

### *3 Dođal kaynakların yönetimi*



# Dragline Uygulamalarında Fırsat Maliyeti ve Demir Export A.Ş. Kangal Kömür İşletmesi'nde Bir Uygulama

H.A. Ünal & İ. Koç

Demir Export A.Ş., Kangal Kömür İşletmesi, Sivas, Türkiye

**ÖZET:** Kamyon-ekskavator (konvansiyonel) ve dragline yöntemlerinin aynı anda kullanıldığı açık maden ocaklarında, yapılan işletme maliyeti analizleri; dragline lehine önemli bir fark ortaya çıkarmaktadır. Bu işletme projelerinin hazırlanması sırasında dragline ile yapılacak kazı miktarını maksimum düzeye getirmek için bazı özel çalışmalar yapılması gerektiğini ortaya koymaktadır. Bu çalışmada her bir ocak ve her bir dragline için farklı olan maksimum iş miktarı ile gerçekte yapılan iş miktarı ve bu ikisi arasındaki farktan doğan fırsat maliyeti incelenmiştir. Bu fırsat maliyetini azaltmak için yapılması gerekenler; madencilik çalışmalarının işletme aşamasında irdelenmiş, Demir Export A.Ş. Kangal Kömür İşletmesinin bu konudaki çalışmaları ile örneklendirilmiştir.

**ABSTRACT:** Operating cost analysis between conventional and dragline operation methods shows that dragline operations are much cheaper than conventional operations in open pit mines in which these two operations are employed at the same time. Therefore, during coal mine planning, special studies are required to maximize the stripping to be done by dragline. In this study, the opportunity cost arisen from the difference between the maximum and actual dragline stripping amounts for each pit and each dragline is outlined. The factors necessary to reduce this opportunity cost are evaluated during mine operation activities and studies made in Kangal Coal Mine of Demir Export A.Ş. are given as an example.

## 1 GİRİŞ

Dragline bulunan açık ocaklarda dekapaj çalışmaları genellikle kamyon-ekskavator yöntemi ve dragline yöntemi ile beraber yürütülmektedir. Her iki çalışma yöntemi birbirinden çalışma prensipleri, çalışma koşulları, yapılan işin nitelikleri ve çalışma koşullarına uyma esneklikleri açısından karşılaştırılmayacak kadar farklıdır.

Dragline, çalışma prensibi gereği ocağın en alt kademelerinde cevherin (kömür gibi yataklanmış cevherlerde) hemen üstündeki dekapajın kaldırılmasında kullanılır. Dragline çalışma prensibi olarak 0 derece eğime sahip bir çalışma platformuna ihtiyaç duyar. Bundan dolayı kömür gibi yataklanmış cevherlerde çalışmak gerekir. Dragline döküm sahası olarak bir önceki çalıştığı cevheri üretilmiş dilimin boşluğunu kullanır. Bu zorunlu iç döküm dragline ile cevher üretim operasyonunun birbirini ile koordineli planlanmasını gerektirir.

Dragline 'nın çalışacağı yöntem sahanın jeolojik ve jeofizik durumu, dekapaj malzemesinin özellikleri, sahada bulunan dragline'mn teknik

özellikleri, ocağın cevher üretim kapasitesi ve dragline'mn ocak işletme planlamasındaki yeri gibi bir çok faktörden etkilenir.

Kamyon ekskavator yöntemi ise her çalışma koşuluna teknik olarak uygulanma şansı olan oldukça esnek bir yöntem olma özelliği ile dragline çalışmasından ayrılır.

## 2 DRAGLINE FIRSAT MALİYETİ

İşletme maliyetleri açısından kıyaslandığında dragline çalışma yönteminin belirgin avantajları ortaya çıkar.

Dragline ile dekapaj malzemesi makinanın çalışma yarıçapına bağlı olarak 30-200 m uzağa taşınırken, konvansiyonel yöntemde bu uzaklık 3000 m nin üzerindeki mesafelere kadar artabilir (Yapılan iş ve harcanan enerji olarak belirgin fark vardır).

Dragline yanında yalnızca bir dozer ile beraber çalışmakta iken, konvansiyonel çalışmada dozerler, greyderler, ekskavator (elektrikli veya dizel) ve kamyon gurubu bulunur. Bu durum makine

kapasiteleri ne olursa olsun, yapılacak bir metreküp dekapaja karşı gelecek mazot ve yağ sarfiyatını, yedek parça giderlerini ve personel giderlerini konvansiyonel çalışma aleyhine bozar.

Bu durum bir metreküp kazı için oluşan işletme maliyeti açısından her iki method arasında dragline çalışması lehine büyük bir fark ortaya çıkarır. Dragline çalışmasında %20 tekrar kazı yapıldığı halde Ekskavator-Kamyon yöntemine göre %40 daha ucuz olduğu bilinmektedir. (Parlak 1988) Bu görüş ile bir metreküp kazı için konvansiyonel çalışma sırasında oluşan işletme maliyetinin (KİM) yine bir metreküp kazı için dragline çalışmasında oluşan işletme maliyetinin (DİM) yaklaşık iki katına ulaştığı genel olarak kabul edilmekle birlikte bu oran (k/d) her iki yönteminde işletme maliyetini birlikte veya ayrı ayrı etkileyecek aşağıdaki faktörlerden etkilenecektir.

Bu faktörler; ocak sahasının bulunduğu coğrafi konum, dekapaj malzemesinin özellikleri (kabarma faktörü, yoğunluğu, sertliği, yığın yoğunluğu ve yığın malzemenin eğimi v.b.), sahanın jeolojik ve jeofizik özellikleri (Üst örtü malzemesinin cinsi, yapısı, yataklanması, faylanma, katlanma v.b.), maden planlanması (şev duraylılıkları, genel ocak eğimi, döküm sahası uzaklıkları, çevre ile ilgili düzenlemeler, üretim kapasiteleri v.b.), iklim şartları v.b. şeklinde sayılabilir. Ancak dragline ve konvansiyonel kazı çalışmalarını aynı anda yapan her işletmede bu oran (k/d) ayrı ayrı hesaplanabilir.

$$k/d = KİM/DİM - 2 \quad (1)$$

Dragline'mn maksimum yapabileceği kazı miktarı (DK) ile fiilen yaptığı kazı miktarı (FK) arasındaki fark toplam işletme maliyetine (TİM) hep bu oranla (k/d) çarpılarak girer. İşte maden işletmelerinde ortaya çıkan bu maliyete, dragline'mn maksimum kapasitesinde kullanılmamasından gelen fırsat maliyeti denir. Dekapaj faaliyetlerinde yalnızca konvansiyonel yöntem ve dragline kullanılan ocaklarda yapılması planlanan toplam kazı (TK) dragline kazısı (DK) ve konvansiyonel kazının (KK) toplamıdır. Böylece toplam işletme maliyeti (TİM) ve dragline fırsat maliyeti (DFM) aşağıdaki gibi formüle edilebilir.

Dragline maksimum kazı miktarına ulaştığında ;  
FK= DK ise

$$TİM_1 = KİM*KK + DİM*DK \quad (2)$$

Aksi hakle ;  
FK < DK ise

$$TİM_2 = KİM*KK + DİM*(FK + ((DK-FK)* k/d)) \quad (3)$$

Dragline fırsat maliyeti ise ;  
DFM= TİM<sub>2</sub> - TİM<sub>1</sub>

50

$$DFM = DİM*((FK + ((DK-FK)* k/d)) - DK) \quad (4)$$

### 3 DRAGLINE FIRSAT MALİYETİNİN AZALTILMASI

Yukarıda bahsedildiği gibi bir metreküp kazı için konvansiyonel çalışma sırasında oluşan işletme maliyetinin (KİM) yine bir metreküp kazı için dragline çalışmasında oluşan işletme maliyetine (DİM) oranı k/d genellikle işletme şartlarına bağlı olarak 2 ile 5 arasında bir değişkenlik gösterir. Dragline fırsat maliyetini düşürmek için eşitlik (4) incelenirse; ayrı ayrı dragline ve konvansiyonel işletme maliyetlerinin düşürülmesi dışında alınması gereken en önemli önlemin (DK-FK) farkının azaltılması, yani dragline'mn yapabileceği maksimum iş miktarına yaklaştırılması gerektiği anlaşılır. Bu ise her şeyden önce dragline'mn maksimum yapabileceği kazının objektif gözle belirlenmesi demektir. Dragline'mn yapabileceği maksimum iş belirlendikten sonra farkın nerelerden kaynaklandığı belirlenebilir. Bunlar arasında ;

- Dragline'mn çalışma yöntemi
- Yönteme bağlı olarak tekrar kazı miktarı
- Dragline'mn yıllık çalışma planı ve süresi
- Dragline zaman verimliliği
- Mekanik ve elektrik olarak emreamadelik
- Dragline çalışma verimliliği
- Dragline operatör verimliliği

sayılabilir. Bu ana konular üzerinde yapılacak iyileştirmeler ile DK-FK farkı azaltılmaya çalışılır. Dragline'mn yapabileceği maksimum kazıyı belirleme ve gereken iyileştirmelerin yapılması tamamen üzerinde çalışılan açık işletme ve onun özel şartlarına bağlıdır. Bundan sonraki bölümde Demir Export A.Ş. Kangal Kömür İşletmesinde bu konuda yapılan çalışmalar verilecektir.

### 4 UYGULAMA

Bu çalışma Demir Export A.Ş. Kangal Kömür İşletmesinde yapılmış sonuçta k/d = 3,5 olarak bulunmuştur. Bu değer dragline fırsat maliyeti (DFM) formülüne (4) konulduğunda DFM aşağıdaki gibi oluşmuştur.

$$DFM = 3,5 * (DK-FK) * DİM$$

Bu dragline tarafından yapılamayan kazı miktarının, konvansiyonel yöntemlerle yapılmasının bir metreküp için oluşan dragline işletme maliyetinin 3,5 katına mal olduğunu gösterir.



#### 4.3.2 Basit yana kazı sistemi (1)

Axa örtü dekapajı ile başlayan dragline çalışmaları 1994 yılında ara örtü malzemesinin sağlamlığı göz önüne alınarak yine ara örtüde Basit yana kazı yöntemi ile devam etmiş, 45 metrelik dilimlerde tekrar kazı yapılmaksızın çalışılmıştır. Bu arada 45-50 metrelik üst örtü dekapajı konvansiyonel sistemle yapılmıştır.

Bu yöntemde üst damar kömürü alındıktan sonra dragline, ortalama 19 m kalınlığındaki ara örtü tabakasının üzerine oturur (Şekil 2). Dragline ara örtü tabakasını alt damar kömürüne ulaşana kadar kazdıktan sonra, 90° derece dönüş yaparak daha önce kazılan yan dilim boşluğuna paşayı boşaltır. Bu uygulama ara örtü tabakasının sağlam, homojen ve heyelan tehlikesi olmaması ile uygulama alanı bulmuştur. Dragline harmanlarının şev açısı 36° dir. Tekrar kazısız bu yöntem ile çalışılırken dragline için kapasite fazlalığı görülmüş ve alt damar kömürünün de dragline ile alınıp üst damarın yanına atılması kararı verilmiştir. Bu şekilde hem kömürün daha iyi harmanlanması sağlanmış ve hemde dragline çukuru bir an önce boşaltıldığı için üretimde rahatlamalar sağlanmıştır. 1995 yılına kadar bu yöntem ile çalışılmıştır. Ancak bu yıla kadar Kangal Termik Santralının ihtiyacına göre yapılan yıllık 2.500.000-3.500.000 ton Tuk kömür üretimleri nedeni ile dragline dekapaj miktarı 3.500.000 m<sup>3</sup> seviyelerinde kalmış ve dragline'nın kapasite fazlalığı devam etmiştir (Çizelge 3). Bu ise 5.000.000 m<sup>3</sup> göre bir fırsat maliyeti çıkarmaktadır.  $DFM = 3,5 * (5.000.000 - 3.500.000) * DİM$

#### 4.3.3 Çok basamaklı çalışma sistemi

Kangal Kömür İşletmesinde, basit yana kazı sisteminde dragline'm yapacağı iş miktarının artırılmasına yönelik çalışmalardan sonra yeni yöntemlerin araştırılmasına gidilmiştir. Bu

yöntemlerden biri birden fazla basamakta çalışma sistemi olan, İki kademeli iki geçişli çalışma sistemi'dir. Bu yöntemle dragline tarafından açılacak her ton kömür için dragline'nın daha fazla dekapaj yapması hedeflenmiştir (Şekil 3). Bu yöntemle;

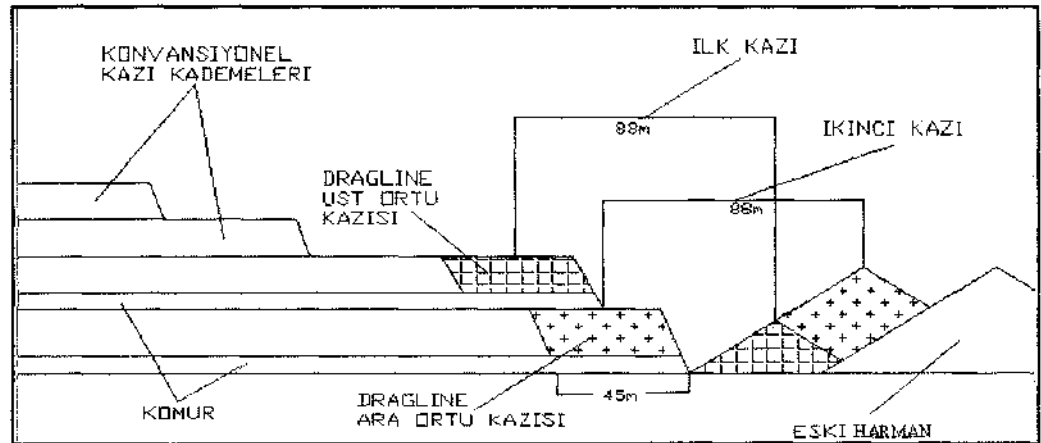
- Dragline her bir geçişinde sadece bir basamağın kazısını yapar
- Devamlı bulunduğu kotun altında kazı yapar.
- Tekrar kazı miktarı azalır,
- Dönüş açısı maksimum 90° dir.

Bu yöntem 4 adımda tamamlanır. İlk adımda üst örtü kademesinin kazısı yapılır ve bir önce açılan dilim boşluğuna boşaltılır. Bu adımda dragline'm verimliliği, tekrar kazı yapıyor olmamasından ve dragline'nın kendi kotunun altında çalışmasından dolayı yüksektir.

Üst damar kömürünün kazılması konvansiyonel olarak yapılır. Dragline üst örtü kademe kazı hızının fazla olmasından ve hemen ara örtü kazısına başlayacağından dolayı, kömür kazısının dragline arkasından paralel olarak ilerlemesi sağlanmalıdır.

Üçüncü adım, ara örtü kademesinin kazılmasıdır. Dragline dilim başında oturacağı yerde rahat dönüş yapabilmesi için üst örtü basamağının 20 m ilerisinden ara örtü dilimi kılavuz sınırı planlanmıştır ve dragline bu kılavuz sınırına oturarak kazısına başlar ve kazdığı malzemeyi bir önceki adımda kazılan üst örtü malzemesinin arkasına yığar. Bu adımda malzeme dragline ile kolayca kazıldığı için patlatma ihtiyacı yoktur.

Dördüncü adımda, alt kömür damarının üretilmesi ise bu kömürün üzeri dragline ile açıldıktan sonra konvansiyonel yöntem ile yapılır. Dragline tekrar birinci adımdan kazıya başlayacağı ve malzemeyi atacak çukurun hazır olması gerektiğinden dolayı bu çalışma dragline ile paralel gitmelidir.



Şekil 3. Çok basamaklı çalışma sistemi.







Çizelge 2. Dragline çalışma özelliklerine ilişkin ayrıntılar.

Model	8050-41A				
Boom Uzunluğu (m)	99,10				
Çalışma Yarıçapı (m)	88,40				
Maksimum Döküm Yüksekliği (m)	42,70				
Taban (tub) Çapı (m)	17,70				
Kuyruk Mesafesi (m)	14,50				
Kepçe Kapasitesi (yd3)	65,00				
Çalışılan Alan	Ust Örtü	Ara Örtü	Rehandle	Kömür	
Doldurma Faktörü	0,85	0,95	0,95	0,90	
Kabarma Faktörü	0,83	0,82	0,82	0,80	
Kepçe Faktörü	0,71	0,78	0,78	0,72	
Fiili Kepçe Kapasitesi (m <sup>3</sup> )	35,04	38,69	38,69	35,76	
Çalışılan Kısım	Ust Örtü	Ara Örtü	Rehandle	Kömür	Ortalama
Dönüş Periyodu (saniye)					
Yükleme	15,00 -	8,00	8,00	13,00	11,09
Kaldırma	12,00	11,70	15,00	12,00	12,13
Dönüş	34,00	27,00	27,00	25,00	29,17
Döküm	3,00	3,00	3,00	6,00	3,40
Geri Dönüş	34,00	27,00	27,00	25,00	29,17
Dönüş Periyodu (saniye)	86,00	65,00	65,00	69,00	72,82
iş verimliliği	0,68	0,68	0,68	0,68	0,68
Kapasite (m3/saat) (Takvim Saat)	732	1.069	1.069	931	903
Günlük Kapasite (m3/gün)	17.570	25.668	25.668	22.348	21.675
Yıllık Çalışma Süresi (365x24)	8.760				
Planlı Duruşlar (45x24)	1.080				
Planlanan Çalışma Süresi (Takvim-saat)	3.347	2.665	595	1.074	7.680
Zaman Faktörü (20.25/24)	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84
Mekanik ve Elektrik Bulunurluk	0,87	0,87	0,87	0,87	0,87
Planlanan Çalışma Süresi (Makina-saat)	2.457	1.956	437	788	5.638
Kapasite (m3/saat) Makina Saati	997	1.457	1.457	1.269	1.230
Yapılacak iş (m3)	2.450.000	2.850.000	636.000	1.000.000	6.936.000
Yıllık Kapasite (m3/yıl)	6.936.000				

Çizelge 3. Yıllar itibarıyla dragline çalışmasına ilişkin ayrıntılar.

YILLAR	UST ORTU		KOMUR KAZISI	TEKRAR KAZI	DEKAPAJ KAZISI	ÇALIŞMA SAAT	BİRİKİMLİ SAAT
	m3	m3					
1991		1.458.000		450.000	1.458.000	1.641	1.641
1992		3.591.000		1.080.000	3.591.000	3.475	5.116
1993		3.740.000		1.120.000	3.740.000	4.203	9.319
1994		2.790.000	925.000		2.790.000	2.979	12.298
1995		2.800.000	1.000.000		2.800.000	3.088	15.386
1996		3.250.000	1.115.000		3.250.000	3.126	18.512
1997	2.380.000	1.915.000	1.430.000	477.000	4.295.000	5.287	23.799
1998	2.440.000	2.690.000	1.170.000	570.000	5.130.000	6.023	29.822
1999	2.070.000	3.015.000	1.300.000	565.000	5.085.000	6.015	35.837
2000	1.145.000	4.555.000	1.090.000	1.015.000	5.700.000	6.373	42.210
Toplam	8.035.000	29.804.000	8.030.000	5,277.000	37.839.000	42.210	

neticesinde elde edilmiştir. Dragline'ın bu çalışma sistemindeki kapasite rakamları alt ve üst damar kömür ile ara ve üst örtüde farklı farklı hesaplanmıştır. Bu farklılıklar dönüş periyodu, malzemenin kabarma ve kovanın dolma faktöründen ileri gelmektedir.

