Keywords: Coke oven batteries, dry quenching, wet quenching, moisture, sustainability, water vapor emission

GİRİŞ

Kok Fabrikalarının görevi; esas ürün olarak Yüksek Fırınların sıvı ham demir üretebilmesi için ihtiyacı olan metalürjik kokun üretilmesi ve bu esnada yan ürün olarak kok gazı, katran, benzol, amonyum sülfat, ceviz kok ve toz kokun üretilmesidir (Kural, 1998). Yükesk fırınlarda gerekli enerji kok kömürünün yakılması ve ısı veren kimyasal tepkimelrle elde edilmektedir (Yıldız, 2010). Kok fabrikası ürün akım şeması (Şekil 1) aşağıdaki gibidir;



Şekil 1. Kok fabrikası ürün akım şeması

Bataryalarda koklaşma süresi tamamlanan kömür, koklaşma kamarasından itilerek söndürme arabalarına alınmaktadır. Söndürme arabasıyla söndürme tesislerine giden kok, yaş ya da kuru olmak üzere iki farklı yöntemle söndürülmektedir.

• Kuru söndürme sisteminde kok kamaralara alınmakta ve inert gaz (sirkülasyon gazı) ile söndürülmektedir. Sistemde kokun ısısı kullanılarak buhar üretimi gerçekleştirilmektedir. Kuru söndürme tesislerinde sıfır nemde kok üretilmektedir.

• Sulu söndürme sisteminde kömür koklaşmasını tamamladıktan sonra fırın itme arabası tarafından itilerek söndürme vagonuna alınır. (Şekil 2) Kızgın kok fırından çıktığında ortalama 1.050 °C sıcaklığa sahiptir. Söndürme işlemi, vagonun söndürme kulesi altına girmesi ile başlar. Söndürme işlemi kule içerisinde bulunan nozullar vasıtasıyla kızgın kok üzerine su boşaltarak gerçekleştirilir. Söndürme işlemi sonrasında kok sıcaklığı 70-80 °C civarına düşürülerek tamamlanır. Ardından söndürme rampasına boşaltılarak kullanıcı ünitelere manipülasyonu sağlanır.

ÇALIŞMANIN AŞAMALARI



Şekil 2. Kızgın kokun söndürme vagonuna aktarılması

Metalurjik kok üretiminde, fiziksel ve kimyasal kalite parametreleri yüksek fırın prosesinde büyük etkiye sahiptir (Lech vd., 2017; Loison vd., 1989). Sulu söndürme yönteminde söndürme sırasında kullanılan su miktarı ve süresi büyük ölçüde önem arz etmektedir. Buradan yola çıkarak, sulu söndürme sisteminde optimum su kullanım süresi ve miktarını belirlemek adına 32 deneylik tam faktöriyel bir deney tasarımı hazırlanmıştır. Bu çalışmalar sonucunda R-sq (adj) değeri %81,86; standart sapması 0,54 olan güçlü bir matematiksel model elde edilmiştir. (Çizelge 1)

Çizelge 1. Matematiksel model ve parametreler

Model	Özeti		
S	R-sq	R-sq(adj)	R-sq(pred
0.539023	87.71%	81,86%	71.46%

Kodlanmış Katsayılar

Term	Effect	Coef	SE Coef	T-Value	P-Value	VIF
Constant		5,8719	0,0953	61,62	0,000	
1. Vana	0,3813	0,1906	0,0953	2,00	0,059	1,00
1. Sn	-0,2538	-0,1269	0,0953	-1,33	0,197	1,00
2. Vana	1,0612	0,5306	0,0953	5,57	0,000	1,00
2. Sn	1,1338	0,5669	0,0953	5,95	0,000	1,00
1. Vana*2. Sn	-0,7287	-0,3644	0,0953	-3,82	0,001	1,00
1. Sn*2. Vana	-0,4812	-0,2406	0,0953	-2,53	0,020	1,00
2. Vana*2. Sn	0,5588	0,2794	0,0953	2,93	0,008	1,00
1. Vana*1. Sn*2. Vana	1,0412	0,5206	0,0953	5,46	0,000	1,00
1. Vana*2. Vana*2. Sn	-0,6162	-0,3081	0,0953	-3,23	0,004	1,00
1. Vana*1. Sn*2. Vana*2. Sn	0,5312	0,2656	0,0953	2,79	0,011	1,00

Kodlanmış Birimlerde Regresyon Denklemi

Nem = 5,8719 + 0,1906 1. Vana - 0,1269 1. Sn + 0,5306 2. Vana + 0,5669 2. Sn - 0,3644 1. Vana*2. Sn - 0,2406 1. Sn*2. Vana + 0,2794 2. Vana*2. Sn

- + 0,5206 1. Vana*1. Sn*2. Vana 0,3081 1. Vana*2. Vana*2. Sn + 0,2656 1. Vana*1. Sn*2. Vana 0,3081 1. Vana*2. Vana*2. Sn

ded coefficients are not available with non-hier archical model



Şekil 3. Sulu söndürme işlemi

Gerçekleştirilen deneyler sonucunda en düşük nem değerini elde etmemizi sağlayan faktör seviyeleri belirlenmiştir. Sulu söndürme işlemi (Şekil 4) iki kademede gerçekleşmektedir.

1. Adım : Bu adım ön söndürme işlemidir. Amaç kızgın kokun vagon içinde yayılmasını sağlamaktır. Ön söndürme işlemi, 1. Adım vana açıklık yüzdesi ve 1. Adım söndürme süresinden oluşmaktadır.

2. Adım: Bu adım son söndürme işlemidir. Amaç kızgın kokun soğumasını sağlamaktır. Son söndürme işlemi, 2. Adım vana açıklık yüzdesi ve 2. Adım söndürme süresinden oluşmaktadır.

Sulu söndürme işlemi yapılırken bu iki adım için kullanılan vana açıklık ve söndürme süresi faktör seviyeleri olarak adlandırılmıştır (Şekil 5).



Şekil 4. Vana-süre

Çıkarılan matematiksel modele göre minitab programı çalıştırılarak en düşük neme ulaşmamız için kullanmamız gereken faktör seviyeleri tespit edilmiştir. Yüzdesel vana açıklıkları ve söndürme süreleri belirlenen parametreler de ayarlanmıştır.



Şekil 5. Söndürme kulesi PLC ekranı

SONUÇLAR

5/6 Kok Bataryaları Sulu Söndürme Sistemi söndürme kulesi vana parametreleri optimize ederek su tüketiminin azaltılması hedeflenmiştir. Üretim kapasitesi göz önüne alındığında, sürdürülebilirlik açısından atmosfere su buharı emisyonu ve su tüketimlerinin azaltılması ile yıllık yapılan 56.575 adet sulu söndürme işleminde 85.428 m³ su buharının atmosfere salınmasının önüne geçilmiştir.

Ayrıca bu çalışma ile sistem çalışma parametrelerinin standartlaştırılması sağlanarak, proses güvenliğine katkı sağlanmıştır.

Uygulama verileri analiz edildiğinde % nem ortalama ve değişkenliğinin proje öncesi döneme göre istatistiksel olarak daha düşük olduğu görülmüştür. Proje öncesi nem değerlerinin ortalaması %5,45, proje sonrası nem değerlerinin ortalaması ise %5,38 olarak gerçekleşmiştir. Bu sayede Yüksek Fırınlara daha az nem değişkenliğine sahip kok gönderilmesi ile birlikte, yüksek fırın prosesinin daha kolay yönetilmesine katkı sağlanmış olup ayrıca enerji ve yakıt tasarrufuna katkı sağlanmıştır. (Kok nemindeki %1 düşüş Yüksek Fırınların Sıvı Ham Demir üretim prosesinde ton başına 0,6 kg/TonSHD tasarruf sağlamaktadır.) Ayrıca kok nemindeki düşüş Yüksek Fırınlarda faydalı hacmin artışı ve üretim artışı da sağlamaktadır. İlgili çalışma endüstriyel tesiste kontrollü deneyler yapılarak hayata geçirlmiştir. Konuyla ilgili benzer literatür çalışmalarına rastlanılmamıştır.

TÜİK verilerine göre dört kişilik bir hanenin aylık su tüketimi 23 m³ kabulüyle, yapılan çalışma 3.714 adet hanenin aylık su tüketimini karşılamaktadır. (14.857 kişinin aylık su tüketimine eş değerdir.)

KAYNAKLAR

Kural, O. (1998) Kömür Özellikleri, Teknolojisi ve Çevre İlişkileri. İstanbul

Yıldız, N. (2010) Demir Cevheri. Ankara

K. Lech, S. Jursova, P. Kobel, P. Pustejovska, JiriBilik, A. Figiel & L. Romański, (2017) The Relation Between

CRI, CSR Indexes, Chemical Composition and Physical Parameters of Commercial Metallurgical Cokes Loison, R., Foch, P. and Boyer, A., 1989, Coke quality and production, Butterworth, London.

KOK BATARYALARINDA SÖNDÜRME PROSESININ OPTIMIZASYONU VE ÜRETILEN KOKUN YÜKSEK FIRINLARDA ENERJI VERIMLILIĞINE ETKISININ INCELENMESI

OPTIMIZATION OF THE QUENCHING PROCESS IN COKE BATTERIES AND INVESTIGATION OF THE EFFECT OF PRODUCED COKE ON ENERGY EFFICIENCY IN BLAST FURNACES

H. Kalay ^{1,*}, Z. Özer ¹

¹ İskenderun Demir ve Çelik A.Ş. (*Sorumlu yazar: hkalay@isdemir.com.tr)

ÖZET

Koklaşma, belirli oranlarda harmanlanan kömürün, havasız bir ortamda, belirli bir sıcaklık ve basınçta uçucu maddeleri yok ederek sert ve gözenekli bir yapı oluşturmasıdır. Elde edilen bu gözenekli yapıya kok denir. Üretilen kok, sıvı ham demir üretimi için bantlarla yüksek fırınlara gönderilir. Demir üretimi için elde edilen bu kok, bazı önemli parametreleri sağlamalıdır. En önemli parametrelerden biri kokunun sahip olduğu nem miktarıdır. Kokun nem miktarı birçok parametreye bağlıdır, istenilen özelliklere sahip kok elde etmek için en önemli olan parametre su ile hızlı soğutma işlemidir. Bu işlem söndürme işlemi olarak tanımlanır. Sulu söndürme işleminde optimizasyon çalışmaları su verme süresi, vana açıklığı, su verme sonrası bekleme süresi ve kullanılan su miktarı için yapılır. Bu çalışmalar sonucunda elde edilen kok, yüksek fırınlarda kullanılan enerji miktarını etkilediğinden enerji verimliliğini doğrudan etkilemektedir. Bu çalışmada, İskenderun Demir Çelik A.Ş. (İSDEMİR) kok bataryalarında kok, koklaşma prosesi, nem içeriği optimizasyonu ve yüksek fırınların enerji verimliliğine etkisi incelenmiştir.

Anahtar Sözcükler: Kok, söndürme prosesi, optimizasyon, enerji verimliliği, yüksek fırın.

