graph becomes curvilinear and traditional methods of calculation are not as accurate.

The non-linear increase in power was shown to be due to increases in the values of coefficients of resistance. In particular, due to the braking effect at the headframe and in the snake caused by increasing chain tension.

4. ENGINEERING DEVELOPMENTS

Over the past ten years the maximum production capacity of A.F.C.s has risen from approximately 400 - 600 tonnes per hour, to present peak production capacities in excess of 2500 tonnes per hour.

If meaningful power savings are to be made, it is the overall chain force (when running) that should be reduced. This may be achieved by making changes in the materials used, the conveyor design and the mode of operation.

One method of increasing the discharge rate (load carrying capacity/hour) is simply to increase the chain assembly velocity. The disadvantage of this is the increased wear rate of the pan line. An alternative approach to obtaining higher capacities is to run the conveyor more slowly. This has the disadvantage of increasing the chain forces due to the higher frictional resistances created. This necessitates the use of larger chain sizes to ensure a suitable factor of safety is maintained.

Pre-tension and snaking are detrimental to conveyor performance. Snaking should be avoided; where possible the snake should be gentle and located in the unloaded section of the conveyor. Some method of pre-tension adjustment should be used if it is available, such as that described by Wiechers (1986). As conveyors increase in length and ever increasing coal loads are carried, the ability to control pre-tension will become more important.

Side Discharge or Cross-frame Side Discharge units should be used where possible to help reduce frictional resistances and carry-back.

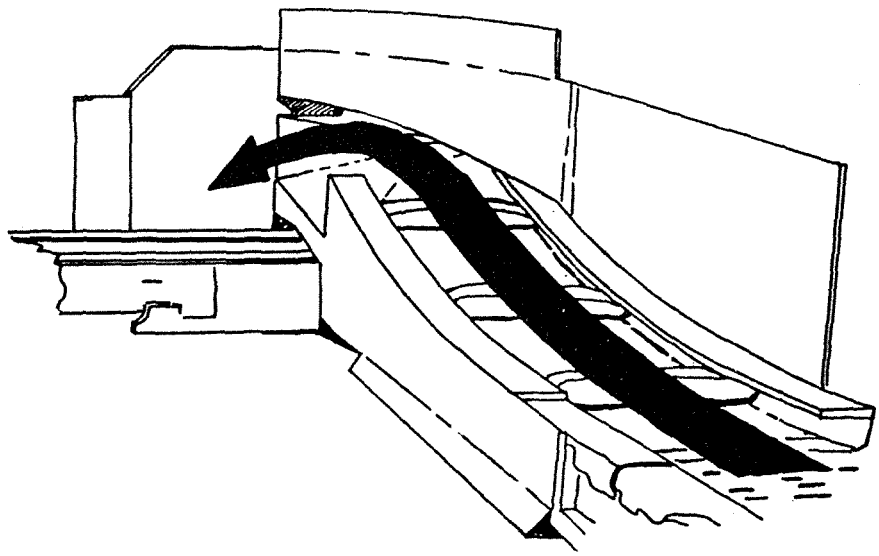


Figure 3. Side Discharge

Side Discharge drive frames reduce the power required by reducing the carry-back of coal into the bottom race. Cross-frame Side Discharge units reduce power by creating less carry-back and by lowering the braking resistance by using smaller ramp angles.

The use of friction and wear reducing materials have been shown to reduce power and increase conveyor life when used on components such as flight bars, ramp guides and pan lines.

5. CONCLUSIONS

Detailed analysis of the components making up the A.F.C. has provided a computer model which agrees with test results obtained from surface and underground installations. The theoretical results obtained using the model offer more accurate predictions than those obtained from previous methods of calculation.

This work has shown that further investigations into the influence of coal properties, the use of materials other than steel for

flight bars and pans would yield benefits in terms of improved life and reduced power consumption.

6. ACKNOWLEDGEMENTS

The work reported in this paper was carried out under a research contract placed by Mining Supplies Longwall Ltd. (now part of the Gullick Dobson Group) in the University of Newcastle Upon Tyne. The help and assistance freely given by Mr. Clive Hibbert now of Gullick Dobson is gratefully acknowledged.

REFERENCES

BATES, J.J., 1969; "Getting the best out of A.F.C.s", Mining Technology. No. 51 Manchester.

BROOK, N., 1971; "Mechanics of bulk handling", First Edition, Butterworth, London.

EVANS, I. and POMEROY, C.D., 1964; "The Strength Fracture and Workability of Coal", Pergamon Press, London.

GUDER, H., 1968; "Untersuchungen des fordervorgangs der widerstandsbeiwerte und der kennlienien vor kettenkratzerfordern unter berucksichtigen der einsatzbedingengen im steinkohlenbau", Ph.D. Thesis, Aachen.

LINKE, H., 1967; "Gewinnungsanlagen der Westfalia Lünen", Westfalia Lunen. Vol. 1, Edition 1, Lunen D-4670.

SCHAEFER, W., 1970; "Which drive power is required for the double chain conveyor?", Gluckauf, Vol. 106, No. 14, Pages 690-695.

SOCIETE STEPHANOISE, 1979; "Calcul de la motrice des conveyeurs blindes aux H.B.L.", Publications Techniques Carbon, France, Vol. 1 No. 1, Pages 53-57.

WIECHERS, K.P., 1986; "Automatiche vorspannungsregelung fur Kettenkratzerforderen und Hobelanlagen", Gluckauf, Vol.122, No.13.

APPENDIX

Glossary of Terms

Pre-tension

The static tension applied to the chain assembly.

Snaking

Snaking is the name given to the articulation of the pan line in the horizontal plane. Snaking creates additional tension in the chain both statically and dynamically.

Headframe

The headframe is the ramp at the discharge end of the face conveyor. It creates additional frictional losses due to the braking effect caused by the tension in the chain assembly and the ramp angle.

Carry-back load

Carry-back load is that part of the coal load carried back into the bottom race of the conveyor. The amount of carry-back has been found to be a function of discharge type, chain assembly velocity, conveyor load and the type of coal and its condition.

Coefficients of resistance

The coefficient of resistance occuring at a point in the pan line is the equivalent coefficient of friction that takes into account the various frictional effects occuring at that point.

Nomenclature

Fl_2	=	Minor chain tension return drive	kN
Fu_1	=	Minor chain tension discharge drive	kN
Fl_1	=	Major chain tension return drive	kN
Fu_2	=	Major chain tension discharge drive	kN
Pd	=	Mechanical drive power discharge drive	kW
Pr	=	Mechanical drive power return drive	kW
rd	=	Drive sprocket radius	m
Rl	=	Total frictional resistance lower race	N
Ru	=	Total frictional resistance upper race	N
T_2	=	Applied torque discharge drive	Nm
T_1	=	Applied torque return drive	Nm

V_c	=	Linear chain assembly velocity	m/s
$\dot{\theta}$	=	Angular velocity discharge drive	rads/s
$\dot{\phi}$	=	Angular velocity return drive	rads/s

APPLICATION OF MWD TECHNIQUES TO MINE DESIGN

OCAK TASARIMINDA MWD TEKNİĞİNİN UYGULANMASI

Y.V. MÜFTÜOĞLU(*)
M.A. CARTER(**)
M.J. SCOBLE(***)
J. PECK(****)

ABSTRACT

Technological advances now permit the continuous and automatic recording of drill performance data. Utilization of microprocessor-based Monitoring While Drilling (MWD) systems allows for rapid capture, processing and analysis of large quantities of data.

This paper evaluates the drilling parameters of significance for these studies such as instantaneous penetration rate, and thrust on the bit. The development of a microprocessor-based, automated drill monitoring system will then be reviewed. The design criteria for such systems involving sensors, data collection/transmission, treatment and application to various aspects of mining will be considered. Reference to recent field studies undertaken in a range of geological environments will focus on field and laboratory studies with percussive drilling to relate the potential of such monitoring to mine design.

ÖZET

Teknolojik ilerlemeler, günümüzde delici performans verilerinin sürekli ve otomatik olarak kaydedilmesini mümkün kılmaktadır. Mikroişlemci esaslı delme sırasında kayıt (MWD) sistemlerinin kullanımı ile birçok verinin hızla kaydı, işlenmesi ve analizi mümkün olmaktadır.

Bu bildiri, bu tür çalışmalarda önemli olan enstantane delme hızı ve matkaba uygulanan baskı gibi delme parametrelerini değerlendirmektedir. Daha sonra bir mikroişlemci esaslı otomatik delici kayıt sisteminin geliştirilmesi gözden geçirilmektedir. Ölçücü, veri toplanması/iletişimi, derleyici gerektiren bu tür sistemlerin tasarım kriteri ve çeşitli madencilik konularına uygulanımı üzerinde durulmaktadır. Bu tür kayıt sisteminin ocak tasarımında potansiyelini açıklamak için, bazı farklı jeolojik koşullarda yürütülmüş son arazi çalışmalarından örnekler, darbeli delme ile saha ve laboratuvar çalışmaları üzerinde yoğunlaşmaktadır.

*Associate Professor, Hacettepe University, Zonguldak, Turkey
**Research Engineer, McGill University, Montreal, Quebec, Canada
***Professor, McGill University, Montreal, Quebec, Canada
****Research Associate, McGill University, Montreal, Quebec, Canada

1. INTRODUCTION

Despite the increasing use of geophysical logging, the cost, time and effort of site evaluation can be considerably reduced using data obtained during drilling of exploration or production holes. The use of a drill monitoring device enables information regarding rock mass characteristics to be determined from the monitoring of drill performance parameters such as penetration rate, thrust on bit, and rotary speed and torque. Detailed information regarding rock type, lithology, rock strength, fracture location, width and whether open or closed, can all be potentially determined from the recorded drilling parameters. This data recorded with respect to depth in the borehole must however be interpreted by direct comparison, correlation and calibration with core logs.

1.1. Previous Drill Monitoring Studies

Rock drill monitoring was used in site investigations by Deveaux et. al. (1983) and Schneider (1983) for detecting weak and water bearing zones. Horner and Scherrel (1977) monitored rotary percussive rigs to establish bedrock levels for the required depth of penetration installation of piles and rock anchors. Multi-channel data logging by Brown and Barr (1978) demonstrated that monitored drill parameters could be used to locate fractures and discriminate between lithologies.

Monitoring by Leighton (1983), Lebel (1984) and Scheck et. al. (1982) on blasthole production rigs enabled improved blast design based on the location of weak and strong bands related to penetration rate peaks. The location of strong beds by drilling performance was also reported by Hojar (1987) in surface lignite mining. Montreal area investigations with the Automated Drill Monitor (ADM) by Peck (1986), Peck et. al. (1987), and Carter (1988) have indicated effective correlation between lithological, geomechanical and drilling parameters.

1.2. Current Montreal ADM Development

The system developed by Solroc Inc. Montreal, is a microprocessor-

based drill monitoring device. This ADM (Automated Drill Monitor) records, measures and processes drill performance parameters. These variables when properly interpreted enable a precise definition of zones of changing rock properties at depth in a borehole, Clark (1982). These intervals can then be further defined in terms of variation in strength and/or fracturation.

The ADM system can be used with any kind of drill rig, whether percussion or rotary or a combination of these. Pressure, torque, flow and position/velocity transducers are the means of converting the mechanical drill parameters into electronic impulses which are then recorded and stored by the ADM. Parameters such as thrust on the bit, injection pressure, operating and feed air pressures, instantaneous rate of bit penetration, torque and rotational speed of the drill steel are all capable of being monitored. The particular set of parameters to be recorded during a drilling study would be dependent upon the type of drill rig employed and the information desired. Print-outs of this drilling information can be easily obtained in a readily interpretable graph format through use of an incorporated microcomputer.

In the recent studies, the monitoring of percussion drilling rigs was undertaken. The difference in time and cost between percussion and diamond drilling enables the ADM System to obtain additional information regarding the site geology by means other than core logging. The ADM device allows more economical percussion holes to be drilled and correlated in tandem with a reduced diamond drilling program. Additionally the reliability and accuracy of subsurface data already collected can be greatly improved.

The parameters of penetration rate and thrust were the important variables for the percussion drill used in these investigations. As a result, the ADM device was configured to monitor only these parameters, subsequently described. The penetration rate of the drill ise the rate of advance of the drill bit, usually expressed in meters/hour or feet/hour. It is the most important of drill parameters to enable an assessment

of ground conditions. This parameter is controlled by several factors:

i) the nature of the ground, ie. hardness, strength, type and frequency of discontinuities; ii) type of drill used, eg. drill rig and bit type; iii) flushing media and pressures used; iv) the drilling personnel, ie. their experience and drilling habits controlling thrust on bit, rotary speed of drill stem, etc., Horner and Scherrel (1977). By standardizing the last three factors whenever possible, any variations in the first will be reflected by a characteristic variation in the penetration rate. As mentioned earlier, interpretation of this parameter with respect to depth can only be achieved by initial correlation with known geology.

The penetration rate is recorded as a function of depth in order to enable correlation between logs at the same scale from different holes. This also permits the width of the penetration rate peaks on the graphs to be used as a direct measure of fracture aperture Lutz (1982). Drillability studies have attempted to correlate this parameter with the classical properties of rock such as Young's Modulus, hardness, compressive strength etc., but further refinements of these concepts are required before this information can be used reliably, Clark (1982).

The thrust is the amount of weight upon the drill bit. This parameter allows breakage of the rock by a crushing mechanism and thus penetration of the drill. This mechanism operates in tandem with an indexing or rotation of the drill bit. This operation cleans away chippings from the bit-rock interface to produce a "clean" surface for the next bit impact. Therefore a good bit-rock contact and a minimum amount of drill energy attenuation per impact results. Penetration rate is directly influenced by this parameter and thrust is therefore recorded to check for any variations. Thrust levels will vary according to the drill rig and bit type, rock type and operator skill. The ADM data acquisition system is based on a compact, rugged and powerful datalogger device. The dimensions of the device are 8 inch x 6 inch x 3.5 inch (203 x 152 x 89 mm), weighing 7 lbs (3.2 kg). This unit has a self contained power supply of 8 rechargeable D cell batteries capable of providing 2 months worth of scanning and

processing of incoming signals from a maximum of 16 input channels. An 8 bit microprocessor is present to control the unit along with an internal memory capacity of 80 K (equivalent to 20,000 low resolution data points in final memory). An 8 digit LCD display provides the possibility of reviewing the settings of the various input channels and a keyboard allows changes to be made to these in terms of scan rates, thresholds etc. directly. The unit is very flexible in terms of its data storage and transfer capabilities and a wide range of possibilities are available depending upon the operating environment and location.

The transducers used with the ADM are all externally powered by a separate battery pack. The unit does have the capacity of providing the necessary power to run the transducers but this reduces the sampling rate and therefore the resolution of the system. Pressure transducers are linked to the hydraulic or air lines on the drilling rig in order to record such parameters as thrust on bit and operating air pressures. The most important transducer is the one enabling the combined recording of both displacement and velocity of the drill bit. Since the parameter of displacement sets the positions of the other parameter data points, it is crucial that this transducer be both accurate and reliable. The transducer operates via a steel cable attached to the drill head, which as drilling proceeds causes the rotation of a tachometer generator and potentiometer. The amount of rotation and speed of these components are therefore proportional to the velocity and linear displacement of the drill stem. The device can be used to monitor boreholes as long as (40 m) and is capable of withstanding sudden acceleration increases of the drill of up to 50 g's, as could be the case when intersecting a void. It is also resistant to vibratory stresses associated with drilling of maximum 10 g's and temperatures in the range of - 40^{o}C to + 66^{o}C.

In the event that drilling is in a remote area, modifications to the input instructions can be made directly by use of the built in keyboard. However, if telephone facilities exist the data can be reviewed and obtained directly via a modem transfer link between the datalogger and

an off-site microcomputer. The potential exists therefore for instrumenting a drill rig in remote areas and accessing the recorded drill parameters via modem at a home base computer. Such a link would also enable the engineer at the central office to remotely emulate the programming of the unit if changes were required, without leaving his office for the field.

An additional option for data storage is the dumping of recorded and processed data from the datalogger onto a cassette tape. This would allow a further 180 K of information to be stored. Such a method would permit the monitoring and recording of data from a full day of drilling, with subsequent transfer from cassette tape to a micro-computer for additional data treatment back at the office. Under harsh operating conditions when data storage on tape is not possible, an expanded memory of 64 K can be achieved using a built in storage module. This modification permits the unit to operate reliably over the temperature range of $-40^{\circ}C$ to $+ 66^{\circ}C$. If suitable conditions exist, a direct link between logger and a portable computer is possible, enabling direct processing of the raw drill parameters in the field . The appropriate technique would again be dependent upon the needs of the operator and the geographical location of the drilling.

Once the data have been properly processed, presentation of the information on the computer screen is in the from of X-Y or bar graphs. These graphs of the raw drill parameters are plotted with respect to depth in the borehole. Using appropriate drillability algorithms the estimation of changing rock compressive strength with depth can be determined and plotted alongside the other logs. A "zoom" function incorporated into the system software, enables the expansion of any of the logs within a selected interval of interest. The scales, in addition to the units (Imperial or metric) of the graph axes can be selected at will.

The plots of these parameters can subsequently be examined alongside the borehole geologic log as given by core or previous work. This allows the isolation of the positions of fractures and zones of weak rock based upon the responses of the drilling parameters at the same depth locations.

Subsequently hard copies of the data logs can be obtained by outputting the configured data to a printer/plotter. Since the drilling data can be digitally stored on floppy or hard disk, the information can be accessed at any time in the future if additional study is desired.

Use of the ADM system can enable information regarding the rock mass characteristics to be determined from the monitored drill parameters of penetration rate and the thrust on bit. The combination of these parameters into a particular set of drillability equations, permits the estimation of the in situ geomechanical properties of the rock. Such information can be generated on-site and therefore be of immediate use towards the planning, design and production phases of a project. The ability of being able to generate such information from faster and cheaper percussion drilling can result in considerable savings.

2. MINING APPLICATIONS

The extended capabilities of digitally recorded and processed information, enable the ADM system to be useful in many mining application areas. Applications of the ADM system to the mining industry include Mining Production Control and Blasting Design. The proposed capabilities of this device are thus outlined.

2.1. Mine Production Control

Drilling surveillance - Monitoring (with the options to directly transmit data to the mine office) of the drill performance parameters and hole depth purely to oversee the quality of blast hole drilling.

Management information system - This would provide routine drill performance reports, highlighting above or below norm statistics. Routinely reported data should relate to Drill Shift Statistics such as Date; Drill and Operator Identity; Scheduled and Actual Drilling Time; Shift % Dirilling/Propelling/Idle Time; % Utilization; % Availability; Total Depth drilled; Bit Statistics (type, identity number, footage and condition per shift and cumulative). This is best presented alongside a graphical

representation of rock characteristics data as interpreted from the actual monitored drill performance parameters. This information can be presented in a concise and graphical manner by computer which would aim to avoid data "overkill" and be visually attractive. The use of pie/bar charts and X-Y graphs showing data history and trends would achieve this aim.

Depth control - This ensures accurate drill hole depths and maintain level pit floors. In surface mining environments, e.g. working inclined coal seams, this facility would be attractive to a mine operator where not all holes are required to the same depth and "stand off" distances may be required above seams or mineralized horizons. In wall control blasting, e.q. buffer or pre-split blasting, an operator may also have a particularly keen interest in blasthole depth and quality control.

2.2. Mine Planning

Reserve estimation, grade and dilution control - Drill monitoring offers the potential to differentiate between mineralization and waste rock in many geological settings i.e. where there is a sufficient consrast in absolute hardness or discontinuity spacing. This may well be an attractive feature of the ADM where the operator would be able to update reserve estimation, control grades and amend blasting strategies to minimize dilution.

Groundwater control - Mines experience groundwater flow patterns related to rock mass permeability. The latter may sometimes be inferred from rock density and strength, but more importantly from the presence of cavities and discontinuities (joints, bedding planes, faults). The ADM has sufficient sensitivity to characterize not only rock strength but also cavities, discontinuities or fractures. Many mines, it is felt, would appreciate an additional ability to monitor grondwater characteristics. The monitoring of the drilling circulating fluid pressure would provide valuable information regarding open fractures and groundwater flow.

Stope Planning - Monitoring of ITH blasthole drills is currently under study in Sweden, Shunneson (1988), as a means of locating ore-waste

contacts and defining iron ore grade zones.