Bu yöntem ile beraber dragline'nın işletme verimliliği ve zaman verimliliği ile ilgili ciddi çalışmalar yapılmıştır. Günde 9,5 saatlik iki vardiya halinde başlayan dragline çalışmalarında zaman verimliliği 17,5/24 iken 8'er saatlik 3 vardiya çalışması durumunda çalışma verimliliği 20,25/24 olmuştur. Bu dönem makina yılda 5750 saat çalışma imkanı bulmuş ve yılda ortalama 6.650.000 m<sup>3</sup> kazı yapabilmektedir. 6.650.000 m<sup>3</sup> kazının yaklaşık 5.000.000 m<sup>3</sup> 'ü tekrar ve kömür kazıları hariç doğrudan yapılan dekapajdır (Çizelge 2).

Bu yöntemde dragline ara örtüde daha verimli çalışmıştır. Çünkü 90° 'lik dönüş açısı ve kendi kotunun altında yaptığı kazılar kepçe dönüş sürelerini azaltmıştır.

#### 4.3.5 Basit Yana Kazı Sistemi (II)

Dragline bu çalışma yöntemi ile tek basamakta çalışmakta ve sadece kendi bulunduğu kotun altında ara örtü tabakasında kazı yapmaktadır. Bu yöntemde yukarıda sözü edildiği gibi dragline kendi kotunun altında çalıştığından ve kısa dönüş sürelerinden dolayı maksimum kapasitesine ulaşır. Uygun dilim genişliklerinde ise, tekrar kazı ihtiyacı olmadan çalışılabilir. Bu yöntem daha önce uygulanmış ancak kömür üretiminin düşüklüğünden dolayı dragline için yeterli iş yaratılmamış idi. 2000 yılı mayıs ayında Kangal Termik Santralinin 3. Ünitesinin devreye girmesi ve kömür üretimini %50 artırmış olması nedeni ile bu yöntemin tekrar uygulanabilmesine fırsat doğmuştur. 2000 yılı bahar aylarından bu yana dragline bu yöntem ile çalışmaktadır. 2001 yılı dragline için planlanan tekrar kazı miktarı 1.369.740 m<sup>3</sup> ve yapılacak dekapaj miktarı ise (DK) 7.099.503 m<sup>3</sup> olacaktır.

Bir önceki yıla göre %23 daha fazla dragline dekapajı planlanmıştır. Bunun nedeni bir önceki yıl DFM analizi sonucu gerçekleştirilen tekrar kazının azaltılması çalışmaları ve 70 yd3 olarak yenilenen dragline kovanının getireceği avantajlardır.

## 5 SONUÇLAR

Bir açık işletmenin ilk projesi yapılırken eldeki verilere göre planlama yapılır ve şartlara en uygun dragline o saha için seçilmeye çalışır. Ancak

özellikle daha önce hiç çalışılmamış bakir sahalarda için öngörülen dragline çalışma yöntemleri, gerek uygulama safhasında gerek zaman ve işletme şartlarının değişimi nedeniyle ilerleyen yıllarında iyileştirmelere gereksinim duyar. Bu bildiri ile açıklanmaya çalışılan dragline fırsat maliyeti (DFM), dragline ve konvansiyonel yöntemlerle çalışılan açık işletmelerde, dragline çalışmalarının iyileştirilmesi için maden mühendislerine gerekli ekonomik gerekçeleri (gücü) sağlamaktadır. (DFM) dragline çalışan işletmelerin büyüklüğüne bağlı olarak bir yıl için milyon dolarlarla ifade edilebilecek rakamlara ulaşabilir. Demir Export A.Ş. Kangal Kömür İşletmesinde 1991 yılında başlayan ve ilk öngörülen yöntemler ile yıllık 1.500.000 m<sup>3</sup> tekrar kazı ve 3.000.000 m<sup>3</sup> dekapaj gerçekleştiren dragline çalışmaları, yukarıda anlatılan çizgide ve dragline fırsat maliyeti düşüncesi ile 2001 yılında 1.500.000 m<sup>3</sup> tekrar kazı ve 7.000.000 m<sup>3</sup> direk dekapaj yapma durumuna gelmiştir. (Çizelge 3)

Dragline ile 2001 yılında bazı dilimlerde kömür kazısı öngörülmüştür. Bu ise kayda değer bir tekrar kazı demektir. Dragline'nın tekrar kazı yapmaksızın ara örtüde basit yana kazı sistemi ile çalışması durumunda ve zaman kullanma faktörü üzerinde yapılacak iyileştirmeler ile beraber, dragline 'in yıllık tekrar kazı miktarı 1.000.000 m<sup>3</sup> olmak üzere dekapaj miktarının 9.000.000 m<sup>3</sup> lere çıkarılması mümkün görülmektedir. Bu ise şu andaki dragline fırsat maliyetini (DFM) şöyle göstermektedir.

$$DFM = DİM * 3,5 (9.000.000 - 7.000.000)$$

Bu durumda yapılacak, yukarıda bahsedildiği gibi dragline için ara örtüde tekrar kazısız iş yaratmak ve zaman kullanımını 20,25/24 oranından 23/24 'e taşımaktır. Bunu yapmak için gerekli güç ve ekonomik gerekçe ise dragline fırsat maliyetinin (DFM) kendisidir.

## KAYNAKLAR

- Humphrey, J. D., 1990. *The fundamentals of the dragline*, Ohio, USA. Marion division-dresser ind. Inc.
- Kangal four year mine plan. 1997. Harrisburg, Pennsylvania USA. Skelly and loy, inc.
- Parlak, T., 1988 Kömür açık işletmeciliğinde uygulamalı örtü kazı yöntemleri, Bursa, Marmara linyitleri işletme müessesesi.
- Dörter, L., Şirin Y., 1977, Sivas-Kangal-Kalburçayın Kömür Yatağı 4.200.000 ton/yıl kapasiteli açık işletme projesi, TKİ.
- Hettinger, D. & Lumley G., 1999 Using data analysis to improve dragline productivity, *Coal Age*.

## Beypazarı Trona Yatağı'nı İşletmeye Alma Çalışmaları

Y.Aydm&S.S.Şenkal

Park Teknik Elektrik ve Madencilik Sanayi A.Ş., Ankara

**ÖZET:** Beypazarı Trona yatağı üzerinde, 1979 yılında bulunmasından bu yana, işletmeye alınması amacıyla birçok konuda değerlendirme ve inceleme çalışmaları gerçekleştirilmiş ve çeşitli kuruluşlar tarafından raporlar hazırlanmıştır. Bu çalışmalar son dönemlerde özellikle jeomekanik, hidrojeolojik konular ve bunlara bağlı olarak madencilik yöntemi seçimi ve adaptasyonu üzerinde yoğunlaşmıştır. Bu bildiriye, yatağın yapısı ve özellikleri konusunda genel bilgilere yer verilmekte, ardından, cevhere ulaşmak için halen sürülmekte olan ana desandrede karşılaşılan problemlere detaylı olarak değinilmektedir. Yatağın kendine has özellikleri ve karşılaşılan problemler, metin içinde ilişkilendirilmiş; daha önce yapılan, yapılmakta olan ve yapılacak olan çalışmalar konusunda elde edilen sonuçlardan da bahsedilmiştir.

**ABSTRACT:** Since it was discovered in 1979, numerous exploration and feasibility studies have been carried out on Beypazarı Trona field, by several institutions and companies. They have recently been focused on the subjects of geomechanical and hydrogeological characteristics of the area and dependency, selection and adaptation of a mining method. Initially, the structure and characteristics of the orebody and then, problems faced in the main decline which is currently being driven are mentioned in this paper. The relationship between the problems and orebody's own characteristics is designated throughout the text together with an explanation covering the findings obtained from the previous, current and future studies.

### 1 GİRİŞ

Trona, kimyasal formülü  $\text{Na}_2\text{CO}_3 \cdot \text{NaHCO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$  şeklinde, seskikarbonattan oluşan doğal bir tuz mineralidir. Doğal trona, yanıcı olmayan, parlak, kristalize ve katı haldedir. Doğada oluşumu için oldukça özel şartlar gerektirmektedir; bu nedenle, dünya üzerindeki yataklanmalar sayı ve rezerv bakımından oldukça sınırlıdır. Bilinen rezervler Amerika, Afrika, Macaristan, Mısır, Çin ve Türkiye'dedir. Beypazarı Trona Sahası, Ankara'nın Beypazarı ilçesinde, merkezin 20 km kuzeybatısında yer almaktadır. Ankara'dan uzaklığı ise 100 km civarındadır.

Trona cevheri, Beypazarı sahasında yaklaşık 8km<sup>2</sup>'lik gölse! bir havza içinde, tabakalı şekilde yerleşim göstermektedir. Sahanın ortalarından geçen, kuzeybatı-güneydoğu doğrultulu Kaniiceviz fayı ile iki zona (sektör) bölünmüştür (Şekil 1). Bunlardan doğuda yer alan bölüm, Ariseki, batı kısımda yer alan bölüm ise Elmabeli sektörü olarak isimlendirilmiştir.

İlk aşamada, genel olarak daha problemsiz olduğu belirlenen ve cevher yatağının nispeten

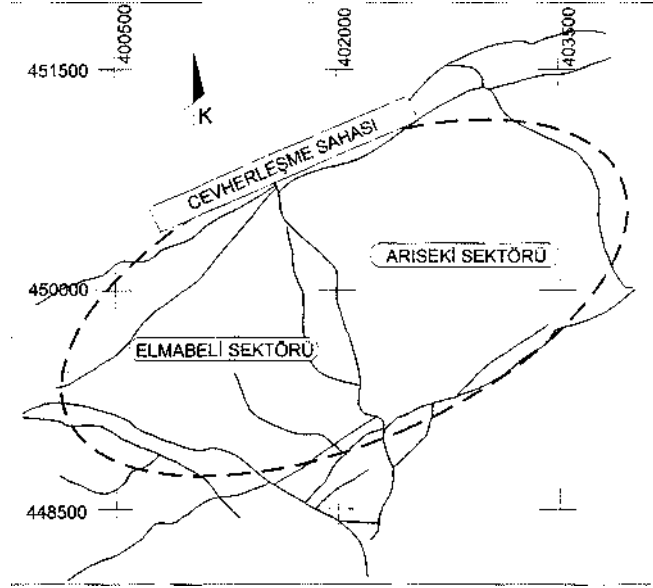
yüzeye daha yakın olduğu batı (Elmabeli) sektöründen üretime başlanması düşünülmektedir. Kurulacak yeraltı ocağından üretilen cevher, yine bölgede hizmete sokulacak olan bir proses tesisinde işlenecek, ana ürün olarak tanımlanan "soda külü" iç ve dış pazarlara sunulacaktır.

Trona projesinde işbirliği ve ortaklık tesis etmek suretiyle, sahadan üretilen trona cevherini işleyerek yurtiçi ve yurtdışında pazarlanmasını hedeflemek üzere; Eti Holding A.Ş., Park Holding A.Ş. ve Bayındır Holding A.Ş., bir çerçeve anlaşması ile ortaklık tesis etmiştir. Daha sonra Bayındır Holding A.Ş. projeden çekilmiş ve yerine Vakıflar Bankası T.A.O. geçmiştir. Bu ortaklık çerçevesinde çalışmalar yapılmaktadır.

### 2 SAHANIN YAPISI VE REZERV DURUMU

#### 2.1 Sahanın stratigrafisi

Trona rezervi orta miyosen volkaniklerinin, sedimanter birimlerinin alt serileri içinde yer alır. Miyosen birimleri ortalama 1000 m kalınlığında olup Beypazarı grubu olarak adlandırılır. Grubun



Şekil 1. Beypazan trona sahasının genel görünümü ve sektörler.

içindeki birimlerin genel özellikleri, en yaşlısından gencine kadar şöylece özetlenebilir:

**Boyalı Formasyonu:** Bu formasyon trona sahasının batısında ortaya çıkmıştır ve kumtaşı, silttaşı ve konglomeradan oluşur. Formasyonun en üst seviyesinde iki adet linyit tabakası gözlenmiştir.

**Hırka Formasyonu:** Bu formasyon trona damarlarının yer aldığı birimdir; bitümlü şeylerden, kilttaşlarından ve kumtaşlarından oluşur. Stratigrafi içinde en kaim birimdir ve sahanın orta bölgelerinde formasyonun kalınlığı 300 metreye ulaşmaktadır.

**Karadoruk Formasyonu:** Formasyon gri kireçtaşlardan meydana gelmiş olup, akifer özelliği göstermektedir.

**Sarıgül Formasyonu:** Sahanın kuzey bölümünde izlenmektedir; genelde tüfit ve kilttaşlarından meydana gelir.

**Çakıloba Formasyonu:** Kireçtaşları ve tüfitlerden oluşan bu birim de akifer özelliği göstermektedir.

**Zaviye Formasyonu:** Bu birim de genel olarak sahanın batı bölümünde izlenir; kilttaşı ve tüfitlerden meydana gelmiştir.

## 2.2 Alt ve üst trona damarları

Hırka formasyonu içinde yer alan trona yataklanması, alt (L) ve üst (U) olarak kodlanan ve 6'şar adet olmak üzere toplam 12 damar içeren iki zondan meydana gelir. Bu damarların genel olarak dizilimi ve sahada gözlenen kalınlık değişimleri Şekil 2'de verilmektedir. Şekilde Elmabeli ve Ariseki sektörlerindeki yataklanmalar ayrı ayrı

değerlendirilmiştir. Özellikle, Ariseki sektöründeki damarların daha kalın olduğu dikkat çekici olmasına rağmen bu sektörde, cevherleşme bölgesi diğerine göre daha derinde (350-400 m) yer almaktadır.

Üst trona zonu toplam 5-40 m'lik bir kalınlıkta olup tüm sahayı örter. Trona damarlarının kalınlığı değişkendir. Ara tabakalar genelde bitümlü şeyi ve kilttaşıdır ve kalınlıkları U3-U4 arası hariç, 2 ila 5 metre arasına değişmektedir. U3 ve U4 damarları arasında 7-8 m kalınlığında bir ara tabaka yer alır.

Alt zon, kalınlık ve bileşim yönünden üst zondan daha düzensiz bir görünüm arzeder. Bu zonda trona damarları çok düzensizdir. Damar aralarındaki tabakalar bitümlü şeyi, kilttaşı ve silttaşından oluşmuştur.

Cevherli iki zonu belirgin şekilde ayıran steril zonun kalınlığı ise 20-25 m arasında değişmektedir. İçerisinde yeşil kilttaşları ve bitümlü şeyler mevcuttur. İçinde birçok seviye halinde tüfitten oluşmaktadır.

Cevherli zonlar içinde gözlenen başlıca mineral tronadır. Yine cevher olarak kabul edilebilecek, diğer karbonat mineralleri de izlenmiştir. Başta saha kenarları tortu yığınlarının üst seviyelerinde bulunan nakolit olmak üzere, gaylusit, pirsonit, termonatrit ve natron gibi nadir rastlanan diğer minerallere rastlanmaktadır.

Trona cevheri oluşum bakımından çanaklaşma özelliği göstermektedir. Kuzey ve güneyde cevheri sınırlandıran iki ana kıvrım (bkz. Bölüm 2.3) yakınlarında genel yataklanma eğimi 10°-15°'den aniden 45°-65°'ye kadar çıkmaktadır.

### 2.3 Sahanın yapısal jeolojisi

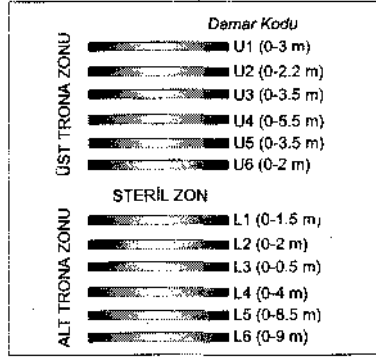
Sahadaki ana tektonik hatların doğrultusu  $K60^{\circ}D$  olup cevher yatağını kuzey ve güneyden sınırlamaktadırlar. Kıvrımlar genelde fleksür şeklindedir ve tabaka eğimlerinde ani değişimler göstermektedir. Trona sahasındaki faylar ve kıvrımlar cevherleşmeyi sağlayan ve sınırlayan yapısal jeoloji öğeleridir. Bölgede izlenen fayların, trona sahasında yayılımları Şekil 3'te verilmiştir.

Zaviye fayı, yaklaşık 40 m düşey atımlı, düzlem eğimi düşeye yakın bir faydır, trona sahasını güneyden sınırlar. Trona yatağının oluşumundan önce ilksel paleotopografyada bir antiklinal görünümünde olan bu yapı, trona için evaporitik bir çökeltme ortamı sağlamıştır. Daha sonra eksenini boyunca kırılan bu antiklinal Zaviye fayını oluşturmuştur.

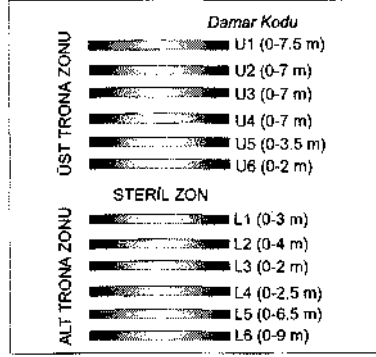
Trona yatağını kuzeyden sınırlayan Çakıloba fayı yaklaşık 5-10 m'lik düşey atımlı olan normal bir faydır. Çakıloba antiklinal-senklinel kıvrım sisteminin eksenini boyunca yer yer kırılması sonucu oluşmuştur.

Trona yatağını daha önce bahsedilen iki sektöre bölen ve sahanın ortalarında  $K20^{\circ}B$  doğrultulu seyreden,  $35^{\circ}-60^{\circ}GB$  eğimli Kanlıceviz fayı daha çok doğrultu atımı sergilemektedir (100 m). Düşey atımı ise 30-40 m kadardır. Zaviye fayından daha genç olan bu fay, Zaviye ve Çakıloba faylarını dike yakın bir açıyla kesmektedir.

Trona yatağının genel yapısını belirleyen bu üç faya ek olarak sahanın güneybatısından geçen  $K50^{\circ}D$  doğrultulu Elmabeli fayı ise yaklaşık 200 m'lik doğrultu atımlı bir fay özelliği gösterir.