ABSTRACT

Coking is that coal, which is blended in certain proportions, creates a hard and porous structure by disappearing volatile substances at a certain temperature and pressure in an airless environment. This obtained porous structure is called coke. The produced coke is sent to blast furnaces with bands for the production of liquid raw iron. This coke obtained for iron production must provide some important parameters. One of the most important parameters is the amount of moisture the coke has. The amount of coke moisture depends on many parameters, the most effective one is the rapid cooling process with water to obtain the coke which has desired properties. This process is defined as quenching process. Optimization studies in the quenching process are carried out for the quenching time, valve opening, waiting time after the quenching and the amount of water used. Since the coke obtained as a result of these studies affects the amount of energy used in blast furnaces, it directly affects energy efficiency. In this study, the coke, coking process, optimization of moisture content and its effect on energy efficiency for blast furnaces in the Iskenderun Iron and Steel Co. (ISDEMIR) coke batteries were investigated.

Keywords: Coke, quenching process, optimization, energy efficiency, blast furnace.

GIRİŞ

Kömür, bitkisel kökenli organik ve inorganik bileşenlerden oluşan tortul bir kayadır. Bitki ve ağaç kalıntılarının bataklıklarda üst üste birikmesi sonucu oluşur. Milyonlarca yıl içinde gerçekleşen bu olayda fiziksel ve kimyasal etkileşimler ile karbonizasyon meydana gelir. Kömürün yapısında çoğunlukla C ve az miktarda H, O, S, N bulunur. Kömürlerin sınıflandırılması farklı şekillerde yapılabilir. Kömürler genel olarak turba, linyit, taşkömürü, antrasit ve grafit olarak sınıflandırılabilir.

Şekil 1'de başlıca kömür çeşitlerinin görselleri verilmiştir. Bataklık alanlarda bitki artıklarından oluşan turba, kömürün en ilkel şeklidir. Kahverengi kömür olarak da bilinen linyit, en düşük kaliteli kömür sınıfındadır. Linyit kömürünün sarı linyit ve kahverengi linyit gibi türleri vardır. Taşkömürü kalorifik değere bakıldığında en kaliteli kömür türlerinden birisidir. Antrasit %95 karbondan oluşur ve su içeriği çok düşüktür. Grafit saf karbondur.



Şekil 1. Kömür türleri

Kömürler çeşitli amaçlarla kullanılabildiği gibi yakıt hammaddesi olarak da kullanılabilmektedir. Genellikle elektrik üretimi, demir çelik ve çimento sanayi, buhar üretimi ve endüstriyel proseslerde ısıtma amaçlı kullanılmaktadır. Kullanım alanındaki en önemli sektörlerden biri de demir çelik sektörüdür. Kömür, yüksek kalorisi nedeniyle demir çelik endüstrisinde enerji kaynağı olarak sıklıkla kullanılmaktadır (Elif,2019; Selami,Ty).

Koklaşma Prosesi

Koklaştırma prosesi, demir çelik üretiminde sürecin ilk adımıdır. Koklaştırma prosesi kısaca şu şekilde özetlenebilir: yurt dışından ithal edilen kömürler bazı parametrelere göre ayrı ayrı harmanlanır. Harmanlanan kömürler istenilen boyuta ulaşmak için belirli kırıcılardan geçirilerek kullanıma hazır hale getirilir. Proseste kullanılacak kömürün %80'inin boyutu 3 mm'nin altında olmalıdır. Hazırlanan kömür karışımları, bantlar yardımıyla şarj edilmek üzere bataryalara gönderilir. Batarya, koklaştırma işleminin gerçekleştiği fırınlardan oluşur ve belirli kapasitelere göre dizayn edilir. Şekil 2, kok fabrikası bataryalarını göstermektedir. Fırınların yapısı, hacmi ve çalışma parametreleri değişiklik gösterebilir (Jacob vd., 2005; Erke, 2016).



Şekil 2. Bataryaların fırın yapısı

Bataryaya bantlar ile gelen kömürler fırınlara doldurulur, fırınlara şarj edilen kömürler belirli sıcaklık ve basınçlarda belirli bir süre tutularak koklaştırma işlemi başlatılır. İşlem havasız bir ortamda gerçekleşir ve işlem için gerekli olan ısı yan duvarlardaki ısı ile sağlanır. Bu işlemin tamamına koklaştırma, işlem sonucunda elde edilen ürüne ise kok denir. Koklaşma prosesi devam ederken belirli sıcaklık değerlerinde bazı reaksiyonlar ve değişimler meydana gelir. Şarj edilen kömür 200 °C'ye kadar nemini kaybeder ve CO₂ ve CH₄ gibi gazlar yapıdan uzaklaşmaya başlar. Kömürün yumuşaması ve erimesi 200-400 °C arasında gerçekleşir. Bu sırada kömürün hacmi küçülür. Isınma fırının merkezine doğru yan duvarların etkisiyle devam eder ve merkeze doğru ergiyerek dışta plastik bölge oluşur. 450 ile 550 °C arasında ham kok gazı oluşur. Oluşan ham kok gazı dışarı çıkmak ister ancak plastik bölgenin direnci sonucunda kömürde şişme olur ve böylece yarı koklaşma olayı meydana gelir. Sıcaklık 700-800 °C'ye ulaştığında H₂ ve CO gazları ortaya çıkmaya başlar. 800 °C'nin üzerinde grafitleşme meydana gelir ve 900 °C'nin üzerinde gözenekli kok oluşmaya başlar. Hidrojenin çoğu 1000 °C civarında yapıdan ayrılır. İşlemin tam olarak tamamlandığı sıcaklık değeri yaklaşık 1200-1300 °C'dir. Koklaşma işleminde plastik bölge oluşumu ve yapısı prosesin tamamlanmasında belirleyici rol oynar.

Şekil 3'te, plastik bölge ve kok fırınını itme anını içeren koklaştırma prosesinin şematik bir gösterimi verilmiştir. Plastik bölge, kömürün 350-500 °C arasında yumuşadığı, eridiği, hacminin küçüldüğü daha sonra hacminin tekrar arttırıldığı, partiküllerin birbirine yapışıp katılaştığı bölgedir. Proses için kullanılan enerji kaynağı kok gazıdır.



Şekil 3. Koklaşma prosesi ve plastik bölgenin oluşumu

Koklaştırma prosesinde oluşan kok gazı yan ürünler ünitesine gönderilir, yan ürünlerde birtakım işlemlerden geçtikten sonra borular yardımıyla bataryalarda kullanılmak üzere geri gönderilir. Koklaşma prosesinde kok gazının yanı sıra yüksek fırın gazı da kullanılmaktadır. Plastik bölge, iyi bir koklaştırma prosesinde en belirleyici faktördür. Koklaşma fırın duvarlarından içeriye doğru olduğu için plastik bölge tam ortada birleşmelidir. Koklaşma süresi birçok parametreye bağlıdır. En önemli parametreler fırın kapasitesi, kömür tipi, çalışma koşulları ve fırın tasarımıdır. Ortalama koklaşma süresi 18-22 saat arasında değişmektedir.

Söndürme Sistemi

Kok fabrikasında bataryalarda 2 farklı söndürme sistemi kullanılmaktadır. Fırınlarda koklaşma işlemi tamamlandıktan sonra fırın itme arabası ile itilir, itilen fırın batarya yapısına göre tasarlanmış söndürme sistemine göre söndürme işlemi yapılır ve bantlar yardımıyla yüksek fırınlara gönderilir. Söndürme sistemlerinden biri kuru söndürme sistemidir. 4. batarya kuru söndürme sistemi ile çalışır. Bu sistemle elde edilen kok içerisindeki nem miktarı %0'dır. Koklaşması tamamlanan ürünler nitrojen gazı ile soğutma işlemine tabi tutulur. Su ile teması olmadığı için nem oranı %0'dır. Diğer söndürme yöntemi olan sulu söndürmede ise koklaşma prosesi tamamlanan kok su ile söndürülerek yüksek fırınlara gönderilmektedir. Yüksek fırınlara gönderilen kokun nemi, söndürme sistemine bağlı olarak değişmektedir. Tüm bataryalarda işlem adımları aynıdır ancak kapasite, çalışma koşulları ve tasarıma göre söndürme işleminde bazı farklılıklar olabilir. Kullanılan su miktarı, su verme süresi, vana açıklığı, fırın kapasitesi, su verme nozulu tasarımı gibi parametreler su verme sistemini optimize etmek için kullanılan en önemli faktörlerdir. Söndürme süresi batarya yapısına göre değişir. Ortalama su verme süresi 100-140 saniye arasında değişmektedir. Bu süre içerisinde oluşan kok hala sönmemiş ise tekrar su verme işlemi yapılır. İkinci söndürme süresi yaklaşık 40 saniyedir. İkinci aşama söndürmenin nedeni kokun tamamen söndüğünden emin olmaktır. Sulu söndürme sisteminin şematik gösterimi Şekil 4'te verilmiştir. Söndürme yöntemleri ile söndürülemeyen kok bantlara zarar verir, prosesi olumsuz etkiler. İkinci önemli parametre valf açıklığıdır. Vana açıklığı, 1. kademe vana açıklığı ve 2. kademe vana açıklığı olmak üzere iki farklı durumda incelenir. Valf açıklığı proses koşullarına göre değişim gösterir.



Şekil 4. Sulu söndürme sistemi

Söndürülmemiş kok ve nem değerlerindeki artış gibi önemli parametreler vana açıklığında değişikliğe neden olur. 1. Bataryada söndürüldükten sonra söndürme arabası 4-5 dakika dinlendirilir, su iyice süzüldükten sonra kok rampasına boşaltılır. Buradaki amaç su ile teması engelleyerek nem değerlerindeki artışı önlemektir. Şekil 5'te söndürme işleminden sonra kömür süzme işlemi ve kok

rampasına ait görüntüler verilmektedir. Kok rampasına boşaltılan kok söndürülmezse, rampada yardımcı operatörler tarafından söndürmeye devam edilir. 26 ton koku söndürme işlemi için yaklaşık 90 ton su kullanılmaktadır. Kullanılan su miktarı fırın kapasitesine göre değişmektedir (Ivan, 2019; Anna, 2015).

Kısaca kok içerisindeki nemi etkileyen ana parametreler söndürme arabasına alınan kok miktarı ve porozite, söndürme arabasının kulenin altında ve kok rampasında kalma süresi, söndürme sistemindeki nozulların bakımı ve söndürme sisteminin ayarlanması gibi parametrelerdir.



Şekil 5. Kömürün süzülmesi ve kok rampası

Kok Nem Miktarının Yüksek Fırınlara Etkisi

Elde edilen kok ve koklaştırma prosesinde kullanılan kömürün nem içeriği, kokunun yüksek fırınlarda fiziksel, kimyasal ve termal fonksiyonlarını yerine getirebilmesi için dikkate alınması gereken çok önemli bir parametredir. Taş kömürünün içerdiği fazla nemi buharlaştırmak için daha fazla enerji gerekir. Kokun nem içeriğindeki %1'lik bir artış, üretilen 1 ton demir başına 5 kg kok tüketimi ve tüylerden üflenen havanın sıcaklığının 100 °C artması anlamına gelir.

Elde edilen kokunun nem içeriğinin sabit bir değerde olmaması, yakıt girdi dengesini ve fırının ısıl dengesini bozmaktadır. Kontrolsüz nem değişimleri yüksek fırınlarda çalışma sürecini etkiler, verimi düşürür ve kaliteli ürün üretimini engeller. Ayrıca yüksek fırınlarda kullanılan kok nemi yüksek ise kok fırın içinde parçalanır ve dayanım sağlanamaz. Nem analizi yapılacak kok numuneleri, yüksek fırın ile kok fabrikası arasındaki bant üzerinden alınmalı ve düzenli aralıklarla analiz edilmelidir. Düşük nemli bir kok (%0 nem) elde etmek için koklaştırma işleminin sonunda kuru söndürme tercih edilmelidir. Sistemde sulu söndürme varsa söndürme arabasına konulan kokun çok iyi yayılmasına, kullanılan suyun kokun her tarafına püskürtülmesine, suyun uygun zaman aralığında aralıklı olarak verilmesine ve rampada kokunun dinlendirilmesine dikkat edilmelidir (Umutcan, 2015).

DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Üretilen kokun nem miktarının sabit bir değerde olması yüksek fırınlarda ısıl dengenin sağlanmasını ve kullanılan yakıt miktarının sabit bir değerde olmasını sağlar. Kokun nem miktarının plansız bir şekilde artması ya da azalması yüksek fırınların çalışma prosesini, elde edilen verimi ve kaliteli ürün üretimini etkiler. Bataryalarda elde edilen kokun ve kullanılan kömürün günlük olarak nem analizi yapılmaktadır ve bu değerler kontrol altında tutulmaktadır. Bu çalışmada da bataryalarda elde edilen ortalama nem miktarları, kullanılan kömür ve elde edilen kokun nem değerleri karşılaştırılacaktır. Yukarıda da bahsedildiği gibi 1. ve 5-6. Bataryada sulu söndürme, 4. Bataryada ise kuru söndürme yapılmaktadır. Alınan numunelerin nem analizleri İskenderun Demir Çelik Fabrikası (İSDEMİR) Kok Bataryaları Analiz Laboratuvarı'nda yapılmıştır. Nem tayini cihazı ile hem analitik hem toplam nem tayini analizleri yapılır. Taş kömüründe nem tayini analizi yapılırken bir miktarı numune etüvde belirli bir süre kurutulur ve desikatörde soğutulur. Numunenin ilk tartım miktarı değeri ve kuruduktan sonraki tartım miktarı değerinden taş kömüründeki nem miktarı tayin edilir. Kok kömüründe nem tayini de taş kömüründe olduğu gibi yapılır. Burada numune koklaşma prosesi bittikten sonra üretilen tüm ürünü temsilen kok rampasından alınan numunedir.

Bu çalışmada sulu söndürme sisteminde su verme süresi, su miktarı ve söndürme arabasının rampada bekleme süresi optimize edilerek en düşük nem değeri elde edilmiştir. Optimizasyon çalışmaları 5-6.Bataryalar için yapılmıştır. Su verme süresi 60-70 sn, kullanılan su miktarı 85-97 ton, söndürme arabasının bekleme süresi 5-10 sn olarak ele alınmıştır. Optimizasyon çalışmaları kapsamında minimum nem değeri elde edilmeye çalışılırken elde edilen kokun tam sönmüş olması, proses koşullarına zarar verecek herhangi bir ateşlenmenin olmaması göz önünde bulundurulmuştur. Şekil 6, 7 ve 8'de yapılan optimizasyon çalışmalarının sonuçları gösterilmektedir. Optimizasyon çalışma sonuçlarına bakıldığında su verme süresi 60 sn, kullanılan su miktarı 90 ton ve bekleme süresi 5 sn olarak belirlenmiştir. 85 ton su kullanıldığında nem miktarının düşük olmasına rağmen elde edilen kok ateşli olup prosesi istenilen seviyede tamamlamadığı için bu su miktarı söndürme işlemi için yetersiz bulunmuştur.



Şekil 6. Su Verme Süresine Göre Nem Değerleri



Şekil 7. Kullanılan Su Miktarına Göre Nem Değerleri



Şekil 8. Arabanın Bekleme Süresine Göre Nem Değerleri

Kok fabrikasında yer alan bataryalar için bu optimizasyon çalışmaları sonucunda su verme süresi 60 sn, kullanılan su miktarı 90 ton ve söndürme arabasının bekleme süresi 5 sn olarak belirlendiğinde elde edilen Ekim, Kasım ve Aralık aylarındaki nem değerlerinin ortalaması Şekil 9'da verilmiştir. Bu bataryalar için Aralık ayında kullanılan taş kömürü ve elde edilen koka ait ortalama nem değerleri ise Şekil 10'da verilmiştir. Hem taş kömürü hem kok için nem tayini hesabı yapılırken bir miktar numune etüvde belirli bir süre kurutulur ve desikatörde soğutulur. Numunenin ilk tartım miktarı değeri ve kuruduktan sonraki tartım miktarı değerinden taş kömürü ve kok kömüründeki nem miktarı tayin edilir.



Şekil 9. Bataryaların ortalama nem değerleri



Şekil 10. Aralık ayında bataryalardaki taş kömürü ve kok için ortalama nem değerleri

TARTIŞMA VE YORUM

Kullanılan koklaşabilir taş kömürü ve elde edilen kok için nem tayini analizleri TSE standartlarına uygun olarak İSDEMİR analiz laboratuvarında yapılmıştır. Ekim, Kasım ve Aralık aylarında yapılan günlük nem tayini analiz sonuçları kaydedilmiştir ve ortalama değerleri hesaplanmıştır. Koklaşma prosesinde kullanılan taş kömüründe bulunan nemin buharlaştırılması için ısıya gereksinim vardır bu nedenle enerjinin çok fazla kullanımının önüne geçmek için bu nem değerinin belirli bir değerde olması gerekmektedir. Koktaki nem ise yüksek fırınlarda kokun parçalanmasına neden olur, ısıl denge sağlanamaz. Bu nedenle kokun içerdiği neminde belirli bir değerde olması gerekmektedir. Kokun nem miktarı koklaşma prosesinden sonra yapılan söndürme işlemi, işletme şartları ve kullanılan kömürün nem tutma kapasitesine göre değişmektedir. Kok fabrikasında bulunan bataryalarda su verme süresi, su miktarı ve söndürme arabası bekleme süresi için yapılan optimizasyon çalışmaları sonucunda elde edilen koka ait Ekim, Kasım ve Aralık aylarındaki nem değerlerinin ortalaması Şekil 6'da verilmiştir. 4. Bataryada kuru söndürme olduğu için koktaki nem miktarı sıfırdır ve bu özellik 4. Batarya'dan elde edilen kokun yüksek fırınlar tarafından en çok tercih edilme sebebidir. 1. Bataryada elde edilen kokun ortalama nem değeri %9,0 ve 5-6. Bataryada elde edilen kokun nem değeri %5,59'dur. Bu nem değerlerindeki kokta yüksek fırınlar için uygun bir kok çeşididir. Bataryalardan elde edilen bu koklar yüksek fırınlarda ya direk ya da harman yapılarak kullanılır. Şekil 7'de ise Aralık ayında bataryalarda hem taş kömürü hem kok için yapılan analiz sonuçlarının ortalaması verilmiştir. Bataryalarda kullanılan taş kömürünün ortalama değeri %9,49'dur. 4. Batarya için kuru söndürmeden dolayı nem miktarı sıfırdır, 1. Batarya ve 5-6. Batarya için ise nem değerleri sırasıyla %9,04 ve %5,62'dir. Her iki bataryada aynı şartlarda sulu söndürme yapılmasına ve aynı özellikte kömür kullanılmasına rağmen nem değerlerinin farklı olmasında işletme şartları ve bataryaların özellikleri etkili olmaktadır. Yüksek fırınlarda verimin ve çalışma koşullarının etkilenmemesi ve enerji verimliliğinin azalmaması için kullanılan kömürün ve elde edilen

kokun nem miktarının belirli nem değerleri aralığında olması gerekmektedir. Taş kömürünün içerdiği fazla nemi buharlaştırmak için daha fazla enerji gerekir. Kokun nem içeriğindeki %1'lik bir artış, üretilen 1 ton demir başına 5 kg kok tüketimi ve tüylerden üflenen havanın sıcaklığının 100 °C artması anlamına gelir.

SONUÇ

Kullanılan taş kömürünün nem miktarı ve suyu tutma özelliği, koklaşma prosesinde kullanılan söndürme prosesi ve işletme şartları yüksek fırınlarda kullanılacak olan kokun nem miktarını etkiler. Elde edilen kokun nem miktarı ise yüksek fırınlarda enerji verimliliğini, yüksek fırın verimliliğini ve kaliteli ürün üretmeyi doğrudan etkilemektedir. Yapılan bu çalışmada kok bataryalarındaki söndürme prosesi ve optimizasyonu, elde edilen kokun yüksek fırın enerji verimliliğine etkisi açıklanmıştır. Söndürme prosesi denilince akla ilk gelen özellik kokun ve kömürün içerdiği nem miktarıdır. Yüksek fırın enerji verimliliğinin ve ürün kalitesinin azalmaması için kokun neminin belirli değer aralığında olması gerekmektedir. Kuru söndürme ile çalışan bataryada ise elde edilen kok nem içermemektedir. Sulu söndürmede kızgın koka uygulanan söndürme işleminin belirli miktarda su ve belirli sürede daha önceden belirlenmiş vana açıklığı ile yapılması gerekmektedir. Ayrıca yapılan sulu söndürme prosesini etkileyen faktörlerin içerisinde söndürme arabasına alınan kok miktarı, kokun yüzey özellikleri, suyun püskürtülme özellikleri, söndürme sisteminde yer alan ekipmanların ayarlamalarının doğru yapılması, rampada kokun yayılma şekli de yer almaktadır. Literatürde yer alan daha öne yapılmış çalışmalara göre kokun nemindeki %3 artış, aynı miktarda ürün elde etmek için üflenen hava sıcaklığında 100°C' lik bir artışa neden olmaktadır (Gündüz, 1988; Eugene W., 1969). Bu nedenle yapılan enerji sarfiyatını arttırmamak için taş kömürü ve kokun nem değerlerinin günlük takip edilmesi ve uygun olmayan değerler var ise buna göre önlem alınması gerekmektedir. Yüksek fırınlarda elde edilen enerji verimliliği için direk yakıt kullanımını etkileyen kokun nem değerine dikkat edilmelidir, yapılan söndürme işlemi talimatlara uygun şekilde gerçekleştirilmelidir.

KAYNAKLAR

Ateşok, G. (1988). Koklaştırma, Kömür Kimyası ve Teknolojisi. *Mete Grafik*, 387-397.