Surface Pillar Design - With the assistance of drill monitoring the definition of quality and geometry of both the surficial cover and rock mass can be evaluated.

Other important potential applications include the definition of: caved zones; effective grout take; backfill quality; deformation envelopes in pillar, stope and drift walls; and required depth for rock reinforcement.

2.3. Blasting Design

Fragmentation optimization - Identification of variations in blastability within mine benches is governed by rock strength. The ADM interprets rock strength variation based upon drill performance data. Since fragmentation is also strongly controlled by geological structure i.e. weakness planes, it was considered necessary to develop the ADM to be able to monitor performance data at depth increments of 1/8 inch (3,2 mm). This would provide the capability of precisely detecting fractures so as to assess their locations and intensity. Thus a strength and fracture log could be produced by the system per hole. Although explosives loading techniques do not require high precision, such a log would facilitate decisions on explosive selection, stemming, decoupling and decking on a hole by hole basis. The endpoint would be optimum fragmentation physically and economically, for the mine operator.

2.4. Machine Development and Automation

Drillability and drill performance optimization - It is the next step of development of the ADM, to serve to optimize drilling performance. It would indicate to the operator the optimum levels of drill parameters based upon interpretation of the ground conditions experienced in previous local holes. The system may in fact have the capability of forming the feedback control unit of automated drills or other mining equipment. The development of expert systems for automation in mining, forms the basis of current research at McGill.

Bit selection and wear control - as in the previous function, the interpretation of ground conditions by the ADM should serve as an indicator of optimum bit type. During the working life of the bit, account can also be made of the nature of the bit wear and bit failure types in order to relate this to rock abrasivity, hardness and quality of operator treatment.

3. FIELD INVESTIGATIONS

Reference is now made to recent percussion drill monitoring studies at the Meloche Quarry, Francon Quarry and Northcrest development in the Montreal area. These aim to illustrate the capabilities of MWD systems to detect variations in lithology, structural and mechanical properties in sedimentary, igneous and metamorphic rock masses. This was undertaken using the Automated Drill Monitor (ADM) system set to record drill parameters every 10 mm. This sampling interval has been found to provide the required sensitivity for ground characterization. Monitoring was conducted in the Chazy and Trenton Limestone Groups, within the Ordovician formations overlying the Palaeozoic sediments and Precambrian metamorphic basement of the Montreal area, Clark (1972). Drilling was by percussion top hammer machines in the Meloche Quarry (Joy Ramtrack MS-4E), Francon Quarry (Atlas Copco ROC 810H) and Northcrest Terrace (Joy Ramtrack MS-4E), Figure 1.

In the Meloche Quarry, the Chazy Limestone comprises mainly crystalline and fossiliferous limestone beds, 0.15-1.2 m thick. These vary in shale content to nearly pure shale, with partings up to 60 mm thick. The Francon Quarry, in the Trenton Limestone Group, is characterized by regularly spaced, undulating fossiliferous shale partings between successive limestone beds, up to 100 mm thick. Shale seams, 1 to 35 mm thick, contain fossil fragments up to 10 mm in size. The limestone sequence is intruded by sills and dykes, 0.15 - 1 m thick. The sills transect the strata and are deflected along bedding across the bench face. In both quarries the jointing is widely spaced, with predominantly

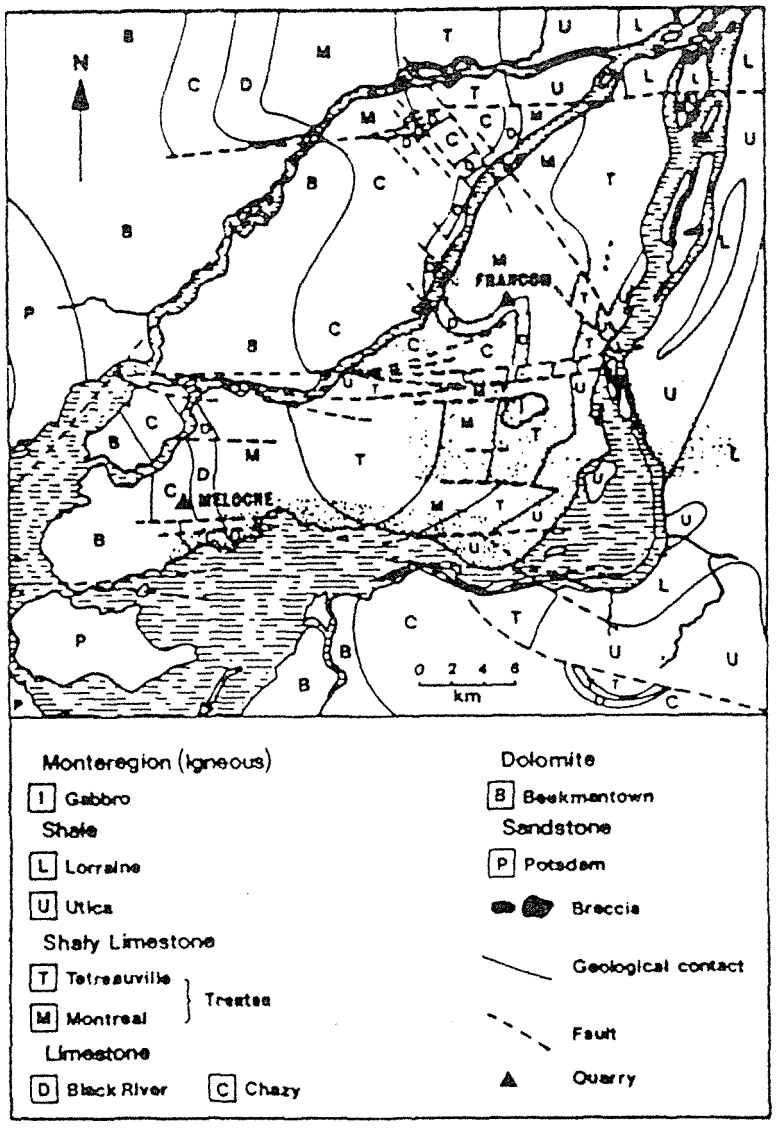


Figure 1. Field Site Locations, Montreal Area
(After Durand (1978))

subhorizontal fractures found parallel to bedding and shale partings.

The Northcrest site comprises coarse rockfill on a limestone and igneous base. These Trenton Limestones are intruded by syenite, gabbro, breccia and lamprophyres associated with the Monteregion intrusives. The lamprophyres are very fine grained with small phenocrysts averaging 1 mm in size. The syenites are homogenous and fine grained, whilts the gabbros are medium to coarse grained, with phenocrysts from 1-30 mm.The breccia is composed of 10-40 mm fragments of limestone, syenite and lamprophyre. Pervasive alteration of syenite and lamprophyre occurs locally and karstic features in the limestones range from 5 to 90 cm in depth and 1.5 to 3 m in width. Metamorphism of the limestones to marble occurs along several of the igneous/limestone contacts.

3.1. Drill Performance Parameters

As mentioned previously, the drill parameters of importance monitored during these studies were the penetration rate and thrust to the bit. The thrust levels in these studies were found on monitoring to be essentially constant. Penetration rate therefore proved to be the principal interpretive parameter.

3.2. Lithological Identification

Sample penetration rate logs from the Northcrest site, Figures 2 and 3, clearly show that penetration rate satisfactorily profiles the depth of backfill as well as the nature of the altered rock zones above the underlying unweathered horizons. The enlarged borehole intervals indicate how characteristic penetration rates identify different rock types. Small lamprophyre sills intruded into altered and fractured zones of limestone are readily identified by sharply reduced penetration rates. In such sections, penetration rates in lamprophyres averaged 30 m/hr. In the limestones these ranged from 35 to 45 m/hr, dependent upon degree of fracturation and alteration, together with the shale and fossil content. (These rates agreed closely with those monitored in limestones at the

Meloche and Francon Quarries). Areas of local alteration in the sills are indicated by sharp increases in peak height (see also Figure 4).

In contrast to the sedimentary sequences, the igneous rocks are identified by lower penetration rates. The syenites produced penetration rates of 15 to 31 m/hr, varying with the degree of alteration, while the gabbros ranged from 8 to 15 m/hr. Gabbros are differentiated from syenite in the igneous suite by their characteristic "flat" segments of penetration rate peaks, related to increased homogeneity.

3.3. Structural Interpretation

Figures 2 and 3 show the locations of karstic zones, characterized on the penetration rate logs by prominent peaks with penetration rates exceeding 250 m/hr. Investigations by Lutz (1982) have shown that the width of penetration rate peaks can be used as a direct measure of the width of discontinuities. The penetration rate peaks in these cases therefore indicate discontinuities ranging from 13 to 24 cm in width. In the Francon Quarry study, the location of discontinuities by core logging and drill monitoring was supplemented by borehole T.V. (BHTV) surveys, Figure 4, Peck et. al. (1987). These were used to verify the position of in situ fractures located by the drill monitor and to eliminate those induced by drilling or mishandling.

Areas of high RQD and fracture frequency calculated for these three logging techniques coincide with positions of increased penetration rate peak amplitude and width. Although excessively high RQD values were calculated from standard core logging, the resultant of mechanical breakage and personnel mishandling of drillcore, more realistic RQD values were calculated from the ADM and BHTV surveys. These were generally within 10% of each other. Fracture logs generated from drill monitoring thus offer a potential means of estimating RQD. Initial studies indicate however, that drill response lacks sensitivity to fractures when these are steeply inclined to the borehole axis or if the sampling interval is too large.

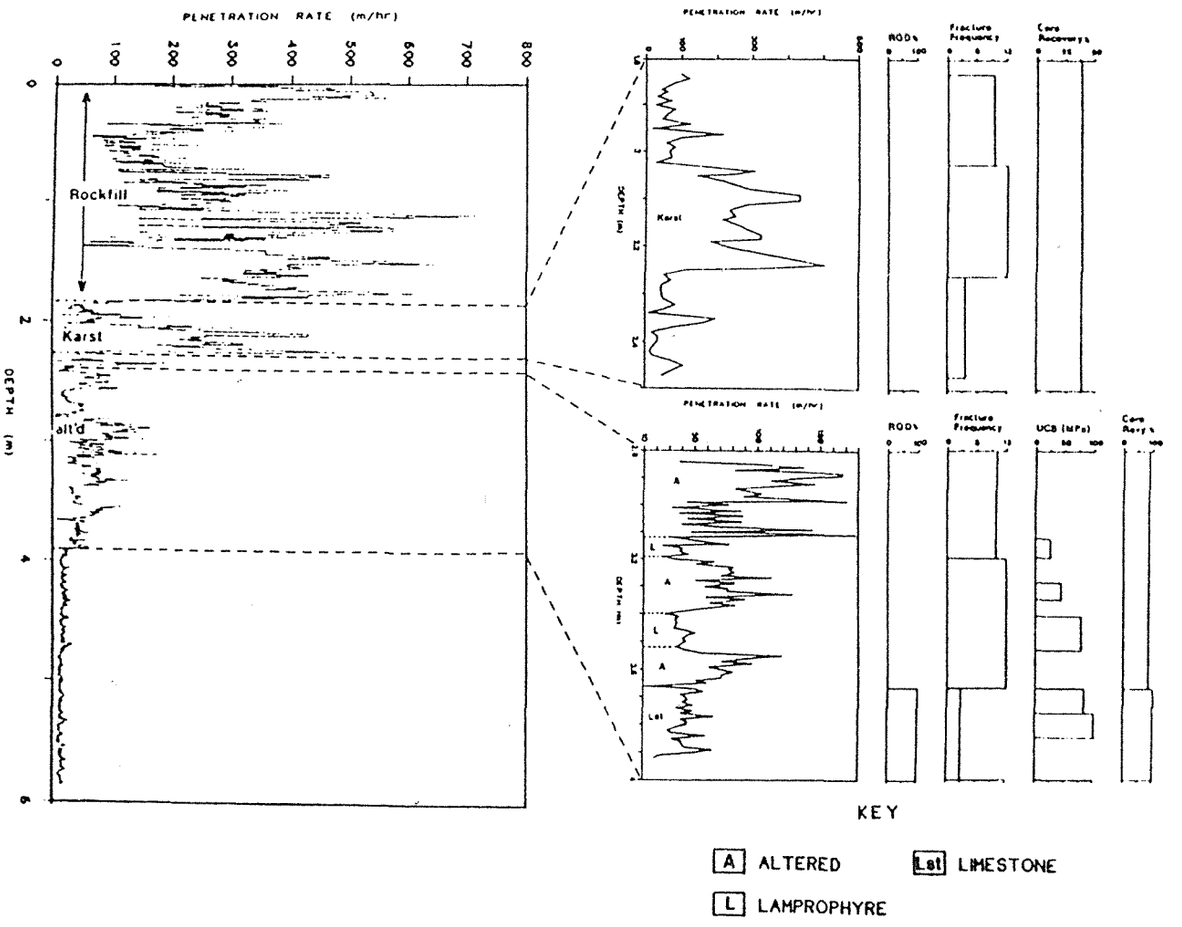


Figure 2. Drill Monitoring Data from Limestone-Lamprophyre Environment, Northcrest (Carter et al. (1988))

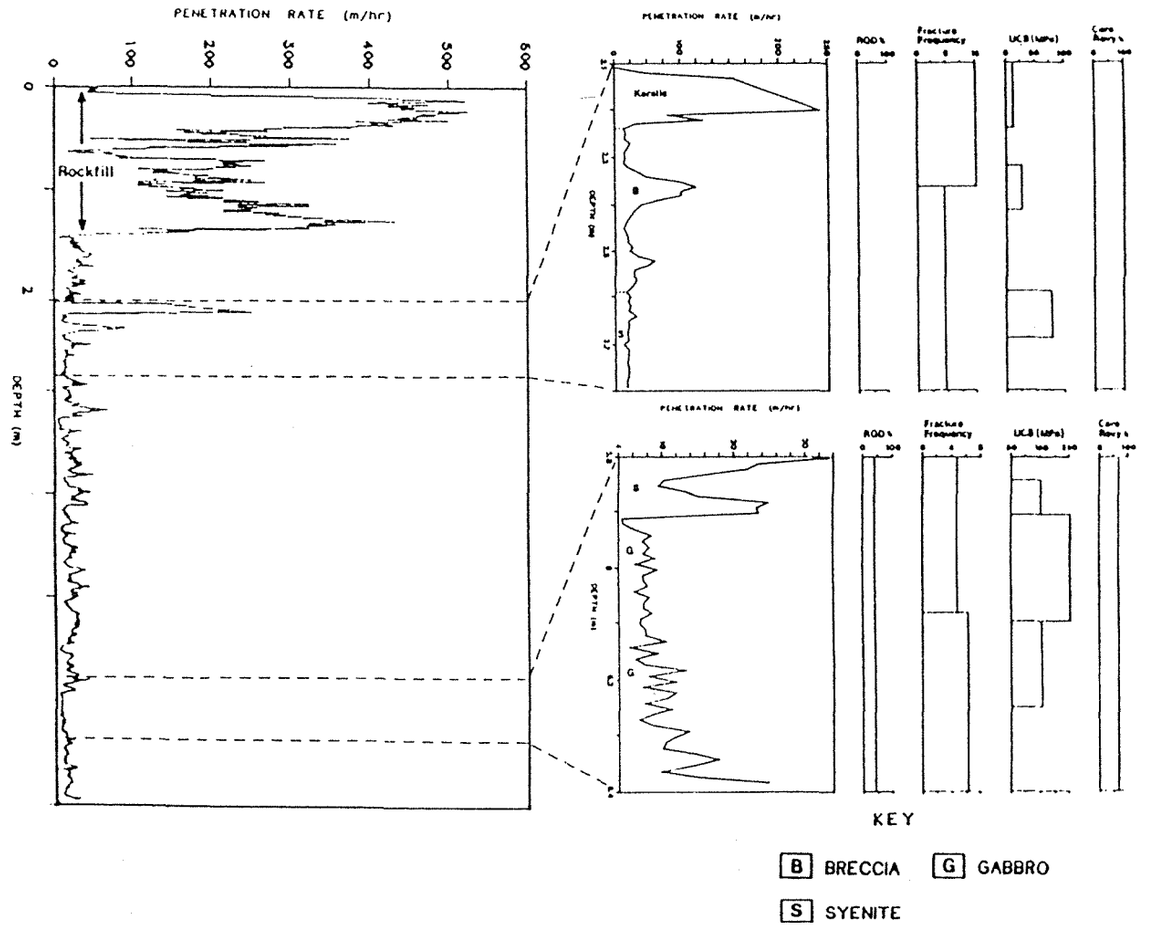


Figure 3. Drill Monitoring Data from Igneous Environment, Northcrest (Carter et al. (1988))

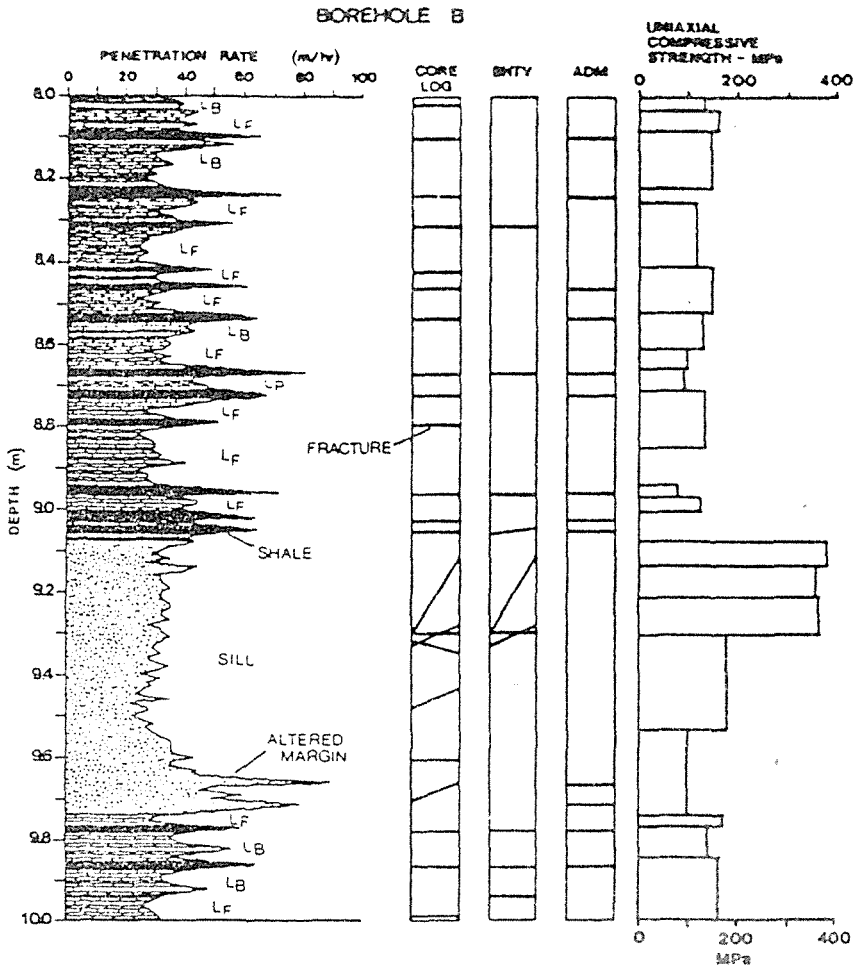


Figure 4. Drill Monitoring Data - Francon Quarry (Peck et al.(1987))

3.4. Estimation of Rock Properties

Drill response to changes in rock mechanical properties, most notably strength, is reflected by variations in penetration rates on recorded logs, Figure 4. Factors affecting strength may include; alteration, fracturation, mineralogy and fabric. Figure 5 relates unconfined compressive strength to monitored penetration rate, for rock types drilled at the Northcrest site. The anticipated trend of decreasing penetration rate with increased rock strength is evident. The scattering of points and lower rock strengths of some of the igneous rocks are accounted for by local alteration, reducing the bulk rock strength and thus enhancing penetration rates. The influence of alteration and fracturation on penetration rates in limestone and the sills is also apparent in Figures 2 and 4, in which highly fractured and altered zones are typified by reduced rock strength and peneration rates well in excess of 70 m/hr.