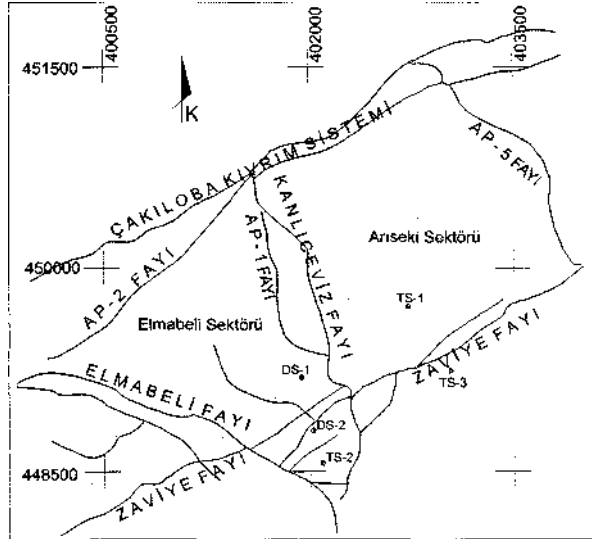


(a)



(b)

Şekil 2. Trona damarlarının arazideki genel dağılımı ve kalınlık değişimleri; (a) Elmabeli sektörü, (b) Anseki sektörü.



Şekil 3. Bepazan trona sahasında izlenen yapısal jeoloji öğelerinin dağılımı.

#### 2.4 Rezen durumu

Sahada MTA, EİEİ, ETİBANK, Fizibilite Grubu ve diğer kuruluşlar tarafından, farklı zamanlarda yapılmış toplam 95 adet sondaj mevcuttur ve bunlar rezerv hesaplarına temel teşkil etmektedir.

Sahada öncelikle MTA, ETİBANK ve CdFI tarafından değişik yöntem ve kabullerle rezerv hesabı yapılmıştır. Saha geneli rezerv hesabı, Vulcan 3.3 programı kullanılarak Fizibilite Grubu tarafından tekrarlanmıştır. Bu hesaplamada ortalama yoğunluk  $2.11 \text{ g/cm}^3$  olarak alınmıştır. Çeşitli yaklaşımlarla belirlenen jeolojik rezervler Çizelge 1'de verilmiştir.

Vulcan programı yardımıyla hesaplanan trona rezervleri, çeşitli nedenlerle redaksiyona tabi tutulmuştur. Jeolojik rezerv, Zaviye ve Çakıloba kıvrım sistemlerinde bırakılması düşünülen topuk payları çıkarıldığında Elmabeli sektöründe 63, Arseki sektörüne 124 milyon ton gibi bir rakama gerilemektedir. Ayrıca, uzunayak yöntemi ile alınması düşünülen cevherin, 2 m kalınlık limiti üzerinde kalan miktarı ise Elmabeli sektöründe 35, Arseki sektöründe 90.5 milyon ton olarak belirlenmiştir.

Çizelge 1. Trona yatağının çeşitli kuruluşlar tarafından değişik yöntemlerle hesaplanan jeolojik rezervleri.

Kaynak	Yöntem	Rezerv (MtJ)	Uygulanan Kriterier		Ortalama
			Minimum Kalınlık (m)	Minimum Tenor (%trona)	Tenor (%trona)
MTA	Poligon	196	0.8	50	86
MTA	Izopak	193	0.8	50	-
ETİBANK	Izopak	198	0.8	50	84
ETİBANK	Izopak	147	1.5	70	87
CdFI	Jeoistatistik	254	0.0	0	-
CdFI	Jeoistatistik	200	0.8	50	84
CdFI	Jeoistatistik	162	1.5	70	86
CdFI	Jeoistatistik	115	2.0	80	88
CdFI	jeostatistik	59	Uzunayak	-	86
Fizibilite Grubu	Jeoistatistik	237	0.0	0	86

### 3 TRONA PROJESİNİN GENEL DURUMU PROBLEMLERİ VE OCAK ALT YAPISININ KURULMASI

#### 3.1 İşletme yönteminin seçimi ve adaptasyonu konusunda fikirler

Yapılan fizibilite çalışmaları ve çeşitli amaçlarla açılan sondaj kuyuları, yapılacak madencilik, Elmabeli sektöründe Arseki sektörüne göre teknik açıdan daha kolay olacağını göstermiştir. Bu nedenle, ocağın ilk olarak buradan başlaması öngörülmüştür. Bu sektörde yapılacak madencilik faaliyetleri ile kazanılacak deneyim ve zaman içinde, saha problemlerinin daha detaylı şekilde irdelenebilmesi sonucunda Arseki sektöründeki çalışmalar daha verimli olabilecektir.

İşletme yönteminin seçimi konusunda ise çeşitli alternatifler değerlendirilmiş ve sonuç olarak oda-topuk, uzunayak ve çözelti madenciliği yöntemleri içinde en uygun metodun uzunayak ve çözelti madenciliği olacağı sonucuna varılmıştır. Oda-topuk yöntemi konusunda hem Türkiye madenciliğinin fazla tecrübe sahibi olmaması hem de bu metodun kazanılabilecek cevher yüzdesini azaltması sebebiyle bu yöntem elenmiştir. Ayrıca oda-topuk yönteminde stabilité sorunlarının ortaya çıkması da muhtemeldir. Çözelti madenciliği konusunda, yine ülkede yeterli bir bilgi ve kadro birikiminin

olmaması problem olarak görürse de, bu yöntemin oda-topuk madencilik metoduna göre büyük avantajları olması seçilebilecek üretim yöntemleri arasında -yatırım maliyetinin de düşük olması sebebiyle- uygun bir alternatif olma statüsünü sağlamaktadır. Uzunayak yöntemi ise yeraltı üretim metodları içerisinde rezerv kazanım miktarı ile çalışma veriminin yüksek olması, yöntemin Türkiye'de yoğun olarak uygulanması -dolayısı ile bilinen teknoloji, eğitimli personelin bulunması nedenleri ile uzunayak yöntemi alternatifini düşünülmemektedir. Uzunayak yönteminde, tam mekanize olarak işletilmesi düşünülen panoların boyutlandırılması, halen devam etmekte olan kaya mekaniği ve yeraltı suyu etüdlerinin sonuçlandırılmasından sonra gerçekleşecektir. Cevherin, uzunayak panolarından tamburlu kesici ile kazanılması düşünüldüğünden, cevher üzerinde tam boyutlu kesilebilirlik deneyleri gerçekleştirilmiş (Bilgin vd. 2001) ve bu deneylerin sonuçları olumlu neticeler vermiştir.

Yapılan çalışmalar sonucunda uzunayak madenciliğine uygun damarlar bu metodla alınacaktır. Uzunayak madenciliğinin yapılamayacağı damarlar ise çözelti madenciliği ile kazanılacaktır.

Sahada yeraltı suyunun durumu ve miktarı, suyun akım yönlerinin belirlenmesine yönelik etüdlere,



örselenmiş bölgeden daha izole bir lokasyonda olmasının neden olduğu düşünülmektedir.

Desandre yerinin belirlenmesinden sonra, Dokuz Eylül Üniversitesi tarafından DS-1 ve DS-2 sondajları (Şekil 3) üzerinde gerçekleştirilen benzer bir çalışmanın (Onargan vd. 1999) sonucunda ise kaya kütle sınıflaması değerleri klasik "RMR" ve "Mining-RMR" sistemlerine göre sınıflanmıştır. DS-1 ve DS-2 sondajları sürülen desandrenin ilk giriş doğrultusu üzerindedir; DS-2 cevherleşmenin dışında ve yatayla 55° eğimde, DS-1 ise cevherleşme zonu içerisinde yer almaktadır. Bahsedilen çalışmada bulunan "Mining-RMR" sınıflama

değerleri ise yine mesafe ağırlıklı ortalamalar bulunarak Çizelge 3'te sunulmuştur. Bu çizelgeye göre bütün formasyonlardaki ortalama sınıflama değerleri oldukça düşük seyretmektedir. Bunun nedeni sınıflama sisteminin daha önce kullanılan M-RMR sisteminden karakteristik olarak farklı olmasının yanında, DS-2 sondajının özellikle yüksek yanal basınçlar oluşturduğu tahmin edilen monoklinal (kıvrılma) bölgesinde yer alması nedenine bağlanmıştır. Ancak genel anlamda, daha zayıf olduğu kabul edilen Hırka formasyonuna ait değerlerin, diğer formasyonlara göre baskın şekilde zayıf olduğu göze çarpmamaktadır.

Çizelge 2. TS-1, TS-2 ve TS-3 sondajlarından elde edilen mesafe ağırlıklı M-RMR değerleri.

Formasyon	TS-1 sondajı		TS-2 sondajı		TS-3 sondajı	
	Kalınlık (m)	M-RMR	Kalınlık (m)	M-RMR	Kalınlık (m)	M-RMR
Zaviye (Tz)	60	60	40	30	180	60
Çakıloba(Tç)	40	55	40	50	70	55
Sarıağıl(Ts)	70	55	50	50	60	55
Karadoruk (Tk)	20	50	25	50	10	60
Hırka (Th1)	225	30	140	30	140	50
Hırka (Th2)	30	55	100	60		

Çizelge 3. DS-1 ve DS-2 sondajlarından elde edilen mesafe ağırlıklı "Mining-RMR" değerleri.

Formasyon	DS-1 sondajı		DS-2 sondajı	
	Kalınlık (m)	M-RMR	Kalınlık (m)	M-RMR
Zaviye (Tz)	-	-	-	-
Çakıloba(Tç)	50	40	20	20
Sarıağıl (Ts)	65	40	75	30
Karadoruk (Tk)	24	35	20	35
Hırka (Th1)	130	32	170	35
Hırka (Th2)	-	-	-	-

### 3.4 Desandre 'nin sürülmesi sırasında karşılaşılan problemler ve kritik konular

#### 3.4.1 Yeraltı suyu durumu

Desandre yerinin belirlenmesi ile desandre güzergahında su problemini belirlemek amacıyla bu güzergah üzerinde üç yerde pilot kuyuları açılmış ve bu kuyulardaki su seviyesi, kuyu debileri ölçülmüştür. Ölçülen değerlerde yeraltı su seviyesinin desandre seviyesinden yukarıda kaldığı tesbit edilmiş ve seviyeyi düşürmek amacıyla desandre güzergahı üzerinde 8 adet pompaj kuyusu açılmıştır. Monte edilen pompalarla Temmuz 1999 tarihinden itibaren 140 lt/sn'lik debi ile yeraltı suyu tahliyesine başlanmıştır (Şekil 5). Ocak 2000 içinde yeraltı su seviyesindeki ciddi seviye düşüşleri ile desandreye gelmesi muhtemel ani su baskınlarının önlemi alınmış ve desandre çalışmalarına hız verilmiştir.

Yeraltı su miktarının yüksek olması, desandrenin ve uygulanacak üretim yönteminin emniyeti

açısından büyük önem arzemesi nedeniyle MTA Genel Müdürlüğü ile sözleşme yapılarak sahada hidrojeolojik çalışma başlatılmıştır. Yapılan hidrojeolojik çalışmalarda (Özgür & Erduran, 2000) yeraltı su akış yönünün desandre hattında, KD-GB doğrultusunda olduğu, dolayısı ile açılan pompaj kuyularının desandre hattında doğal bir set yaptığı belirlenerek 370. metrede desandre doğrultusu K55°B yönünde döndürülmüş ve daha güvenli bir çalışma ortamı yaratılmıştır.

Saha genelinde MTA'nırı yaptığı çalışmalar devam etmektedir. Bu çalışmalar ile sahanın yeraltı suyu beslenme yerleri, akış yönlerine ait bilgiler alınarak, bölgenin susuzlaştırılması çalışmalarına başlanacaktır.

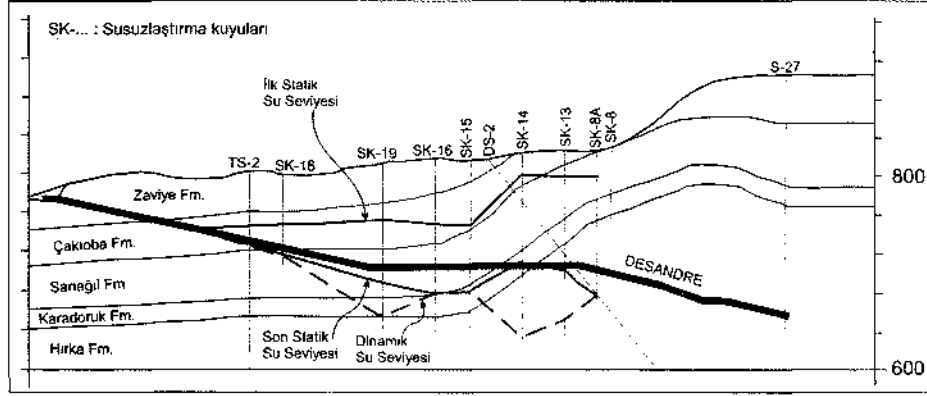
#### 3.4.2 Farklı özellik gösteren kaya kütleleri ve desandrenin tahkimati

Sahada lokal anlamda, farklı formasyonlarda çok değişik özellikte kaya kütlelerinin olduğu, bunların M-RMR sistemine göre sınıflandığı önceleri

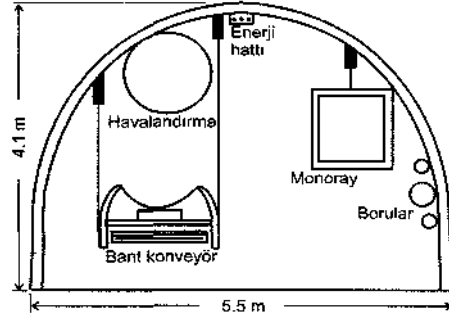


bölmelerde belirtilmişti. Bu sınıflamada M-RMR değeri 30-60 arasında değişiklik göstermektedir. Bu farklılığı aynı zamanda açılan desandrede izlemek mümkün olmaktadır. Yani çok sağlam bir kaya kütlede ilerlerken birdenbire çok zayıf karakterde bir kaya kütleline girilebilmektedir. Bu farklı yapılanmadan dolayı arından ani boşalmalar, blok atmaları yaşanmıştır. Bu sebepten dolayı, uygulanacak tahkimat tipi, mesafesi, şekli ve yapıya göre değişkenliği önem kazanmıştır. Önceki

çalışmaların (Onargan ve diğ., 1999; Ünal ve diğ., 1997) devamı niteliğindeki tasarım çalışmaları sonucunda, uygulanacak tahkimat olarak özel TH34/28 tipi kaymalı bağ seçilmiş, bağ arası mesafenin ise sahadan alınan karot numunelerinden yapılan laboratuvar analizleri ile kaya kütle kalitesi değişimine göre 0.5-1.0 m arasında değişmesi gerektiği belirlenmiştir. Tipik, tahkimatlı bir desandre kesiti ise Şekil 6'da verilmektedir.



Şekil 5. Yeraltı suyunun kuyulardan tahliyesi ve su seviyesinin değişimi.



Şekil 6. Desandreye ait tipik tahkimatlı bir kesit.

### 3.4.3 Desandre içinde gaz geliri ve önlemleri

Sahada önceden yapılan tüm sondajlarda, cevher üzerinde bulunan bitümlü şeyi tabakalarından yoğun şekilde CH<sub>4</sub> (metan) gazı geliri tesbit edilmiştir. Metan gazı yanında H<sub>2</sub>S, CO<sub>2</sub> gazları da ölçülmüştür.

Metan gazı probleminden dolayı, desandrede kullanılacak, metan gazı ortamında çalıştırılabilir, sertifikalı elektrik teçhizatları Zonguldak-TTK'na yeniden kontrol ettirilmiştir. Ayrıca metan gelirinin galeri ortamında %1 değerine ulaşması halinde desandrede bulunan tüm elektrikli

ünitelerin yerüstünden otomatik olarak devreden çıkmasını sağlayan sabit ölçüm sensorelli teinin edilmiştir. Desandre içerisinde ferdi olarak yapılacak olan ölçümler için ise Droper firmasından 5'li ölçüm cihazları (CH<sub>4</sub>, H<sub>2</sub>S, CO<sub>2</sub>, CO ve O<sub>2</sub>) temin edilerek çıkabilecek patlayıcı ve zehirli gaz değerleri izlemeye alınmıştır.

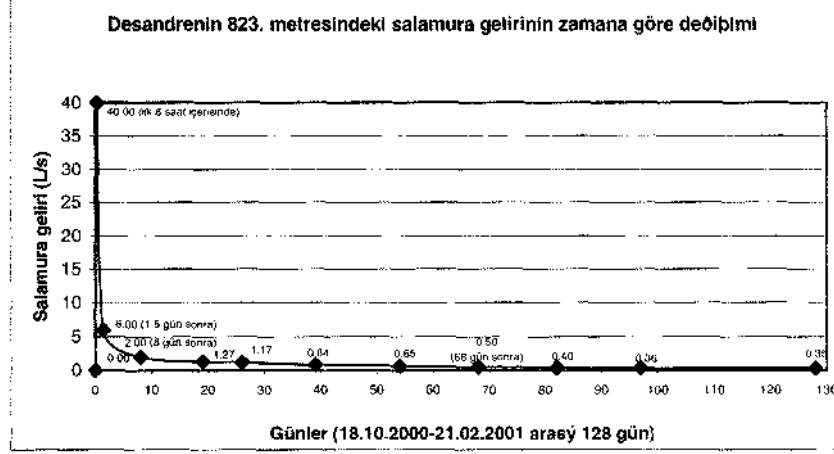
Desandre havalandırması için yerüstüne 4 adet 300m<sup>3</sup>/dak kapasiteli aspiratör kurularak desandre içerisine 800 mVdak hava girmesi sağlanmıştır.

### 3.4.4 Salamura problemi

Sahada yapılan sondajlarda alınan bilgilerden ikinci önemli problem "salamura" problemidir. Salamura, suyla çözülmüş trona cevherinin tanımıdır. Zon kenarlarında trona damarı oluşumu sırasında veya büyük fayların çatlaklarından cevhere sızan suların yarattığı trona çözeltisi yeraltında zamanla basınçlı bir kapa oluşturmuştur. Bu basınçlı salamura kapanlarının yeryüzünden yapılan sondajlarda, basınçla boşaldığı belirlenmiştir. Bu basınç ve salamurayı tahliye amacı ile 360" açıda 180 m derinlemesine sondaj yapabilen hava tahrikli sondaj makinası temin edilmiştir. Desandredeki ilerleme periyotlarına göre önce arında sondajlar yapılarak salamura ve gaz durumu kontrol edilmektedir. Bu kontrollere göre desandrede güvenli bir şekilde derlenmektedir. Desandrede salamura ile

cevherleşme zonu başlangıcında desandrenin 823.00. metresinde karşılaşılmıştır. Salamura geliri 40 lt/sn'den hızla 8 gün içerisinde 2 lt/sn'ye düşmüş olup (Şekil 7), bu gelir pompalarla ana havuzda toplanmış, havuzda temiz suyla seyreltilen salamura

elektrikli pompalarla ocak dışına atılmıştır. İlk 8 gün içerisinde ocak dışına basılan salamura miktarı 4300 m<sup>3</sup> civarındadır.