- Küçükkaya, E. (2019). Kömür Nedir? Çeşitleri Nelerdir?. https://www.enerjiportali.com/komur-nedircesitleri-nelerdir/ adresinden alınmıştır.
- Kwiecinska, A. (2015). The Impact of Cooling Water Parameterson the WetQuenched Coke Quality. *Coke and Chemistry*, 57(11), 425-428.
- Moulijn, J.A., Makkee, M., Van Diepen, A.(2005). Chemical Process Technology (2. Baskı). New York, John Wiley & Sons.
- Mungan, E.(2016). Kömür Koklaşma Özelliği. https://slideplayer.biz.tr/slide/2996737/adresinden alınmıştır.
- Nixon, E.W. (1969). Effect of Chemical and Physical Properties of Coke on Blast-Furnace Performance:Conference on Coke in Ironmaking. *The Iron and Steel Institute and the Institute of Fuel*, London.
- Shulgaa, I. V. (2019). Moisture Content of Wet-Quenched Coke. Coke and Chemistry, 62(9), 402–407.
- Toprak, S. (Ty). Kömür Nedir?. MTA Genel Müdürlüğü Maden Analizleri ve Teknolojisi Dairesi, Ankara.
- Türk, U. (2015). Yüksek Fırınlarda Kok Etkileri. *Fırat Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Malzeme ve Metalurji Bölümü.*

KONYA ILGIN KÖMÜR SAHASI KAYNAK MODELİ KONYA ILGIN COAL MINE SITE RESOURCE MODEL

C.A. Öztürk^{1,*}, E. Nasuf¹, G. Eken², H. Ketizmen², R. Bozkurt²

¹ İstanbul Teknik Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü (*Sorumlu yazar: atilla.ozturk@itu.edu.tr) ² Konya Ilgın Elektrik Üretim ve Tic. AŞ

ÖZET

Enerji ihtiyacı tüketimlere paralel olarak artmakta ve termik santrallerden üretilen enerjiye olan talep süreklilik arz etmektedir. Fosil yakıtları kullanan termik santrallere yakın bölgelerde bulunan kömür sahalarının, hammadde deposu olarak değerlendirilmesi ve termik santrallerin bu sahalardan beslenmesi, enerji üretimindeki optimizasyon için çok önemlidir. Bu sebepten dolayı, kömür kaynaklarının doğru olarak modellenmesi ve bu modellere dayanarak, kömür kaynaklarından üretilebilecek enerji miktarının tayin edilmesi önemli bir kestirim probleminin çözümüdür. Konya Ilgın kömür sahası, ülkemizin hemen ortasında bulunması ve bölgede tesis edilecek 500 MWe kapasiteli termik santrale hizmet edecek olmasından dolayı önem arz etmektedir. Bu çalışmada, Ilgın kömür sahasında bulunan kömürün jeoistatistiksel yöntemlerle değerlendirilmesi ve kaynak ve kalite ilişkisinin tayin edilmesi için yapılan çalışmalardan elde edilen sonuçlar paylaşılmıştır.

Anahtar Sözcükler: Enerji, jeoistatistik, kaynak modelleme, kömür.

ABSTRACT

Energy demand has been increasing due to the rise of consumption and the need of energy production from thermal power plants is continuous. The optimized use of coal mine sites close to the thermal power plants is vital as per raw material site. Resource modelling and the estimation of energy potential of a coal mine site is important stage and it is a part of estimation problem solution. Konya Ilgin coal mine site is an important site due to the location in which is in the middle of Turkey as well as serving to a 500 MWe capacity thermal power plant. Geostatistical evaluation of the coal mine site and the results of resource and quality investigations presented in this study.

Keywords: Coal, Energy, Geostatistics, Resource modelling.

GİRİŞ

Yerli kömürden enerji üretimi ülkemiz enerji politikaları açısından son yıllarda gittikçe önemi artan önemli hedeflerden biridir. Bu durum özellikle ülke ekonomisi ve gelişmişliği açısından kilit öneme sahip olan enerji üretiminin yerli kaynaklardan sağlanması ve dışa bağımlılığın azaltılması açısından son derece önemlidir. Denizli İli Tavas İlçesinde bulunan kömür sahası, bölgede tesis edilecek olan 1x150 MWe kapasiteli termik santrale hizmet vermeyi hedeflemektedir.

Bölgede kömür yapısı Sekköy ve Yenidere olarak isimlendirilen iki farklı kömür zonundan oluşmaktadır. Her iki kömür zonunda da kömür damarları ve damarların arasına yerleşmiş ara kesmeler bulunmaktadır. Kömürün mostra vermesi ve 150 m derinlere kadar ulaşmasından dolayı üretimin açık işletme faaliyetleri ile gerçekleştirilmesi planlanmaktadır. Bu durumda kömür üretim faaliyetleri sırasında dekapaj kazı miktarının yanında ara kesme miktarının da tayinine ihtiyaç duyulmaktadır. Ayrıca,

kömür damarlarının sahada yapılacak madencilik faaliyetleri sırasında kısa dönem faaliyetlerine uygun olarak modellenmesi ve ara kesmelerin seleftik madencilik esaslarına göre alınmasında yarar vardır. Bu sayede kömürün üretim kaynaklı kirlenmesinin en aza indirilmesi ve termik santrale beslenecek kömürün ideal olarak temini sağlanmış olacaktır.

Kaynağın modellenmesi amacıyla oluşturulan sondaj veri tabanında bölgede yapılmış olan 103 adet sondajın verisi kullanılmıştır. Bu sondajlardan 98'i kömür damarlarını kesmiştir. Sekköy ve Yenidere kömür zonlarına ait katı modeller oluşturulduktan sonra kaynak modelleme çalışmaları yapılmıştır. Yenidere kömür zonu kendi içerisinde 3 farklı yapıdan oluşmaktadır. Ancak katı modellerde Yenidere-2 ve Yenidere-3 kömür zonları da ortaya çıkartılmıştır. Bu iki kömür zonu açık işletme faaliyetleriyle yeryüzüne çıkartılamayacak derinlikte olması ve yeterli kaynak miktarına sahip bulunmamasından dolayı kaynak olarak değerlendirilmemiştir. Bildiriye konu olan çalışmaların temel amacı, kömür sahasındaki linyitin kömür zonları özelinde kaynak ve kalite değerlendirilmesinin yapılarak bölgede tesis edilecek termik santrali besleme potansiyelinin ortaya çıkartılmasıdır.

Bölgenin Tanıtımı ve Kısa Jeolojisi

Konya İlinin kuzeybatısında yer alan Ilgın İlçe merkezi ve İlçeye bağlı Çavuşcugöl köyü, Orhaniye, Gedikören, Çömlekçi, Yorazlar, Misafirli, Dereköy, Tekeler ve Gölyaka Köyleri ve içinde su bulundurmayan Kurugöl ile suyu bulunan Çavuşcugöl'ü de çevreleyen kısım yaklaşık 360 km²'lik bir alanı kapsamaktadır. Bölgede ulaşım 300 No'lu Konya-Afyon Devlet Karayolundan ve demiryolundan tren ile sağlanmaktadır. Konya Ilgın arası karayolundan 90 km. uzaklıkta olup yaz-kış ulaşım rahat bir şekilde yapılabilmektedir. Alanın kuzeyinde yer alan kömür ve mıcır ocakları nedeniyle Çavuşcugöl'ün her iki yakasında asfalt yollar mevcuttur. Bölgeye ait yer buldu haritası ve hava fotoğrafı Şekil 1'de verilmiştir.

Bölgede tipik İç Anadolu iklimi hâkimdir. Yazlar sıcak ve kurak, kışlar soğuk ve yağışlı geçer. Bölge bitki örtüsü bakımından fakirdir ve çok az sayıda ağaç vardır. Ancak özellikle Çavuşcugöl'ün güneybatısında ağaçlandırma çalışması yapılarak önemli miktarda çam ağacı yetiştirilmiş ve bitki örtüsü zenginleştirilmiştir.



Şekil 1. Çalışma sahası lokasyonu

Konya ilinin kuzeybatısında bulunan Ilgın ilçe merkezinin yakınındaki Çavuşçugöl ve Kurugöl, anatolidler tektonik birliğine (Ketin, 1966) dahil olan Bolkardağı birliği içinde yer alır (Özgül, 1976). Menderes metamorfitlerinin kılıfını oluşturan yöre, Özcan vd. (1988)'ne göre "Kütahya Bolkardağı Kuşağı" içerisinde bulunmaktadır. Bu kuşak, Paleo-Tetis ve Neo-Tetis okyanuslarının evrimini gösteren kayaçları kapsamakta ve neotektonik dönem içerisinde Orta Anadolu bölgesini karakterize eden değişik doğrultulu bloklu-faylı yapıları içermektedir.

Bölgedeki paleozoyik ve mesozoyik yaşlı birimler Alpin hareketlerine bağlı olarak çok evreli deformasyon geçirmişler, başkalaşıma uğramışlar ve yapraklanma kazanmışlardır. Bu deformasyonlar sonucunda Paleozoyik ve Mesozoyik yaşlı birimler en az üç evreli kıvrımlanma geçirmişlerdir (Hüseyinca ve Eren, 2007). Neo-tektonik dönemde ise inceleme alanında biri doğu-batı doğrultulu, diğeri ise kuzey-güney doğrultulu olmak üzere iki normal fay sistemi gelişmiştir. Bu sistemler arazide değişik doğrultulu horst-graben yapılarını oluşturmuşlardır. Kuzey-güney doğrultulu normal fay sistemi görünürde doğubatı doğrultulu fay sistemini kesmektedir.

Bölgenin en yaşlı birimini, silüryen-alt karbonifer yaşlı Bozdağ Formasyonu'nun gri-beyaz yer yer siyah renkli mermer ve dolomit mermerleri oluşturur (Doğan, 1975). Bu birim yanal ve düşey olarak devoniyen-alt permiyen yaşlı Bağrıkurt formasyonuna geçiş gösterir (Üstündağ, 1987). Genelde metaçakıltaşı, metakumtaşı, fillit ve metaçört ardalanmasından oluşan Bağrıkurt formasyonu içinde birimin kırıntılıları ile uyumlu mermer arakatkıları (Ardıçlıtepe üyesi) ve ekzotik kökenli metakarbonat blokları (Bahçesaray olistolitleri) bulunmaktadır. Yörenin kimmeriyen temelini oluşturan bu kayaçlar üzerinde mesozoyik yaşlı metamorfitler açılı uyumsuz olarak yer alır (Eren vd. 2004). Birbirleriyle yanal ve düşey geçişler sunan mesozoyik yaşlı metamorfitler, alttan üste doğru; alt triyas yaşlı mor renkli metaçakıltaşı, metakumtaşı ve fillit ardalanmasından oluşan Bahcecik formasyonu (Üstündağ, 1987); alt triyas yaşlı metakumtaşı, fillit, mermer ve dolomit mermer şeklindeki Ertuğrul formasyonu (Doğan, 1975); üst triyas-alt jura yaşlı gri-koyu gri renkli yer yer breşik ve laminalı dolomit mermerlerden oluşan Kızılören formasyonu ve alt jura-kretase yaşlı genelde açık renkli mermer ve dolomit mermerlerden oluşan Lorasdağı formasyonu şeklinde sıralanmaktadır (Göğer ve Kıral, 1969).

Temeli oluşturan metamorfitler üzerine tersiyer yaşlı başkalaşım geçirmemiş örtü kayaçları uyumsuz olarak gelmektedir. Örtü kayaçlarının en alt birimi kömür ara tabakaları içeren kiltaşı, çamurtaşı, silttaşı ardalanmasından oluşan miyosen yaşlı Harmanyazı formasyonudur (Tüfekçi, 1987). Bu birim üstten uyumlu olarak üst miyosen-alt pliyosen yaşlı, gölsel kireçtaşı, marn, çamurtaşı ve çakıltaşından oluşan Ulumuhsine formasyonu tarafından üstlenir (Göğer ve Kıral, 1969). Ulumuhsine formasyonu da uyumlu olarak pliyosen yaşlı alacalı renkli çamurtaşı, kiltaşı ve yer yer çakıltaşından ibaret Sebiller formasyonu tarafından örtülür (Tüfekçi, 1987). Bu birim de üste doğru yanal ve düşey olarak alüvyal yelpaze çökellerinden yapılı üst pliyosen-kuvaterner yaşlı Tekeler formasyonuna geçiş gösterir (Tüfekçi, 1987). Yukarıda sözü edilen bütün birimlerin üzerinde yine açılı uyumsuzlukla çeşitli boyutlarda malzeme içeren güncel alüvyonlar bulunmaktadır.