In situ rock strength may be estimated by input of drill monitoring data into drillability algorithms. Based on measured penetration rates, predicted strength envelopes may be determined for a range of rock types and conditions at any site. Figure 6 shows such strength prediction for limestones based on Meloche Quarry drilling studies, using alternative U.S.B.M. drillability algorithms derived from laboratory and field studies, Schmidt (1973) and Tandanand and Unger (1973). Drilling rate, however is governed by bulk strength, which is related to both intact rock strength and discontinuities. In situ derivation of bulk (rockmass) strength by drilling could potentially advance the ability to characterize rockmass quality.

4. CONCLUSIONS

The interpretation of drilling performance parameters has been shown to provide detailed information about rock mass characteristics in a borehole. Provided a minimal knowledge of local geology exists and initial correlation with drill performance is undertaken, MWD systems provide the potential to provide accurate and reliable data for both absolute rock

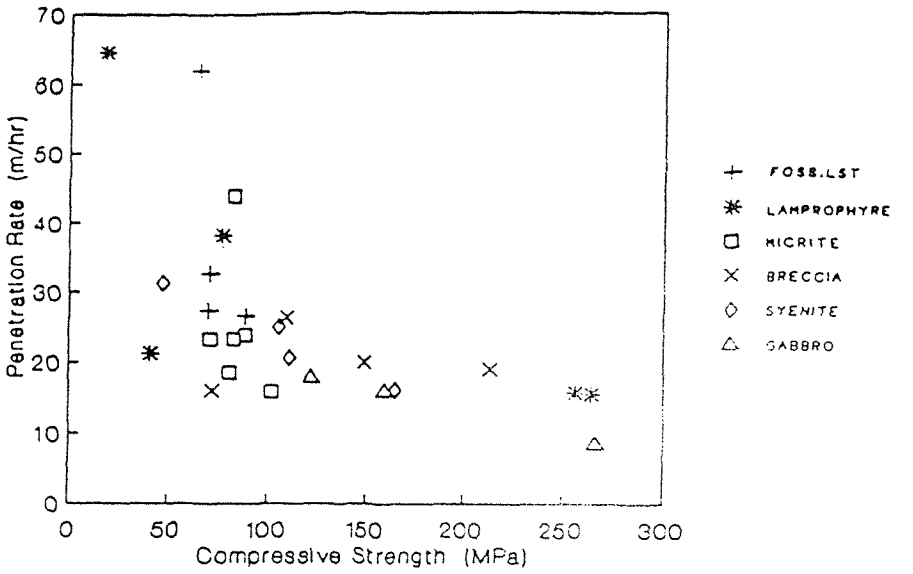


Figure 5. Penetration Rate, Unconfined Compressive Strength Relationship, Northcrest (Carter et al. (1988))

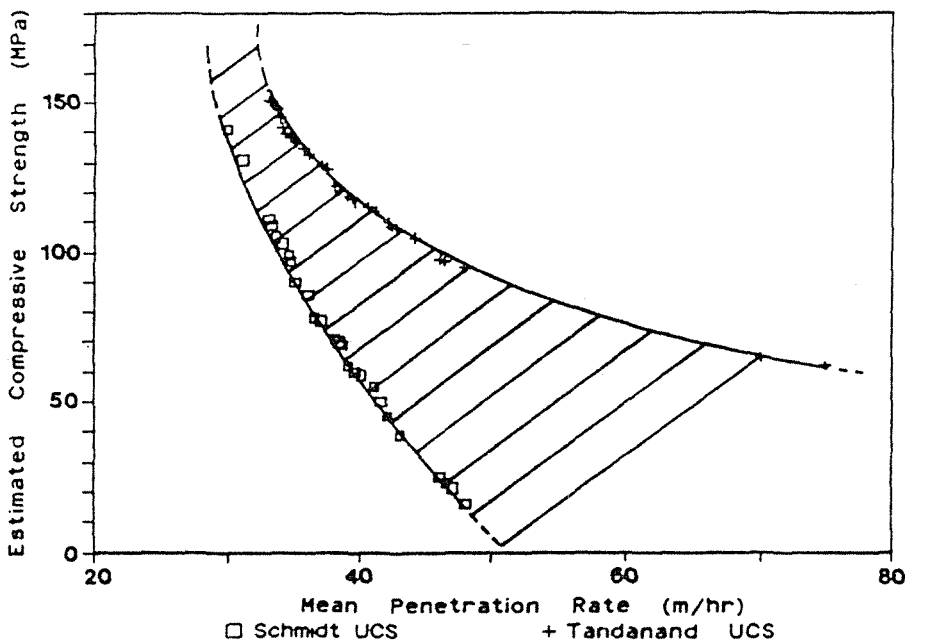


Figure 6. Estimated Compressive Strengths from Mean Percussive Penetration Rates, Meloche Quarry, (Peck (1986))

strength and discontinuities.

Employment of MWD systems during routine production drilling and blasthole production drilling could result in savings of both time and expense, while lending greater insight into the complexities of ground conditions and rockmass quality.

ACKNOWLEDGEMENTS

The authors wish to thank: the operators of the Francon and Meloche Quarries and Northcrest Terrace Developers for their cooperation in the field studies underlying this paper, and the support provided to this work by Solroc Inc., Montreal, and the Natural Sciences and Engineering Research Council.

REFERENCES

Brown, E.T. and Barr, M.V., 1978; "Instrumented Drilling as an Aid to Site Investigations", Proc. 3rd Int'l. Congr., Int'l. Assoc. Engng. Geol., Madrid, Section IV, Vol. 1, pp. 21-28.

Carter, M.A., 1988; "Site Characterization for Mechanical Excavation", Unpub. MSc. thesis, McGill University.

Carter, M., Scoble, M.J., J. Peck and A. Bensoussan., 1988; "Rock Mass Characterization by Drilling", Proc. 15th. Canadian Conf. Rock Mechanics, Univ. of Toronto. pp. 11-20.

Clark, G.B., 1982; "Principles of Rock Drilling and Bit Wear" (Part 1), Colo. School of Mines Quarterly, Vol. 77 (1).

Clark, T.H., 1972; "Region de Montreal Area", Geol. Rep. Quebec Dept. Nat. Resour., No. 26-27, pp. 59-63.

Durand, M., 1978; "Classification des Phénomènes et Cartographie Geotechnique des Roches Rencontrées dans les Grands Travaux Urbains à Montréal, Canada", 3rd Int. Cong. Int. Ass. Engng. Geol., Madrid, Spain, Sect. 1, pp. 45-55.

Deveaux, Martin et al., 1983; "Instantaneous Logging in Water Survey", Bull. of Int'l. Assoc. Of Engng. Geol., No. 26-27, pp. 59-63.

Hojar, J., 1987; "Open Pit Mining of Lignite in Czechoslovakia", Proc. Symp. Continuous Surface Mining, Edmonton, Alberta, Golosinski, T.S. and Boehm, F.G. eds. (Clausthal-Zellerfield: Trans Tech Publications), pp. 183-92.

Horner, P.C. and Sherrell, F.W., 1977; "The Applications of Air Flush Rotary-Percussive Techniques in Site Investigation", Q. Jour. of Engng. Geol., 10, pp. 207-221.

Lebel, J.R.G., 1984; "An Investigation to Evaluate the Relationship Between Rock Quality Index and Powder Factor for Surface Mining", Unpub. MSc. thesis, Univ. British Columbia.

Leighton, J.C., 1983; "Correlating Rotary Drill Performance to Powder Factors for Improved Blasting Control", 36th Cdn. Geotech. Conf., Vancouver, B.C., June 1983, pp. 4.1.1-4.1.10.

Lutz, J., 1982; "Automatic Recording of Drilling Parameters - General Presentation", Jurancon, France.

Peck, J., 1986; "Application of Drill Monitoring to Rock Mass Characterization", Unpub. M. Eng thesis, McGill University.

Peck, J., Scoble, M.J., and Carter, M.A., 1987; "Interpretation of Drilling Parameters for Ground Characterization in Exploration and Development of Quarries", Trans. Instn Min. Metall. (Sect. B: Appl. earth sci.), 96, August 1987, pp. B141-B148.

Scheck, D.E., Mitchell, L.H., and Mack, G.W., 1982; "Automated Blasthole Logging and Design", Open File Rep. U.S.B.M., 55-83, 126p.

Schmidt, R.L., 1973; "Drillability Studies", U.S.B.M. RI 7684.

Schneider, B., 1983; "Drilling Logs for Earth Dam Leakage Location", Bull. of Int'l. Assoc. Of Engng. Geol., No. 26-27, pp. 123-128.

Shunneson, H., 1988; Personal communication, Div. Min. Equip. Eng., Lulea Univ., Sweden.

Tandanand, S. and Unger, H.F., 1973; "Drillability Determination - a Drillability Index for Percussion Drills", U.S.B.M. RI 8073.

EXPERT SYSTEMS APPLICATIONS IN POWERED SELF-ADVANCING SUPPORT SELECTION

YÜRÜYEN TAHKİMAT SEÇİMİNDE UZMAN SİSTEMLERİN UYGULANMASI

Dr. B. DENBY(*)

ABSTRACT

Rule-based expert system shells are demonstrated to be useful in assisting mining engineers in the selection of mining equipment for a given set of mining and geological conditions. This application, utilizing a commercial shell system, is concerned with self-advancing hydraulic supports in longwall mining systems and illustrates how a small expert system may be implemented. A hypothetical case study is presented to show how the system works.

(*) Department of Mining Engineering University of Nottingham. United Kingdom.

1. INTRODUCTION

One of the distinctive features of modern underground coal mining systems is the increasing involvement of heavy duty mining equipment, particularly powered, self-advancing supports. In a longwall mining system, powered supports often account for two thirds of the capital investment. Carefull selection of the correct powered supports is a prerequisite to the successful application of mechanised longwall mining technology. Correct determination of the supports will result in:

a) a better working environment
b) higher productivity due to decrease in suspension time
c) lower operating costs.

The incorrect determination of the supports may cause severe economic loss (less service life and/or low utilization efficiency) and troubles in their operation, however the selection of supports is not a simple task since;

1) various kinds of mining machines have been designed and manufactured to accommodate widely differing mining conditions and selecting the proper machines for the specified conditions and environment is thus often time consuming and complex.
2) mining conditions and environment have the characteristics that they cannot be readily described or modelled in classic mathematical language.
3) considerable uncertainty exists in the assumed mining/geological conditions
4) the relevant knowledge or theory of mining strata control is not yet completely developed.

Thus, if the task of selecting a piece of equipment is given to different group of mining engineers, who have been working in different mining conditions and consequently have different experience, different answers are likely to be produced.

2. EXPERT SYSTEMS

Expert systems are advanced computer programmes which aim to solve problems that, until recently, were considered inappropriate for computerisation. Such systems are called expert' because they tend to utilise knowledge, or expertise, rather than standard data in their operation and appear to have a certain amount of intelligence. In the area of technical

project assessment these systems have been suggested as a means to improve the objectivity of complex, technically based decision making.

Potential benefits of expert systems include:

1) The overall level of expertise is improved within an organisation. Such systems free experience staff from low-level problems, which are time consuming but still require their attention, to concentrate on complex,high-level problems that have direct economic bearing on operations.
2) The expertise of many people can be contained within one system and thus a consultancy service is effectively available at minimal cost once the system is developed.
3) Expertise is retained within the expert system and thus does not disappear when staff leave, retire or go on holiday. Especially important considering the projected shortage of technical staff in the near future.
4) As expertise is rapidly available and accessible to junior staff (if required) training costs can be reduced significantly due to self-training.
5) Speed of operation is improved considerably.
6) Consistent answers are produced time after time.
7) Usually require minimal, or no, computer literacy from operators.
8) Can handle uncertain or missing information with few problems.
9) Can handle complex interaction problems.
10) Can be developed quickly. Useful prototype systems can typically be operational within 6 months of initiation and performance can then be improved rapidly.

The birth of expert systems has greatly changed the impression that computers passivel work with a well-defined algorithmic approach which is effective in processing numeric da but manipulate symbolic information poorly. Since the first practical expert system, DENDRAL, appeared in 1965, the theory and tools of expert systems have been well developed. Today many papers and books can be readily found to discuss expert systems (Harman & King, 1985).

3. EXPERT SYSTEM SHELL (EXPERTECH XI PLUS)

The expert system application developed by the authors to assist in powered support selection is implemented on an IBM PC compatible using an expert system shell from

Expertech. (Xi Plus). Summarized in Figure 1 are three main components in an Xi Plus expert system application:

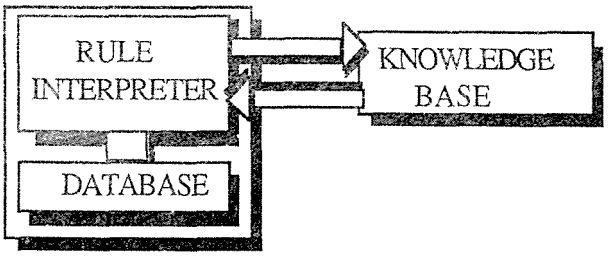


Figure1 Main Components of an Expert System

An inference engine provides facilities for backward-chaining (goal driven), forward-chaining (data-driven) and mixed forward- and backward- chaining. Xi Plus is capable of dealing with probability, uncertainty or impression. This capability will be significantly enhanced when its ability to interface with external programs and data is utilized.

A database holds the current status when consulting a knowledge base. Xi Plus maintains this, holding a record of information entered and conclusions reached in the current session.

A knowledge base consisting of five main elements (see Figure 2)

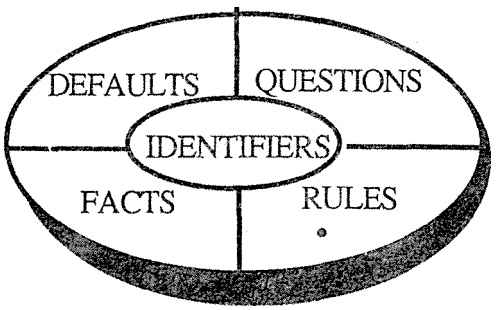


Figure 2 Knowledge Base

1) Identifiers: Names of entities which are given values.
2) Facts: Statements which are true under all conditions.
3) Rules: Expressing the essential knowledge of the subject.Most Xi Plus rules take the classic **if .... then .....** form.
4) Questions: A means of obtaining information from the user.
5) Defaults: Values used in the absence of other information.

Consulting facilities built in to Xi Plus provide a powerful tool for querying how and why to obtain the answers. This consulting system is shown in Figure 3.

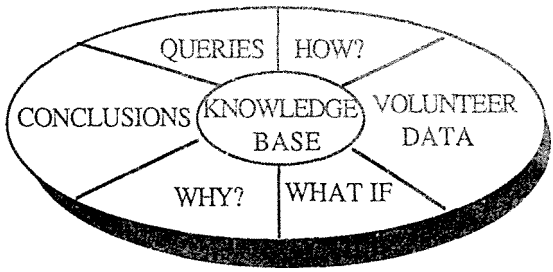


Figure 3 Consultant System

4. POWERED ROOF SUPPORT SELECTION

A hydraulic powered support consists of four main components: canopy, caving shield, hydraulic legs or props, and base plate. According to the way in which the components are interrelated, a support may fall into one of three basic types: chocks, shields and chock shields. Each type of support is designed to cater for certain roof types. However, common parameters include:

(1) Type.
(2) Number of props.
(3) Supporting height: maximum (extended)
minimum(closed)
(4) Applicable gradient.
(5) Supporting resistance: setting load
yield load

(6) Centers distance

(7) Beam dimensions: length
width

(8) Supporting area.

(9) Ratio of roof contact.

(10) Sustainable maximum unit area pressure from roof.

When the type of support is determined, the supporting height range and supporting ›sistance range are decisive parameters. Type of support and supporting resistance range re in turn dependent upon roof type.

.1. Roof Classification

In gently inclined seams roof formations are customarily divided into immediate roof and main roof according to the severity of disturbance caused by the excavation of the coal seam. Movements of the immediate roof and main roof have different effects on roof control at the longwall face:

The immediate roof is the key to roof control. This application classifies the immediate roof into three kinds:

1) Unstable roof (fragmentary roof) such as strength-low shale roof, coal roof and reproduced roof in slicing seam,.
2) Moderately stable roof, such as a sandy shale roof.
3) The main roof directly lies upon the coal seam. This kind of roof is strong enough to hang on a large scale, without caving.

The behaviour of the main roof has an important influence on face ground pressure, such as the cyclic pressure on supports. The roof classification system to be used in this project divides the main roof into five types as follows:

1) No or insignificant periodic weighting from the main roof exists. The essential feature of the roof formation is that the thickness of the immediate roof is more than 4 times that of the seam thickness.
2) Periodic weighting exists. The immediate roof is about 2~4 times as thick as the coal seam. A strong main roof then lies above the immediate roof.

3) Periodic weighting is severe. The main roof is directly above the coal seam,however sometimes, there is a thin false roof between the coal seam and the main roof.
4) The immediate roof is extremely strong and thick. Caving methods are barely applicable.
5) The roof bends plastically to form a safe working space. No artificial supports are normally needed. The roof in this case is composed of limestones and/or sandstones with well-formed joints, fissure and cracks.

4.2.Determination of Type of Support

4.2.1. Chocks

Chocks are mainly used for a roof with a high degree of competency. The existence of relatively severe periodic weighting is favourable to chocks stability. If the ground pressure in the broken roof is from above the face conveyor, chocks will lose their stability.If the roof is extremely hard and caved on a large scale, then chock supports with high yielding load and good longitudinal stability and good at inducing caving should be considered. If the roof is not very hard and the seam noticeably varies in thickness and dip, or in slicing mining faces, relatively small and light chocks with comparatively low yielding load are recommended.

4.2.2. Shields

Shields work well with a broken roof since they mainly withstand pressure from above the conveyors. Periodical pressure resulting from the main roof does not exist or can be ignored if it does. Shields provide a smaller working space than chocks.

4.2.3. Chock-shields

As the name indicates, they are based upon both chocks and shields, and possess the advantages of both them. They are advisable for a strong and fairly stable roof which is somewhat easily fragmented into medium size pieces. Periodical pressure originated from the main roof should not be excessive.

4.3. Determination of Support Resistance

The resistance of the powered support is the key parameter that controls the support characteristics and the structural strength of the support. The yielding load should meet the maximum roof pressure and roof rock compression strength.

The determination of support resistance is based on one of the following criterion:

1) to prevent excessive convergence of the roof during the supporting cycle, but having a minimum value to induce caving at the rear edge of the support.
2) to prevent any bed separation over the face area whatsoever.

The popular estimation method of the yielding load is the bulk factor estimation method which is derived from investigation into the strata movement, roof and floor behaviours and interactions between the roof, the support and the floor in faces with similar working conditions. The formula is (Peng & Chiang, 1984):

$$p = r \cdot \sum h \cdot S / n \qquad (1)$$

where p = yielding load of each leg of the support to be used to withstand the roof
r = unit volume weight of rocks in caving zone
S = maximum supporting area of the support
n = number of legs of a support unit
$\sum h$ = height of the caving zone(estimated):

The height of the caving zone, is estimated by (Peng & Chiang, 1984):

$$\sum h = (H - d) / (k-1) \qquad (2)$$

where H= mining height
d = sagging of the lowest uncaved strata, no greater than d_0 maximum allowable sagging without breaking,
k = bulking factor ranging from 1.2 to 1.8.

Using $k=1.2 \sim 1.5$ and $d \equiv 0$, we obtain $\sum h = (2 \sim 5) \cdot H$. If a safety factor 2 is considered, then $\sum h = (4 \sim 10) \cdot H$.

4.4. Determination of Height of Support

The height of the support can be determined by the mining height and its potential variations. The maximum and minimum supporting heights can be estimated (Peng & Chiang, 1984):

$$Hmx = Mmx - S1 + K \quad (3)$$

$$Hmn = Mmn - S2 - a - K \quad (4)$$

where Mmx= upper limit of the mining height;
S1= roof convergence at the point of front leg with reference to faceline
Mmn= lower limit of the mining height;
S2= roof convergence at the point of rear leg with reference to faceline;
a= flexible height needed when advancing (about 50 mm);
K= preparatory height in case that the mining height goes out the limits.

S1 and S2 can be obtained by underground observations, or estimated in formulas:

$$S1 = \alpha \cdot Mmx \cdot L1 \quad (5)$$

$$S2 = \alpha \cdot Mmn \cdot L2 \quad (6)$$

where α= coefficient associated with roof condition, normally 0.05;
L1= minimum distance from faceline to front legs of the support;
L2= maximum distance from faceline to rear legs of the support.