Şekil 7. Desandrenin 823. metresinde karşılaşılan salamura gelirinin zamana bağlı olarak azalması.

#### 4 PROJEDE YAPILAN ÇALIŞMALAR

Desandre, toplam 990 m ilerleyerek U1, U2, U3, U4 U5 ve U6 damarlarıyla kesmiştir. Şubat 2001 tarihinde ise U4 damarı içerisinde G55°B istikametinde 130 m ilerlemiştir. Desandrede üretime yönelik taban yollarındaki tahkimat tasarımı ve açılmış yeraltı açıklıklarında yük-konverjans ölçümleri ile jeoteknik çalışmalar, Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü ile yapılmaktadır (Onargan vd. 2001). Projede yaklaşık 650 m kadar damar içerisinde ilerlenecek ve havalandırma galerisi ile yeryüzüne çıkılacaktır. Havalandırma galerisi bitiminde test için pano hazırlığı yapılacak ve deneme üretimine başlanacaktır.

Cevherin soda külü haline gelmesi ve soda külü kalitesinin belirlenmesi amacı ile ODTÜ ve ABD'de trona projesinde deneyimli bir firma ile çalışmalar devam etmektedir. Cevherden alınan numuneler her iki tarafta da değerlendirilerek, proses ön mühendislik ve pilot test çalışmaları yapılmaktadır.

Üretilen soda külünün pazarlanması için yabancı bir firma ile anlaşma yapılmış, hedef müşteriler ve tüketim miktarları belirlenmiştir.

Proses sahasında gerekli olacak atık barajı tasarımı ile zemin etüd çalışmaları da devam etmektedir.

2001 yılı içerisinde devam eden tüm çalışmalar tamamlanarak yatırım kararı alınacaktır.

#### 5 SONUÇLAR

Ülkemiz ekonomisi ve madencilik sektörümüz açısından her yönüyle önem arz etmekte olan Beypazarı Trona Sahası, işletmeye alınması ile birlikte, bölgeye yakın olan Avrupa pazarı için de önemli hale gelecektir. Yakın bölgelerde bu derece önemli bir başka rezerv bulunmaması ve sentetik olarak üretilen soda külünün doğadan yapılan üretime göre çok daha pahalıya mal olması, bu önemi daha da ön plana çıkarmaktadır.

Sahada yapılan fizibilite çalışmaları yoğun bir şekilde devam etmektedir ve bu çalışmalar açılacak ocağın daha güvenli ve verimli bir şekilde faaliyet göstermesini amaçlamaktadır. Özellikle hidrojeoloji ve kaya mühendisliği alanlarında konsantre olmuş ocak çalışmaları, diğer yandan sürülmekte olan desandrede yürütülen faaliyetlerle sentezlenerek modern bir yeraltı ocağı oluşturulmasında önemli rol oynamaktadır.

#### KAYNAKLAR

- Beypazarı Trona Projesi Fizibilite Grubu, Aylık Faaliyet Raporu. Ekim 1998,
- Bilgin, N., Çopur, H., Tunçdemir, H., 2001. Beypazarı trona numunelerinin mekanize olarak kazılabilirliğinin belirlenmesi için yapılan tam ölçekli doğrusal kesme deneylerinin sonuçları. İTÜ Maden Müh. Bölümü.

- Onargan, T. ve diğ., 1999. *Ankara-Beypaşarı trona sahası desandre etüdüleri*. Dokuz Eylül Üniversitesi Araştırma Grubu, Proje No: DEU-MAG-99-01.
- Onargan, T. ve diğ., 2001. *Ankara-Beypaşarı sahası ana yollarında tahkimat tasarımı etüdü*. Dokuz Eylül Üniversitesi Araştırma Grubu, Proje No; DEU-MAG-2001-01. (devam ediyor)
- Özgür, C, Erduran, B., 2000. *Beypaşarı trona sahasında hidrojeolojik çalışmalar*. MTA Genel Müdürlüğü.
- Ünal, E., Ulusay, R., Özkan, I. ve diğ., 1997. *Rock engineering evaluations and rock mass classification at Beypaşarı Trona Site*. Middle East Technical University.
- Ünal, E., Çakmakçı, G., Öztürk, H., İnceefe, Ö., 1997. *Laboratory tests on weak rocks of borehole 75-5 and evaluation of the results*. Middle East Technical University.



## Adana-Tufanbeyli Linyit Sahasının Örtü Kazı Oranına Göre Kurulabilecek Termik Santral Kapasitesinin Belirlenmesi

Y.Erdoğan, E.Yaşar & M.Anıl

Çukurova Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, 01330, Adana, Türkiye

**ÖZET:** Bu çalışmada, Adana-Tufanbeyli linyit sahasının rezervi arama sondajlarından elde edilen verilerin Surpac ve Isatis adlı bilgisayar programlarının kullanılması ile jeostatistiksel olarak hesaplanmıştır. Linyit sahası 3264 bloğa ayrılmış, bu bloklardan saha sınır koordinatları içerisindeki 987 bloğun (125 m x 125 m boyutlarında) Kriging yöntemi ile rezerv yaklaşık olarak 300 milyon ton bulunmuştur. Buna karşın sahadaki dekapaj miktarı ise yaklaşık olarak 1 431 151 000 m<sup>3</sup> olarak bulunmuştur. Linyit sahasının özellikle Güney kısmına göre Kuzey kısmında dekapaj miktarının oldukça fazla olması nedeniyle sahanın örtü kazı oranına göre saha sınır koordinatları ve üretilebilecek linyit miktarı her bir örtü kazı oranı için ayrı ayrı hesaplanmış ve hesaplanan bu linyit rezervine göre kurulabilecek termik santralin kapasitesi ve bu santralin yıllık üretebileceği enerji miktarı hesaplanmıştır.

**ABSTRACT:** In this study, the reserve of Adana-Tufanbeyli lignite deposit was estimated by using drilling geostatistics software of Surpac and Isatis. Firstly, lignite area was divided into 3264 blocks and 987 blocks (125 m x 125 m in mesh), were determined in boundary of the field. The reserve of lignite was calculated by using Kriging method and was found approximately 300 million tonnes. Therefore, the amount of excavation was found approximately 1 431 151 000 m<sup>3</sup>. The Northern Section of the lignite area has higher overburden volumes compared to the Southern Section. Thus, for each overburden lignite ratio the boundary coordinates of the area and the amount of lignite to be produced were calculated. Based on calculated lignite reserve, the capacity of proposed thermal power plant and the amount of energy were calculated.

### 1 GİRİŞ

Son 30 yılda rezerv hesaplamalarında klasik yöntemler cevherin yapısı hakkında tam bilgi sunamadığından bilgisayar paket programlarının yardımı ile jeostatistiksel yöntemler yaygın olarak kullanılmaya başlanmıştır (Armstrong 1981, Wackernagel 1994).

Saha üzerine MTA Genel Müdürlüğü ve Spectra Jeotek tarafından yapılmış olan sondajlardan elde edilen verilere göre Surpac ve Isatis adlı bilgisayar programları ile jeostatistik yöntemler kullanılarak sahanın rezervi, dekapaj miktarı ve her bir bölge için örtü kazı oranı belirtilmiştir.

Linyit sahası toplam olarak 3264 bloğa ayrılmış, bu bloklardan saha sınır koordinatları içerisindeki linyit kestiği varsayılan 987 bloğun Kriging yöntemi ile yaklaşık olarak rezervi hesaplanmıştır. Linyit sahasının Kuzey kısmındaki dekapaj miktarının oldukça fazla olması ve Türkiye'deki açık işletme kömür ocaklarında işletilebilir örtü kazı sınır değerinin ortalama 3 ila 8 (Türkiye'deki linyit yatakları için) arasında değişmesi, sahanın özel

olarak örtü kazı analizi yapılmasını zorunlu kılmıştır. Yapılan örtü kazı analizine göre sahanın sınır koordinatları ile üretilebilecek linyit miktarı tespit edilmiştir. Ayrıca üretilebilecek linyit miktarı için kullanılacak yüzey alanı da Isatis bilgisayar programıyla bulunmuştur. Hesaplanan örtü kazı oranına göre de kurulabilecek termik santralin yıllık üretebileceği enerji miktarı hesaplanmıştır.

### 2 SAHANIN JEOLJİK DURUMU

Sahada yapılan jeolojik etütler sonucunda temel birimler ve Üst Pliyosen-Pleyistosen birimler olmak üzere iki ayrı birimin varlığı tespit edilmiştir.

#### 2.1 Temel Birimler

Kömürlü zonun altında bulunan ve temeli oluşturan bu birimler Paleozoik ve Mesozoik yaşlı kayalardan oluşmaktadır. Litolojik olarak çoğunlukla kireçtaşı, dolomit ve kuvarsittir. Litolojik

özelliklerin benzer olmasına karşın doku ve yapı farklılıkları belirgin olarak gözlenebilmektedir.

## 2.2 Üst Pliyosen-Pleyistosen Birimler

Tamamı sahada mostra vermeyen bu birimler aşağıdan yukarı doğru 6 farklı birime ayrılmıştır. Bunlar,

- Konglomera-Çakıllı Kil
- Kil-Kömür-Gıdya
- Ufak Çakıl Serpantinli Kil
- Konglomera
- Tüfit (Plüt)
- Alüvyondur (Ural ve Anıl, 1998).

SİSTEM	SERİ	KALINLIK (m.)	LİTOLOJİ	AÇIKLAMA
KUVARTERNER	PLEYİSTOSEN	0-10		Alüvyon
		0-5		Tüfit: Andezitik, pembe renkli
		0-50		Konglomera: Kötü boyanmalı, kahverenkli, belirsiz tabakalı
SENOZOYİK	PLİYOSEN	50-150		Kil: Çakıl serpantinli, gri yeşilimsi renkli, ince kum ara tabakalı, belirsiz tabakalanmalı
		0-55		Kömürlü Zon: Koyu kahve, siyah renkli, yer yer gıdya ara tabakalı
PALEOZOYİK-MEZOSOYİK	MEZOZOYİK	10-50		Konglomera: Çakıllı, gri ve yeşilimsi renkli tabanda iri çakıllı
		10-50		Temel Kayaçlar: Paleozoik ve Mesozoik yaşlı kalker ve dolomitik kayaçlar

Şekil 1. Adana-Tufanbeyli linyit yatağı geliştirilmiş jeolojik kesiti.

## 3 SAHANIN SURPAC 2000 BİLGİSAYAR PROGRAMIYLA MODELLENMESİ

Surpac 2000 bilgisayar programı; maden ocaklarının rehabilitasyonu, maden işletme planları, rezerv tahminleri ve jeolojik modellemeler gibi madencilik projelerinin yapılmasında oldukça büyük bir olanak sağlamaktadır (Le Guen 2000). Bu çalışmada Surpac 2000 paket programının kullanılması ile Adana-Tufanbeyli linyit yatağının rezervi hesaplanmış olup sahanın 4 farklı yönünde kesitleri çıkartılmıştır (Şekil 2). Linyit yatağının yüzey alanı yaklaşık olarak 15,5 km' olarak bulunmuştur. Kesitlerin analizinde;

Kesit-1 deki linyitin eğim açısı 0'a yakın olup sahanın topografyası bu kesit için Kuzeydoğuya doğru 1 derece artmaktadır.

Kesit-2 deki linyitin eğim açısı 2,5<sup>derece</sup> olup yüzey topografyası Kuzeybatıya doğru artmaktadır.

Kesit-3 deki linyitin eğimli 0 derece olup sahanın yüzey topografyası Kuzeye doğru 1 derece artmaktadır.

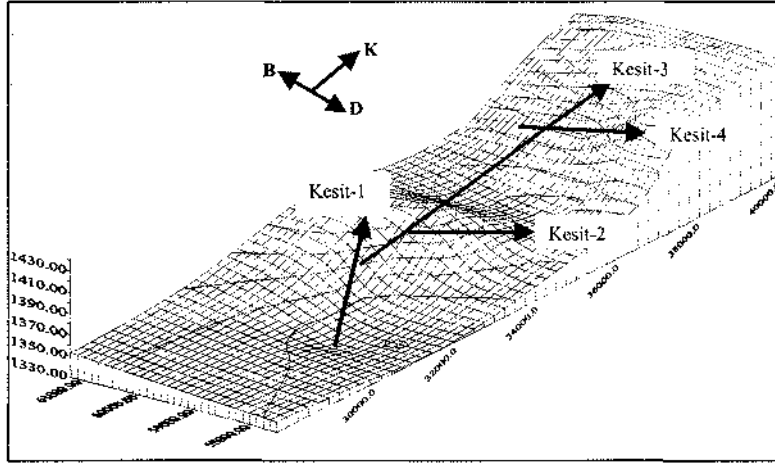
Kesit-4 deki linyitin eğim açısı 0,65 derece olup yüzey topografyası Kuzeybatıya doğru 1,2 derece artmaktadır.

Yapılan bu analiz sonrası linyit sahası genel olarak düzenli olup linyit güneyden kuzeye doğru 0 ile 3 derece derinleşerek gitmektedir. Linyit Doğudan Batıya doğru, Batıda ise Doğuya doğru bir yapılanma göstermektedir. Çalışmalar neticesinde linyit yatağı sahanın ortasına doğru kümelendiği tespit edilmiştir (Erdoğan 2000).

## 4 SAHANIN İSTATİSTİKSEL OLARAK DEĞERLENDİRİLMESİ

Jeostatistiksel incelemelerden önce sahanın karakteristiğini belirlemek amacıyla sondajlara ait kalınlık ve linyit kalitesiyle ilgili veriler değerlendirilmiş, temel istatistik çalışması olan frekans dağılımları ve kümülatif yüzde dağılımları Isatis adlı programla yapılmıştır. Tüm sondaj verilerinin analizi yapıldıktan sonra sondaj değerleriyle ilgili minimum, ortalama, maksimum, standart sapma ve korelasyon katsayıları bulunmuştur. Yapılan bu araştırmalarda bölgedeki linyitin kalınlığı, dekapajı, kalorifik ısı değeri<sup>^</sup> su, kül ve kükürt değerlerinin frekans dağılımları yapılmıştır. Bölgede yapılmış olan sondaj verilerine göre yapılan istatistiksel analizlerden sonra aşağıdaki sonuçlar çıkartılmıştır;

Sahadaki dekapaj yüksekliği ortalama 87.53 m dir (Şekil 3). Ortalama linyit kalınlığı ise 20.38 m dir (Şekil 4). Orijinal kömürde linyitin kalorifik değeri 1101.00 kcal/kg ile 1779.00 kcal/kg arasında değişmektedir. Ortalama değeri ise 1347.13 kcal/kg dır (Şekil 5).



Şekil 2. Adana-Tufanbeyli linyit sahasının topoğrafik olarak üç boyutlu görüntüsü.

Orijinal kömürdeki linyit kül oranı % 17.52 ile %33.12 arasında değişmektedir. Ortalama kül oranı ise %26.80'dir (Şekil 6). Sahadaki Linyit kükürt yüzdesinin ortalama değeri %2.26'dır (Orijinal kömür) (Şekil 7). Linyitin içindeki su yüzdesi ise %33.65 ile %46.55 arasında değişmekte olup, ortalama su oranı %43.26'dır (Orijinal kömürde) (Şekil 8).

Yapılan bu incelemelerden sonra kriging yöntemi ile sahanın rezervi hesaplanmıştır.

## 5 KRİGİNG YÖNTEMİNİN UYGULANMASI

Kriging, bloklara değer atama işlemidir. Bloklara ayrılmış olan bir sahada, her bir bloğa atanan sondaj parametre değeri, bloğun kendi içindeki ve belli bir yarıçaplı etki mesafesine kadar çevresinde olan veriler ile orantılı olarak atanmaktadır (Boufassa & Armstrong 1989).

Adana-Tufanbeyli linyit sahasında yapılmış olan sondaj parametre değerleri ile variogram model ve parametreleri kullanılarak bloklara değer atama işlemi (kriging) 2 boyutlu olarak yapılmıştır. Kriging yöntemi ile tüm saha için toplam olarak 3264 blok hesaplanmıştır. Blok uzunluklarının tespiti için dekapaj ve linyit kalınlığının variogram değerleri irdelenmiştir. İnceleme sonunda bölge için en uygun olarak 125 m x 125 m lik boyut uzunluğunun uygun olacağına karar verilmiştir (Wackernagel 1994 & Thenevin 1998). Daha sonra her sondajın atanan boyut uzunluğuna göre etkileyebileceği uzaklık koordinat noktaları belirlenmiştir. Bu noktalar belirlenirken, kömür kesmeyen sondajlar, kömürlü formasyon temel-

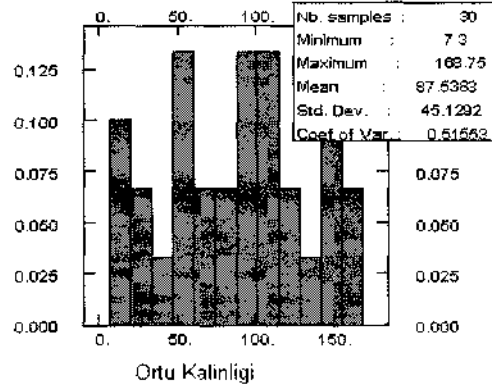
kayaç ilişkileri, jeofizik ve sismik verileri ve kömürlü kömürsüz tüm sondajlar dikkate alınmıştır. Verilerin yetersiz olduğu yerlerde sınır muhtemel olarak çizilmiştir. Muhtemel kömür sınırları içerisindeki kömür kalınlıkları da taban ve tavan izohipsi, izopah ve topoğrafik haritaların korelasyonu sonucu sahanın yüzey alanı ve sınır koordinatları belirlenmiştir (Şekil 9). Bu sınıra göre linyitin bulunduğu bölgeler blok olarak tespit edilmiş ve blok sayısı da 987 olarak bulunmuştur.

Yapılan bu değerlendirmelerden sonra linyitin yayılma sahası 987 (blok) x 125 m. x 125 m. = 15 421 875 m<sup>2</sup> (15.5 knfolarak tespit edilmiştir).

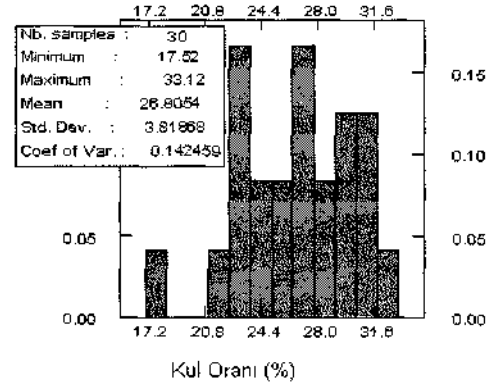
Herhangi bir bloğun hacmi bir yüzey bloğu ile bloğun kalınlığının çarpılmasına eşittir. İstatistik bilgisayar programıyla sondaj verilerinin ilk önce variogram analizlerini bularak bu variogramların kriging yönteminde kullanılması sonucu sahadaki linyitin kalınlığı, dekapaj miktarı, orijinal kömürde kalorilik ısı değeri, su, kül ve kükürt miktarlarının kriging sonrası değerleri bulunmuştur (Çizelge 1).