Kaynak Modelleme ve Jeoistatistiksel Yöntemler

Kaynak ve rezerv sınıflamaları her ne kadar farklı ekoller tarafından tanımlanmış olsa da, günümüzde ve ülkemizde özellikle en çok rağbet göreni, Avusturalya'da kaleme alınan JORC kodudur (Jorc, 2012). Jorc kodunda maden kaynakları jeolojik bilgi ve güvenilirliğin artmasına bağlı olarak mümkün, muhtemel ve görünür olarak isimlendirilirler. Jeolojik bilgi ve güvenilirliğin artmasının en temel kaynağı ise sondajlar ve sondajlardan alınan numuneler üzerinde gerçekleştirilen testlerdir. Sondajlar arası mesafe bir başka ifadeyle sondajların etki mesafeleri kaynakların mümkün sınıfından görünür sınıfına doğru ilerlemesinde büyük rol oynamaktadır. Kaynakların kalitesinin ortaya çıkartılmasında çok önemli olan tenör ve/veya alt ısıl değer gibi değişkenlerin akredite laboratuvarlarda temin edilmiş ve raporlanmış olması da güvenilirliği ve bağlı olarak kaynak sınıfını artıran parametrelerdendir.

Jeoistatistik, bölgesel bağımlılık gösteren değişkenlerin, çalışılan uzay içerisinde dağılımlarının araştırılmasında kullanılan en güçlü istatistik araçlardan biridir. Jeoistatistiksel uygulamaların birincisi aşaması, sahada dağılımları araştırılan ve bölgesel değişken olarak tanımlanan değişkenlerin istatistiksel özelliklerinin araştırılmasıdır. İstatistiksel olarak dağılım özellikleri belirlenen değişkenler, jeoistatistik araştırmalara hazır hale getirilir. Özellikle dağılımın normalden farklı olduğu durumlarda transformasyon çalışmaları ile verilerin mümkün mertebe normal dağılıma uygun hale getirilmesine çalışılır. Bu aşamadan sonra ise bölgeselleştirme çalışmaları her bir noktaya verilerin atanması işlemi ile gerçekleştirilir. Çalışılan uzayda bölgeselleştirilen değişkenler, bölgesel bağımlılıklarının ortaya konulduğu variogram fonksiyonların elde edilmesi ile jeoistatistik uygulamaların ikinci aşaması da tamamlanmış olunur. Semivariogram fonksiyonların elde edilmesi ne tekniğinin çalıştırılması ile değeri bilinen noktalardan hareket ederek değeri bilinmeyen noktaların kestirimi işlemleri gerçekleştirilir. Özet olarak verilen bu çalışmaların yapılmasından sonra modellerden elde edilen kestirim haritalarının başarısı, çapraz doğrulama tekniği ile gerçek ve kestirim değerler arasındaki ilişkilerden elde edilir.

Kömür maden sahalarında alt ısıl değer, nem, kül ve kükürt gibi değişkenlerinin istatistik değerlendirmeleri ve dağılım haritaları çalışmanın ilk adımında elde edilir. Bunlara ek olarak, kömür damarlarının tavan, taban ve kalınlık izohipsleri ayrıca elde edilmelidir. Böylelikle, kömür madeni sahasında, kaç farklı damar ve bu damarların sahip olduğu alt damarlar çıkartılmış olur. Bunun yanında, incelenen tüm değişkenlerin istatistiksel özellikleri de tayin edilerek sahada dağılımı araştırılan bölgesel değişkenlere ait karakteristik özellikler tayin edilmiş olunur. Ortalama, standart hata, medyan, mod, standart sapma, varyans, basıklık, çarpıklık, aralık ve örnek sayısı istatistiksel olarak değerlendirme kullanılan parametreler olarak sıralanabilir.

Bu çalışma kapsamında, kömür kaynaklarının nitelik ve nicelik olarak değerlendirilmesi amacıyla yapılan uygulamalarda, kömürün niteliğinin kömür damarlarının farklı yüksekliklerindeki dağılımlarının da tespit edilmesi ve böylece kömür damarı bloklara ayrıldığında her bir bloğun kalite ve bağlı olarak enerji değerinin tespit edilmesi hedeflenmiştir. Örneğin, 10 m kalınlığında bir kömür damarının ilk beş metresinde 1000 kcal/kg ikinci beş metresinde ise 3000 kcal/kg değerlerin olması durumunda tüm damarda ortalama alt ısıl değeri 2000 kcal/kg olarak elde edilir. Oysa ilk beş metreden elde edilecek enerji miktarı, ikinci beş metreden elde edilecek enerji miktarı, ikinci beş metreden elde edilecek enerji miktarının üçte biridir. Uygulamada bu çok ciddi sorunlara yol açmaktadır. Yapılan çalışmada kömürün niteliklerinin dağılımları sadece yatay değil aynı zamanda düşey yönde de araştırılarak modellenmiştir. Bu modelleme tekniği, üretim optimizasyonu için son derece faydalı çıkarımların yapılmasına imkân sağlamaktadır. Çalışmada uygulanan adımlar Şekil 2'de verilmiştir.

Yapılan çalışmalar sonucunda öncelikle kömür damarına ait katı model kesitler alınmak suretiyle elde edilmiştir. Daha sonra, kömür damarlarının nitelik ve nicelik olarak değerlendirilmesi jeoistatistiksel olarak gerçekleştirilmiştir. Bu aşamada yapılacak çalışmalar şu şekilde özetlenebilir.

Maden sahasının değerlendirilmesi sonucunda, maden sahaları içerisinde bulunan kömürün miktarı ve kalitesi matematiksel yöntemler ile uluslararası standartlara uygun olarak elde edilmiştir. Yapılan çalışmalar aşağıda iş algoritmasına uygun olarak gerçekleştirilmiştir. Bildiride örnek teşkil etmesi amacıyla alt ısıl değerin dağılımı ile ilgili sonuçlar paylaşılmıştır.

- 1. Kömür damarlarının katı modelleri.
- Kömür damarlarının geometrik ve kalite değerlerinin istatistiksel değerlendirmeleri (kalınlık, kömüre giriş kotu, kömürden çıkış kotu, ara kesme kalınlığı, alt ısıl değeri, enerji, kükürt, nem, uçucu madde ve kül).
- Jeoistatistiksel çalışmalar. Bu çalışmaların sonucunda, sondajlar arası mesafenin yeterliliği ve kömür kalite değerlerinin kömür sahası içerisinde her bir kömür damarı için ayrı ayrı değerlendirilmesi yapılacaktır.
- 4. Kömür damarlarına ait blok modeller.
- 5. Bloklara değer atanması ve kömür damarları için ayrı ayrı kalite ve rezerv değerlerinin tayini.
- 6. Kömür sahasında kömür damarlarının ayrı ayrı rezerv, kalınlık, kömüre giriş, kömürden çıkış, alt ısıl değeri, enerji, kükürt, nem, uçucu madde ve kül değişkenlerine ait haritaların elde edilmesi.



7. Rezerv kalite eğrisinin her bir damar için ayrı ayrı ve tüm saha için tek bir temsil gösterecek şekilde elde edilmesi.

Şekil 2. Ilgın kömür sahası kaynak modelinin tayininde uygulanan yöntemin akış şeması

Kaynak modellemesinde kullanılan jeoistatistiksel modellemeler, çalışma sahasındaki değişkenlerin bölgeselleştirilmesiyle gerçekleştirilir (Matheron, 1963). Jeoistatistiksel uygulamalar temel olarak iki aşamadan oluşmaktadır. Birinci aşamada, yeterli bir formda olayın yapısal özelliklerini vurgulamak için teorik bir zemin kurulması variogram fonksiyonunun elde edilmesi ile sağlanır. İkinci aşamada ise tahmin probleminde (kriging) çözümü sağlayacak olan fonksiyonların kullanıldığı bir modeli sağlamak ve rassal fonksiyonların olasılık teorilerini kullanarak ReV ile ilişkilendirmesi gerçekleştirilir (Öztürk, 2001).

ReV değerler z(x) ile gösterilir ve Z(x) olarak gösterilen rassal fonksiyonun anlaşılması için kullanılır. Rassal fonksiyon olarak tanımlanansa, uygulama sahası içerisinde incelenen doğal olaydır. Rassal fonksiyon, rassal değer Z(x)'in sonsuz bir toplamasıdır (Isaak ve Srivasta, 1989; Journel, 1974; Journel ve Huijbregts, 1978; Rendu, 1981).

Özetle söylemek gerekirse, jeoistatistiksel bir çalışmanın temel olarak iki basamağı bulunmaktadır. Bunların birincisi SV'ın elde edilişi, diğeri ise krigingin çalıştırılarak tahmin probleminin çözümüdür. Bu işlemlerin gerçekleştirilmesi ve jeostatistiksel olarak bir değişkenin bir uzay içerisinde nasıl dağıldığının araştırılabilmesi için, bu bölümde bahsedilen kabullere ihtiyaç vardır. Söz konusu bu kabuller 1. ve 2. sıra durağanlık hipotezleri ve sabitlik hipotezidir (Clark, 1979; Isaak ve Srivasta, 1989; Journel, 1974; Journel ve Huijbregts, 1978; Öztürk, 2001). Variogramın pratik uygulaması aşağıdaki formülle açıklanır.

$$\gamma(h) = \frac{1}{2N} \sum_{i=1}^{N} \left[Z(x+h) - Z(x) \right]^2$$
(1)

Farklı h değerleri için semivariogram değerleri bulunarak, D(h) – h grafiğine çizilerek deneysel variogramlar elde edilir. Variogram uygulaması ile elde edilecek avantajlar şu şekilde özetlenmektedir (Isaaks ve Srivastava, 1989, Journel ve Huijbregts, 1978).

SV fonksiyonunun elde edilmesini müteakiben, ReV'in sahanın her noktasında hangi şiddetle dağıldığının araştırılabilmesi için kriging tekniği kullanılır. Genel olarak kullanılan blok kriging yönteminin avantajı, sadece kriging siteminin çözülmesi ile blok ortalamasının bir tahmininin yürütülebilmesidir. (Öztürk, 2001). Kriging matrisinin çözümü ile gerçekleştirilen bu teknik sonucunda, araştırma uzayında incelenen bölgesel değişkenin dağılımı elde edilmiş olunur.

$$Z(x_0) = \sum_{i=1}^{m} w_i Z(x_i)$$
(2)

Ilgın Kömür Sahası Kaynak Modeli

Ilgın kömür sahasında kaynak modeli oluşturulurken 158'i kömür kesen, 218 adet sondaj verisinden faydalanılmıştır. Kömürün katı modeli kesit yöntemiyle çıkartılmış ve katı modelden elde edilen sonuçlara göre sahadaki kaynak miktarı 182,6 milyon tondur. Kömür kalınlığı için eşik değer 4 m, alt ısıl değer için ise 700 kcal/kg olarak tayin edilmiştir. Bu eşik değerlere ulaşılmayan noktalardaki kömürler zemin olarak kabul edilmiştir. Eşik değerler dikkate alınarak kaynak hesabı tekrarlandığında da sahadaki kaynak miktarı 175,3 milyon ton olarak hesaplanmıştır. Kaynağın görünür olup olmadığının tayin edilmesi içinse, sondaj etki mesafe 500 m olarak tayin edilmiştir. Bu değer semivariogram fonksiyonundan elde edilen etki mesafesi değerinin altındadır. Bu durum da yapılan kabulün başarısını temsil etmektedir. Sondajlarda kesilen kömür kalınlıklarına bağlı olarak oluşturulan kömür katı modelinin sondaj etki mesafeleriyle olan ilişkisi araştırılmış ve sonucu Şekil 3'te verilmiştir. Şekilden de görüleceği üzere kaynağın sınıfı yeter ve gerek sondaja sahip olunduğu ve sondajların kömür sınırları içerisinde tüm sahayı temsil ettiğinin anlaşılması üzerine görünür olarak tayin edilmiştir.