5. SYSTEM IMPLEMENTATION

In the previous section, the knowledge of how to choose a proper support has been reviewed, this constituting the kernel part of the knowledge base of the expert system. For a complete system, however, a database is needed to hold the specifications of the supports. Although ten parameters are previously given, only five of them will be examined in the selection process;

1) supporting capacity
2) supporting height
3) applicable gradient
4) supporting area
5) roof contact ratio.

As an experimental study, nine supports were used to form the database to test the system. Normally within Xi plus there are two ways to encode them without external

programs interfacing. One way is to represent them as facts. For example, a chock's features can be described as follows:

FACT ch_1_yield_load = 70
FACT ch_1_gradient = 25
FACT ch_1_max_height = 3.8
FACT ch_1_min_height =2.1
FACT ch_1_supporting_area = 12.5
FACT ch_1_contact_ratio = 75%

The other way is to represent them as rules. If the above facts are expressed as rules, they would be:

IF chock support is chock_1
THEN yield_load = 70
AND gradient = 25
AND max_height = 3.8
AND min_height = 2.1
AND supporting_area = 12.5
AND contact_ratio = 75%

Here we treat them as rules.

A support is chosen based on roof type, supporting capacity and supporting height, each of which is again dependent upon many other factors. The initial items include:

About coal seam:	Thickness including maximum and minimum,
	seam variability,
	seam gradient
About roof:	Stability (ease of caving),
	degree of joints development,
	thickness and bulking factor of the immediate roof,
	stability of the main roof,
	rock density.

Before the search for solution starts, these items must be given values in either explicit or implicit forms. For example, roof type is specified as type 1, this implies that the immediate roof is present, roof formation is definately composed of soft rocks and hard

rocks and thickness of the main roof and rock bulking factors are not needed. As can be expected, values for some items can only be qualitative.The utilization of qualitative expression naturally requires a grading scheme. The example is with periodic weighting generated by movement of the main roof, the user ought to have the opportunity to answer the question on severity with any selection from the menu.

Significant,
Moderate,
Low,
Unknown.

After a problem (or a task) is presented to the program, the program begins to seek the solution and ask the user questions.The expert system mimics the human thought process. The procedure that a mining engineer may use to choose a support is:

1) From the given conditions, he calculates the technical parameter values that the suport to be decided should satisfy,
2) Based upon the parameters, or more likely, a limited subset of them, he considers and eliminates each support type in turn until he is left with a single solution or list of possible solutions.
3) When two or more solutions are available, he compares them on economic grounds to decide one that has the least cost.
4) However, in engineering, particularly mining engineering, associated calculations are often not very accurate due to the imprecision of the relevant information, therefore one principle is that two solutions are taken to be approximately the same if they have a difference of less than 5% or 10%.
5) If two or more solutions are obtained, technical comparison is again used to decide which one has technical advantages. If no solution appears, he either redefines his initial requirements or makes a compromise based on his past experience.

This application system, following the above route, sorts the list of possible supports with respect to the initial requirements. Then the program selects the one that best matches with the requirements. In most applications the deciding factors will be the cost and/or availability of the supports, but where this is not the case, the system will present the possible solutions to the user.The result from the expert system can of course take two other forms, either no solution or a single solution. The most satisfactory result is the single solution. The problem of no solution is the most difficult to address, the user has to compromise. In this system at this stage, the approach is to redefine the initial requirements.

The final version should be able to identify the most demanding conditions and make a compromise.

6. EXAMPLE

An example is now presented to demonstrate some features of the system. The mining conditions in this example are:

Gradient	22°;
Seam Thickness	1.8 ~ 2.5 with mean of 2.1 meters;
Immediate Roof	2 meter thick shale with good completeness and few joints,
Next Stratum	4 meter thick sandy shale
Next Stratum	2.5 metre well-fissured limestone.

When the system starts searching for a solution, questions will be automatically asked to gain information following the order shown in Figure 4.The system first identifies the main roof type and the immediate roof kind to determine type of support. After the roof pressure to be sustained is estimated, a support is chosen. If the roof pressure is too high for the support, then another one is chosen. When all the supports are examined and no one satisfies the roof pressure requirement, then the system reports a solution cannot be found and the selection is finished. If, however, there is one suitable, then the supporting height range is calculated. Similarly the support height requirements are examined to see whether the loaded support is feasible or not. If feasible, then seam gradient condition is inspected. If satisfied again, then this type of support is feasible.` In the database of the system, three types of support for each of chock, shield and chock-shield are held as listed in Table 1. The result for this example is chock-shield type 3.

Table 1 Database of 9 supports

	Yield Load (tons/prop)	Height Range (m)	Gradient (°)	Props
Chock Support	170	2.1 ~ 5.0	30	4
	60	1.3 ~ 2.5	25	4
	100	1.7 ~ 3.2	20	4
Shield Support	150	1.4 ~ 2.5	20	4
	80	1.6 ~ 2.7	18	4
	40	2.0 ~ 3.7	15	4
Chock-Support Support	120	1.7 ~ 3.5	22	4
	100	1.0 ~ 2.0	25	4
	70	1.4 ~ 2.8	30	4

7. DISCUSSION AND CONCLUSIONS

Support selection is one important aspect of mine design and planning. To date, the automatic computerisation of this task has received little attention. This may be because the relevant knowledge is not yet completely formed, particularly of ground strata mechanics. In many cases, rule of thrumb and accepted practices are still widely used. Thus subjective judgement is inescapablely involved. In order to avoid personal bias and to make full use of available human expertise, an expert system would seem to offer a sensible route to computer-aided selection.

This expert system application is relatively elementary, however it has proved very useful in assisting the mining engineer in selecting and evaluating self-advancing supports. When this system is incorporated into an operation simulation system, a complete set of computer systems of longwall mining evaluation will be formed.In this work, the factors under consideration in many cases lack adequency in data, and their influences are often judged in linguistic terms, instead of the mathematical language in which present day digital computers understand and process. In summary, this system has about 100 rules. The structure of the system guarantees the system is friendly and accessible even to the users who are not familiar with the technical aspects of the system.

As stated previously, two pieces of important work concerning conflicting solutions are not yet solved:

(a) determination of the most appropriate selection when no solution is obtainable.
(b) assessment of technical preference when two or more solutions are found.

Further work on this expert system is concentrating on:

(1) knowledge refinement, including installation of more expertise
(2) reasoning process improvement,concerning inexact reasoning and indefinite knowledge representation.

REFERENCES

BODKIN K. E., Expert System for Colliery Problems, Collery Guardian, Vol.236 No7, 1988

BROWN D. J. & SINGH R. N., ' An Expert System for Slope Stability Assessment , Part I', International Journal of Surface Mining, Vol.1, No.2, December 1987.

DENBY, B., Intelligent Computer Systems in Surface Mine Design and Planning, Nottingham University Mining Department Magazine, 1987

DENBY B. & ATKINSON T., ' Expert System Applications in the Mining Industry', Mining Engineer, May 1988

FAUCONNIER C. J. & KERSTON R. W. O. 'Increased Underground Extraction of Coal', The South African of Mining and Metallurgy', Johannesburg 1982

GHOSH A., HARPALANI S. & DAEMEN J. J. K., Expert System for Coal Mine Roof Bolt Design, 28th US Symposium on Rock Mechanics, Univ. of Arizona, Tucson, 1987

GUO W., 'Computer Aided Scheduling of Underground Mining Production', Ph.D. Thesis, University of Nottingham, 1989

HARMON P. & KING D., Expert Systems: Artificial Intelligence in Business, John Wiley & Sons, New York, 1985

PENG S. S. & CHIANG H. S., Longwall Mining, John Wiley & Sons, New York, 1984

ROSENMAN M. A. GERO J. S., HUTCHINSON P. J. & OXMAN R. 'Expert Systems Applications in Computer-aided Design', Computer-aided Design, Vol.18, N0.10, December 1986

SANTA CRUZ C. & KOHLER J.L. 'Expert system for failure diagostic improvement in mining equipment', 20th APCOM,USA 1988

WOLD M. B., A Blocking Physical model of Longwall Caving Under Strong Roof Conditions, 26th US Symposium on Rock Mechanics, Vol.2, Rapid City, 1985

NATURAL HYDROPHOBICITY AND FLOTATION OF SILVER-BEARING NATIVE GOLD

GÜMÜŞ İÇEREN NABİT ALTININ DOĞAL HİDROFOBİKLİĞİ VE FLOTASYONU

B. YARAR(*)
B.S. AKSOY(**)
I. BAYRAKTAR(***)

ÖZET

Meksika'dan elde edilen, gümüş içeren, tabakalı yapıda nabit altının doğal olarak hidrofobik olduğu ve flotasyonu için reaktif gerekmediği saptanmıştır.

Konvensiyonel altın flotasyonu toplayıcıları olan ksantatların hidrokarbon zincirlerinin (etil, isopropil, isabutil ve amil) etkileri araştırılmış ve ksantat türlerinin altın flotasyonunda önemli bir rolü olmadığı bulunmuştur.

Bu bildiride nabit altının doğal olarak hidrofobik olduğu, yüzeyinin pürüzlü oluşunun hidrofobikliği azalttığı; demir ve kümik asitin altın yüzeylerine fiziksel olarak soğurulduğunu ve bunun hava kabarcığının yüzeye bağlanmasına karşı mekanik bir engel oluşturduğu; ve sülfür iyonu konsantrasyonunun 10^{-5} M'dan büyük olması halinde sülfür iyonunun bir bastırıcı olduğu, düşük konsantrasyonlarda ise ($< 10^{-5}$ M) canlandırıcı etki yaptığı deneysel olarak kanıtlanmıştır.

ABSTRACT

It was established that native gold flakes which contain silver, obtained from Mexico are naturally hydrophobic and require no reagents for flotation.

The role of conventional gold flotation reagents such as xanthates was also investigated and the effects of hydrocarbon chain in the series ethyl, isopropyl, isobutyl and amyl was found to be insignificant.

In this paper we demonstrate that native gold is inherently hydrophobic; that surface roughness reduces this hydrophobicity; that iron and humic acids act as depressants by physical adsorption which creates a mechanical barrier between gold surface and air bubbles; and that sulfide ions act as hydrophobicity depressants at concentration of $C > 10^{-5}$ M, but have activator effects at C C

concentration of $C > 10^{-5}$ M, but have activator effects at $C \leqslant 10^{-5}$ M.

INTRODUCTION

The choice of method for concentration of gold-bearing materials depends on the mode of occurrence of gold such as in sulfide minerals, as tellurides, or in free form, etc. Numerous applicational terms have evolved in this context and they refer to telluride gold, pyritic gold, carbonaceous gold, native gold, free-milling gold, etc. (1).

---

*: Professor of Metallurgical Engineering
**: Formerly Graduate Student at CSM
***: Dr. Eng., Demir Export, Ankara

On the other hand, the processes chosen for concentration of values depend on the mode of occurrence, the degree of liberation and generally on the physico-chemical properties of the ores treated [2]. For example, while flotation-concentration is suitable at sizes smaller than 65 mesh (-200μm), gravity separation operates best at much larger particle sizes.

This paper concerns itself with the inherent hydrophobicity of native gold and its behavior in flotation systems.

The following common observations are relevant to our interest:

Observation 1: During the gravity separation-treatment of native gold, such as jigging, tabling, use of spirals and their modification or indeed simple hand-panning, one frequently observes that some of the gold grains escape as a thin surface layer on top of the water phase, that is, they "skin float". It is common practice to add surfactants (such as dishwashing liquid) to the crossflow water in a tabling operation for example, to minimize skin flotation-losses to tabling tails.

Observation 2: It is known that if native gold-containing run of mine ores also contain sulfide minerals such as pyrite for example, flotation by xanthates is hindered by the presence of S^{2-}-ions in the medium, and high pH is not conducive to high recoveries. Furthermore, tarnished gold, that is gold which has been contaminated with humic substances from the organic matter decay that occurs in the environment, or contamination by iron oxides gives lower flotation recovery in metallurgical plant practice.

Hypothesis: These cases suggest that gold behaves as a naturally hydrophobic material, like graphite or molybdenite, as cited in Observation 1 above. Noting that metals in general exhibit high energy surfaces, which should enhance hydrophilic properties, the natural hydrophobicity observed in gold needs to be elucidated in connection with its flotation-concentration. Furthermore, the role of iron oxides, sulfide ions and humic substances need to be established in the same connection.

Natural Hydrophobicity of Gold

The well-known Young-Dupre equation:

$$\gamma_{SG} - \gamma_{SL} = \gamma_{LG} \cos \theta$$

where γ_{SG}, γ_{SL}, and γ_{LG} are the solid-gas, solid-liquid, and liquid-gas interfacial tensions respectively while γ is the equilibrium contact angle conditions are right, flotation occurs at $\theta > 0$, which correlates with the thermodynamic flotation condition.

Using this concept, it is possible to plot contact angles against solution surface tension which usually produces a line as shown in Figure 1. This figure indicates that for a material that exhibits hydrophobicity in water, hydrophilic properties, i.e., $\theta = 0$ can be produced if the surface tension of the solution it contacts is reduced by some means such as using methanol or acetone-like substances which are completely water-miscible, or surfactants, all of which give low surface tension aqueous solutions. The low surface tension of the solution which leads to $\theta = 0$ or simply no flotation is known as the critical surface tension of wetting of this solid, γ_c [3].

From past experience we know that molybdenite, or graphite which would normally be considered naturally hydrophobic, and indeed float in water alone, do cease to adhere to air bubbles and thus not float in solutions that have surface tension values of 30 dyne/cm or smaller [4].

It needs to be noted here that the surface chemistry of the solid (mineral) is not altered by the use of low surface tension solutions cited above, and a conventional depressant-action-type mechanism need not be considered. What is relevant however, is that in a low-enough surface tension solution, the surface hydration film that exists on all surfaces and which can be stable (hydrophilic) or unstable (hydrophobic) is made less easy to break when a bubble collides with a hydrophilic solid particle in the flotation pulp [5].

Another point which needs to be observed in this connection is the fact that at solution surface tensions larger than that of the γ_c value, the material floats and at solution surface tension values equal to

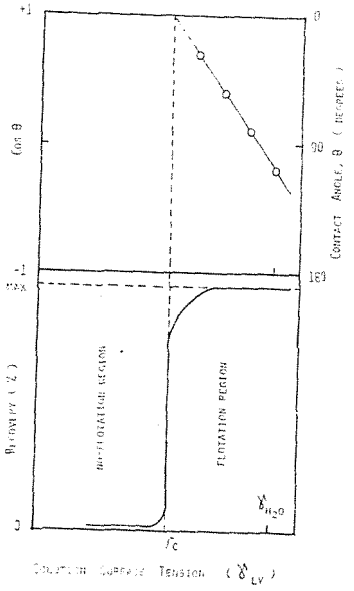


Figure 1: Correlation of critical surface tension of wetting, γ_c and flotation. Top: γ_c as obtained by contact angle measurements. Bottom: γ_c as obtained by the Kaoma-Yarar flotation method.

or smaller than the γ_c value, flotation does not occur. The relationship of the critical surface tension of a solid to its flotation behavior is also given in Figure 1.

EXPERIMENTAL

Degree of Hydrophobicity was determined by the "Bubble Pick Up Method", which is an established technique used in the optimization of flotation conditions when one has but a small sample of material [6,7].

The apparatus consisted of a glass tube from which a small bubble exits and is made to contact an immersed gold bed as shown in Figure 2. The hydrophobic particles which adhere to the bubble were picked up and counted or weighed. In the case of very fine particles, counting was made under a low magnification microscope.

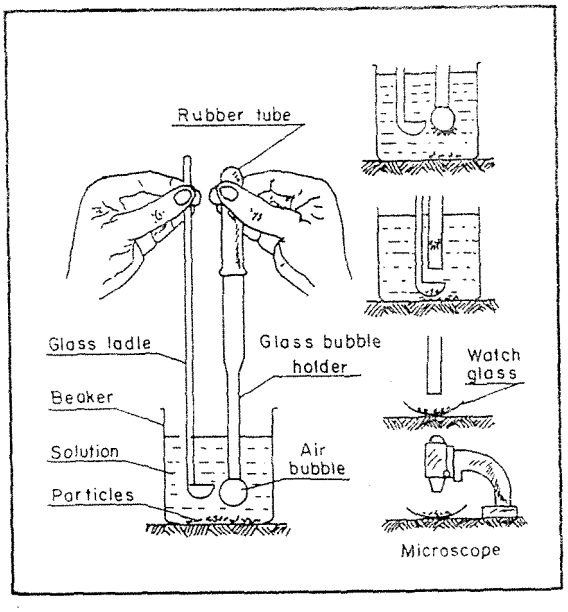


Figure 2: The bubble pick up method.

The main advantage of this method, is that mounting of a sample or polishing, which may lead to the alteration of the natural state of its surface, as may indeed be necessary in contact angle measurements, is eliminated. The results are expressed as PI, pick-up index, i.e.:

$$PI = \left(\frac{P_n}{P}\right) 100$$

where:

P_n = number of particles picked up under experimental conditions

P = maximum number of particles picked up in a given set of tests

As compared to other small-scale laboratory techniques such as microflotation cells, or Hallimond tube or its modifications the method is fast, and becomes more reliable if the average of a number of pick-up tests is used for the calculation of PI.

It is also notable that as in the case of contact angle measurements, this technique gives data consistent within one set of experiments, and is best suited to distinguishing between no flotation, intermediate flotation and optimal flotation conditions. Correlating it with plant practice can only be accomplished by larger-scale tests.

The data reported in this paper were the arithmetic average of 10 experiments for each data point given.

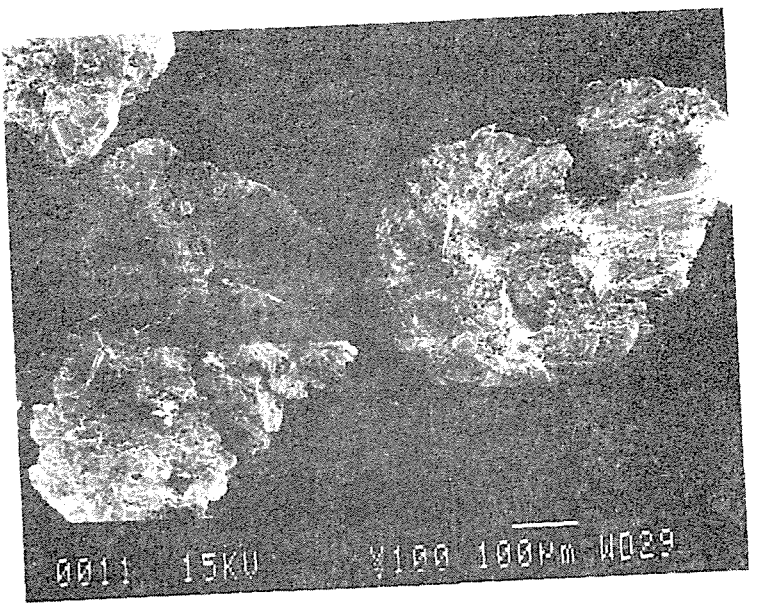
Contact Angle Measurements were made by a Rame-Hart contact angle goniometer, using the captive bubble and sessile drop methods. For this purpose, gold grains were melted into a bead at high temperature, and then hammered into a 5mm flake. A similarly-prepared flake was rubbed on a 200 mesh sand paper to obtain a roughened surface for contact angle comparisons. Nitric acid cleaning was applied prior to measurements.

Chemicals used in all the experiments were "Analytical Grade" and water was distilled in an all-glass apparatus.

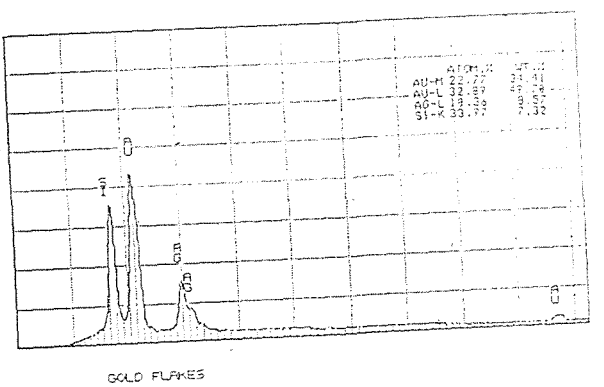
Xanthates used were the fractional recrystallization products of commercial samples, which were clear crystals. They were kept as solids under refrigeration and their solutions were prepared in the same day of usage.