Daha sonra Kriging metodu ile bulunan değerler önceden yapılmış olan sondaj verileriyle karşılaştırılmış ve kriging sonrası Adana-Tufanbeyli linyit sahasındaki dekapaj miktarının arttığı, kömür kalınlığının azaldığı ve örtü linyit kazı oranının ortalama değerinin tüm saha için 9.28 olarak bulunduğu tespit edilmiştir.

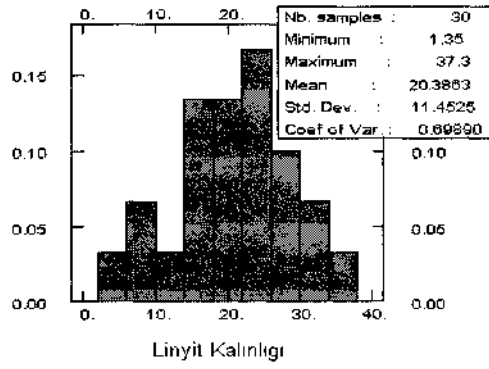
Bulunan örtü kazı oranı aynı kalori değerine sahip Türkiye'deki açık ocak linyit işletmecilikleri göz önüne alındığında, (Afşin-Elbistan vs.) işletilmesi açısından oldukça yüksek olduğu görülmüştür. Bu yüzden örtü kazı oranıyla ilgili daha detaylı bir çalışma yapılmıştır (Kılıç 1996).



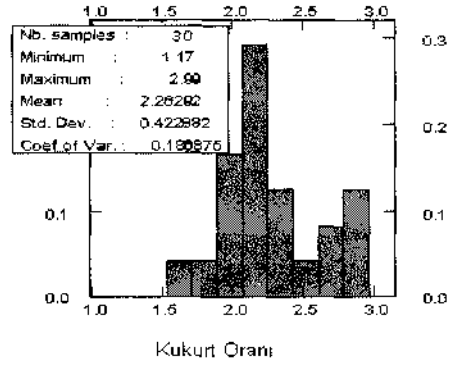
Şekil 3. Saha dekapaj histogramı.



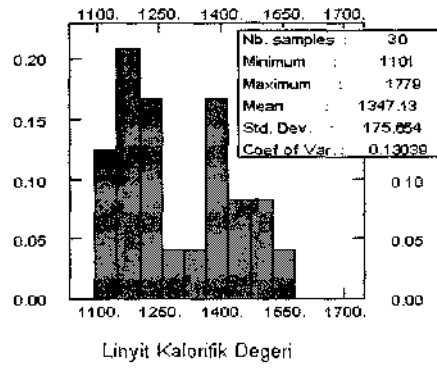
Şekil 6. Linyit kül oranı histogramı.



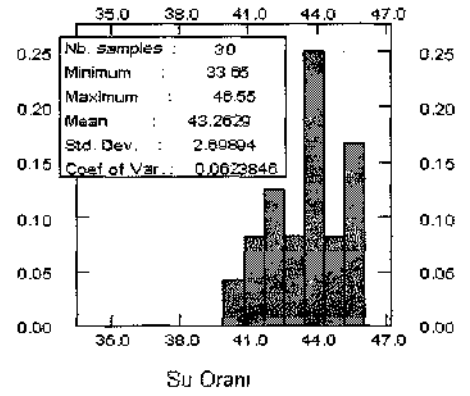
Şekil 4. Saha linyit kalınlığı histogramı.



Şekil 7. Linyit küllük oranı histogramı.

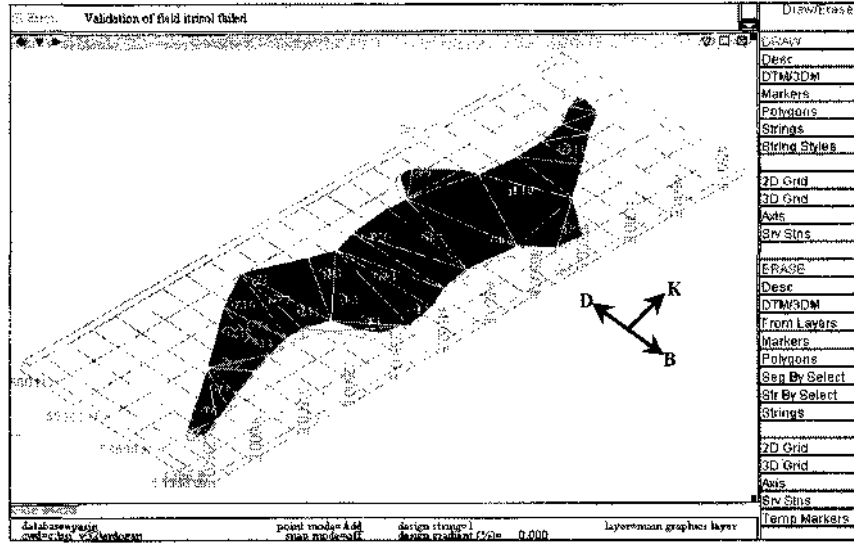


Şekil 5. Linyit kaloritik değeri histogramı.



Şekil 8. Linyit nem (su) oranı histogramı.





Şekil 9. Adana-Tufanbeyli linyit sahasının yüzey alanı ve smir koordinatları

Çizelge 1. Kriging tarafından yapılan tahmini linyit değerlerinin istatistiksel sonuçları.

DEĞİŞKEN	Blok Sayısı	En düşük	En yüksek	Ortalama	Standart Sapma	Varyans
Tahmini Dekapaj (m)	987	5.16	168.75	92.80	20.95	1341.38
Tahmini linyit kalınlığı (m)	987	0.13	39.37	18.51	4.36	62.19
Hesaplanan Örtü kazı oranı (m <sup>3</sup> /ton)	987	0.35	732.37	9.28	4.85	56.17
Tahmini Kalorifik Değer (Orjinal Kömürde) (Kcal/kg)	987	1144.04	1633.65	1331.47	167.25	18348.47
Tahmini su oranı (Orjinal Kömürde) (%)	987	33.87	46.27	43.29	2.54	2.84
Tahmini kül oranı (Orjinal Kömürde) (%)	987	22.54	33.12	26.92	4.42	6.61
Tahmini Kükürt oranı (Orjinal Kömürde) (%)	987	1.17	2.99	2.39	0.24	0.14

## 6 SAHADAKİ LİNYİT REZERVİ VE DEKAPAJ MİKTARININ HESAPLANMASI

İlk olarak sahanın dekapaj miktarı hesaplanmıştır. Kriging sonrası dekapaj kalınlığı ortalama 92.80 m. bulunmuştur. Kullanılan blok sayısı ve blok uzunluklarının da eklenmesiyle toplam dekapaj miktarı  $1\ 431\ 150\ 000\ m^3$  olarak hesaplanmıştır ( $987 \times 125\ m. \times 125\ m. \times 92,80\ m. = 1\ 431\ 150\ 000$ ).

Linyitin blok kalınlığı 18.51 m olarak bulunmuş ve rezerv  $285\ 458\ 900\ m^3$  olarak hesaplanmıştır. Sahadaki linyitin birim hacim ağırlığı  $1.4\ ton/m^3$  olarak alındığında (MTA Raporu 1993) rezerv  $399\ 642\ 468\ ton$  olarak bulunmuştur.

Ayrıca linyit yatağındaki 0,50 m'ye kadar olan arakesmeler, işletme esnasında ayırt edilemeyerek

kömüre karışacağı düşünüldüğünden, kömür kalınlığına dahil edilmiştir. 0,50 metrenin üzerindeki arakesmeler ara dekapaj olarak hesaplanmış ve  $218\ 373\ 750\ m^3$  olarak bulunmuştur (Kumar & Ural 1988).

Saha üzerinde akmakta olan Sarız ırmağı işletme sırasında sorun yaratacağından ırmağın her iki yanında yaklaşık 700-1000 m. genişliğinde bir alan topuk olarak bırakılmıştır, nehrinin etkisinden dolayı  $69\ 450\ 000\ tonluk$  bir linyit miktarı azaltılacaktır.

İşletilebilir rezerv hesaplanırken açık işletme kaybı %10 olarak alınmıştır (MTA Raporu 1993). Tüm yapılan bu analizlerden sonra işletilebilir Adana-Tufanbeyli linyit sahası rezervi  $297173\ 221,9\ ton$  olarak bulunmuştur.

## 7 ORTU KAZI ORANI ANALİZİ

Yatağın karakteristik özelliklerinin daha iyi belirlenmesi için, kriging sonrası örtü kazı oranını değeri için histogram oluşturulmuştur. Yapılan bu histogram analizinde örtü kazı oranının % 75 inin 7,87 olduğu belirtilmektedir.

Saha içinde yapılan değerlendirmelerde X koordinatlarının 36250 ve 38000 değerleri ile Y koordinatlarının 59800 ve 60800 arasında, ayrıca X koordinatlarının 38500 den 41000'e kadar olan kesimde linyit rezervi olmasına rağmen örtü kazı oranının fazla olmasından dolayı (10 ile 38 arası) işletilmesi zor görülmektedir.

Ayrıca analizler sonrası örtü kazı oranı X koordinatlarıyla birlikte kuzeye doğru arttığı

görülmüştür (Şekil 10). Ayrıca örtü kazı oran değerlerinin istatistiksel analizleri için Çizelge 2 oluşturulmuştur.Yapılan analizler sonrası;

Yüzey alanının % 83,89'nın kullanımı ile toplam linyit yatağının % 93,98'ini 828 blok kullanarak işletmek mümkündür (Maksimum örtü kazı oranı =10 için). Bunun yanında yüzey alanının % 73,05'ini kullanarak toplam linyit yatağının % 85,56'sını 721 bloğun işletilmesiyle mümkündür (Maksimum örtü kazı oranı = 7.5 için). Bu analizler sonunda herhangi bir maksimum örtü kazı oranı değeri için üretim yapılabilecek rezerv miktarı rahatlıkla kestirilebilmektedir. Ayrıca örtü kazı oranı değerlerine göre sahanın işletilebilecek sınır koordinatları belirlenerek Şekil 10'da gösterilmiştir.

Çizelge 2 Örtü kazı oranına göre sahanın istatistiksel analizi.

Maksimum Örtü Kazı Oranı (m <sup>3</sup> / m <sup>3</sup> )	Blok Sayısı	Ortalama Kömür Kalınlığı	Saha Yüzey Alanı (%)	Rezerv Miktarı (m <sup>3</sup> )	Hacim (%)	İşletilebilir Rezerv Miktarı (ton)	Ortalama Kalorilik Değer (kcal/kg)
723,0	987,0	18,510	100,00	285 458 906,25	100,00	297 173 221,90	1331,5
50,0	970,0	18,810	98,28	285 089 062,50	99,87	296 707 218,80	1326,4
40,0	932,0	19,520	94,43	284 260 000,00	99,58	295 662 600,00	1329,0
30,0	921,0	19,700	93,31	283 495 312,50	99,31	294 699 093,80	1332,1
20,0	904,0	19,720	91,59	278 545 000,00	97,58	288 461 700,00	1332,4
13,0	880,0	20,300	89,16	279 125 000,00	97,78	289 192 500,00	1333,2
11,0	859,0	20,521	87,03	275 430 296,88	96,49	284 537 174,10	1334,0
10,0	828,0	20,737	83,89	268 284 937,50	93,98	275 534 021,30	1336,5
9,0	800,0	20,985	81,05	262 312 500,00	91,89	268 008 750,00	1333,5
8,0	751,0	21,410	76,09	251232 968,75	88,01	254 048 540,60	1331,2
7,0	687,0	22,023	69,60	236 403 140,63	82,82	235 362 957,20	1334,1
6,5	651,0	22,398	65,96	227 829 656,25	79,81	224 560 366,90	1334,5
6,0	623,0	22,696	63,12	220 931375,00	77,40	215 868 532,50	1339,2
5,5	561,0	23,248	56,84	203 783 250,00	71,39	194 261 895,00	1359
5,0	489,0	23,730	49,54	181 312 031,25	63,52	165 948 159,40	1363,6
4,5	422,0	24,070	42,76	158 711 562,50	55,60	137 471 568,80	1377,3
3,5	254,0	24,175	25,73	95 944 531,25	33,61	58 385 109,38	1391,6
3,0	154,0	24,410	15,60	58 736 562,50	20,58	11 503 068,75	1401,6

## 8 SAHANIN YILLIK ÜRETİM PLANI VE TERMİK SANTRALA ETKİSİ

Adana-Tufanbeyli linyit yatağının rezervi yaklaşık olarak 297 173 221 ton hesaplanmıştır. Linyitin ortalama kalorifik değeri ise 1331,5 kcal/kg dir (Çizelge 1). Bölgedeki linyitlerin Termik Santral kurularak değerlendirilmesi düşünülmektedir.

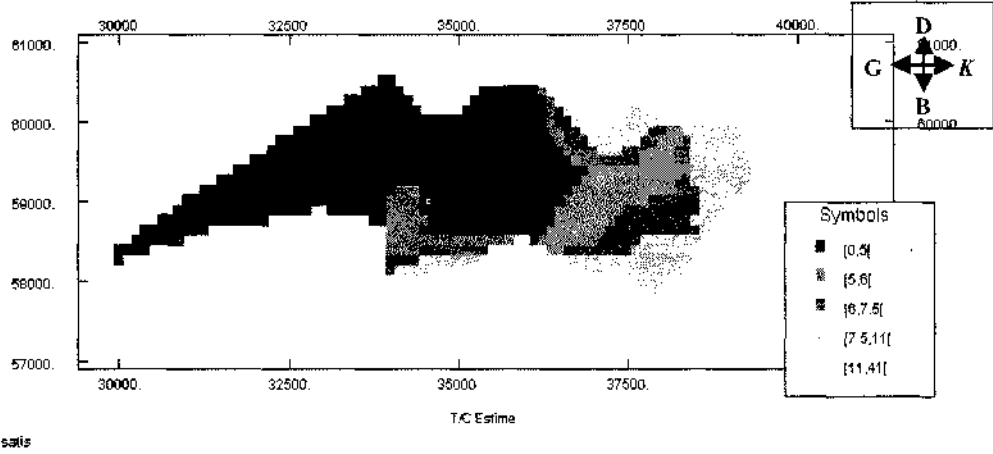
Linyit sahasının toplam alt ısı değeri 3,956x10<sup>10</sup>kcal olarak hesaplanmıştır. Termik santralde 1 KW lik bir enerji üretebilmek için 2400 Kcal/run kullanıldığı kabul edilmektedir. Termik santralının 30 yıl boyunca ve yılda 6500 saatlik bir üretim yapılabileceği düşünüldüğünde, enerji üretimi ve termik santralının kapasitesi aşağıda hesaplanmıştır.

$$297173222 \text{ ton} \times 1331.5 \text{ Kcal/kg} = 845.48 \text{ MW}$$

$$30 \text{ vı } \times 6500 \text{ saat/yı } \times 2400 \text{ Kcal/kg}$$

Yapılan bu hesaptan sonra Termik santralın kapasitesi 845.48 MW olarak bulunmuştur. Eğer termik santral 845 MW lık bir kapasiteyle 1 yıl boyunca ve yılda 6500 saatlik bir kapasitesiyle çalışırsa, santral yıllık 9 905 775 tonluk bir linyit tüketimi yapacaktır. Bu bakımdan yıllık linyit üretim miktarı da 9 905 775 ton olacaktır. Bu miktardaki rezervi çıkarmak içinde ortalama 47 705 000 m<sup>3</sup> lük bir dekapaj kazısı gerekecektir

Yukarıda yapılan analiz sahadaki tüm linyit rezervi için geçerlidir. Bu açıdan maksimum örtü kazı değerinin 723 olduğu (Çizelge 2) durumda termik santralın üretebileceği enerji miktarıdır. Ayrıca maksimum örtü kazı değerinin 9 ve 6



Şekil 10. Örtü kazı oranı değerlerine göre rezervin işletilebilir sınır koordinatları.

olduğu durumlar içinde termik santralin kapasitesine ilişkin analizler yapılmıştır.

Maksimum örtü kazı oranı: 9 için;

Toplam rezerv miktarı 262 312 500 m<sup>3</sup>, toplam işletilebilir rezerv miktarı ise 268 008 750 ton olarak hesaplanmıştır (Çizelge 2). Ortalama kalorifik değer yaklaşık olarak 1333.5 Kcal/kg bulunmuş ve bu koordinatlar dahilinde sahanın toplam ısı değeri de 3.573 x 10<sup>11</sup> olarak hesaplanmıştır. Yukarıdaki veriler dahilinde termik santralin kapasitesi hesaplanmıştır.

$$\frac{268008750 \text{ ton} \times 1331.5 \text{ Kcal/kg}}{30 \text{ yıl} \times 6500 \text{ saat/yıl} \times 2400 \text{ Kcal/kg}} = 763.6 \text{ MW}$$

Maksimum örtü kazı oranı değeri 9 için termik santralin kapasitesi yaklaşık olarak 763 MW olarak bulunmuştur.

Maksimum örtü kazı oranı 6 için;

Toplam rezerv miktarı 220 931 375 m<sup>3</sup>, toplam işletilebilir rezerv miktarı ise 215 868 532 ton olarak hesaplanmıştır (Çizelge 2). Ortalama kalorifik değer yaklaşık olarak 1339,2 Kcal/kg bulunmuş ve bu koordinatlar dahilinde sahanın toplam ısı değeri de 2.89 x 10<sup>11</sup> olarak hesaplanmıştır. Yukarıdaki veriler dahilinde termik santralin kapasitesi ise;

$$\frac{215868532 \text{ ton} \times 1339,2 \text{ Kcal/kg}}{30 \text{ yıl} \times 6500 \text{ saat/yıl} \times 2400 \text{ Kcal/kg}} = 617 \text{ MW}$$

Maksimum örtü kazı oranı değeri 6 için termik santralin kapasitesi yaklaşık olarak 617 MW olarak bulunmuştur.

Yapılan bu incelemelerden sonra aşağıdaki sonuçlar çıkarılmıştır. Eğer sahadaki linyit rezervi maksimum örtü kazı oranı 9 için işletilirse saha yüzey alanının %

81.05 kullanılacak, bunun yanında rezervin % 91.89 işletilecek ve 763 MW'lık bir kapasiteyle elektrik üretimi sağlanacaktır. Eğer sahadaki linyit rezervi maksimum örtü kazı oranı 6 için işletilirse saha yüzey alanının % 63.12 si kullanılacak, bunun yanında rezervin % 77.40'lık bir rezerv işletilecek ve 617 MW'lık bir kapasiteyle elektrik üretimi sağlanacaktır.

## 9 SONUÇLAR

Yapılan çalışmada Adana-Tufanbeyli linyit yatağının yüzey alanı ve sınır koordinatları belirlenmiş ve linyit kalitesi üzerine yapılmış olan deney sonuçları irdelenerek jeostatistiksel bir yaklaşım getirilmiştir.