Şekil 3. Sondaj etki mesafeleri ve kömür sınırı plan görünümü

İstatistiksel Değerlendirmeler

Kömürün kalitesinin tayini için kaynağın miktarının modellenmesinin yanında kalitesinin belirlenmesi amacıyla da alt ısıl değerin dağılımı araştırılmıştır. Model çalışmalarının başarılı olması amacıyla kompozit yapı oluşturulmuş ve kömür damarının iki metrelik dilimler halinde kompozit bir modele uyarlanarak her iki metre için kompozit değer ataması yapılmıştır. Bu bölümde alt ısıl değere ait istatistiksel büyüklükler ham veri ve kompozit veri için ayrı ayrı Çizelge 1'de verilmiştir. Bu sayede kompozit verinin ham veriyi temsil yeteneğine de tartışılabilmektedir.

Kaynak ve Kalite Modellemesi

Bölgesel Bağımlılık Fonksiyonu

Kaynak ve kalite arasındaki ilişki jeoistatistiksel yöntemlerle araştırılmıştır. Kalite değişkeni olarak bu çalışmada sadece alt ısıl değere ait sonuçlar paylaşılmıştır. Çalışmada öncelikle bölgesel bağımlılığın ortaya çıkartılması adına semivariogram (SV) fonksiyonu elde edilmiştir. Yapılan araştırma sonucunda elde edilen SV fonksiyonu ve variogram parametrelerine ait büyüklükler Şekil 4'da verilmiştir.

Tanımlama	Ham Veri	Kompozit Model
Ortalama	1955 65	1994 02
(kcal/kg)	1555.05	1994.02
Standart Hata	19.42	10.82
Medyan (kcal/kg)	2087	2108.7
Mod (kcal/kg)	2233	2380
Standart Sapma	569.78	487.33
Basıklık	0.44	0.76
Çarpıklık	-0.86	-0.92
Aralık (kcal/kg)	3266	3155.36
Örnek Savısı	861	2030

	Çizelge	1. Alt ısıl	değere	ait istatist	iksel bü	yüklükler
--	---------	-------------	--------	--------------	----------	-----------



Şekil 4. Alt ısıl değere ait SV fonksiyonu

Arama Elipsoidinin Seçimi

Arama elipsoidinin seçimi için bir dizi iterasyon çalışması yapılmıştır. Yapılan bu çalışmada arama elipsoidinin farklı geometrilerinden hareket ederek, en düşük hatayı veren arama elipsoidinin geometrileri tayin edilmiştir. Yapılan çalışmada 50 farklı model oluşturulmuştur. Yapılan optimizasyon çalışması sonucunda, verinin kompozit, variogram fonksiyonunun eksponansiyel ve yönlü variogram olarak seçildiği, arama elipsoidinin 4 sektör, her bir sektörde 4 nokta olduğu ve elipsoidin boyutlarının 800 m, 400 m ve 80 m olduğu durumda yapılan modelin en düşük hata ile çalıştığı anlaşılmıştır. Modelin

başarısının karar vermede kullanılan çapraz doğrulama saçılma grafiğinde korelasyon katsayısı 0,93 olarak elde edilmiştir. Arama elipsoidinin özellikleri ve görünümüyle birlikte çapraz doğrulama grafiği Şekil 5'te verilmiştir.

Blok Modelleme ve Kestirim Probleminin Çözümü

Blok model ve kriging çalışmaları, katı modeli oluşturulan kömür damarlarının düzgün şekilli bloklara ayrılması ve daha sonra kriging tekniğinin çalıştırılması ile birlikte bloklara değer atanması aşamalarından oluşmaktadır. Arama elipsoidinin boyutunun ve geometrisinin tayin edilmesinden sonra ise 3 boyutlu olarak kestirim probleminin çözümü gerçekleştirilir. Blok boyutları seçilirken mümkün mertebe üretim geometrisine yardımcı olabilecek boyutlandırma yapılmasına özen gösterilmiştir. Alt bloklar ise özellikle kömür sınırlarında detaylı analizlerin yapılabilmesi için daha küçük boyutlu olarak tayin edilmiştir. Şekil 6'da blok modelin görünümü ve blok boyutları ve sayılarıyla ilgili bilgiler verilmiştir.



Şekil 5. Alt ısıl değerin kestiriminde kullanılan arama elipsoidi ve çapraz doğrulama grafiği

Bu çalışmadan sonra, her bir bloğa alt ısıl değerinin kestirimi gerçekleştirilerek, her bir bloğun miktarı ve kalitesine ait çıkarımlar elde edilmiştir. Şekil 7'de kriging tekniğinin çalıştırılmasından sonra bloklara değer atanması suretiyle elde edilen alt ısıl değerinin dağılım haritası görülmektedir. Plan görünümü üzerinden alınan kesitten de görüleceği üzere, yapılan çalışma sonucunda kömürün kalitesinin dağılımı kömürün tavanından tabanına farklılık arz edecek ve gerçek koşulları yansıtacak şekilde modellenmiştir.



Şekil 6. Kömür sahasının bloklara ayrılması ve blok boyutları

Kaynak & Kalite Değerlendirilmesi

Yapılan çalışmalardan elde edilen sonuçlar, kaynağın alt ısıl değer değişkenine göre dağılımlarının araştırılmasında kullanılmıştır. Bu araştırma her bir bloktaki alt ısıl değerinin bloğun hacmi ve dolayısı ile tonajı ile ilişkilendirilmesi ile gerçekleştirilmiştir. Şekil 8'de kaynağın, alt ısıl değere göre değişimini gösteren kaynak kalite eğrisi verilmiştir.

Eğriden de görüleceği üzere sahadaki toplam kaynak 176 milyon ton mertebesinde olup, ortalama alt ısıl değeri 2069 kcal/kg olarak tayin edilmiştir.

Ortalama alt ısıl değerin 2069 kcal/kg olmasından dolayı, 500 MWe kapasiteli termik santrali besleyecek yıllık kömür miktarının 4 milyon ton olması gerektiği anlaşılmaktadır. Bu durumda, Ilgın kömür sahasında bulunan linyit rezervinin termik santrali 44 yıl boyunca güvenli bir şekilde besleyebilecek kapasiteye sahip olduğu anlaşılmaktadır.



Şekil 7. Blok modelleme ve kömür sahasında alt ısıl değerin dağılımı



Şekil 8. Kaynak kalite eğrisi

SONUÇLAR

Bu çalışmada, Ilgın kömür sahasındaki linyitin kaynak modellemesi, jeoistatistiksel yöntemlerle üç boyutlu olarak gerçekleştirilmiş ve sonuçları temsil etmesi amacıyla alt ısıl değerin dağılımıyla ilgili çıktılar paylaşılmıştır. Çalışmaya öncelikle sondaj verilerinin değerlendirilmesi ve kömür katı modelinin oluşturulmasıyla başlanılmıştır. Katı model oluşturulduktan sonra, bölgesel bağımlılık semivariogram fonksiyonlarıyla araştırılmış ve kestirim probleminin çözümü için kriging tekniği kullanılmıştır. Blok modelleme yapılarak kömür damarları bloklarına ayrılmış ve böylece kaynağın kalitesi bloklar özelinde modellenmiştir. Yapılan modelleme çalışması sayesinde, sahadaki kömürün kalitesi üç boyutlu modellenmiş ve kaynağın bölgede tesis edilecek 500 MWe kapasiteli termik santrale 44 yıl hizmet etmeye yetecek potansiyele sahip olduğu ortaya çıkartılmıştır. Yapılan bu çalışmanın, benzer projelerde de tekrar edilmesi ve güvenilir sondaj veri tabanı ve jeoistatistiksel uygulamalarla proje fizibilitelerine olumlu katkılarda bulunulmasının önü açılmalıdır.

TEŞEKKÜR

Bildiri konusu faaliyetler, Konya Ilgın Elektrik Üretim ve Tic. A.Ş. tarafından EDA Enerji Dinamik Akustik San. ve Tic. Ltd. Şti.'ne yaptırılan "Arazi Kontrolü ile Şev Duraylılığının Araştırılması" isimli proje faaliyetlerinden elde edilen sonuçları içermektedir (2017). Yazarlar, proje faaliyetleri sırasında vermiş oldukları destekten dolayı, Konya Ilgın Elektrik Üretim ve Tic. A.Ş. yönetici ve mühendislerine teşekkür ederler.

KAYNAKLAR

Clark, I. (1979). Practical geostatistic. Applied Science Publisher LTD, London.

- Doğan, A. (1975). Sızma-Ladik (Konya) civa sahasının jeolojisi ve maden yatakları sorunlarının incelenmesi. İ.Ü. Fen Fakültesi Min. Pet. Kürsüsü, Yük. Müh. Diploma Çalışması, İstanbul.
- Eren, Y., Kurt H., Rosselet, F, Stampfli, G. (2004). Paleozoic deformation and magmatism in the northern area of the Anatolide block (Konya), witness of the palaeotethys active magrin. *Eclogae Geol. Helv.*, *97*, 293-306.

Göğer, E. ve Kıral, K. (1969). Kızılören dolayının jeolojisi. M.T.A Rapor No: 5204 (Yayınlanmamış).

- Hüseyinca, M.Y. ve Eren, Y. (2007). Ilgın (Konya) kuzeyinin stratigrafisi ve tektonik evrimi. S.Ü. Müh.-Mim. Fak. Derg., 22, 1-2.
- Isaaks, E. H. ve Srivastava, R. M. (1989). An introduction to applied geostatistics. Oxford University Press, New York.

Joint Ore Reserves Committee, (2012). The JORC code 2012 edition.

- Journel, A. G. (1974). Geostatistic for conditional simulation of ore bodies. *Economic Geology, 68,* 673-687.
- Journel, A. G. ve Huijbregts, C. J. (1978). Mining geostatistic. Academic Press, London.
- Ketin, İ. (1966). Anadolu'nun tektonik birlikleri. MTA Derg., 66, 23-34.
- Matheron, G. (1963). Principles of geostatistics. *Economic Geology*, 58, 1246–1266.
- Özcan, A., Göncüoğlu, M.C., Turan, N., Uysal, Ş., Şentürk, K., Işık, A. (1988). Late Paleozoic Evolution of the Kütahya Bolkardağ Belt. *METU Journal of Pure and Appl. Sci., 21 (1/3),* 211- 220.
- Özgül, N. (1976). Torosların bazı temel jeoloji özellikleri. Türkiye Jeoloji Kurumu Bülteni, 19, 65-78.
- Öztürk, C.A. (2001). Maden yataklarının değerlendirilmesinde PCSV ve kriging tekniklerinin karşılaştırılması. Yüksek Lisans Tezi, İTÜ Fen Bilimleri Enstitüsü.
- Rendu, J. M., An introduction to geostatistical methods of mineral evaluation, South African İnstitute of mining and metallurgy monograph series, (1981).
- Tüfekçi, K. (1987). Ilgın gölü ve dolayının jeomorfolojisi. Ankara Üniversitesi, Yük. Lis. Tezi Fen Bilimleri Enstitüsü, Ankara.
- Üstündağ, A. (1987). Sızma-Kurşunlu-Meydan-Bağrıkurt köyleri arasında Karadağ çevresinin jeolojisi. S.Ü. Fen Bil. Enstitüsü, Yük. Lis. Tezi, Konya, 65s.