The Gold Samples used in experimentation were placer samples obtained from Idaho, Mexico and Leadville, Colorado. They were subjected to concentration on a shaking table followed by superpanner. A final cleaning was carried out by hand-sorting under a 30X microscope.

All the data reported in this paper were obtained with the Mexico sample, and had the properties given in Figure 3. Particle sizes ranged between 75 and 200 micrometers and had the physical appearance shown in Figure 3.



(a)



(b)

Figure 3. Gold flakes used in this study. (a) Scanning electron micrograph and (b) EDS (Energy Dispersive X-Ray analysis) output of the grains.

Testing the Hypothesis that "Native Gold is Naturally Hydrophobic"

The curve given in Figure 4 indicates the critical surface tension of wetting of the gold sample used to be equal to about 40 dyne/cm. It is also worth remembering here that according to the discussion above, any material which exhibits a critical surface tension of wetting $\gamma_c < 70$ dyne/cm, the surface tension of water will float on its own without added reagents. Bubble pick up tests clearly show that the gold samples float in ordinary distilled water. The gold with which these experiments were conducted, was cleaned by nitric acid and also burned at about 700-800°C to eliminate all combustile, potential organic contaminants.

Literature data indicate that gold is indeed naturally hydrophobic [8,9]. In fact Bartell and Smith [10] report that both gold and silver exhibit low energy surfaces, and in the presence of oxygen-containing water, silver undergoes reactions which significantly alter the contact angle of water vapor condensed in it.

The Flotation Behavior of Native Gold in the Presence of Sulfide and Ferric Ions and Humic Acid

It was noted that native gold flakes are usually contaminated with iron oxides and organic decay products, generally known as "humic substances". Furthermore, its surface is highly rough as noted in Figure 3. Gold surface is also usually heterogeneous; heterogeneity being generated by silver and silica-silicate inclusions, and at times iron oxides.

The roles of these structural and surface components in the flotation behavior of gold are discussed below.

Figure 5 shows the effect of ferric ions on the flotation of the native gold sample used, where it is seen that as the concentration of ferric ion increases in distilled water, observable hydrophobicity decreases. It can be shown by calculation that ferric ions are completely precipitated as ferric hydroxide $Fe(OH)_3$ (hydrated iron oxide) at neutral pH. The adverse effect of Fe^{3+} persists even in the presence of a xanthate collector.

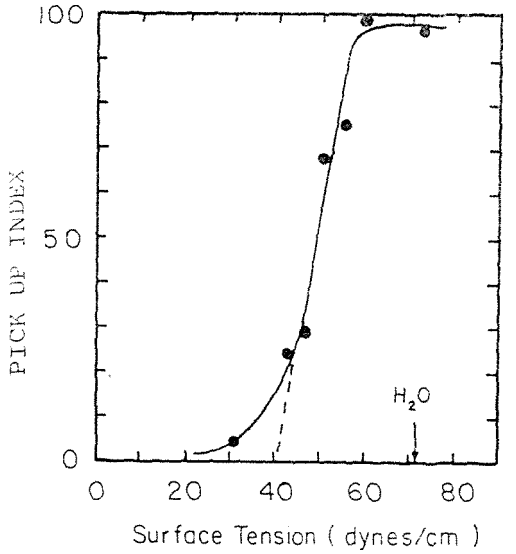


Figure 4: The critical surface tension of wetting of gold flakes. Solution surface tension arranged by methanol.

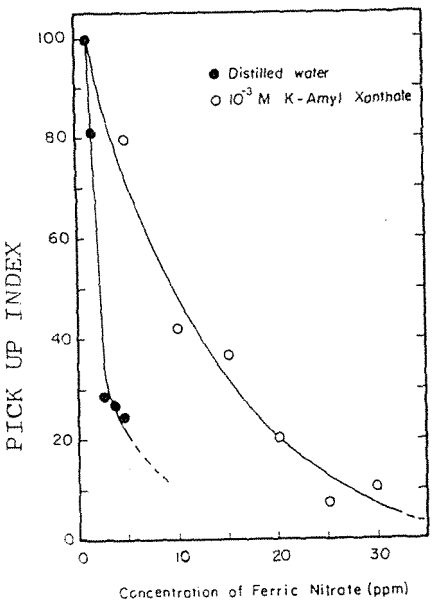


Figure 5: Effect of ferric ion on the flotability of gold.

Further, if a sample that has shown zero flotability in the presence of iron, is washed thoroughly with distilled water and re-tested, it re-exhibits its original natural hydrophobicity. This suggests that hydrated iron oxides which are known to exist in colloidal-size fine particles are acting as a mechanical barrier between the air bubble and the hydrophobic surface; no chemical interaction between the gold surface and iron has taken place.

The same phenomenon is observed, yet, to a smaller extent when humic acid is used, as can be seen in Figure 6. Humic acids can be taken as low molecular weight multi-functional organic colloids. Their action in the depression of gold is also physical, as in the case of iron oxides and can be reversed by mere washing of the sample with distilled water.

The action of sulfide ions is a totally different phenomenon as can be seen in Figures 7(a) and (b). Here we note that at very low concentrations of added Na_2S (i.e., 10^{-5} M), sulfide ions act as activators, namely, they enhance the flotability of our native gold sample. At higher than 10^{-5} M concentrations however, sulfide is a depressant and inhibits hydrophobicity at all concentrations even in xanthate-containing solutions.

If a freshly-ground pure pyrite sample is treated with deoxygenated or oxygen-containing distilled water, filtered and the solution part tested for its effect on the hydrophobicity of gold, one notes that hydrophobicity is

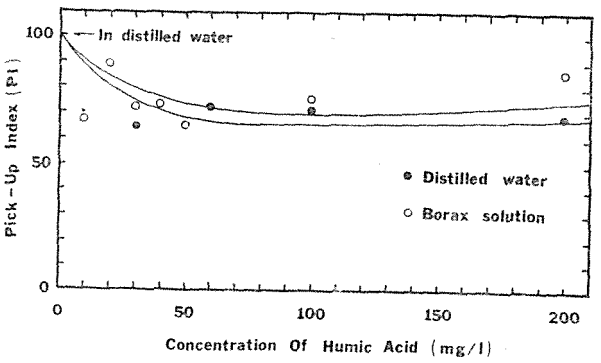


Figure 6: Effect of humic acid on the flotability of gold.

completely depressed in such a solution. Chemical analyses show that such solutions contain high concentrations of dissolution products, of the order of 10^{-4} M and higher, derived from the ionization and oxidation of pyrite.

Even if the gold sample is treated with xanthate ions and then treated with sulfide, its hydrophobicity is irreversibly impaired by S^{2-} ions.

These data are in agreement with the findings of other investigators. For example, Walker et al. [11], in electrochemical studies have observed the depressive action of sulfide species in the medium. The mechanism of such action is debated, however, it appears that the strong reducing action of sulfide ions in xanthate-containing media, and the strong chemical affinity of S^{2-} ions for metal surfaces is playing an important role in their depressant action.

Role of pH and Ionic Strength

In the flotation-concentration of gold-bearing ores the pH of the medium varies in a wide range from as low as pH = 3 [12] to as high as pH = 10, the actual value being determined by the chemistry of the reagents used, the degree of oxidation of accompanying minerals and the chemical compositions of such minerals. Neutral pH is more commonly used for native gold recovery [13].

In the case of native gold flotability we find the following points to be significant:

Native gold shows maximum flotability in distilled water in the range pH = 6-9 the flotation being totally inhibited at pH > 10 as can be seen in Figure 8.

Figure 9 shows that if the ionic strength of the medium is kept constant at $I = 10^{-2}$, gold shows relatively high natural hydrophobicity in the acid and neutral pH ranges, while high pH is again deleterious. The role of roughness in this context is further discussed below.

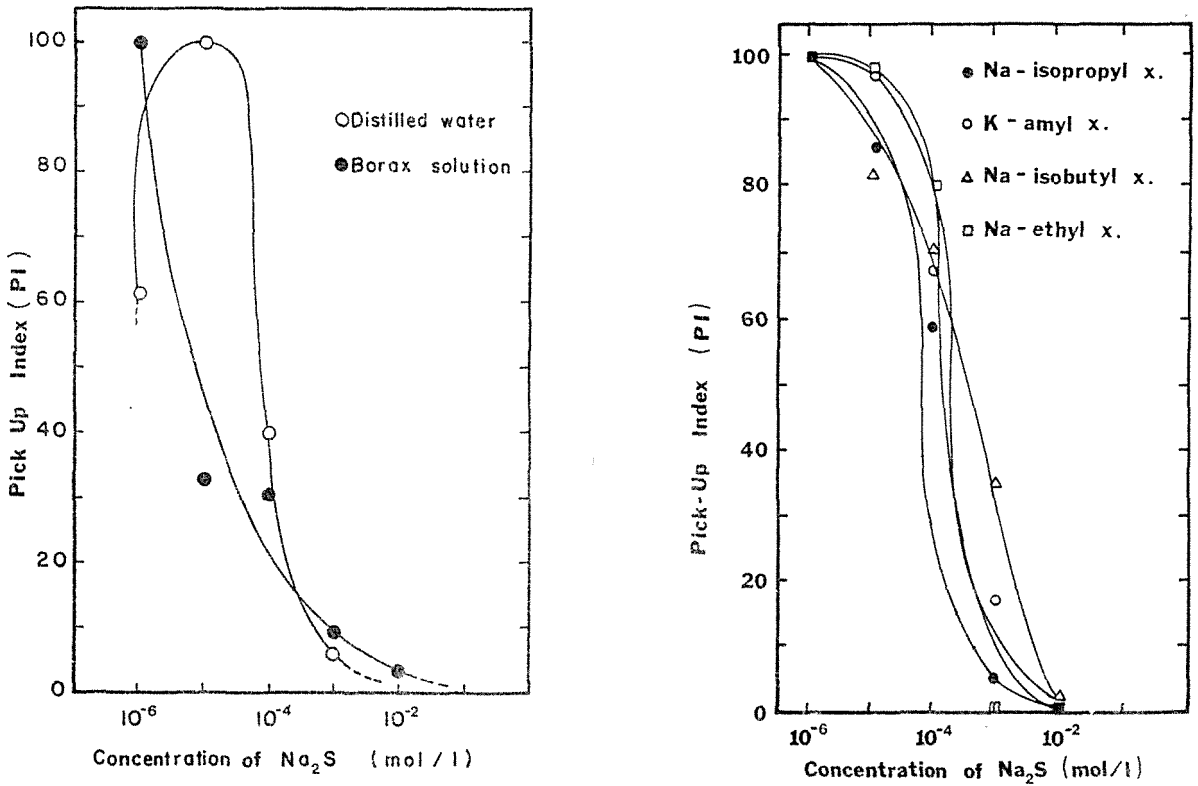


Figure 7: Effect of Na_2S on the flotability of (a) Nascent gold, (b) gold, treated with xanthates.

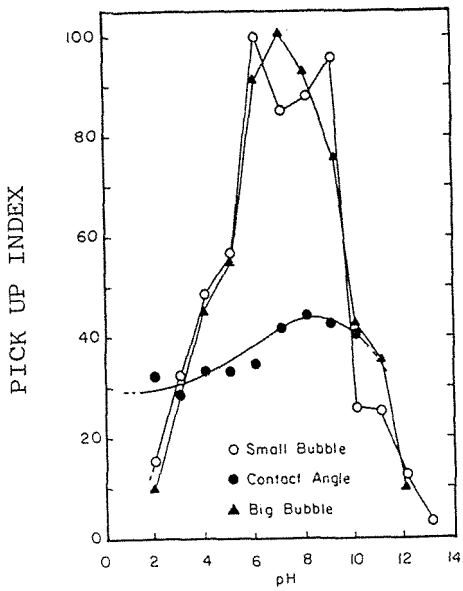


Figure 8: Effects of pH on the flotability and contact angle of gold.

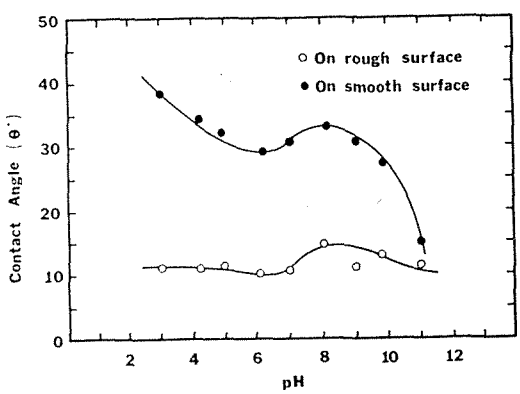


Figure 9: Effect of surface roughness on the relative degree of hydrophobicity of gold.

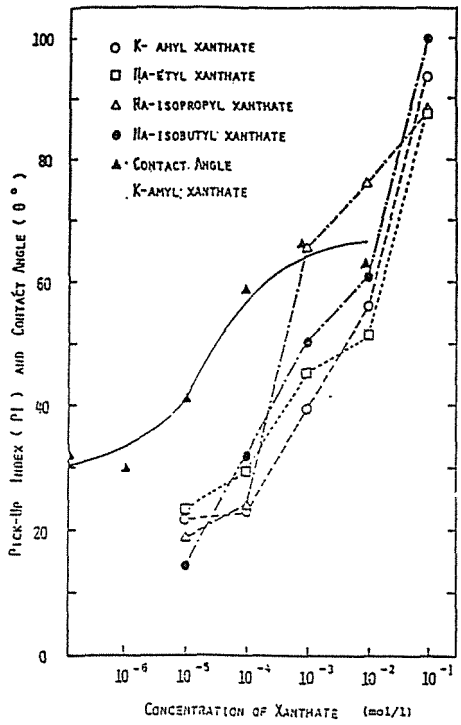


Figure 10: Effects of xanthates C_2 to C_5 concentrations on the hydrophobization of gold.

Role of Xanthate Structure in the Hydrophobization of Native Gold

Xanthates (or dithio carbonates) which have the general formula: R-O-CSS-M where: Me = a cation such as Na or K, and R = a hydrocarbon chain are commonly used as reagents in the flotation-concentration of gold ores. In most cases such ores used in metallurgical practice contain sulfides or tellurides alone or together with native gold grains.

In this study we have investigated the degree of hydrophobicity imparted to the gold sample studied by xanthates, without any other reagents such as activators or frothers.

Figure 10 shows the behavior of gold at various xanthate concentrations in borate buffer of pH = 9.2. The following are observed from this figure:

1) In borax solution, higher xanthate concentrations render native gold more hydrophobic.

2) The concentration-dependence of the effect of xanthates on the hydrophobization of gold is not a well-defined function of hydrocarbon chain structure if the xanthates are:

Aero-335, Sodium ethyl xanthate : C_2H_5-OCSS-Na

Aero-343, Sodium isopropyl xanthate: C_3H_7-OCSS-Na

Aero-317, Sodium isobutyl xanthate : C_4H_9-OCSS-Na

Aero-350, Potassium amyl xanthate : C_5H_{11}-OCSS-K

At C = 10^{-3} M the results show: Na-Isopropyl > Na-Isobutyl > Na-Ethyl > K-Amyl; at higher concentrations such as 0.1 M, the order is: Na-Isobutyl > K-Amyl > Na-Ethyl = Na-Isopropyl. We believe that the observed differences are within the limits of experimental error.

The flotation of native gold by xanthates is consistent with the findings of others [14] who report that high reagent concentrations produce more hydrophobicity and that dixanthogen, $(ROCSS)_2$, is the most likely entity responsible for it. Since dixanthogen is a neutral oil, one would expect it to be more readily-adsorbable on low-energy or naturally-hydrophobic solid surfaces which is the case with native gold.

Role of Roughness in the Flotability of Gold

A number of papers in the literature report electrochemical and contact angle measurement data on the native flotability of gold [8-11,13,14].

Figure 3 shows that the degree of roughness of native gold is much higher than one would expect in assumptions that gold flakes are smooth(!!).

We have conducted a series of experiments seeking the relationship between the roughness of native gold surface and its flotation behavior. These data were also checked against an artificially prepared hydrophobic surface, by melting paraffin on a slide glass.

The highlights of our observations can be summarized as follows:

1) The native hydrophobicity of gold is hindered by the roughness of its surface. Namely, that if a gold flake is made smoother by sintering at elevated temperature, its hydrophobicity increases as indicated by increased contact angle measured under similar conditions to the ones obtained with rougher surfaces (see Figure 9).

2) Contact angle data obtained with paraffin surfaces and gold samples show the following patterns:

   a) If $\theta < 90$, increase in roughness affects the hydrophobicity of the material in an adverse manner.

   b) If $\theta > 90$, increase in roughness makes for a better flotation.

These data are in agreement with our findings reported above which noted that higher xanthate concentrations lead to better flotation of native gold and are also in agreement with the well-known Wenzel equation, i.e.,:

$$(\text{Roughness})\ (\cos\ \theta_{true}) = (\cos\ \theta_{measured})$$

CONCLUSIONS

Based on this study we reach the following conclusions:

1) Native placer gold flakes are made highly heterogenous by inclusions of silver and silica plus silicates.

2) Such flake surfaces are highly rough and exhibit pits, valleys and peaks which vary in depth an width, ranging from a fraction of a micron to 10 microns.

3) Such flakes are naturally hydrophobic and float readily with distilled water, even after potential organic contaminants are burned away by heating of the sample at 700-800° their critical surface tension of wetting being about 40 dyne/cm. Roughness reduces the natural hydrophobicity of gold grains.

4) Ferric ions and humic acids retard bubble-particle adhesion in a flotation system, by forming physical barriers between particles and bubbles.

5) While native gold flakes exhibit higher hydrophobicity at neutral pH, pH > 9 is deleterious to natural flotability.

6) Unexpectedly, sulfide ions, at low concentrations, such as $[Na_2S] < 10^{-5}$ M act as activators and as strong depressants at all higher concentrations.

7) High concentrations of C_2-C_5-xanthates enhance the degree of hydrophobicity of native gold at all concentrations, the higher ones being preferable.

8) The heap leaching of gold is also influenced by the wetting phenomena which takes place at the cyanide solution-gold interface, and our findings in this connection will be presented in a separate publication.

REFERENCES

1. Taggart, A. F., "Handbook of Mineral Dressing", Wiley, N.Y., (1954), pp. 2-70 to 2-100.

2. Yarar, B. and Rao, S. R., "Flotation", in Encyclopedia of Chemical Processing and Design, J. J. McKetta (ed.), Marcel-Dekker, N.Y., (1985), vol. 23, pp. 454-508.

3. Yarar, B., "Gamma Flotation: A New Approach to Flotation Using Liquid-Vapor Surface Tension Control", In Annales, Proc. 2nd Latinamerican Flotation Congress, Concepcion, Chile, vol. 1, pp. C.2.1-C.2.30.

4. Kaoma, J. and Yarar, B., "Correlation of the Critical Surface Tension of Wetting and the Non-Stoichiometric Composition of Molybdenum Sulfide", in Proc. 4th Intl. Conf. on Chemistry and Uses of Molybdenum, H. F. Barry and H. Mitchell (eds.), Climax, Ann Arbor, Michigan, (1982), pp. 117-122.

5. Yarar, B., "Correlation of the Zeta-Potential and Flotability of Weathered Coal", SME-AIME Transactions, vol. 272, pp. 1978-1983, (1983).

6. Sun, S. C. and Troxell, R. C., "Try Bubble-Pickup for Rapid Flotation Testing", E&MJ, vol. 158(7), p. 79, (1957).

7. Lee, A. F., "A New Bubble Pick Up Technique As A Rapid Flotation Test Method", (discussion of), J. South Africa Inst. Min. Met., (November 1970), pp. 77-85.

8. White, M. L., J. Phys. Chem., vol. 68(10), pp. 3083-3085, (1964).

9. Erb, R. A., "Wettability of Metals Under Continuous Condensing Conditions", J. Phys. Chem., vol. 69(4), pp. 1306-1309, (1965).

10. Bartell, F. E. and Smith, J. T., "Alteration of Surface Properties of Gold and Silver As Indicated By Contact Angle Measurements", ibid., vol. 57, pp. 165-172, (1953).

11. Walker, G. W., Walters, C. P., and Richardson, P. E., "Hydrophobic Effects of Sulfur and Xanthate on Metal and Mineral Surfaces", Intl. J. Min. Proc., vol. 18, pp. 119-137, (1986).