Jeoistatistiksel çalışma sonucunda yatağın variogram değerlerinin analizleri yapılmış ve sonuç olarak toplam rezerv 285 458 906 m<sup>3</sup>, toplam dekapaj 1 431 150 000 m<sup>3</sup> ve toplam arakesme dekapajı ise 218 373 750 nr olarak bulunmuştur.

Yatağın işletilebilirlik açısından örtü kazı oranı analizi yapılmış ve bölgenin kuzey kesiminde örtü kazı sınır değeri oldukça yüksek olduğu gözlemlenmiştir.

Örtü kazı sınırın analiz sonuçlarına göre en küçük yüzey alanı kullanarak (% 80) sınır koordinatlarına göre üretilebilecek maksimum kömür miktarının (%90) sınır koordinatları belirlenmiştir (Maksimum örtü kazı oranının 9 olduğu durumda).

Yapılan bu analiz sonrası maksimum örtü kazı oranı değerlerine göre kurulabilecek bir termik santralin üretim kapasiteleri belirlenmiş ve

Maksimum örtü kazı oranı değeri 9 için termik santralin kapasitesi yaklaşık olarak 762 MW ve maksimum örtü kazı oranı 6 için 610 MW olarak bulunmuştur.

#### TEŞEKKÜR

Bu makale ENSMP (Ecole des Mines de Paris)'de yapılan Yüksek Lisans tezinden hazırlanmıştır. Yazarlar Dr. Isabelle Thenevin ve Dr. Jean du Mouza'ya, çalışma esnasında desteğini gördüğü Dr. Suphi Ural ile verilerin kullanılmasına olanak sağlayan SNET'e sonsuz teşekkürlerini sunmaktadırlar.

#### KAYNAKLAR

- Armstrong M., 1981, A geostatistical approach to predicting the washability characteristics of coal in situ. *Mathematical Geology*, Vol.13, No :4, Pp : 321-329
- Boufassa, A., And Armstrong, M., 1989, Comparison between different kriging estimators, *Mathematical Geology*, pp : 331-345.
- Erdoğan Y. (2000) Modélisation du gisement de lignite d'Adana-Tufanbeyli (Turquie) et évaluation statistique des réserves. *Mémoire CGDCESECO*, Ecole des Mines de Paris. France. 55 p.
- Kılıç, A., 1996., Analyse de la stabilité des talus de la mine D'Afsin-Elbistan (Turquie), *Thèse De Doctorat, Centre De Géologie De L'ingénieur*. Ecole Nationale Supérieure Des Mines De Paris, 165 P.
- Kumar, R. Et Ural, S., 1988, Evaluation de la qualité du lignite D'Afsin-Elbistan en relation avec les besoins de la centrale thermique et optimisation des opérations minières., *Mémoire*., Cgi-Ceseco, Ecole Des Mines De Paris., 55 p.
- Le Guen, M., 2000, Estimations de ressources a l'aide du logiciel surpae. *Rapport De Réunion*., 29 p.
- M.T.A (Maden Tetkik ve Arama). 1993.. Adana-Tufanbeyli ön değerlendirme raporu, Ankara., 49 p.
- Thenevin, I., 1998., Cours de statistiques et d'analyse des données appliquées a l'exploitations des mines et carrières a ciel ouvert., Centre De Géologie De L'ingénieur, Ecole Nationale Supérieure Des Mines De Paris.,40 P.
- Ural, S., ve Ami, M., 1998, Yamanlar Mevkii (Tufanbeyli-Adana) Zafer Madencilik A.Ş. AR-64898 ruhsat tolu linyit sahasında gerçekleştirilen 11 adet sondaj verilerine ait kömür kalite değerlendirme raporu, Çumvak Teknolojik Uygulamalar Ar-Ge işletmesi (yayınlanmamış)
- Wackernagel, H., 1994., Multivariate geostatistics, An introduction with applications. 256 p.
- Wackernagel, H., 1995, Linear models for spatial or temporal multivariate data, *6<sup>th</sup> Int. Meeting On Statistical Limatolog*-, 19-23 June, Galway-Ireland., p : 427-42.

## Küçük Ölçekli Manyezit İşletmelerinde Üretim Veriminin Artırılması İçin Öncelikli Ne Yapılabilir? - Bir Örnek

Ö.Akkoyun

Dicle Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Diyarbakır, Türkiye

B. Ünver

Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara, Türkiye

**ÖZET:** Bu çalışmada bir manyezit açık işletmesinde işletme veriminin artırılmasına yönelik olarak yapılan değişiklikler ve bu değişikliklerin sonuçları sunulmuştur. Çalışmaya konu olan Kömürlük manyezit açık ocağı, ülkemizde bulunan çok sayıda küçük ölçekli manyezit işletmesinden birisidir. Bu işletmede görülen işletme problemlerinin neredeyse tamamı diğer benzer işletmeler için de geçerlidir. Bu nedenle, yapılan değişiklikler ve sonuçları diğer işletmelere de örnek olması bakımından önemlidir. 1995 ile 1997 yılları arasında üç yıl boyunca yapılan çalışmalarda işletmede kullanılan delik delme makinesinin ataçmanı değiştirilip çapı büyütülmüş, patlayıcı kullanımı düzenlenmiş, kırma-eleme tesisi kurulmuş, makine parkı yenilenmiş ve patar kırmak için bir makine alınmıştır. Yapılan bu değişikliklerin işletme ekonomisine katkılarını belirleyebilmek için işletmenin tüm giderlerine ilişkin veriler düzenli olarak toplanmıştır. Bu verilerden yola çıkılarak benzer şartlarda çalışan diğer manyezit işletmeleri için de örnek teşkil edebilecek sonuçlara ulaşılmıştır. Bu değişiklikler sonucunda patlatma maliyeti ve işçi sayısı azalmış, birim üretim artmış, cevher üretme maliyeti düşmüş ve sonuç olarak işletme daha verimli hale gelmiştir.

**ABSTRACT:** This paper presents the outcome of the changes made to improve efficiency in a small magnesite open pit mine. Kömürlük magnesite open pit mine is one of the numerous small magnesite mines having similar conditions. Therefore, changes made and outcome are very important for all of these mines. The changes made to improve efficiency for a period of three years between 1995-1997 are comprised of the selection of a larger blasthole diameter, improvement of explosives used, construction of a crushing and screening plant, change of machinery park and the use of a hydraulic breaker for secondary size reduction for large blocks. All of the related data were recorded for further evaluation. Results that are of great use for mines having similar conditions were obtained. Evaluation of the collected data has shown that blasting cost, number of workers, and overall production costs were reduced; as a result, the overall efficiency of the mining operation was improved.

### 1 GİRİŞ

Manyezit, bir magnezyum karbonat mineralidir ve yer kabuğunda % 1,39 oranla en çok bulunan sekizinci elementtir (Wicken & Duncan 1983). Manyezit, saf iken renksiz, diğer hallerde beyaz, sarı, gri ve siyaha kadar değişen renklerde bulunan bir mineraldir (Tuzcu 1989).

İlk kez 1808 yılında manyezit adıyla kullanılan mineral, yaygın bir kullanım alanına sahiptir (Erdoğan & Yıldız 1995). Demir-çelik endüstrisinde bir ton ham demir için 13,6 kg metalik magnezyum eş değeri manyezit tüketilmektedir. Manyezit ve magnezyumun çimento sanayisinden ilaç endüstrisine, boya üretiminden refrakter tuğla yapımına kadar yaklaşık 80 kadar değişik kullanım alanı mevcuttur (Cooper 1981). Örneğin, her

Volkswagen otomobilde yaklaşık 19 kg metalik magnezyum bulunurken, bir uçağın kendi ağırlığının yaklaşık % 20-30'u metalik magnezyumdan oluşmaktadır (Kocaefe 1982).

Türkiye yüzölçümünün yaklaşık % 85'inin manyezit oluşumuna uygun ultrabazik kökenli kayalarla kaplı olmasının doğal sonucu olarak, ülkemiz önemli manyezit yataklarına sahiptir (Kocaefe 1980). Yapılan çalışmalar sonucunda 28 değişik ilimiz sınırları içerisinde manyezit zuhuruna rastlanmıştır. Ülkemizdeki manyezit yataklarının en önemlileri Eskişehir, Bursa, Balıkesir, Konya, Bilecik ve Erzincan illerindedir (Kocaefe 1980).

1961 yılında başlayan Türkiye manyezit üretimi 1973 yılından sonra artarak devam etmiştir. Genel olarak ülkemizde manyezit üretimi çok sayıda küçük açık işletmelerden yapılmaktadır. İşletme

sayısındaki artışa paralel olarak üretimin artmış olmasına karşın, birkaç istisna şirket dışında manyezit madenciliğinin niteliğinde fazla bir ilerleme olmamıştır. Küçük işletmelerde uygulanan yöntem genelde aynıdır; delme-patlatma ile elde edilen tüvenan cevher insan gücü ile (balyoz vs. ile) kırılıp el ile ayıklanmaktadır.

Küçük ölçekli manyezit işletmeleri genellikle birkaç basamaktan oluşan açık işletmeler şeklinde karşımıza çıkmaktadır. Delme-patlatma yolu ile elde edilen tüvenan, el ile ayıklama boyutuna (-25, +4 cm) yine el emeği ile kırıldıktan sonra iki ya da üç kademeli triyaj işlemine tabi tutularak satılmaktadırlar.

Manyezit cevherinin ekonomik olup olmasının doğrudan etkileyen ve ayıklanması gereken en önemli safsızlıklar silis (SiO<sub>2</sub>) ve kireç (CaO) içeriğidir. Cevherin satılabilmesi için silis içeriği % 2'den ve kireç içeriği % 1,5'den az olmalıdır. Silis içeriği hemen her manyezit yatağında yan kayaç olarak bulunan serpantinden kaynaklanmaktadır. Gözle görünür renk ve yoğunluk farkları sayesinde, yeşilimsi sarı renkli serpantin ile beyaza yakın sarı renkli manyezit kolayca ayırt edilebilir niteliktedirler. Kireçli parçalar ise yoğunluk farkından dolayı daha hafif olmaları nedeniyle tanınıp ayrılırsalar da cevherin kendi bünyesindeki kireci triyaj ile azaltmak çoğunlukla mümkün değildir.

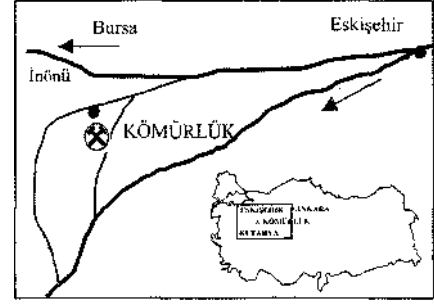
Çoğunlukla teknik personel bulundurmayan küçük işletmelerde; verimlilik, etkin enerji kullanımı ve ayrıntılı maliyet analizleri yapılamamaktadır. Bu nedenle delme, patlatma, kırma, ayıklama, taşıma gibi işlemler kontrol altına alınamamakta ve verimsiz bir çalışma gerçekleşmektedir. Aynı nedenlerden dolayı işletmede yapılması planlanan düzenlemelerin sonuçları da sağlıklı olarak değerlendirilememektedir.

Bu çalışmada, ülkemizde bir çok benzeri olan küçük bir manyezit işletmesinde yapılan düzenlemelerin sonuçlarını vererek diğer işletmelere ışık tutmak hedeflenmektedir.

## 2 KÖMÜRLÜK MANYEZİT İŞLETMESİ'NİN TANITILMASI

Kömürlük İşletmesi, Eskişehir ili, Çukurhisarbucağı, Ballık köyü sınırları içinde bulunmaktadır (Şekil 1).

İşletilen yatakta beyaz renkli manyezit ile sarı-yeşil renkli serpantin birbirlerinden ayrı kafalar halinde veya birbirinin içine geçmiş ince damarlar şeklinde bulunmaktadır. Bir çok manyezit ocağında olduğu gibi Kömürlük işletmesinde de ocak içerisinde kireç ve silis içeriklerinin karakteristik olarak yüksek ve düşük olduğu bölümler vardır. Üretilmesi planlanan cevher kalitesine göre çalışma aynası, bu bilgiler ışığında seçilmektedir.



Şekil 1. Kömürlük Manyezit İşletmesi'nin yer buldum haritası.

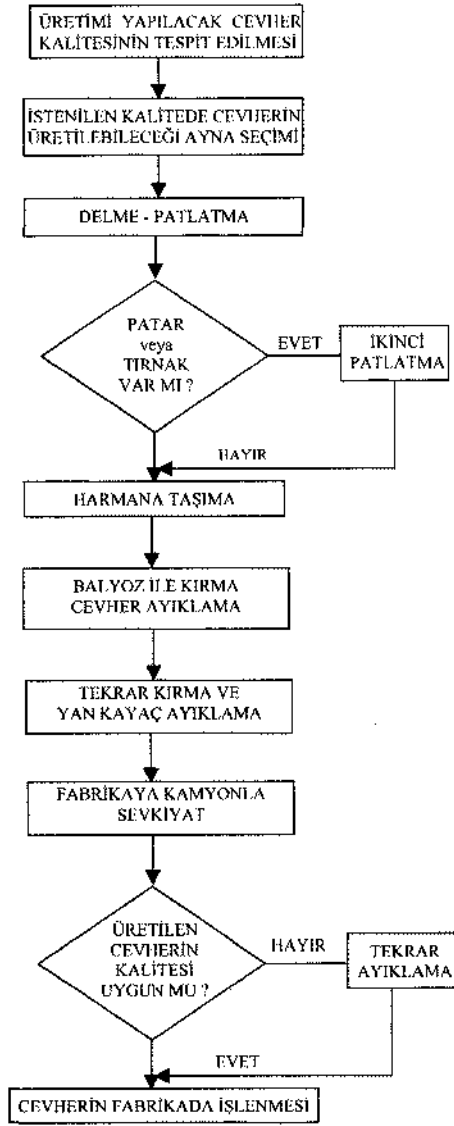
İşletme makina parkında bir adet 64 mm çapında delik delebilen paletli delici, kompresör, değişik yükleyici ve kamyonlar bulunmaktadır. Çizelge 1'de 1995, 1996 ve 1997 yıllarında işletmede bulunan makinalar liste halinde sunulmaktadır.

İşletme, ortalama yükseklikleri 12 m olan 7 adet basamaktan oluşmaktadır.

Değişiklikler yapılmadan önce işletmede uygulanan üretim yönteminin aşamaları Şekil 2'de akım şeması halinde sunulmaktadır. İşletmedeki çalışmanın ilk adımını patlatmanın yapılacağı aynanın tespit edilmesi oluşturmaktadır. Manyezit cevherinin bünyesinde bulunan kireç ve göz ile görülemeyecek kadar küçük olan silis içeriğinin el ile ayrılmasının mümkün olmaması nedeniyle, patlatma aynasının seçimi oldukça önemlidir. Örneğin, düşük kireçli bir ürün elde etmek için yüksek kireç içerdiği bilinen bir basamakta patlatma yapılacak olursa, ayıklama işlemleri ne kadar iyi yapılırsa yapılsın, kireç içeriği belirli bir değerin altına düşürmek mümkün değildir. Doğru olmayan bir üretim yeri seçimi ile yapılan hatayı ayıklama ile telafi etmek oldukça güçtür. Bu nedenle, patlatma aynası mutlaka elde edilmesi planlanan cevherin kalitesi göz önünde bulundurularak seçilmelidir.

Patlatılacak aynanın seçilmesinin ardından delik delme işlemine geçilmektedir. Delici ile tek sıra halinde 10 - 13 m boyunda delikler delinerek, ortalama 15 delik bir seferde patlatılmaktadır. Tek sıra delik delinmesinin ve bir seferde az sayıda delik ile patlatma yapılmasının küçük ölçekli manyezit işletmelerinin karakteristiğinden kaynaklanan sebepleri bulunmaktadır. Bu sebepler sırasıyla aşağıda verilmiştir:

- i) Patlatılan tüvenan cevher yağış altında kalmadan en kısa sürede işlenmelidir. Cevher zenginleştirme işleminin el ile ayıklama yöntemi kullanılarak yapılması nedeniyle tüvenanın kuru olması gerekmektedir. Islak tüvenana yapışan çamur, beyaz olan manyezit ile koyu renkli serpantin birbirinden ayrılmasını güçleştirmektedir. İşletmeden alınan numuneler üzerinde yapılmış olan silis analizi sonuçlarına



Şekil 2. İşletmede kullanılan üretim yöntemi aşamalarını gösteren akım şeması.

göre toz boyutundaki cevherin parça boyutundaki cevhere oranla daha fazla silis içerdiği tespit edilmiştir. Tüvenanın yağış altında kalmaması için az miktarlarda cevher elde etmek üzere sık patlatma yapılması uygun görülmüştür.

- ii) Manyezit cevher yatağının karakteristiği nedeniyle cevherleşme düzenli değildir. Yeterli sondaj verisinin olmadığı diğer manyezit ocaklarında olduğu gibi Kömürlük İşletmesi'nde de ocağın bir noktasındaki aynaya bakılarak o noktada yapılacak patlatmadan, örneğin, düşük kireç içeriğine sahip cevher üretilebileceğini söylemek mümkündür; ancak aynanın 5 m arkasından da aynı özelliklere sahip tüvenanın elde edilebileceğini tahmin etmek oldukça zordur. Bu durumda patlatılan deliklerin tek sıra halinde olması uygun olacaktır.
- iii) Manyezit pazarının çok dinamik bir özellik arz etmesi nedeniyle talep edilen cevherin kalitesi değişkendir. Bu nedenle, üretimin talep doğrultusunda yapılması gerekir. Büyük miktarda yapılan bir patlatmayla elde edilen cevhere uygun talep olmayabilir.

İşletmede patlatma yukarıda açıklanan nedenlerden dolayı, tek sıra halinde delinen ortalama 15 adet deliğin patlatılması şeklinde yapılmaktadır. Patlatılarak parçalanmış olan tüvenan cevher, büyük parçaların kırılması ve birincil ayıklamadan geçirilmesi için sergi sahasına getirilmektedir. Burada iri parçalar balyozlarla kırılarak 25 - 30 cm boyutuna getirildikten sonra tüvenan içerisinden cevher içeriği fazla olan parçalar seçilerek ayıklanmaktadır. Bu parçalar daha sonra ikincil ayıklama sahasına taşınarak tekrar küçük boyuta kırılmakta ve cevher içerisindeki safsızlıklar tek tek ayıklanmaktadır.

### 3 ÜRETİM VERİMİNİN ARTIRILMASINA YÖNELİK OLARAK YAPILAN DEĞİŞİKLİKLER

Ülkemizde bulunan diğer küçük manyezit işletmelerine benzer şekilde Kömürlük İşletmesi'nde de üretim faaliyetlerinin madencilik bilim ve teknolojisine uygun olarak yapılmadığı aşikardır.