KÖMÜR FLOTASYONUNDA JAMESON FLOTASYON HÜCRESİ KİNETİĞİNİN MODELLENMESİ MODELING OF JAMESON FLOTATION CELL'S KINETICS IN COAL FLOTATION

S. Karaca^{1,*}, O. Şahbaz¹, A. Uçar¹

¹ Kütahya Dumlupınar Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü (*Sorumlu yazar: sevgi.karaca@dpu.edu.tr)

ÖZET

Dünya genelindeki birçok kömür yıkama tesisinde 500 µm tane boyutuna kadar fiziksel zenginleştirme yöntemleriyle etkin bir zenginleştirme yapılabilmektedir. Buna karşın bu boyutun altındaki kömürler artık olarak atılmakta, bu durum çevresel problemlere ve ekonomik kayıplara neden olmaktadır. Son dönemde 500 mikrometre altı kömüre yönelik çalışmalar da bu çerçevede önem kazanmıştır. Fiziksel zenginleştirmenin etkin olmadığı bu boyutta en çok tercih edilen yöntemlerden birisi de flotasyondur. Bu çalışmada dünya genelinde 400'den fazla tesis boyutunda kullanımı olan fakat ülkemizde henüz uygulama alanı bulamayan Jameson flotasyon hücresi ile kömürlerin zenginleştirilebilirliği araştırılmıştır. 2³ tam faktöriyel deney tasarım yöntemi kullanılarak yapılan flotasyon deneylerinde toplayıcı miktarı, bias hızı ve tane boyutunun Jameson hücresi kinetiğine etkisi belirlenmeye çalışılmıştır. Jameson hücresinde gerçekleştirilen deneylerden elde edilen veriler yardımıyla bu üç parametrenin hız sabitine olan etkileri ampirik olarak modellenmiştir. Modelde en etkin parametrenin tane boyutu olduğu belirlenmiştir.

Keywords: Jameson hücresi, kinetik, ince kömür

ABSTRACT

In many coal washery worldwide, an effective enrichment can be carried out with physical methods up to 500 μ m grain size. However, coals below this size are now discharged, which causes environmental problems and economic losses. Therefore, studies on coal under 500 micrometres have also gained importance within this framework. Flotation is one of the most preferred methods in this dimension, where physical enrichment is not practical. In this study, the beneficiation of coals was investigated with Jameson flotation cell, which has more than 400 industrial-scale uses worldwide but has not yet found an application in our country. The effect of collector amount, bias velocity and grain size on Jameson cell's kinetics was determined in flotation experiments conducted using the 2³ full factorial experimental design method. With the help of data obtained from experiments conducted in the Jameson cell, the effects of these three parameters on the kinetic constant were empirically modelled. It has been determined that the most effective parameter in the model is the particle size.

Keywords: Jameson cell, kinetic, fine coal

GIRİŞ

Düşük ranklı ince boyutlu kömürlerin zenginleştirilmesinde kullanılan en etkin yöntem flotasyondur. Türkiye'deki birçok kömür yıkama tesisinin, çevresel mevzuatlar ve ekonomik kaygılardan dolayı ince boyutlu kömürlerin kazanılmasında çok yakın bir gelecekte flotasyon yöntemini kullanacağı açıktır. Bu nedenle, birçok araştırmacı kömür flotasyonu ile ilgili çalışmalar yapmıştır. Araştırmacılar en yüksek flotasyon performansına ulaşmak için Avustralya'dan, Amerika'ya, Avrupa'dan Türkiye'ye faklı bölgelerde kömür flotasyonu testleri uygulamışlardır (Aktaş ve Woodburn, 1995; Kowalczuk vd., 2011; Mohanty ve Honaker, 1999; Şahbaz, 2013; Şahbaz vd., 2013). Bu çalışmalara göre kömür flotasyonunda performans, kömür özellikleri; kimyasal ve alet parametrelerine bağlı olarak değişmektedir. Bu parametrelerin detaylıca incelenmesi ve modellenmesi, pilot/ endüstriyel çaptaki çalışmalar, onların simülasyonu ve tesis tasarımı için önem taşımaktadır (Chander and Polat, 1995).

Flotasyon prosesini en iyi tanımlayan modeller, kinetik modellerdir. Kinetik modeller, temel modeller olup herhangi bir kömür numunesinin zenginleştirilmesinin analizinde kullanılabilirler (Lynch et al., 1981). Birinci dereceden flotasyon kinetiği aşağıdaki gibidir (Tsai, 1985; Polat ve Chander, 2000):

$$R = R_{\alpha} [1 - e^{-(k,t)}] \tag{1}$$

burada, R yanabilir verim (%), k birinci dereceden hız sabiti (s⁻¹), t flotasyon süresi (s), and R_{α} sonsuz süredeki flotasyon verimidir.

Flotasyon kinetiğini tanımlamak için, Eşitlik 1'de verilen birinci dereceden flotasyon kinetiği modelinde görülen sonsuz süredeki flotasyon verimi ve birinci dereceden hız sabiti kullanılmaktdır. Her hangi bir cevher için elde edilen deneysel veriler modele yerleştirilerek, zaman-verim eğrisinden kolayca belirlenmektedir. Sonsuz süredeki flotasyon verimi toplayıcı miktarı gibi kimyasal değişkenlere bağlıyken, birinci dereceden flotasyon hız sabiti tane boyutu, hava akış hızı gibi fiziksel değişkenlere bağlıdır (Nguyen and Shulze, 2003).

Mekanik hücrenin kinetik özellikleri ile ilgili literatürde pek çok araştırma olmasına karşılık, Jameson hücresinin kinetik özelliklerinin belirlenmesi ile ilgili detaylı bir çalışma bulunmamaktadır. Bu çalışmada, çevresel kısıtlamalar nedeniyle 500 mikrometreden küçük ve konvansiyonel yöntemlerle verimli bir şekilde zenginleştirilemeyen düşük ranklı kömürlerin Jameson hücresiyle zenginleştirilebilirliği araştırılmıştır. Optimizasyon ve benzetim çalışmalarında, flotasyon aletlerinin kinetik özelliklerinin belirlenmesi önem taşımaktadır. Bu amaçla çalışmada, flotasyon kinetiklerine etki eden parametrelerin etkisi belirlenmeye çalışılacaktır. Ayrıca bu parametrelerin flotasyon hız sabitine etkisini tanımlayan modeller de oluşturulacaktır. Böylece performansı kötü yönde etkileyen parametre doğrudan değiştirilerek, flotasyon başarısında artış sağlanabilecektir.

MATERYAL VE YÖNTEM

Materyal

Deneylerde kullanılan kömür numunesi Tekirdağ ilindeki Akçelik Madencilik Firmasına ait Şahinköy linyit ocağından temin edilmiştir. Numune Kütahya Dumlupınar Üniversitesi Cevher Hazırlama Laboratuvarında önce çeneli kırıcı yardımıyla -20 mm boyuna getirildi daha sonra merdaneli kırıcı kapalı devre çalıştırılarak -500 µm boyutuna indirilmiştir. Bu malzeme 300, 212 ve 106 µm boyutlarındaki eleklerden elenerek -500+300, -300+212 ve -212+106 µm boyut aralıklarında sınıflandırılmıştır. Her bir boyut aralığındaki malzemeler homojen bir şekilde bölünüp flotasyon testlerinde kullanılmak amacıyla derin dondurucuda saklanmıştır. Kullanılan numunenin havada kuru olarak yapılan analiz değerlerine göre %47.1 kül ve %1.51 kükürt içerdiği belirlenmiştir.

Yöntem

Flotasyon Deneyleri

Flotasyon deneyleri Jameson hücresi kullanılarak yapılmıştır. Deneylerde aletin flotasyon kinetiği -500+300, -300+212 ve -212+106 µm boyut grupları kullanılarak belirlenmeye çalışılmıştır. Çizelge 1'de Jameson hücresi için deney şartları verilmiştir. Jameson hücresi deneylerinde, 1800 mm uzunluğunda ve 15 mm çapında düşey boruya sahip 200 mm ayırma tanklı Jameson hücresi kullanılmıştır. Alette deneyler için kullanıları nozul çapı ise 4 mm'dir.

Parametre	Değerler
Katı oranı (%)=	5
Toplayıcı (Kerosen) (g/t)=	10000, 20000, 30000
Köpürtücü (AF-65) (g/t)=	20
Bastırıcı (Sodyum silikat) (g/t)=	500
Hacimsel Besleme Akış Hızı (Q _b)=	6.00, 6.38, 6.55
Hacimsel Artık Akış Hızı (Q _a) (L/dk)=	5.08
Koşullandırma süresi (t) (dk)=	2+7 (Bastırıcı+Toplayıcı)
Köpük Alma Süresi (dk)=	0-1, 1-3, 3-5, 5-8
Ortalama Hold-up (%)=	39

Çizelge 1. Jameson flotasyonunda kullanılan deney şartları

Alet negatif biasta çalıştırıldığı için yıkama suyu kullanılmamıştır. Artık debisi sabit tutularak üç farklı bias hızı için besleme debisi değiştirilmiştir. Bias, artık debisi ile besleme debisi arasındaki fark olup, köpük zonunu oluşumundan sorumlu parametredir (pozitif bias değerinde köpük zonu vardır). İri taneli minerallerin flotasyonunda ise genellikle bias negatiftir (Montany ve Honaker, 1999; Oteyaka, 1993). Eşitlik 2 kullanılarak hücredeki bias hızını bulmak mümkündür.

$$J_b = \frac{Q_A - Q_B}{A_C} J_b = \frac{Q_A - Q_B}{A_C}$$

Burada; J_b : bias hızı (m/s), A_c : hücre kesit alanını (m²) ifade etmektedir.

Artık ikinci bir peristaltik pompa kullanılarak besleme tankına geri beslenmiştir. Flotasyon hız sabitini belirlemek için farklı sürelerde konsantreler alınmıştır. Flotasyon aleti ve besleme tankı içinde kalan malzeme artık olarak alınmıştır.

Flotasyon işleminde toplayıcı olarak kerosen, köpürtücü olarak poliglikol türde olan Cytec firmasının ürettiği Aerofroth 65 (AF-65) kullanılmıştır. Ayrıca numune içinde bulunan kilin bastırılması için sodyum silikat kullanılmıştır. Tüm deneyler çeşme suyu kullanılarak gerçekleştirilmiştir.

Deney Tasarımı

Deneylerden elde edilen değerlerin istatistiksel olarak ANOVA yöntemi ile değerlendirilebilmesi için 2³ tam faktöriyel deney tasarım yöntemi kullanılmıştır. Bağımsız değişken olan tane boyutu, bias hızı ve

toplayıcı miktarının düşük ve yüksek düzeylerinde 8 adet ve orta düzeyinde 4 adet olacak şekilde 12 adet deney yapılmıştır. 2³ deney tasarımı için faktörler, seviyeleri ve değerler Çizelge2'de verilmiştir.