12. Yarar, B. and Pine, G. L., "Gold Content of Arizona Cinder Cones", paper prepared for presentation at Symposium on Precious and Rare Metals, Albuquerque, New Mexico, (April 6-8, 1988).

13. Wang, W. and Poling, G. W., "Methods for Recovering Fine Placer Gold", CIM Bull., vol. 76, pp. 47-56, (1983).

14. Miller, J. D., Misra, M., and Gopalakrishnan, S., "Fine Gold Flotation from the Colorado River Sand with the Air-Sparged-Cyclone", Preprint No. 85-397, SMA-AIME Fall Meeting, Albuquerque, New Mexico, (1985).

15. Gardner, J. R. and Woods, R., "An Electrochemical Investigation of Contact Angle and Flotation in the Presence of Alkylxanthate: PartI -Platinum and Gold Surfaces", Aust. J. Chem., vol. 27, pp. 2139-2148, (1974).

BULK EMULSION EXPLOSIVE - A CASE STUDY

BULAMAÇ PATLAYICILAR - BİR UYGULAMA

Roger HOLMBERG(*)
Bengt FOLKESSON(**)

ABSTRACT

This paper deals with results from two case studies in Sweden where Bulk Emulsion Exploøsives have been used.

A comparison is made with other types of explosives regarding costs for drilling and blasting.

By using Bulk Emulsion Explosive it was possible to achieve a better breakage performance. In a copper mine this resulted in a decreased powder factor and thereby less cost for the explosive. In a limestone quarry an expansion of the drilling pattern lowered the drilling cost and the change-over to Bulk Explosive made handling and storage more adventageous.

The studies are made for a surface copper mine using large diameter (251-310 mm) drill holes and a limestone quarry using small diameter drill holes (95 mm).

*) Marketing Manager, Nitro Nobel AB, Sweden
**) Manager Bulk Explosives, Nitro Nobel AB, Sweden

1. INTRODUCTION

Rational large scale mining and excavation have forced the development of mining equipment and consequently also explosive products including manufacturing, distribution ar handling.

The safety and working environment has become most significant parameters when the overall mining operation is evaluated. This has to a great extent influenced the produ development towards less sensitive explosives.

Today most of the commercial explosives in the world ar used in large diameter drillholes. The explosive is then handled as bulk explosives.

ANFO is since more than 25 years the most common bulk explosive as it is cheap, easy and safe to handle. ANFO is unfortunately not water resistant and despite a lot of efforts has been made to add ingredients in order to increase the water resistance, this has only succeeded to a marginal degree.

The overall cost for the excavation including loading, hauling, crushing etc. must be minimized. By changing the explosive usually all operations are affected. More powerful explosive in the drillholes gives for example finer fragmentation and a faster flow of rock through the loading-hauling-crushing operation.

After many years of experience in huge operations with large hole diameters up to 12 1/4" Nitro Nobel now also has systems available for small diameter blastholes (down to 64 mm).

Most of the Swedish quarries work with drilling equipment for 64 up to 125 mm drillholes. By use of bulk emulsion systems it has become possible to double the number of drillholes per round despite charging time has been reduced. Better fragmentation has resulted in decreased costs for secondary blasting.

2. DESCRIPTION OF THE BULK EMULSION SYSTEM

EMULITE® is an emulsion explosive. It consists of small droplets of ammonium nitrate solution, tightly packed in a mixture of oil and wax. Looked at through a microscope, its structure resembles that of a honeycomb. The thickness of the oil and wax membranes separating the droplets is less than one tenthousandth of a millimetre. This involves an extremely large contact area between the fuel-oil and wax and the oxidizer-ammonium nitrate. As a result very rapid and complete explosive combustion is obtained. The oil and wax membrane also protects every droplet of ammonium nitrate and makes the explosive highly water resistant.

By adding "hot spots" in the form of small hollow glass spheres (microspheres) or air bubbles the sensitivity of the emulsion can be varied. The hot spots, which are only one tenth of a millimetre in diameter, act as density gradients in the explosive and effectively transfer shock wave energy to heat and enhance the rapid explosive combustion of the emulsion.

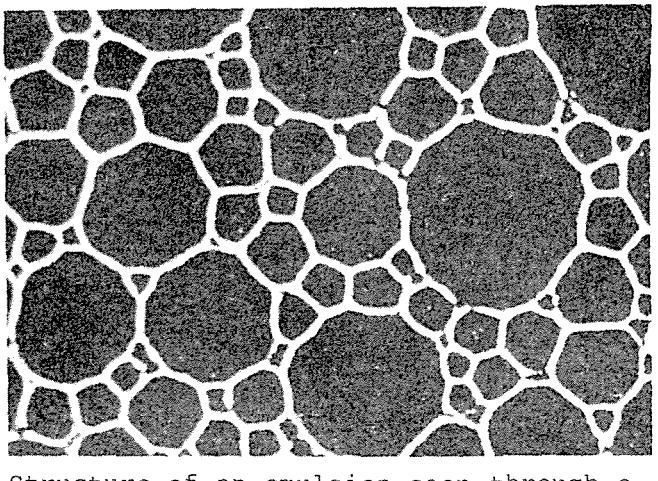


Figure 1. Structure of an emulsion seen through a microscope.

EMULITE contains no raw materials classified as explosives and becomes itself an explosive only in the final stage of production.

EMULITE is extremely insensitive to accidental initiation through friction, fire or other mechanical stimuli. It is therefore extremely safe to manufacture and handle than any other commercial explosive.

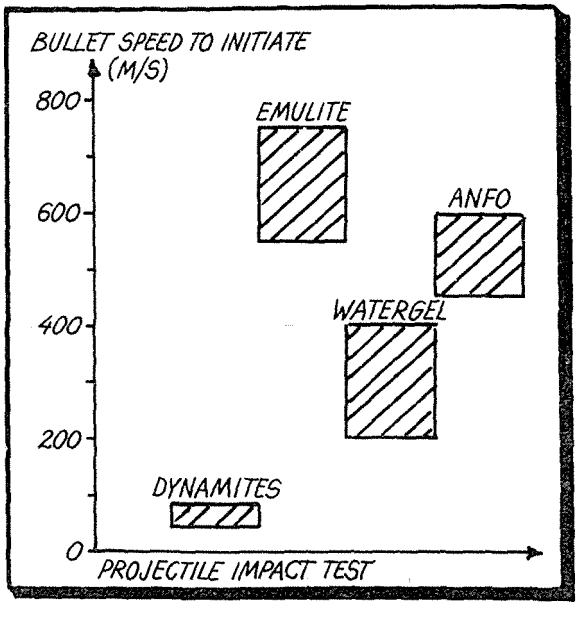


Figure 2. Sensitivity for some commercial explosives in the projectile impact test.

2.1 Bulk Manufacturing Systems

Production of EMULITE can be either centralized or decentralized depending on for instance consumption volumes, regulations etc.

Centralized production comprises besides manufacturing of tailor-made explosives, also a possibility to produce a non-explosive emulsion matrix, which can be sensitized on site by chemical gassing or by microspheres.

Since production of EMULITE is very safe, the manufacturing unit can be located close to worksite. No explosive needs to be stored as loading of the truck is integrated with production of the explosive. This implies storing and transport of non-explosive raw materials only.

Manufacturing units are available with production capacities from 1,200 tonnes per annum. They are built up by container moduls adaptable for a wide variety of applications.

2.2 Bulk Pump Trucks

Nitro Nobel has designed two basic types of bulk truck bodies for transport and charging of emulsion explosives.

The EMULITE Pump Truck body is suitable for straight EMULITE or plant-mixed EMULAN®. The EMULITE Multi Truck body is designed for:

- Pumping of straight EMULITE;
- Mixing and pumping of EMULAN;
- Mixing and augering of EMULAN and ANFO.

Both types can pump explosive into even water-filled drillholes.

Pumping starts with the charging hose at the bottom of the hole and the water, if any, is displaced.

The bodies are available with different load capacities to fit demands of explosive per shift etc.

EMULAN is a bulk explosive produced by mixing PRILLIT (ANFO) with an emulsion. The addition of emulsion will give a more powerful explosive than PRILLIT itself with higher bulk strength and improved water resistance. The proportions of emulsion and ANFO can be varied to produce a range of products to meet different blasting conditions. A mixture of 75 per cent EMULITE and 25 per cent PRILLIT is named EMULAN 7500, a mixture of 40/60 EMULITE/PRILLIT is named EMULAN 4000 etc.

Generally the following is valid for EMULAN:

a) EMULAN with up to 40 per cent EMULITE matrix can be augered into dry holes. Poor water resistance.

b) EMULAN 4000-6000 can be augered into wet holes but dewatering is necessary before loading. Average to good water resistance.

c) EMULAN with more than 60 per cent EMULITE matrix is pumpable and can be loaded into waterfilled holes. Excellent water resistance.

Velocity of detonation measurements have been used to control the water resistance of EMULAN 7500. VOD-measurements in the hole diameter 9 7/8" shows that the VOD is stable 5,300 - 5,500 m/s, even when the explosive has slept for one month in wet holes.

3. AITIK COPPER MINE

At the Aitik open pit mine north of the Arctic Circle, Boliden Mineral AB is mining about 12 million tonnes of low grade copper ore per year. The average copper content is only 0.38 per cent.

In 1966 development work began and in 1968 production could start. New large scale techniques and equipment for open pit operation had made it realistic to benefit from mining low grade copper ore.

The bedrock is predominantly represented by biotite gneiss and sericite schist and the main mineralization of economic interest is disseminated chalcopyrite. Gold and silver (0.3 respectively 4 g per tonne of ore) are extracted from the copper concentrate.

3.2 Drilling and Blasting

Generally

Since the start up of the mine, hole diameters of 9 7/8" have been used.

18 m vertical holes are drilled in the 15 m high bench in a 7.5 x 9.5 m^2 pattern for the stock blasts. An unloaded hole length of 4 m is left after the hole has been loaded.

In 1969 Nitro Nobel built a plant 25 km outside Aitik for manufacturing of bulk explosives. A high strength, high density (1.45 - 1.5 g/cm^3) aluminized TNT-based watergel named Reolit was produced with minor modifications up to 1983. Emulsion explosives were then tested and in 1987 EMULITE 1050 had replaced the TNT-slurries.

EMULITE 1050 is a booster-sensitive, on-site sensitized emulsion with 5 per cent aluminium.

As from June 1987 tests with EMULAN 7500 started and the results were so encouraging that today the mine is using EMULAN in preference of EMULITE 1050.

EMULAN 7500 consists of a mixture of 75 per cent EMULITE 1000 and 25 per cent PRILLIT (ANFO). The EMULAN 7500 has been sleeping in wet holes at Aitik up to 5 weeks without any malfunction. 95 per cent of all boreholes in the mine are waterfilled.

3.3 Loading

Today a bulk truck with a load capacity of 14 tons is used for transportation and loading.

Both EMULITE and EMULAN are sensitized by adding gassing agents at the same time as the explosive is pumped into the borehole.

The distance from the plant to the mine is 25 km. One load takes 2.5 - 3 hrs to complete. Load cells on the truck make it possible to predetermine the amount of explosive loaded into each hole.

Before loading and during the loading operation the density is checked. Normally a density of around 1.15 g/cm^3 will grant that the density in the hole bottom does not exceed 1.3 g/cm^3.

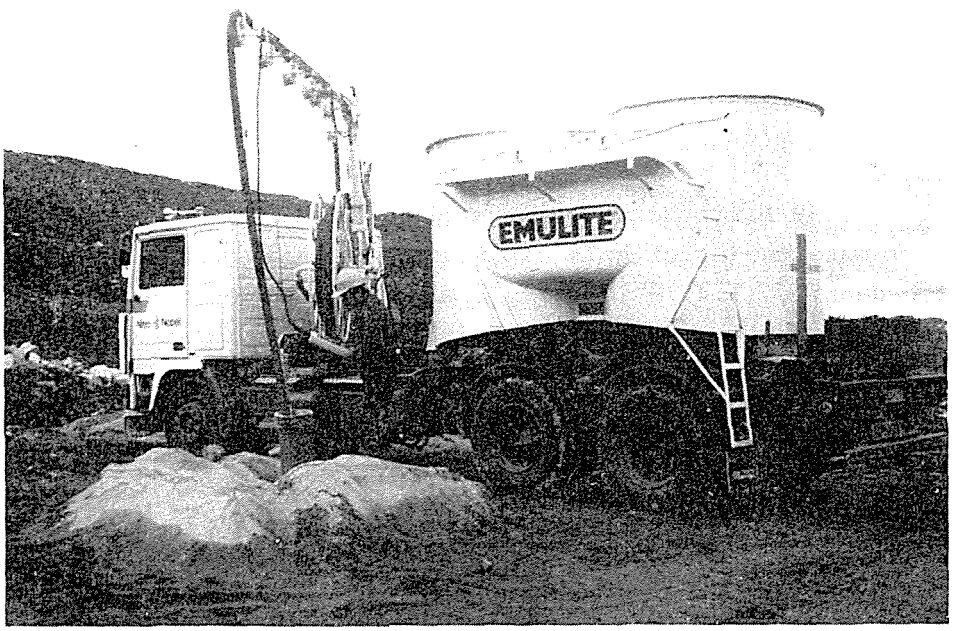


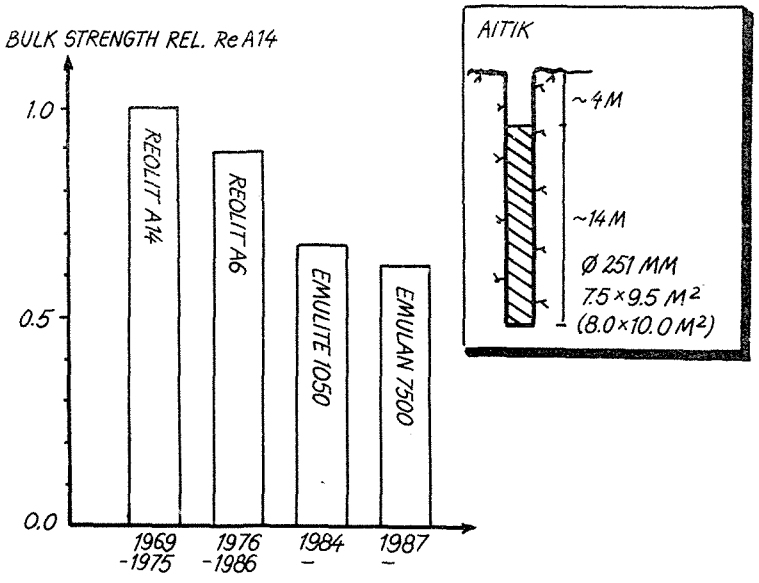
Figure 3. Bulk loading of EMULITE in the Aitik Mine.

3.4 Blasting Results

In the Aitik mine, the hole pattern was originally 8 x 10 m^2 when the high energy TNT-slurry Reolit A14 with a density 1.5 g/cm^3 was used. Powder factor was kept as high as 1.1 kg/m^3.

Later on the drillpattern was reduced to 7.5 x 9.5 m^2 and still today this burden and spacing are utilized.

Figure 3 shows the strength and type of explosives at Aitik. It is remarkable to note how the bulk strength dramatically has been reduced during the years.



DENSITY (G/CM³)	1.5	1.45	1.25	1.2
EXPLOSION ENERGY (MJ/KG)	5.2	4.5	3.6	3.3

Figure 4. Bulk strength relative Reolit A14.

The theoretically calculated explosion energy has been reduced from 5.2 to 3.3 MJ/kg and the density has decreased from 1.5 to 1.2 g/cm^3.

Today the specific charge is 0.89 kg/m^3 and the mine claims that the fragmentation and heave for EMULAN 7500 is as good as when the TNT-slurry was used!

The mine is always following up each blast by surveying the broken quantity and the toe breakage.

4. GOTLAND

4.1 Small diameter holes, Limestone

At Gotland, an island located southeast of Sweden the rock type can be described as horisontally bedded limestone.

Two big quarries, Nordkalk and Cementa, on the northern part excavate 5 million.tonnes per year for cement industry and steel production.

Normally sedimentary limestone rock requires an explosive with a low VOD and high volume of gas. In order to evaluate how efficient EMULAN with a high VOD works in this specific type of rock a sequence of rounds were blasted at Nordkalk, with a stepwise expanded drilling pattern.

With 20 metres bench height and 95 mm holediameter a drilling pattern of 2.7 x 6 m was employed when dynamite and ANFO were used.

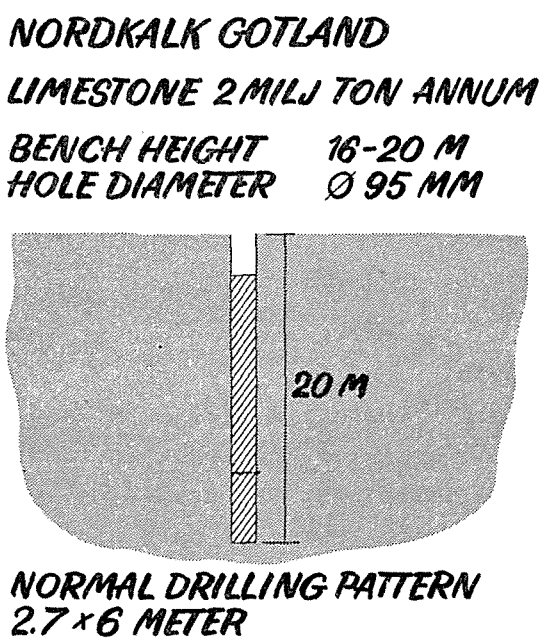


Figure 5. Blasting geometry at Nordkalk.

DYNAMEX M® is used as a bottom charge and ANFO as a column charge. Normally 50 kgs of DYNAMEX is enough to reach above the water level and allow ANFO in the dry column part.

For the first round with EMULAN a drilling pattern of 2.5 x 6 m^2 was used. Stemming was about 2 m. The blasting result was very good but the fragmentation was too fine to be acceptable. The high density of EMULAN together with this narrow drillpattern resulted in a very high powder factor.

The drilling pattern was later expanded to 3.2 x 6.4 m^2 but still fragmentation was too fine.

Finally a pattern of 3.7 x 7.2 m^2 was reached giving a normal blasting result in comparison with DYNAMEX and ANFO.

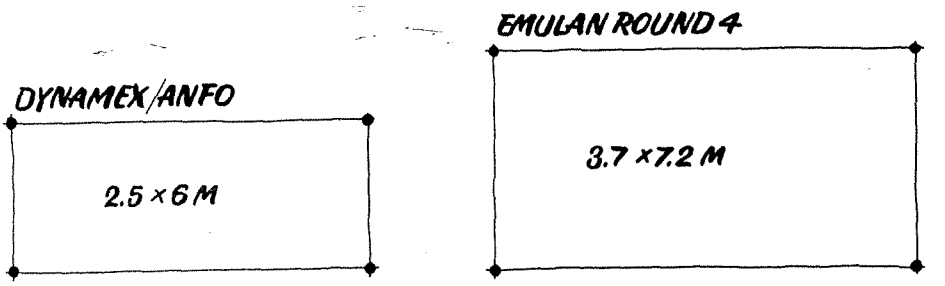


Figure 6. Original and final drillpattern after change of explosive.

This resulted in a reduction from 0.067 to 0.038 drilled metres per m^3, a decreased powder factor from 0.37 to 0.31 kg/m^3 and a reduction of the cost for blasting and drilling.

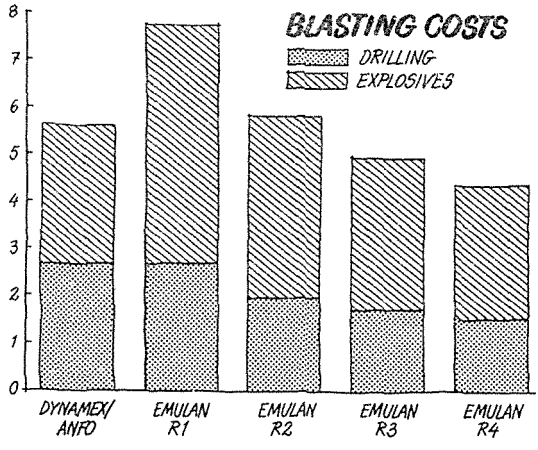


Figure 7. Total blasting cost for different explosive combination.