Çizelge 1. İşletmede yapılan çalışma süresince makine parkı değişimi.

1995	1996	1997
2 adet Cat. 966 yükleyici	2 adet Cat. 966 yükleyici	2 adet Cat. 966 yükleyici
1 adet Cat. 922 yükleyici	1 adet Cat. 950 yükleyici	2 adet Cat. 950 yükleyici
1 adet Cat. 920 yükleyici	1 adet Cat. 922 yükleyici	1 adet Kawasaki yükleyici
1 adet kamyon (30 ton)	2 adet kamyon (30 ton)	3 adet kamyon (30 ton)
1 adet kamyon (26 ton)	1 adet kamyon (26 ton)	1 adet kamyon (26 ton)
1 adet kamyon (22 ton)	1 adet kamyon (22 ton)	1 adet kamyon (18 ton)
1 adet kamyon (18 ton)	1 adet kamyon (18 ton)	Eder-835
Delici makine	Delici makine	Delici makine
Kompresör	Kompresör	Kompresör

Bunun en önemli nedeni olarak üretim işleminin genellikle madencilik bilim ve teknolojisine vakıf olmayan müteahhitler tarafından yapılması gösterilebilir. Bu nedenle, öncelikli olarak yapılması gereken ve yüksek yatırım maliyeti gerektirmeyen değişikliklerin yapılması hedeflenmiştir. İşletmede verim artışına yönelik olarak yapılan değişiklikler aşağıda liste halinde sıralanmaktadır:

- Enerji hattı çekilerek elektrik sağlanması,
- Patlatma deliği çapının değiştirilmesi,
- Patlayıcı türünün değiştirilmesi,
- Patar kırma için hidrolik kırıcı ataçmanlı iş makinası alınması,
- Kırma-eleme tesisinin kurulması,
- El ile ayıklama yapılan bölge tabanının betonlanıp üstünün örtülmesi,

İşletmede yapılan düzenlemelerin en önemlisi elektrik enerjisinin elde edilmesinin ardından bir kırma-eleme tesisinin kurulmasıdır. Kırma-eleme tesisi sayesinde cevher, balyoz ile yapılan birincil kırma işlemine tabi tutulmadan, kabaca ayıklanmaktadır. Daha sonra, cevher kırılıp elenmekte ve nihai ürünün elde edileceği el ile ayıklama kısmına aktarılmaktadır.

İşletmede çalışmanın başlangıcında göze çarpan bir diğer olumsuzluk, personelin patlatma ile ilgili yeterli seviyede bilgi sahibi olmamasıdır. Patlatmanın ana unsurunun dinamit olduğunu düşünen personel nedeniyle patlatmalar verimsiz ve yüksek maliyetli olarak gerçekleştirilmekteydi. Bu sorunun giderilmesi için ilgili personel delme-patlatma konusunda bilgilendirilmiştir.

Satm alma maliyeti açısından ucuz olmasına rağmen verimsiz bir patlayıcı olan gübre + odun talaşı + mazot karışımının kullanılmasına son verilerek teknik ANFO kullanılmaya başlanmıştır.

Ocak formasyonu, kullanılan patlayıcı madde türü, ortalama 10-13 m olan basamak yüksekliği gibi parametreler değerlendirildiğinde, mevcut delik çapının 64 mm olmasına karşın, kullanılması gereken delik çapının 89 mm olması gerektiği hesaplanmıştır (Erkoç 1990). Bu çapa uygun matkap ve delme takımı satm alınmış, ancak delme takımının ağırlığından dolayı işletmedeki mevcut kompresör bu takımı çevirememiştir. Delme takımı iade edilerek bir alt boyu olan 76 mm çaplı takım alınmış ve kullanılmaya başlanmıştır.

Delik çapı değiştirildikten sonra delme parametreleri yeniden düzenlenmiş ancak daha önceki çalışmalarda da gözlenen patlatmalarda iri parça (patar) çıkması sorunu giderilememiştir. Gözlemler sonucunda patlatma enerjisine dayanıksız olan serpantin blokları arasında bulunan iri boyutlu (1 ila 3 m çaplı) manyezit kütlelerinin patara neden olduğu belirlenmiştir. Patlatma enerjisi, kolay kırdığı serpantin bloğunu parçalayarak boşalmakta ve bu

bloğun ortasında kalan iri manyezit kütlesi aynadan parçalanmadan düşmektedir. Deliklerin delinmesi öncesinde bloklaşma aynadan gözlenemediğinden bu sorun giderilememiş ve patan kırmak için bir adet hidrolik kırıcı ataçmanlı iş makinesi satm alınmıştır.

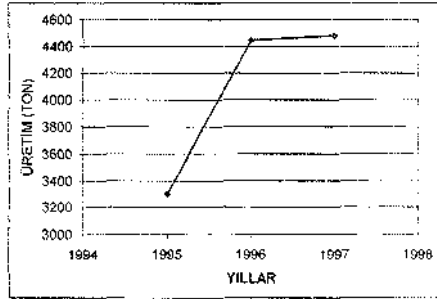
İşletmedeki önemli sorunlardan bir diğeri de yoğun yağışın yaşandığı kış aylarında çalışma yapılamamasıdır. İşletmede ayıklama dahil tüm çalışmalar açık havada yapıldığından, yağışlı havalarda tüm çalışma durmaktadır. Yoğun yağışın yaşandığı kış aylarında ıslanarak çamurlanmış tüvenan içinden manyezit cevherini verimli bir şekilde ayıklamak neredeyse imkansızdır. Patlatılan tüvenanın ocaktan yüklenmesi, triyaj sahasında ayıklamak için serilmesi-kürenmesi, yüklenip ikinci triyaj sahasına taşınması, bu sahada stoklanması, ayıklama için serilmesi-kürenmesi ve stoklanmasından oluşan adımların her birinde manyezit cevheri biraz daha ıslanıp çamurlanmakta ve yüksek silis içeren toz üzerine yapışmaktadır. Tüm bu zorluklar göz önüne alınarak kapalı çalışma alanı ve cevher yıkama sistemi oluşturulana kadar verimin düştüğü, maliyetlerin arttığı, üretimin azaldığının görüldüğü kış aylarında çalışma yapılmasına son verilmiştir (Akkoyun 1998).

#### 4 ELDE EDİLEN SONUÇLARIN TARTIŞILMASI

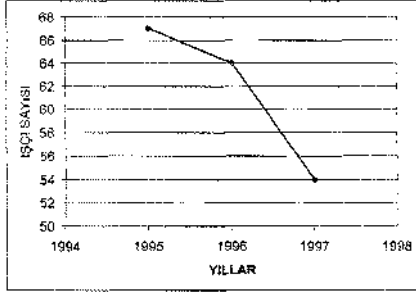
Yapılan düzenlemelerin, işletme ekonomisi ve cevher maliyeti gibi parametreler üzerinde ne gibi etkilerinin olduğunu tesbit edilebilmesi için düzenlemeler öncesinde, sırasında ve sonrasında işletmenin her türlü gelir-gideri kayıt altına alınmıştır. Böylece, yapılan değişikliklerin işletme verimini ve maliyet parametrelerini ne şekilde etkilediği belirlenmeye çalışılmıştır. Bu veriler ile elde edilen sonuçlar aşağıda maddeler halinde sunulmaktadır:

- i) İşletmenin aylık ortalama üretimi 1995 yılında 3297 ton iken, 1996 yılında % 35 artışla 4445 tona yükselmiş ve 1997 yılında 4483 ton olmuştur (Şekil 3).
- ii) Aylık ortalama cevher üretimindeki artışın aksine işçi sayısında azalma gözlenmiştir. Ortalama aylık çalışan işçi sayısı 1995 yılında 67, 1996 yılında 64 ve 1997 yılında % 20 azalarak 54 işçiye gerilemiştir (Şekil 4). İşçi sayısındaki azalmaya karşın üretim miktarı artmıştır.
- iii) İşçi sayısına bağlı olarak işçilik giderleri de gerilemiştir. 1995 yılında bir ton cevher üretmek için aylık ortalama işçilik gideri \$2,79 olarak gerçekleşirken, bu değer 1996 yılında \$2,50 ve 1997 yılında da \$1,82 olmuştur (Şekil 5).

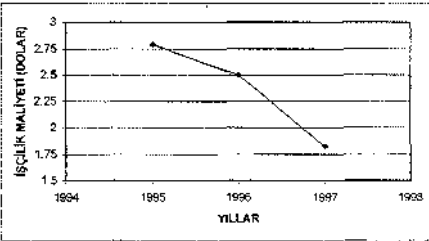




Şekil 3. 1995, 1996 ve 1997 yıllarında gerçekleşen ortalama cevher üretimi.

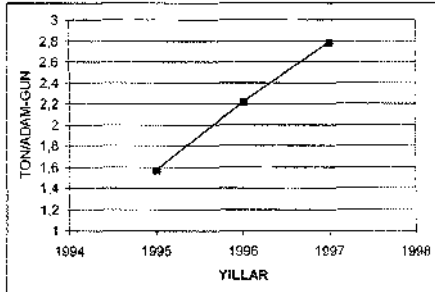


Şekil 4. Aylık ortalama işçi sayısı.



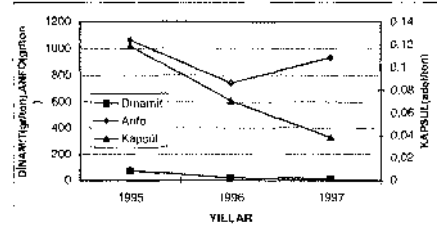
Şekil 5. Bir ton cevher için gerçekleşen işçilik maliyeti.

- iv) Günlük işletme randımanı 1995 yılında işçi başına 1,57 ton cevher olarak gerçekleşirken, bu değer 1996 yılında 2,22 tona ve 1997 yılında da 2,79 tona ulaşmıştır (Şekil 6).



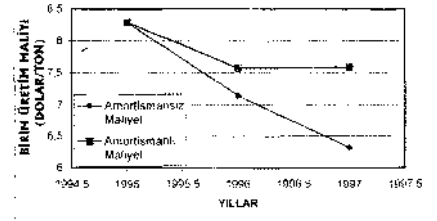
Şekil 6. İşçi başına günlük ortalama cevher üretim miktarı.

- v) Patlatma işlemi ile ilgili olarak yapılan düzenlemelerden oldukça iyi sonuçlar elde edilmiştir. Özellikle dinamitin bilinçsizce kullanıldığı 1995 yılında bir ton cevher üretmek için 73 gr dinamit kullanılırken bu rakam 1996 yılında 19 gr'a ve 1997 yılında 14 gr'a gerilemiştir (Şekil 7). Dinamit kullanımına bağlı olarak elektrikli kapsül tüketiminde de önemli ölçüde gerileme kaydedilmiştir. Elektrikli kapsül tüketimi 1995, 1996 ve 1997 yıllarında sırasıyla üretilen ton cevher başına adet olarak 0,119, 0,071 ve 0,038 olarak gerçekleşmiştir. ANFO kullanım miktarı üretilen ton cevher başına 1995, 1996 ve 1997 yıllarında sırasıyla 1064, 740 ve 930 gr olarak gerçekleşmiştir. 1997 yılında fabrika tarafından özellikle 3F kalitesinde cevher istenmiş ve istenen özellikte cevher elde edilebilmesi için üretim miktarına yansımayan patlatmalar yapılmıştır. Bu nedenle, ANFO tüketim oranı 1997 yılında 1996 yılına oranla daha fazla olmuştur.



Şekil 7. Bir ton cevher üretimi için kullanılan patlayıcı miktarları.

- vi) Üretilen manyezit cevherinin maliyeti 1995 yılında 8,29 \$/ton olurken 1996 yılında 7,15 \$/ton ve 1997 yılında 6,32 \$/ton olarak gerçekleşmiştir (Şekil 8).



Şekil 8. 1995, 1996 ve 1997 yıllarına ait amortismanlı ve amortismanlı olmayan ortalama birim cevher üretim maliyetleri.

Yapılan yatırımlar sonucunda cevher üretim maliyetleri düşürülerek, çalışma veriminin artması sağlanmıştır. Yaklaşık \$250.000 tutan mekanizasyon yatırım giderinin cevher üretim maliyetlerini hesaplarken dikkate alınması ve amortismanlarının (çalışma süresi beş yıl olarak alınmıştır) hesaba

katılması durumunda dahi, birim cevher üretim maliyeti 1996 yılında 7,58 \$/ton ve 1997 yılında 7,59 \$/ton olarak gerçekleşmiştir (Akkoyun 1998).

## 5 SONUÇLAR

Birkaç istisna dışında Türkiye'deki bir çok manyezit işletmesinin özelliklerini yansıtan Kömürlük Manyezit İşletmesi'nde yapılan düzenlemeler sonucunda olumlu sonuçlar alınmış; cevher üretim maliyeti düşmüş, patlatma giderleri azalmış, üretim miktarı ve verimi artmıştır.

Bu düzenlemelerin ve sonuçlarının diğer işletmeler için fikir verici olması bu çalışmanın en önemli sonucu olacaktır. Ülkemizde bulunan çok sayıda küçük manyezit işletmelerinde yapılacak yatırımlar işletme verimini artıracaktır. Bu çalışmadan elde edilen sonuçların ülkemizdeki küçük manyezit işletmeleri için yol gösterici nitelikte olduğu düşünülerek, üretim yönteminin daha mekanize olmasını sağlayacak yatırımların yapılması önerilmektedir.

## TEŞEKKÜR VE AÇIKLAMA

Kömürlük şantiyesinde yapılan çalışmalar süresince işletmecilik ve madencilik alanındaki deneyim ve birikiminden yararlandığımız, yapılan iyileştirmelerin tümüne doğrudan katkısı olan MAŞ İşletmeler Müdürü Sayın Muhsin TÜĞEN'e ve müteahhit firma sahibi Orhan YENİ'ye teşekkürü borç biliriz.

Burada açıklanan görüşler tamamıyla yazarlara aittir.

## KAYNAKLAR

- Akkoyun Ö. 1998. Kömürlük Yerüstü Manyezit Ocağı işletme parametrelerinin değerlendirilmesi, *Yüksek Mühendislik Tezi*, Hacettepe Üniversitesi, Ankara, 124 s.
- Coope B. 1981. Caustic magnesia markets, *Industrial Minerals*, No: 161, February, s. 43-51.
- Erdoğan N. & Yıldız R. 1995. Manyezit ve bazik refrakter teknolojisi, Kumaş, Kütahya.
- Erkoç Ö.Y. 1990. Kaya patlatma tekniği, İstanbul, s. 63-66.
- Kocaefe M. 1980. MTA Raporu No: 6689, Yayınlanmamış Rapor.
- Kocaefe M. 1982. Manyezit envanteri, MTA Yayınları, Ankara.
- Tuzcu N. 1989. Manyezit hakkında genel bilgiler ve Ege Bölgesinde yapılan çalışmalar", İzmir.
- Wicken O.M. & Duncan, L.R. 1983. Magnesite and related minerals, *Industrial Minerals and Rocks*, 5<sup>th</sup> Edition.

## Çatalağzı Termik Santrali Uçucu Küllerinden Tuğla Üretim Olanaklarının Araştırılması

S. Kızılgut, D. Çuhadaroğlu & K. Çolak

Karaelmas Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Zonguldak

**ÖZET:** ÇATES (Çatalağzı Termik Santrali) uçucu külleri; kimyasal bileşimi, uygun radyoaktivite değerleri ve fiziksel özellikleriyle inşaat sektörünün hemen tüm alanlarında kullanım değerine sahiptir. ÇATES'nda yaklaşık 2000 ton/gün miktarında açığa çıkan ve halen sulandırılarak denize basılan bu küller ASTM C 686'ya göre düşük kireçli uçucu kül (F fly ash) sınıfına, kimyasal bileşimine göre siliko alüminöz uçucu kül sınıfına girmektedir. Bu çalışma Bartın Işıklar Tuğla Fabrikası'nın tuğla üretiminde kullandığı tuğla toprağı ile uçucu küllün belirli oranlarda karıştırılarak laboratuvar koşullarında örnekler basılması, pişirilmesi ve bu örneklerle uygulanan standart testlerin sonuçlarını içermektedir. Elde edilen bulgular, uçucu küllün karışımda % 35 oranında kullanılabilirliğini ve bu oranda uçucu kül içeren karışımın dayanım değerinin külsüz karşılaştırma örneği dayanım değerinin yaklaşık % 90'ına karşılık gelen 64 N/mm<sup>2</sup> olduğunu göstermektedir.

**ABSTRACT:** Approximately 2000 tpd fly ash of Çatalağzı Thermal Power Station (ÇATES) is pumped to Black Sea. With its suitable physical properties and low radioactivity, this fly ash has a utilization potential in construction industry. This fly ash is classified as low lime fly ash (F fly ash) according to ASTM C 686 and considered as silico aluminous fly ash according to chemical composition. In this study, various mixture of fly ash and brick material taken from a local factory was prepared, shaped under pressure and resulting cylindrical material baked in a metallurgical furnace for 20 hours at about 950 °C. The results showed that about 35 % fly ash could be used in brick material that resulted in a product having 64 N/mm<sup>2</sup> strength. This strength corresponded to about 90 % of comparison sample prepared without fly ash addition.

### 1 GİRİŞ

Türkiye'deki toplam elektrik üretiminin büyük bir bölümü halen kömüre dayalı termik santrallerden sağlanmaktadır. Termik santrallerde yakıt olarak kullanılan tozlaştırılmış kömür atık olarak değişik karakterde kül ve cürufun ortaya çıkmasına neden olmaktadır. Çok ince kül parçacıkları elektrofiltre ve siklonlarda tutularak atmosfere çıkışları önlenmektedir. Bu şekilde atık olarak elde edilen çok ince küle "uçucu kül", baca gazlarıyla taşınamayan, yanma sonunda kazan tabanına düşen iri parçalı malzemeye ise taban külü adı verilmektedir (Yılmaz 1992 & Ergüt v.d 1994). Yanma sonunda oluşan toplam küllün yaklaşık % 75-80'ini uçucu kül oluşturmaktadır. Uçucu küllerin fiziksel ve kimyasal özellikleri kullanılan kömürün özelliklerine ve yakma sistemine bağlı olarak değişmektedir (Tokay 1990, Erdoğan 1993 & Egemen 1993). Uçucu küller kimyasal ve fiziksel yapıları nedeniyle söndürülmüş kireç ile birlikte su varlığında hidrolik bağlayıcılık özelliği kazandıkları

için vapat puzolanlar sınıfında yer almaktadırlar (Owens 1976, Intron 1992 & Anon 1995).