4.2 Distribution and loading

The bulk product distributed to Gotland was a non-explosive emulsion matrix which can be shipped with the regular ferry. The sensitizer (microspheres) was added when the matrix was pumped into the pump truck. The amount of EMULITE corresponded to the daily comsumption of the quarries meaning that no explosive needed to be stored on worksite.

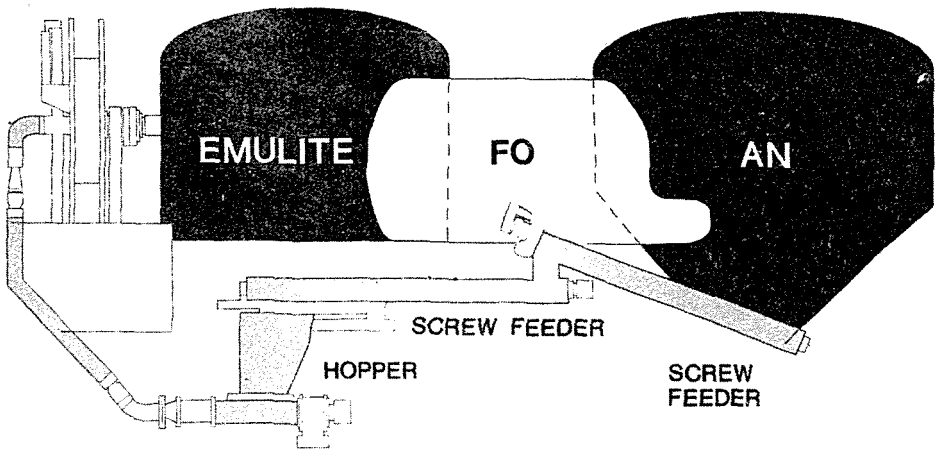


Figure 8. Schematic layout of EMULITE/EMULAN bulk truck.

Mixing of EMULAN is carried out in two augers on the truck. In the first auger PRILLIT is mixed and in the second auger PRILLIT and EMULITE are mixed, forming EMULAN.

4. DISCUSSION

The excellent results achieved with the new generation explosives, EMULITE and EMULAN can only be explained by the fact that the efficiency of combustion is superior for the emulsion explosives.

Usually commercial explosives have a very pronounced diameter dependent VOD, which indicates a non-ideal detonation with decreased efficiency at the early expansion phase. Qualitatively this means that the total energy delivered by the explosive decreases when the diameter is decreased.

The ratio between ideal VOD and real life in situ measured VOD indicates the degree of non-ideality for various hole diameter.

Because of the extremely intimate contact between fuel and oxidizer in emulsions, most of the released chemical energy is immediately transferred to expansion work assisting the breakage performance.

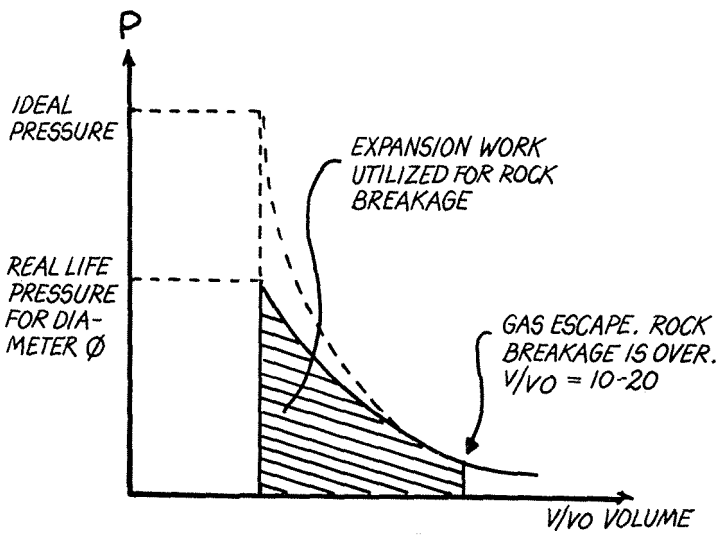


Figure 9. Schematic description of ideal and non-ideal behaviour.

5. CONCLUSION

The ideal behaviour of emulsion explosives, as explained above has been verified through long-term production blasting in various applications all over the world.

Experience shows that working conditions for the blasting crew becomes significantly better when explosive can be pumped directly into the hole instead of carrying it by hand.

Low raw material costs in combination with good water resistance, excellent blasting performance, safe manufacturing and handling definitely help the practical blaster to minimize the overall production costs in the mine.

EMULITE in bulk seems to be a rational alternative for large consumers of explosives, such as quarries and open pit mines. It is also an interesting alternative for contractors working with large excavation projects.

MAZIDAĞ ŞEMİKAN 2 BÖLGESİ P_2O_5 VERİLERİNİN JEOİSTATİSTİKSEL DEĞERLENDİRİLMESİ

GEOSTATISTICAL EVALUATION OF P_2O_5 DATA MAZIDAĞ ŞEMİKAN 2 DISTRICT

Prof.Dr. Işık ÖZPEKER(*)

ABSTRACT

One of the most diffucult problems facing geologists and mining engineers is that estimating ore reserves and determining the drill hole parameters for mineral deposits.Ore reserve and drill hole parameters estimates are ussually required not only for the ore-body as a whole,but also for individual blocks within it to make possible adequate grade control during mining.

In this paper geostatistical analysis method and its advantages is briefly described.The application of this method to Mazıdağ phosphate deposite,in order to obtain.P_2O_5 values is also explained.Finally,only results for Şemikan 2 district are given and discussed.

ÖZET

Jeoloji ve Maden Mühendislerinin sık sık karşılaştıkları problemlerden bir tanesi bir mineral yatağının rezervinin ve sondaj parametrelerinin hesaplanmasıdır.Rezerv ve parametrelerin hesaplanması sadece yatağın tümü için değil,madenin işletilmesi esnasında yeterli tenör kontroluna imkan verecek şekilde cevher yatağındaki bloklar için de gerekmektedir.

Bu makalede jeoistatistik yöntem ve avantajları kısaca tanıtılmıştır.Ayrıca bu yöntemi kullanarak yapılan ve Mazıdağ fosfat yataklarının P_2O_5 değerlerinin hesaplanmasına yönelik uygulama açıklanmıştır.Sonuç olarak,sadece Şemikan 2 bölgesi ile ilgili veriler verilmiş ve tartışılmıştır.

(*)İ.T.Ü.Maden Fakültesi

1.GİRİŞ

Jeoistatistiksel yöntemin kullanılış diğer klasik istatistik yöntemlere göre daha avantajlıdır.Klasik tekniklerdeki "Rastgele Değişken" kavramına karşılık,jeoistatistiksel yöntemde "Bölgeselleştirilmiş değişken" kavramı ortaya atılmıştır.Özellikle mineral yataklarında rastlanan bu özellik her bir sondaj parametre değerinin topluluk içinde bulunduğu bölgenin özelliğini taşıdığı varsayımını kabul etmektedir.Bu nedenle jeoistatistiksel yöntemler mineral yataklarının jeolojisi,mineralleşmesi ve anizotropisi hakkında bilgi verebilmektedir.Diğer bir deyişle,bazı jeolojik kavramların sayısal olarak ifade edilmesini sağlarlar.Örneğin ;(1)sondaj numunelerinin etki sahaları (2)mineralleşmenin sürekliliği veya süreksizliği 3)anizotropi gibi.Jeoiştatistiğin amacı tüm yatak içinde tespit edilen bloklara minumum hata ile parametre değerlerini atamaktır.

Jeoistatistik yöntem iki aşamadan oluşmaktadır.Birinci aşama söz konusu parametre ile ilgili variogram analizini yapmaktır.İkinci aşama ise elde edilen variogram parametre değerleri yardımı ile bloklara değer atama (krigging)işlemidir.

Variogram;aritmetik olarak basitçe sondaj numune değerleri arasındaki ortalama farkların,belirlenen aralıklar arasındaki grafiksel gösterimi olarak ifade edilebilir.Krigging ise,bu grafikten elde edilen variogram parametre değerleri yardımı ile sahadaki sondajların konumlarına göre

daha önceden belirlenmiş boyutlarda bloklara ayrılmış saha içinde herbir bloğa,yine sondajların etki mesafesi gözönüne alınarak belirlenen krigging yarıçapı için kalan sondajlar yardımı ve minumum hata ile değer atama işlemi olarak tanımlanabilir.Hesaplanan bu blok değerleri yöntemin özelliğinden dolayı süreklilik,anizotropi ve diğer jeolojik faktörleri kapsamaktadır.

2.MAZIDAĞI FOSFAT YATAĞININ JEOİSTATİSTİK YÖNTEM İLE DEĞERLENDİRİLMESİ

Mazıdağ fosfat yatağı sınırları saptanmış 6 ayrı işletme bloğu(Şemikan 1,Şemikan 2,Şemikan 3,Şemikan 4,Arısu 1,Arısu 2)ve iki fosfat katmanı Şemikan ve Kasrık'tan oluşmaktadır.Yapılan değerlendirmede tüm bölgelerde yararlı bileşen P_2O_5 in bu bölge içindeki dağılımı,jeoistatistiksel yöntem ile incelenmiştir.Bu makalede yalnız Şemikan 2 bölgesi değerlendirilmesi sunulmuştur.

P_2O_5 dağılımını incelemeden önce bazı kabuller yapılmıştır.Bunlar sırasıyla:

1.Sondaj,yarma,yarma kuyu ,arama galerisi gibi çalışmalardan sağlanan tüm veriler değerlendirilmiştir.

2.Veriler genelde düzensiz dağıldığından jeoistatistiksel değerlendirme karmaşıklaşmış,özel bilgisayar programı geliştirmek gerekmiştir.

3.P_2O_5 verileri kalınlık ağırlık ortalamalarıdır.

4.Tüm P_2O_5 analizleri değerlendirilmiştir.

3.P_2O_5 VARİOGRAMI VE İSTATİSTİKSEL VERİLER

Veri azlığından ötürü her bölgenin ayrı varyogramı çizilememiştir.

Bu nedenle Kasrık ve Şemikan fosfat katmanlarının tüm Mazıdağ fosfat sahasında mevcut veriler kullanılarak ayrı ayrı variyogram değerleri hesaplanmış ve bu değerlere en iyi uygulanabilen model eğriler çizilmiştir.Bu modellerin tüm bölgelere geçerliliği kabul edilmiştir.A doğrultusunda,{ u} vektörü kadar uzaktaki nokta çiftlerinin P_2O_5 dereceleri $Z(x_i)$ ve $Z(x_i + u)$ olan,N sayıdaki nokta çiftinin P_2O_5 değişim ortalaması olan variogram değeri:

$$\upsilon(u,A) = \sum_{i=1}^{N} |z(x_i + u) - z(x_i)|^2 / 2N \quad (u,A) \qquad (1)$$

eşitliği ile hesaplanır.Bu eşitlik A doğrultusunda,u uzaklığında düzenli konumlanmış veriler için geçerlidir.Oysaki Mazıdağ fosfat yatakları arama çalışmaları değerleri düzensiz dağılmaktadır.Düzensiz dağılmış P_2O_5 değerlerinin variyogramını hesaplamak için,A doğrultusunda (A±dA),u uzaklığından da (U±du)kadar sapma gösteren çember dilimi içindeki örnek çiftlerin de değerlendirilmesi öngörülmüştür.Böylece ortalama variogram hesaplanmıştır.Bu amaçla P_2O_5 dağılımının özelliği Şemikan ve Kasrık fosfat katmanları için ayrı ayrı araştırılmış,histogramları çizilmiştir.Bu histogramlardan açıkça görüldüğü gibi her iki katmanda da P_2O_5 dağılımı normal dağılıma uymaktadır.(Şekil 1 ve 2)Bu nedenle jeoistatistik hesaplamada verilerin gerçek değerleri kullanılmıştır.

Şemikan 2 bölgesine ait katmanlara ve örneklemenin yapılış biçimine göre verilerin istatistiksel dökümü çizelge'1 de sergilenmektedir.Sonuçlar incelendiğinde bazı özellikler belirmektedir.Yarma,yarma kuyu ve dik kuyu arama çalışmalarından sağlanan veriler,aynı bölge de sondajlara dayanarak elde edilenlerden daha yüksek P_2O_5 ortalamaları vermektedir.Bu durum birkaç biçimde yorumlanabilir.Yarma,yarma kuyu ve dik kuyular:

1-Fosfatça zengin bölgelerde açılmışlardır.

2-Belirli bir sistematik içinde açılmışlardır,fakat örneklemeler fosfatça zengin bölümlerden yapılmıştır.

3-Kuyular gerçek durumu daha iyi yansıtmaktadır.

4-Sondaj karot verimleri beklenilenden düşüktür.Fosfat kırılgan olduğu için kırıntıya daha fazla geçmiştir.

5-Sondajlar rastlantı sonucu fosfatça daha düşük bölgelerde açılmışlardır.

6-Sondajlar gerçek durumu daha iyi yansıtmaktadırlar.

7-Sondaj ve kuyuların birlikte değerlendirilmesi gerçeğe daha yakın sonuç verir.

Table - 1 P_2O_5 statistical data of Şemikan 2 district

Çizelge -1 Şemikan 2 bölgesi P_2O_5 istatistiksel verileri

Bölge ve katman	Veri türü		Σx	Σx^2	$\bar{x}$	s
Ş 2 Şemikan	y.kuyu	65	1490.0	37475.4	22.92±1.49	7.20
(1)Ş2 "	y.kuyu	5	128,6	3330,9	25.72±2.35	2.46
(2)Ş2 "	(1)+(2)	70	1618,6	40806,3	23,12±1.40	7,00
Ş2 Kasrık	sondaj	25	510.4	11074.0	20.42±1.78	5.22

Arazi çalışmaları esnasındaki gözlemlerimize dayanarak ve ilk 6 yorumu tahkik edebilecek elimizde veri ve kanıt olmadığı,hesaplamalar için yeterli veri çifti sağlanamadığı için ,sonuncu varsayımın daha gerçekçi olabileceği benimsenerek,variogram ve krigging değerlenirilmelerinde tüm veriler kullanılmıştır.

Mazıdağ fosfat yatakları Kasrık ve Şemikan fosfat katmanları variyogram değerleri,eşitlik 10 uyarınca,bilgisayar merkezimizde VARİO adlı paket program kullanılarak hesaplanmıştır.Variyogram değerlerini en iyi temsil eden model eğriler,en küçük kareler yöntemiyle uyarlanmışlardır.(Şekil 3-4) Çizelge 2 de verilen heriki katmana ait variyogram parametrelerinin küresel modele daha uygun olduğu tespit edilmiştir.

Küresel model:

$$\upsilon(u) = C_0 + C_1[(3u/2a)-(u^3/2a^3)] \quad u<a \qquad (2)$$

$$\upsilon(u) = C_0 + C_1 = C \quad u>a \qquad (3)$$

eşitlikleriyle verilir.C toplam varyans,C_0 külçe etkisidir.Değişkenin rastlantısal ve kestirilemeyen bileşenin varlığını gösterir.,a etkinlik alanıdır.

Çizelge 2 P_2O_5 Variyogram Parametre Değerleri

Katman	C	C_o	C_o/C	a (m)
Şemikan	38	22	0.58	180
Kasrık	28	13	0.46	650

Şemikan fosfat katmanına ait veri sayısı daha çok olduğundan variyogram değerlerine model eğri çok iyi uyarlanmıştır.Kasrık fosfat katmanında ise veri sayısıaz,özellikle veriler arası uzaklık fazla olduğundan kısa mesafelerde elde edilen numune çifti sayısı azaldığından,model eğri,variyogram değerlerine Şemikan kadar iyi uyarlanamamıştır.C_o/C heriki katmanda da oldukça büyüktür,kestirilemeyen rastlantısal bileşenin etsinin önemini gösterir.

4.P O KRİGGİNG DEĞERLERİ

x,y,z koordinatları belli noktalardaki örneklemelerden sağlanan herhangi bir değişkenle,örneğin konumuz olan P_2O_5 dereceleriyle ilişkin verilere dayanarak,merkez koordinatları x_1,y_1,z_1 olan bir bloğun P_2O_5derecesini kestirimde verilerin etkinlik derecelerini saptamak gerekir.Bu amaçla çeşitli hesaplama teknikleri geliştirilmiştir.Klasik yöntemlerde;örnek noktaların blok merkezine uzaklıkları gözetilmeksizin örneklerin bloğu eşit veya uzaklıklar gözönüne alınark,uzaklıklarla veya uzaklıkların karele-

riyle etkiledikleri varsayılır.Bu yöntemler günümüzde de kullanılmaktadır. Ancak bu tür kestirimler çoğu durumda minumum varyansı sağlayamamakta,sistematik hata taşıyabilmektedirler.Krigging tarafından geliştirilen ve bu adla anılan yöntemle,örneklerin etki oranları saptanırsa aşağıda belirlediğimiz avantajlar sağlanır.

1.Krigging her zaman sistematik hata yapmayan en iyi kestirim yöntemidir.

2.Eğer uygun bir variyogram modeli geliştirilmişse ve sistem doğru oturtulmuşsa krigging sisteminin çözümü tektir.

3.Eğer örneklemenin yapıldığı noktada derece kestirimi yapılmak isteniyorsa krigging sistemi gerçek örnek değerini verir ve krigging varyansı sıfırdır.

Bu üstünlüklerinden ötürü bu çalışmada krigging sistemini benimsedik ve uyguladık.Bu sistemde gerçek P_2O_5 derecesi bilinmeyen bir bloğun P_2O_5 derecesinin P_2O_5 dereceleri ,bilinen n sayıdaki verinin a(i=1,.....n) ağırlıklı ortalamaları hesaplayarak en iyi biçimde kestirileceği varsayılır.Bu amaçla variyogram modeline dayanılarak,veri ağırlıklarının ve blok verilerin geometrik konumun işlevi olan uzanım varyansını, $\sum_{i=1}^{n} a_i=1$ durumunda minimize eden ağırlıklar seti hesaplanır.Böylece n bilinmeyenli (n+1) lineer denklem elde edilir.Sistemi dengelemek için diğer bir bilinmeyen Lagrange çarpanı eklenir ve uzanım varyansını minimize etmek yerine,gerçekte;

$$s_u^2 - \lambda(\Sigma a_i - 1) \qquad (4)$$

$a_1, a_2 \ldots\ldots\ldots\ldots a$ ve λ ya göre minimize edilir.Krigging için kullanılan eşitlikler:

$$s_u^2 = 2\bar{\gamma}(S,A) - \bar{\gamma}(S,S) - \bar{\gamma}(A,A) \qquad (5)$$

A, P_2O_5 derecesi kestirilecek blok; s örnek kuyu veya sondaj; $\upsilon(S,A)$ örneği ile A bloğunun her noktası arasındaki variyogram değeri ortalaması; $\upsilon(S,S)$, s örneğinin her noktasının, s örneğinin her noktası arasındaki variyogram değeri ortalaması; $\nu(A,A)$, A bloğu içindeki her noktanın A bloğu içinde her noktası arasındaki variyogram ortalamasıdır.

$$\Sigma a_i - 1 = 0$$

$$a_1 \upsilon(S_1S_1) + a_2 \upsilon(S_1S_2) \ldots\ldots + a_n \upsilon(S_1,S_n) + \lambda = \upsilon(S_1,A) \qquad (6)$$

$$a_1 \upsilon(S_2S_1) + a_2 \upsilon(S_2S_2) \ldots\ldots + a_n \upsilon(S_2,S_n) + \lambda = \upsilon(S_2,A)$$

$$\quad " \qquad " \qquad\qquad " \qquad\qquad "$$

$$\quad " \qquad " \qquad\qquad " \qquad\qquad "$$

$$a_1 \upsilon(S_nS_1) + a_2 \upsilon(S_n,S_2) \ldots\ldots + a_n \upsilon(S_n,S_n) + \lambda = \upsilon(S_n,A) \qquad (7)$$

$$a_1 + a_2 \ldots\ldots\ldots\ldots + a_n = 1$$

Yukarıda belirtilen lineer denklem takımlarını çözmek ve uzanım varyansını minimize etmek için λ Blok adlı bilgisayar programı hazırlanmış her bölgede Kasrık ve Şemikan fosfat katmanlarına ait krig edilmiş blok değerleri kestirilmiş ve bunlara dayanılarak eş P_2O_5 eğrileri çizilmiştir. Bu çalışmada bu eğriler verilmemiştir.

Şemikan 2 Bölgesine ait Krigging blok değerleri şekil 5 ve şekil 6 da sunulmuştur.

Aynı bölgeye ait blok istatistik değerleri Çizelge:4 te verilmiştir.

Jeoistatistik kestirimin başarısı,verilerin düzenli dağılımına,veri yoğunluğuna ve veri yoğunluğunun dağılım düzenliliğine bağlıdır.Bu faktörler optimal blok boyutlarını ve krigging yarıçapını etkiler.Bu nedenle Şemikan 2 bölgesinde blok büyüklüğü 100x100 m olarak alınmıştır.

Bölgenin istatistiksel ve jeoistatistiksel bulguları,(Çizelge 1,Çizelge 4) karşılaştırıldıklarında istatistiksel ortalama varyansların diğerlerinden daima büyük olduğu görülmektedir.Bu doğal sonuçtur.

5.SONUÇLAR

1.Şemikan ve Kasrık fosfat katmanlarının P_2O_5 model variyogramlarının küresel modele uydukları saptanmıştır.

Şemikan fosfat katmanı için variyogram modeli:

$$\upsilon(u) = 22+16\left[(1.5\ U /180) - (0.5\ U^3 / 180^3) \right] \qquad U \leq 180\ m$$

$$\upsilon(u) = 38 \qquad U > 180\ m$$

Kasrık fosfat katmanı için variyogram modeli:

$$\upsilon(u) = 13+15\left[(1.5\ U /650) - (0.5\ U^3 / 650^3) \right] \qquad U \leq 650\ m$$

$$\upsilon(u) = 28 \qquad U > 650\ m$$

2.Kasrık ve Şemikan katmanlarının,P_2O_5 ortalamaları istatistiksel olarak hesaplanmıştır.Şemikan katmanının P_2O_5 ortalaması kasrık katmanından yüksektir.

3.Kuyu,yarma kuyu ve yarma verileri kullanılarak bulunan Şemikan fosfat katmanının P_2O_5 ortalaması kasrık katmanından yüksektir.

4.Krigging yapılarak Şemikan 2 bölgesi Şemikan ve fosfat katmanlarının P_2O_5 blok ortalamaları ve varyansları kestirilmiştir.

Table 3 - Mean P_2O_5 values of Şemikan 2 blocks

Çizelge 3 - Ş2 blokları P_2O_5 ortalamaları

	Ş2 ŞEMİKAN	Ş2 KASRIK
Blok Sayısı	30x30	30x30
BLok Boyutları	100x100	100x100
Krigging Yarıçapı	300m	300m
Cevher İçeren Blok Sayısı	218	172
Sahadaki Blokların Ortalama Değeri	22.01	19.96
Varyansı	15.34	11.51
Standart Sapması	3.92	3.39

KAYNAKLAR

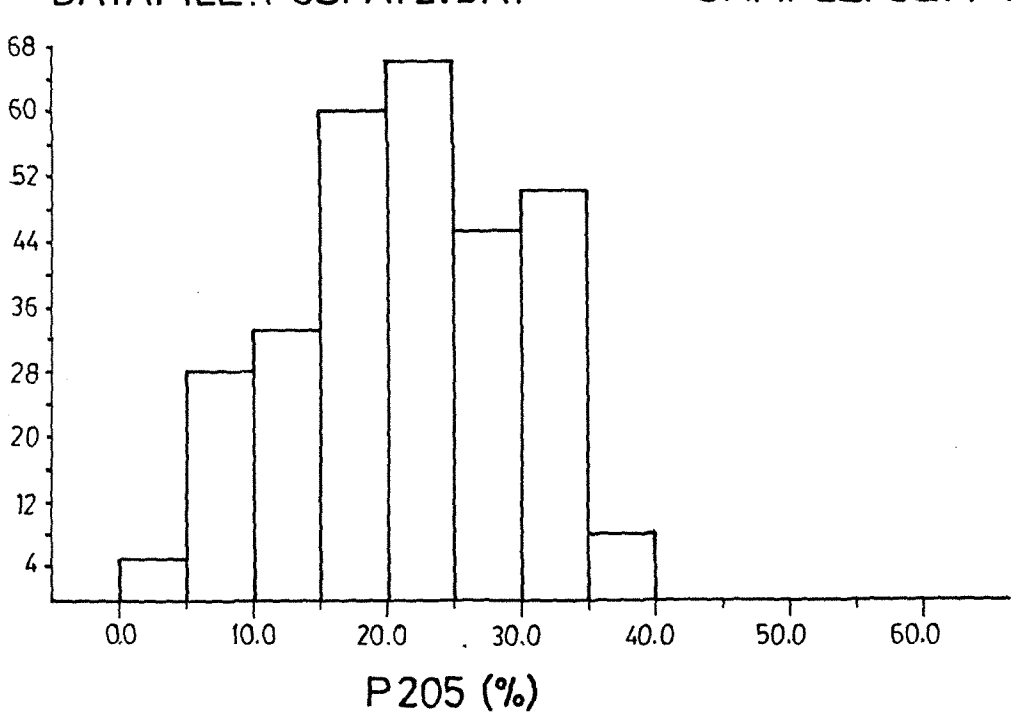
CLARK,İ.,1979,Practical Geostatistics,p.11.117,Applied Science Publishers LTD,London

KOCH,S.G.LINK,R.Fond Jr,1970,Statistical Analysis of Geological Data; volume 1,p.26-39,volume 2,p.392-414,John Wiley & sons,inc. Newyork.

NASUF,S.E,1987,Jeoistatistik Yöntem ile Rezerv Hesaplama Seminer Notları, .Etibank Matbaası,ANKARA

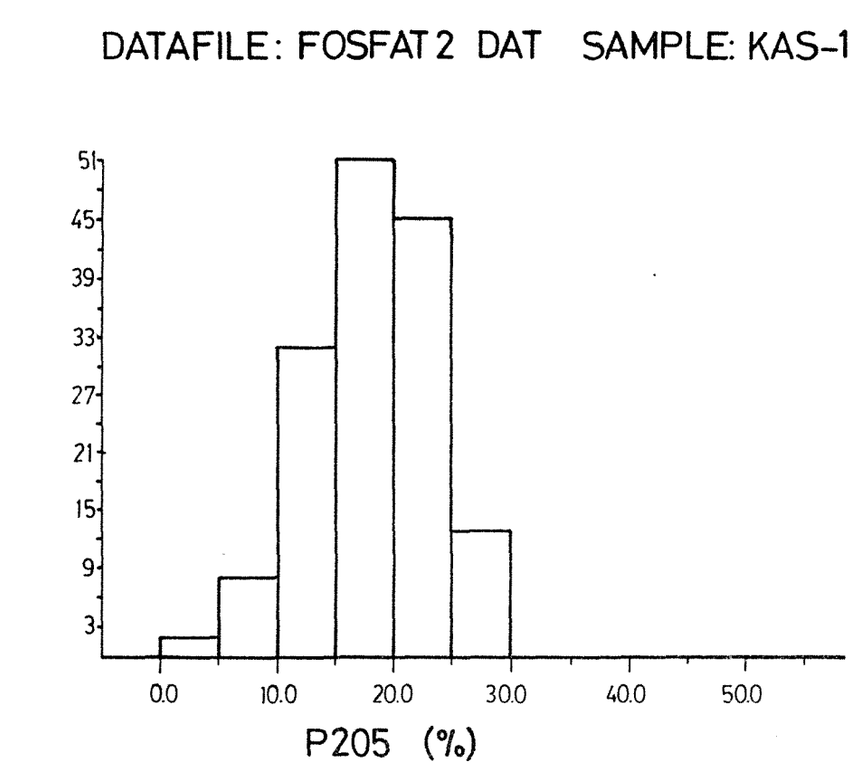
ÖZPEKER,I.,ve diğ.,1986,Batı Kasrık Fosfat Yataklarının Jeoistetistiksel Yöntemle Değerlendirilmesi ve Yoğunluk Etüdü.İ.T.Ü.YBYK-ETİBANK,Proje No.86/01

ÖZPEKER,I.,NASUF,E.,ERDOĞAN,M. 1988 Mazıdağ Fosfat Yatakları P_2O_5 Değerlerinin Jeoistatistik Yöntem ile Hesaplanması.A.Ü.Isparta Müh. Fak.5.Müh.Haftası(Bildiri)



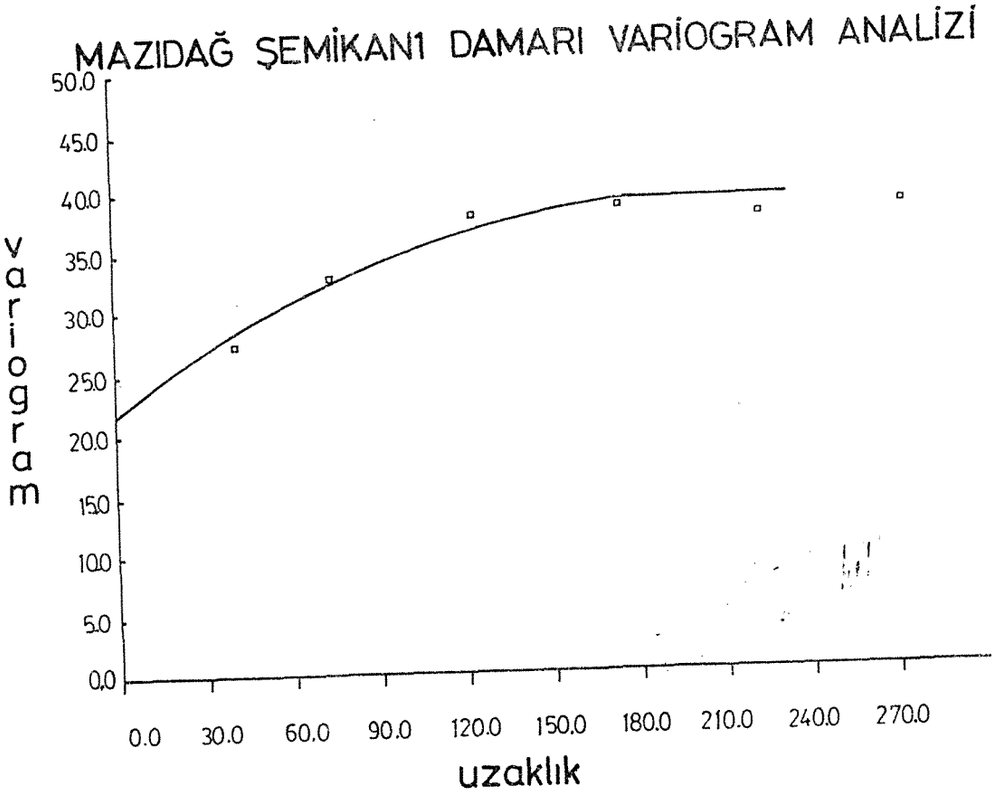
ŞEKİL 1-ŞEMİKAN FOSFAT KATMANI P_2O_5 HİSTOGRAMI

FİFURE 1-P_2O_5HİSTOGRAM OF ŞEMİKAN PHOSPHATE SEAM



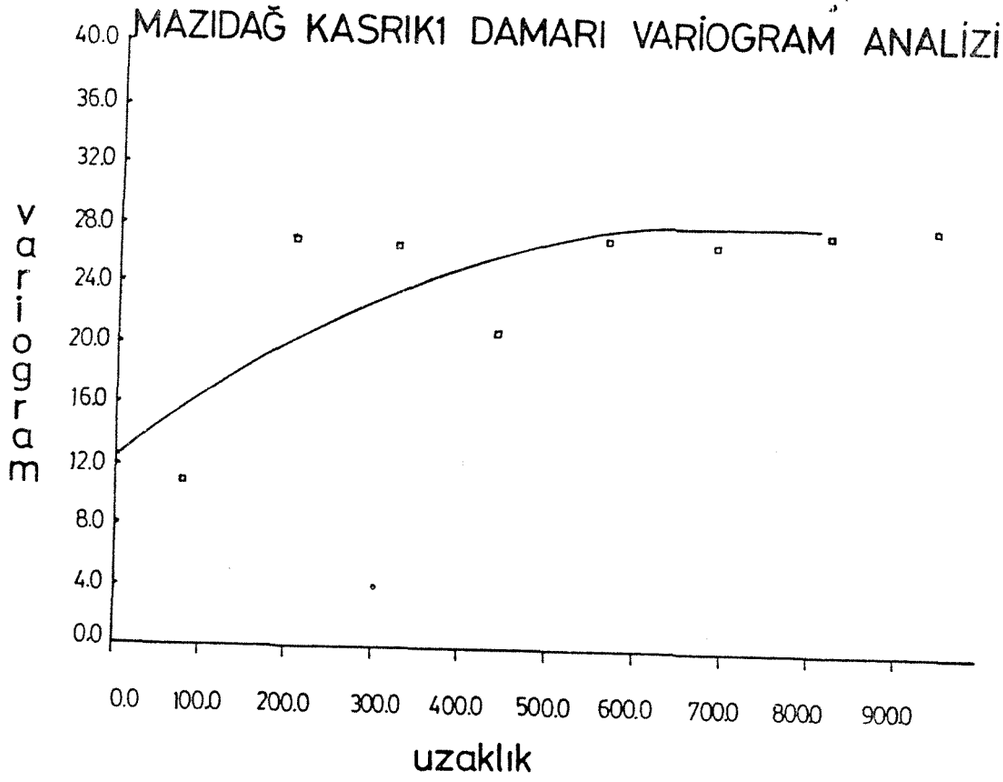
ŞEKİL 2-KASRIK FOSFAT KATMANI P_2O_5 HİSTOGRAMI

FİGURE 2-P_2O_5 HİSTOGRAM OF KASRIK PHOSPHATE SEAM



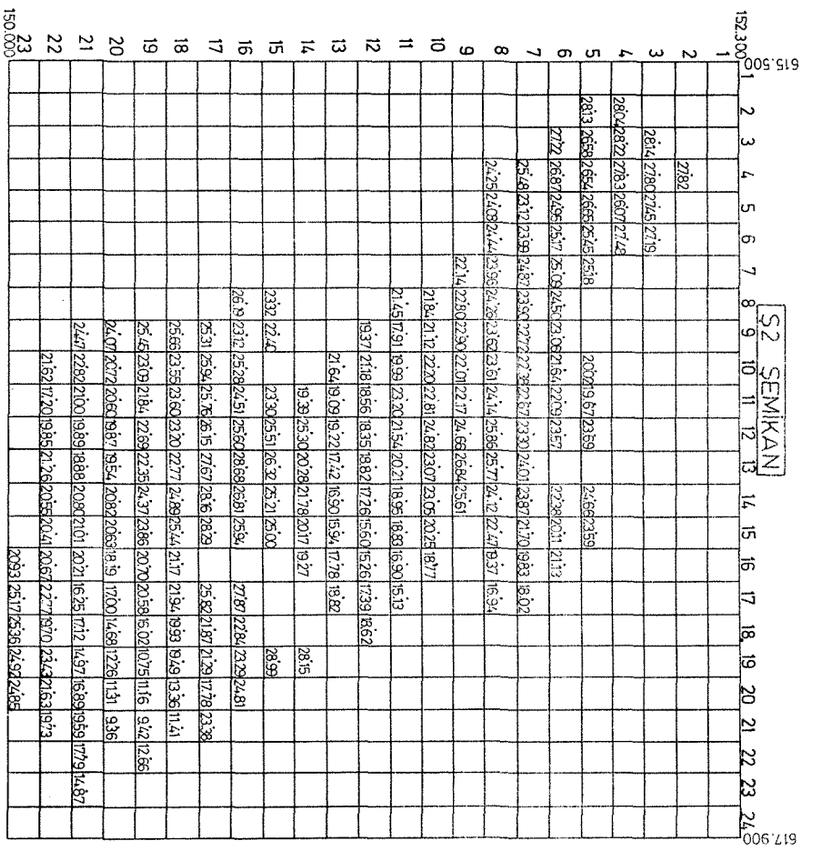
ŞEKİL 3-ŞEMİKAN FOSFAT KATMANI P_2O_5 VARİYOGRAMI

FİGURE 3- P_2O_5 VARİOGRAM OF ŞEMİKAN PHOSPHATE SEAM



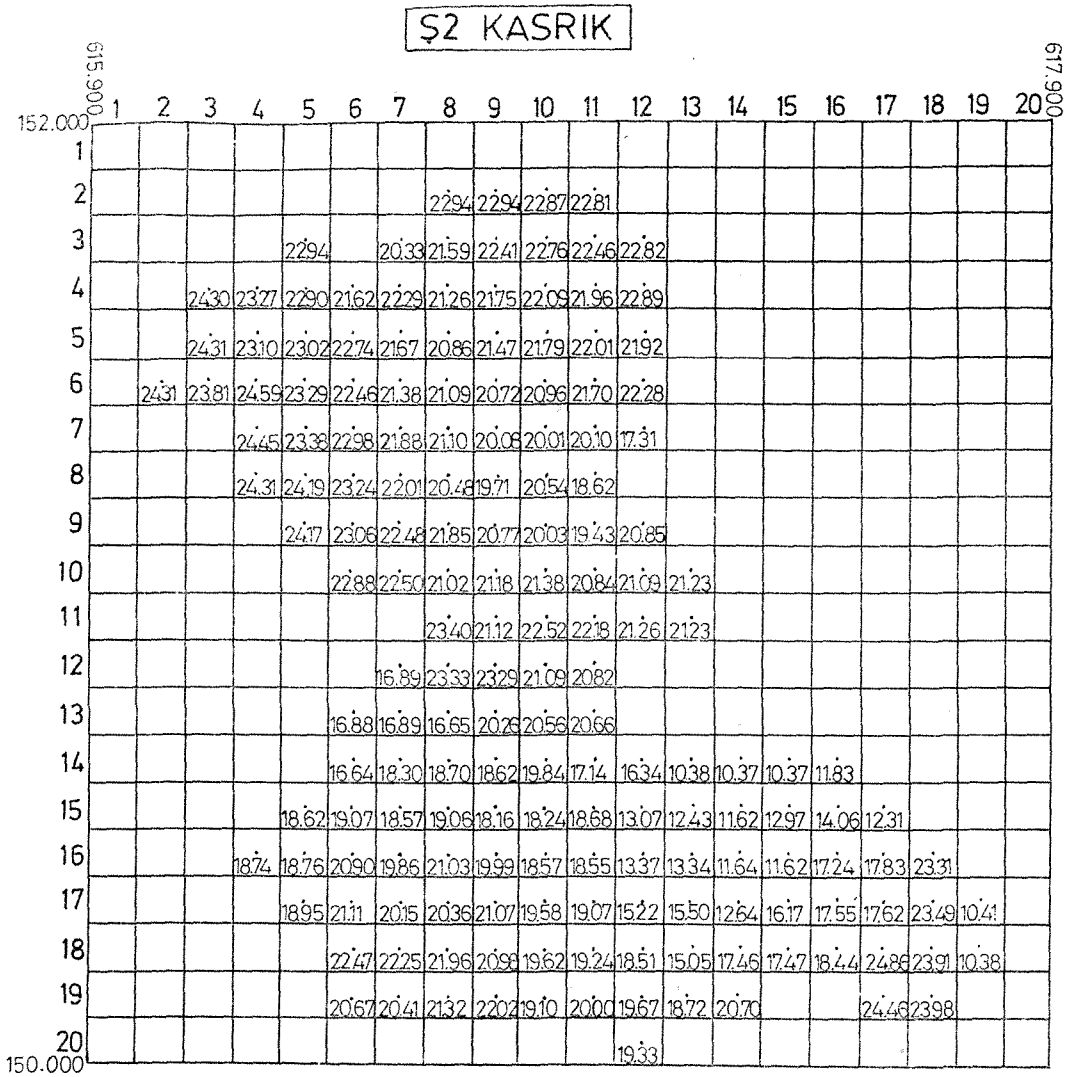
ŞEKİL 4-KASRIK FOSFAT KATMANI P_2O_5 VARİYOGRAMI

FİGURE 4-P_2O_5 VARIOGRAM OF KASRIK PHOSPHATE SEAM



Şekil.5 :Şemikan 2 bölgesi Şemikan fosfat katmanına ait krigging blok degerleri

Figure.5:The values of krigging blocks of Şemikan 2 Şemikan Phosphate Seam



Şekil . 6 : Şemikan 2 bölgesi Kasrık fosfat katmanına ait krigging blok degerleri

Maden Mühendisleri Odası
Kütüphanesi