Uçucu küllerin katkılı çimento, yüksek dayanımlı beton, portland çimentosu, hafif agrega, duvar elemanları üretiminde, jeoteknik uygulamalarda ve yol yapımında kullanılabilirlikleri bilinen bir gerçektir (Baradan 1985). İler uçucu kül kullanıldığı yerde farklı davranış sergiler. Bu nedenle de uçucu küllerin katkı maddesi ve hammadde olarak kullanılabilmesinde ülkemiz koşulları için yeni bilgilere ihtiyaç bulunmaktadır. Yurdumuzda uçucu küllerin kullanımıyla ilgili öncü araştırmalar 60'lı yıllarda başlamıştır. Ancak uçucu kül kullanımı yapılan araştırmalarla orantılı olmamıştır. 1979 yılında Elektrik İşleri Etüd İdaresi'nin (EİE) öncülüğünde; DSİ, Çitosan, TCK ve diğer katılımcılardan oluşan çalışma grubu Türkiye uçucu küllerinin üretimi ve kullanım olanakları hakkında kapsamlı bir rapor hazırlamışlardır (Alton 1995). Çeşitli üniversite ve kamu kuruluşlarının araştırma birimlerince de yapılmış çalışmalar mevcut olup, sonuçlar çeşitli yayınlarda sunulmuştur (Atanur

1971, EIE 1979 ve 1982; Tokyay 1993, & Kara vd. 1995).

Küllerin teinin edildiği ÇATES Zonguldak İli Çatalağzı Kasabası'nda yer almaktadır. Santral kapasitesi 2x150 MW olup, yılda 3000-3300 kcal/kg ısı değerli, yaklaşık olarak 1.500.000 ton kömür yakılmaktadır. Yakma sonunda ortalama 750.000 ton/yıl kül açığa çıkmakta ve bunun sınırlı bir kısmı hazır beton sanayine pazarlanmaktadır (Anon 1989 & Şişman 2000).

Tuğla; kil veya killi toprağın ayrı ayrı veya harmanlanarak su, kum vb. malzeme ile karıştırılarak presleme sonrası kurutulup fırınlarda pişirilmesi ile elde olunan yapı malzemesidir. Tuğla yapımı insanların ilk imalat faaliyetidir. Tuğla yapımında kullanılan ideal kil, içerisinde % 15'den fazla kalker ve bitkisel artıklar bulunmayan, yarı yağlı olarak tanımlanan kildir. Kullanılacak kilin kimyasal yapıdan çok mekanik özellikleri önemlidir. Kullanılacak tuğla malzemesi suyla yoğrulduğunda kolayca şekil alabilmeli ve içindeki suyu kaybettiği zaman bu halini koruyabilmelidir. Şekillendirilerek kurutulmuş malzeme pişirilmeden önce şekil yapısını koruyacak düzeyde dayanıklı olmalı, pişirme sonrasında hacim küçülmesi oldukça sınırlı, maksimum % 5 civarında olmalıdır. Üretilen tuğla kullanım alanında öngörülen dayanım değerlerine sahip olmalıdır (Tokyay 1990, Erdoğan 1993 & Ediz ve Özdağ, 1995).

Uçucu külün tuğla yapımında kullanımı ile bir atık malzemenin doğaya verilerek çevre kirlenmesinin engellenmesinin yanı sıra:

- Külün ekonomik bir değer kazanması,
- « Değirmende öğütme kolaylığı sağlaması,
- Kalıplama ve presleme için daha az güç gereksinimi,
- Kolay kuruma

gibi avantajlar elde edilecektir.

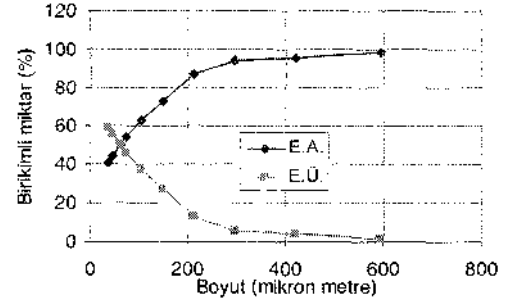
Uçucu küllü tuğla yapımında kullanılacak külün karıştırılacağı kilin özellikleri önemlidir. Karıştırılacak malzeme ve oranları deneysel olarak saptanmalıdır.

## 2 DENEYSEL ÇALIŞMALAR

### 2.1 Malzeme

Deneylerde kullanılan uçucu kül örnekleri, kuru olarak elektro filtrelerden toplanmıştır. Alınan örneğe ait boyut dağılım eğrisi Şekil 1'de, kimyasal analiz sonuçları Çizelge 1'de verilmiştir. Uçucu külün d<sub>50</sub> boyutu 63 µm civarındadır. Kimyasal bileşim olarak SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> ve Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> toplamı

% 89,67 olup TS 639 da öngörülen uçucu kül koşullarını sağlamaktadır. ASTM C 686'ya göre düşük kireçli uçucu kül (F fly ash) sınıfına girmektedir. Bu gruba giren uçucu küllerde SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> ve Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> toplamının % 70'den fazla olması ve CaO oranının % 10 altında olması gerekir. Kimyasal kompozisyonuna göre ÇATES uçucu külleri siliko alüminöz uçucu kül olarak tanımlanabilir.



Şekil 1. ÇATES uçucu küllü boyut dağılımı

Çizelge 1. ÇATES uçucu küllü kimyasal analizi

Analiz (%)	Uçucu Kül Örnekleri		TS 639'a göre olması gereken
	U.K. 1	U.K. 2*	
SiO <sub>2</sub>	57,65	56,8	
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	26,49	24,1	
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	5,81	6,8	
SiO <sub>2</sub> +Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> +Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	89,95	87,7	> 70
CaO	1,16	1,4	
MgO	0,07	2,4	< 5
SO <sub>3</sub>	yok	2,9	< 5
K <sub>2</sub> O	4,27	-	
Na <sub>2</sub> O	<0,000	-	
TiO <sub>2</sub>	1,19	1,1	
Kızdırma kaybı	1,35	0,6	< 10
Diğer	2,01	3,9	

\*Tokyay, 1993

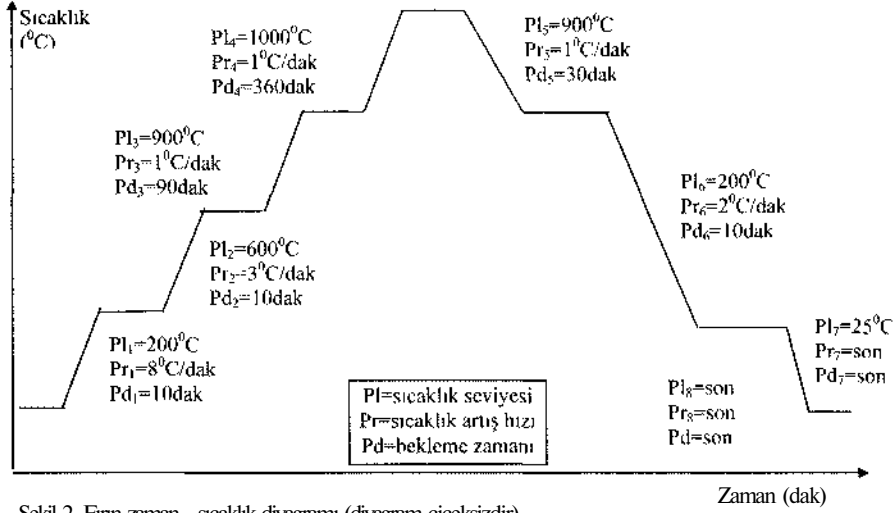
Tuğla toprağı numunesi Bartın Işıklar Tuğla Fabrikası'ndan temin edilmiştir. Numune tuğla basım öncesi vakumlanmış olarak alınmış ve orijinal neminde korunmuştur.

### 2.2 Yöntem

Çeşitli oranlarda uçucu kül içeren karışımlarla 50 mm'lik silindirik örnekler hazırlanmıştır. Tuğla toprağının nem içeriği korunmuş, uçucu kül nem içeriği ise değiştirilmiştir. İstenilen nem içeriğine getirilen uçucu kül ve tuğla malzemesi TS 24'te

tanımlanan karıştırıcıda 15 dakika süre ile karıştırılmıştır. Hazırlanan karışımlar hidrolik preste 2 N/mm<sup>2</sup>lik basınç altında sıkıştırılarak şekillendirilmiştir. Kalıptan çıkarılan örnekler termal şokların önlenmesi için 80 °C da 24 saatlik bir ön kurutma uygulanmıştır. Kurutma sonrası

örnek yüzeyleri boy-çap oranı 2 olacak şekilde tıraşlanmıştır. Bu örnekler fabrika koşulları göz önüne alınarak oluşturulan, Şekil 2'de verilen sıcaklık-zaman diyagramına göre programlanmış metalurjik fırında toplam 26 saat süreyle pişirilmiştir.



Şekil 2. Fırın zaman - sıcaklık diyagramı (diyagram çiçeksizdir)

### 2.3.3 Deney Sonuçları

Deneylerde uçucu kül+tuğla toprağı karışımının kül ve su içeriğinin etkileri incelenmiştir. ÇATES uçucu külünün tuğla üretiminde kullanılabilirliğini belirlemek amacıyla hazırlanan örnekler, TS 705'de öngörülen testler uygulanmıştır. Testlerden elde edilen sonuçların değerlendirilmesi; uçucu kül içermeyen, yani %100 tuğla toprağı ile üretilmiş örneklerden elde edilen standart test sonuçlarıyla, çeşitli oranlarda uçucu kül içeren karışımla üretilmiş örnek değerlerinin karşılaştırılması şeklinde yapılmıştır.

Karışımın su içeriğinin etkisini incelemek için yapılan deneylerde tuğla toprağının özgül su içeriği korunmuş (%12 su içeriyor.), külün su içeriği değiştirilmiştir. Ön deneylerde kül, tuğla toprağına kuru olarak karıştırılmış, daha sonra gerekli miktarda su ilave edilmiştir. Bu deneylerde karıştırma-yoğurma işlemi çok zaman aldığı için külün gerekli miktarda su ile karıştırılarak kullanımı üzerinde durulmuştur. Külün istenilen oranda su içerecek şekilde sulandırılarak kullanımının olumsuz bir etkisi saptanmadığı için sonraki deneylerde kül %15, 17,5, 20 su içerecek şekilde hazırlanarak kullanılmıştır. Örneklerin şekillendirilmesinde 2 N/mm<sup>2</sup> basınç uygulanmıştır.

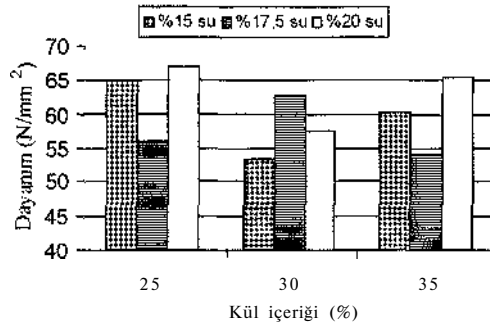
Her karışımdan sekizer örnek hazırlanmış, deney sonuçları ortalama değer olarak verilmiştir. Çizelge 2'de karışımların kül içeriğinin ve külün su

içeriğinin örnek dayanımı üzerine etkileri verilmektedir. Aynı sonuçlar, külün su içeriğine göre gruplandırılarak kül içeriği-dayanım değişim histogramları olarak Şekil 3'de sunulmaktadır. Örneklerin en yüksek tek eksenli basınç dayanım değerleri; % 25, % 30 ve % 35 kül içeriği için sırasıyla 65,9 N/mm<sup>2</sup>, 62,7 N/mm<sup>2</sup> ve 65,4 N/mm<sup>2</sup> olarak belirlenmiştir. Su içeriği etkisi farklı kül içeriklerinde değişik olmuştur. Bu durum Şekil 3'de verilen histogramlarda daha belirgin biçimde gözlenmektedir. Ancak deneylerde kullanılan tuğla malzemesi örneği fabrika koşullarında şekillendirme öncesi malzemeden alınmıştır. Bu nedenle malzeme oldukça homojen bir durumdur. Laboratuvar koşullarında karıştırma işlemleri her örnek için aynı tutulmakla birlikte, karışım homojenliğinin sağlanmasında bazı aksaklıklar olabilmektedir. Bu durumda fabrika koşullarında yapılan gözlemlerin doğruladığı şekilde karışımın su içeriğinin oldukça önem gösterdiği söylenebilir.

Örneklerin pişme sonrası çekme değerleri pişme öncesi örnek çapma göre pişme sonrası örnek çapında değişme olarak ifade edilmiştir. Bu nedenle çapsal değişme değerleri negatif değer olarak verilmiştir (Çizelge 2). Sıfır küllü karşılaştırma örneğindeki çapsal değişim değeri (% -5,1) göz önüne alınırsa kül içeriğinin hiç bir koşulda olumsuzluk göstermediği söylenebilir.

Çizelge 2. Karışımların kül içeriği ve külden su içeriğine bağlı olarak dayanım değerleri ve pişme sonrası çapsal değişimler

Karışım	Külde su (%)	Dayanım N/mm <sup>2</sup>	Çapsal değişim (%)
0	0	69,4	-5,1
	15	64,9	-4,5
25	17,5	55,9	-5,0
	20	65,9	-4,1
30	15	53,2	-4,78
	17,5	62,7	-4,06
35	20	57,6	-4,17
	15	60,3	-4,9
	17,5	54,1	-3,81
	20	65,4	-4,18



Şekil 3. Kül ve su içeriğine bağlı olarak örnek dayanımları

Örneklere TS 705'de tanımlanan "zararlı manyezi ve kireç" deneyi ile "dona dayanıklılık" testleri uygulanmıştır. Zararlı manyezi ve kireç deneyi ile donda dayanıklılık deneyleri sonrası dayanım değerleri yalnızca, % 25, 30, 35 kül ve külden %15 su içeren grup için belirlenmiştir. Çizelge 3 ve 4'de bu deneylerin sonuçları verilmektedir. Bu deneylerin sonucunda örneklerde şekil değiştirme, çatlama, pullanma vb. gözlenmemiştir. Çizelge 2'de verilen sonuçlar Çizelge 2 ve 3'de verilen sonuçlarla karşılaştırılacak olursa zararlı manyezi ve kireç deneyi ve donda dayanıklılık deneyleri sonrası örnek dayanımlarında önemli bir değişme görülmemektedir.

Çizelge 3. Zararlı manyezi ve kireç deneyi sonrası örnek dayanım değerleri

Karışım	Kül (%)	Külde su (%)	Dayanım N/mm <sup>2</sup>
0	0	0	68,2
25	15	15	62,3
30	15	15	55,7
35	15	15	61,4

Çizelge 4. Donda dayanıklılık deneyi sonrası örnek dayanım değerleri

Karışım	Kül (%)	Külde su (%)	Dayanım N/mm <sup>2</sup>
0	0	0	67,1
25	15	15	63,8
30	15	15	56,7
35	15	15	62,3

Çizelgelerde verilen sonuçlardan izleneceği üzere % 35 oranında uçucu kül içeren karışım ile 65 N/mm<sup>2</sup> dayanım değerine sahip tuğla üretilebilmektedir. Bu dayanım değeri karşılaştırma örneği dayanım değerinin yaklaşık % 93'üne karşılık gelmektedir.

### 3 SONUÇ VE DEĞERLENDİRME

Sonuç olarak % 30-40 oranında uçucu kül ve tuğla malzemesi karışımı kullanımıyla uygun nitelikte tuğla üretilebileceği gözükmektedir. Bu kül içeriği aralığında kül içermeyen karşılaştırma örneği tek eksenli basınç dayanımının yaklaşık % 90'ına erişilebilmektedir. Burada vurgulanması gereken önemli bir nokta da, tuğlalarda meydana gelen kireç kusmasından kaynaklanan "beyazlaşma"nın uçucu kül kullanımıyla ortadan kalkmış olmasıdır.

### KAYNAKLAR

- Anon, 1989. Çatalağzı B Termik Santralinden denize atılması planlanan kül ve eürüm deniz ortamındaki etkilerinin irdelenmesi projesi. Nihai rapor. ODTÜ Çevre Müh. Böl s 43.
- Anon, 1995. Çeşitli puzolanik katkıların çimento üretiminde kullanılabilirliklerinin araştırılması. Çimento ve Beton Araştırma ve Eğitim Enstitüsü, Ankara.
- Atanur, A , 1971. Uçucu küllerin kimyasal ve fiziksel vasıfları ve yapı malzemesi olarak kullanılması. Karayolları Genel Müdürlüğü >ayın no 193: s 219.
- Baradan B., 1985. Uçucu küllü yapı blok elemanı üretimi ön çalışmaları ve fizibilite etüdü nihai raporu. D.E.O. Müh. Mim Fakültesi yayını 132.
- Fdiz, N., Özdağ, H, 1995. Kırka boraks işletmesi artık küllerinin tuğla yapımında kullanılabilirliğinin araştırılması, *Madencilik*, TMMOB MMO Yayın, cilt XXIV, sayı 4: s 26-34
- Egemen, E., 1993. Release of metal ions fi on fly ash originating from coal fired thermal power plants. MSc Thesis, METU
- E1E., 1979 Türkiye uçucu küllerinin özellikleri ve kullanım olanakları. E1E. Genel Direktörlüğü Yayın no: 81-45.
- EIU , 1982. Türkiye uçucu küllerinin özellikleri ve kullanıma olanakları. E1I. Genel Direktörlüğü Yayın no: 82-21,28.
- Erdoğan, i., 1993. Atık malzemelerin inşaat endüstrisinde kullanımı; uçucu kül ve yüksek fırın cürufu. *Endüstriyel Atıkların inşaat Sektöründe Kullanılması Sempozyumu*. IMO, Ankara, s 1-8
- Ergül, Ş., Günay, V., Sevinç, V., Özkan, O., 1994. Bentonit katkılı termik santral atık uçucu küllerinin sinterleşme

- karakterizasyonu. //, *Ulu.shrara.si Seramik Kongresi Bildiriler Kitabı*. Cilt i : s 319-326,
- intron. 1992. Fly ash addition to concrete. A.A. Balkema pub. CUR report 144,99 p.
- Kara, M., Ekerim, A., Emrulloğlu, Ö.F., 1995. Kil İlaveli kırmızı çamurun inşaat sanayinde kullanılabilirliğinin araştırılması. *Endüstriyel Atıkların İnşaat Sektöründe Kullanılması Sempozyumu*, TMO, Ankara : s 161-170
- Owens, P.L., 1976. The development of fly ash as a pozzolan for economic concret. *Fourth International Ash Utilisation Symposium*. 76/4.
- Şişman, Ş., 2000. Kişisel görüşme, ÇATES, Zonguldak.
- Tokyay, M., 1993. Betonda uçucu kül kullanımı. *Endüstriyel Atıkların İnşaat Sektöründe Kullanılması Sempozyumu*. İMO, Ankara : s 29-36.
- Tok\<n M Ranrvar K Tınanlı L Ddoğan T \e Yegtnbogai A İ990 Termik santiai kullcimm çimento \e beton katkı maddesi olarak kullanılma olanaklarının etud \e cm anten Proje raporu T C Başbakanlık Çe\re Müsteşarlığı
- "N ilma?, S, 1992 SeMtomer Termik Santral atık uçucu kulienmn \apı mal/emesi olarak değeriendinlmesi ^ uktek lisans tezi İTT l en Bılımlen Fnstılsu