Parametre	Birim	Düşük (-1)	Orta (0)	Yüksek (+1)
Toplayıcı Miktarı – Q _C	g/t	10000	20000	30000
Tane Boyutu - <i>d</i>	μm	-212+106	-300+212	-500+300
Bias Hızı – J _B	cm/s	0.10	0.13	0.16

Çizelge 2. Değişkenler ve seviyeleri

Kinetiğin Saptanması

Kesikli deneylerle flotasyon kinetiğini bulmak için verim-zaman grafiği ile çizilebilir (Yuan, vd., 1996). Böylece, kesikli flotasyon deneyleri için hız denklemi aşağıdaki eşitlik ile ifade edilmektedir.

$$\frac{dC}{dt} = -k. C^n \frac{dC}{dt} = -k. C^n$$

burada, C yüzebilir tane konsantrasyonu, n denklemin derecesi, k flotasyon hız sabiti, t süredir. Eşitlik 3'ün integrali alınıp düzenlenirse, birinci dereceden flotasyon kinetiği elde edilir (Arbiter ve Harris, 1962). Yanabilir verim eşitlik 4 kullanılarak hesaplanmaktadır.

$$R = C \times (100 - c) / F \times (100 - f) \times 100 = C \times (100 - c) / F \times (100 - f) \times 100$$

Burada, C yüzen malzeme miktarı (%), c yüzen malzemenin kül içeriği (%), F besleme miktarı (%), ve f beslemenin kül içeriğidir (%).

DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Bu çalışmada, konvansiyonel zenginleştirme aletleriyle kazanılması güç olan 500 µm altı kömürlerin Jameson hücresi ile zenginleştirilebilirliği araştırılmıştır. Bu aletin Türkiye'deki kullanım potansiyeli nedeniyle kinetik modeli belirli parametreler (tane boyutu, toplayıcı miktarı ve bias hızı) için ilk defa ampirik olarak ortaya konulmaya çalışılmıştır. Böylece aletin endüstriyel boyutta potansiyel kullanımları değerlendirilmeye çalışılmıştır.

Jameson hücresi (Şekil 1) ile yapılan deneylerden elde edilen değerler yardımıyla, konsantre kazanma sürelerine bağlı olarak $\ln(1-R)'$ ye karşı çizilen grafiklerin eğimlerinden flotasyon hız sabitleri belirlenmiştir. Deneylerde genel olarak tane boyutunun azalmasıyla flotasyon hızı artmaktadır. Ayrıca flotasyon hızı bias hızının artmasıyla daha da artmaktadır. Bu durum, hava/besleme oranının artışıyla kabarcık miktarının artması ve tane boyutunun küçülmesi ile tane-kabarcık çarpışma olasılığının artması ile açıklanabilir. Şekil 1 incelendiğinde, Jameson hücresinden elde edilen flotasyon hız sabitlerinin, alette üretilen küçük kabarcıklar; hidrodinamik özellikler; düşey boru üst kısmında meydana gelen yüksek kesme kuvvetleri nedeniyle ortaya çıkan enerji ve aletteki düşük kalma süresi sayesinde yüksek olduğu görülür. Jameson hücresinde en yüksek hız sabiti değeri 0.9841 R^2 ile 0.0632 dk^{-1} olarak elde edilmiştir.





Tane boyutu, toplayıcı miktarı ve bias hızı parametrelerinin Jameson hücresi ile yapılan deneylerin hız sabitine etkisi belirlenmiştir. Deneysel sonuçlardan elde edilen flotasyon hız sabiti değerleri Fisher Testi kullanılarak analiz edilmiştir (Çizelge 3). Böylece bağımsız değişkenler olan deney parametrelerinin flotasyon kinetiği (bağımlı değişken) üzerindeki etkileri %95 güven aralığında test edilmiştir. Deneylerden elde edilen ampirik model %95 güven aralığında anlamlı (significant) çıkmıştır. Çizelge 3, Fisher Testi F değerleriyle flotasyon kinetiği p değerlerini içermektedir. Jameson hücresi için bulunan model F değeri 51.89'dur ve anlamlıdır. Bu sonuç, deneylerden elde edilen kinetikle ilgili ampirik modelin (Eşitlik 5) sonuçları tahmin etmede kullanılabileceğini göstermektedir. Parametrelerin ana etkileri incelendiğinde, tane boyutunun anlamlı sonuçlar verdiği görülmektedir. Buna ek olarak, bias hızı değişiminin performans üzerindeki etkisinin istatistiksel olarak anlamsız, toplayıcı miktarı için ise bunun anlamlı olduğu tespit edilmiştir. Ayrıca, ikili ve üçlü parametre etkileşimlerinin performans üzerindeki etkisi de anlamlıdır (Çizelge 3).

Factor	F Value	p-Value Prob>F
Model	51.89	0.0009
Q _c	11.35	0.0281
d	341.55	< 0.0001
J _B	3.06	0.1550
Q _C -d	0.64	0.4690
Q_{C} - J_{B}	1.09	0.3563
d-J _B	4.05	0.1144
Q_{C} -d-J _B	1.50	0.2881

Çizelge 3. Jameson Hücresi flotasyon hız sabitine ait değişim analizi sonuçları

Şekil 2'de görüldüğü gibi, toplayıcı miktarındaki artış ve tane boyutunun azalmasıyla ise flotasyon hız sabiti artmakta ve yüksek biasın kullanıldığı şartlarda 0.0632 dk^{-1} (Şekil 1 (f)) ile en yüksek değerini almaktadır. Bias hızındaki değişimin bir önemi olmaksızın, tane boyutu azaldıkça flotasyon hızının arttığı, toplayıcı miktarı-bias hızı arasındaki ikili etkinin ise istatistiksel olarak anlamsız olduğu görülmektedir. Toplayıcı miktarı, tane boyutu ve bias hızının, flotasyon hız sabiti üzerine etkilerini tanımlayan model Eşitlik 5'de verilmiştir.

 $\label{eq:constraint} \begin{aligned} &k = 0.032225 + 4.16250E-003 \ Q_C - 0.022838 \ d + 2.16250E-003 \ J_B - 9.87500E-004 \ Q_C \ d - 1.28750E-003 \ Q_C \ J_B - 2.48750E-003 \ d \ J_B + 1.51250E-003 \ Q_C \ d \ J_B \end{aligned}$





Şekil 2. Toplayıcı miktarı-Tane boyutu, Toplayıcı miktarı-Bias, Tane boyutu-Bias ikili etkilerinin flotasyon hız sabiti üzerine etkisi.

SONUÇLAR

Yüksek kil içerikli linyit kömürünün kullanıldığı bu çalışmada tane boyutu, toplayıcı miktarı ve bias hızının flotasyon hız sabitine etkisi Jameson hücresi için ampirik olarak modellenmiştir. Deneyler 2³ tam faktöriyel deney tasarımı kullanılarak yürütülmüştür. Deney sonuçlarından elde edilen verilerden belirlenen flotasyon hız sabiti için parametrelerin ana ve çoklu etkilerini gösteren modeller oluşturulmuştur. Çalışmada oluşturulan modeller %95 güven aralığında istatistiksel açıdan anlamlı çıkmıştır.

Deneylerde genel olarak tane boyutunun azalmasıyla flotasyon hızı artmaktadır. Flotasyon hızındaki artış bias hızının yükselmesine bağlı olarak daha da fazla olmuştur. Jameson hücresinde en yüksek hız sabiti değeri 0.9841 R² ile 0.0632 dk⁻¹ olarak elde edilmiştir.

KAYNAKLAR

- Aktaş, Z., Woodburn, E.T. (1995). The effect of non-ionic reagent adsorption on the froth structure and flotation performance of two low rank British coals, Powder Technology, *83*, *2*, 149-158.
- Arbiter, N., Harris, C.C. (1962). Flotation kinetics. Froth Flotat. 50th Anniv., New York, AIME.
- Kowalczuk, P.B., Şahbaz, O., Drzmala, J. (2011). Maximum size of floating particles in different flotation cells, Minerals Engineering, 24, 8, 766-771.
- Lynch, A.J., Johnson, N.W., Manlapig, E.V., Thorne, C.G. (1981). Mineral and Coal Flotation Circuits-Their Simulation and Control. D.W. Fuerstenau (Eds.) (pp. 291), Amsterdam, Elsevier.
- Mohanty, M.K., Honaker, R.Q. (1999). Performance optimization of Jameson flotation technology for fine coal cleaning, Minerals Engineering, *12*, *4*, 367-381.
- Nguyen, A., Shulze, H.J. (2003). Colloidal science of flotation, Boca Raton, CRC Press.
- Oteyaka B. (1993). Modelisation D'une Colonne De Flottation Sans Zone D'ecume Pour La Separation Des Particules Grossieres. Universite Laval, PHD Thesis.
- Polat, M., Chander, S. (1995). Coal flotation kinetics: Interactions between physical and chemical variables. In: Plenary Lecture, Proc. Int. Conf. on Mineral Proc.-Recent Advances and Future Trends, Kanpur-India, 615–631.
- Polat, M., Chander, S. (2000). First-order flotation kinetics models and methods for estimation of the true distribution of flotation rate constants, International Journal of Mineral Processing, *58*, *1-4*, 145-166.
- Şahbaz, O. (2013). Determining optimal conditions for lignite flotation by design of experiments and the halbich upgrading curve, Physicochemical Problems of Mineral Processing, *49*, *2*, 535-546.
- Şahbaz, O., Uçar, A., Öteyaka, B. (2013). Velocity gradient and maximum floatable particle size in the Jameson cell, Minerals Engineering, *41*, 79-85.
- Tsai, S.C. (1985). Effects of surface chemistry and particle size and density on froth flotation of fine coal, Colloids and Surfaces, *16*, 3-4, 323-336.
- Yuan, X.M., Pålsson, B.I., Forssberg, K.S.E. (1996). Statistical interpretation of flotation kinetics for a complex sulphide ore, Minerals Engineering, *9*, 429-442.

KSANTAT ZİNCİR YAPISININ GALEN FLOTASYONUNA ETKİSİ EFFECT OF CHAIN STRUCTURE OF XANTHATE ON GALENA FLOTATION

S. Özün^{1,*}, G. Ergen¹

¹Süleyman Demirel Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü (*Sorumlu yazar: savasozun@sdu.edu.tr)

ÖZET

Sülfürlü minerallerin flotasyonla zenginleştirilmesinde yaygın olarak kullanılan ksantatların toplayıcılık kuvveti C-H zincir uzunlukları ve yapısına bağlı olarak değişmektedir. Toplayıcılık kuvvetleri artan zincir uzunluğu ile artarken, seçicilik özellikleri azalmaktadır. C-H zincir yapısı ise toplayıcının hedef mineral yüzeyine adsorplanma kabiliyetini etkilemektedir. Flotasyonla verimlerini etkileyen bir diğer önemli değişken de hidrofobik hedef mineral tanelerinin flotasyon hücresi dışına taşıyan hava kabarcıklarının boyutları ve kararlı yapılarıdır. Bu çalışma kapsamında farklı C-H zincir uzunluklarına ve yapılarına sahip ksantat türü toplayıcıların (PEX ve SIPX) galen flotasyon verimine olan etkileri toplayıcı derişimi ve pH'a bağlı olarak incelenmiştir. Çalışmada ayrıca her iki ksantat için de köpürtücü ilavesinin flotasyon verimine olan etkileri de belirlenmiştir. Sonuçlar; flotasyon verimlerinin pH'a bağlı olarak değişiklik gösterdiğini en yüksek flotasyon verimlerinin bazik pH koşullarında elde edildiğini göstermiştir. Köpürtücü ilavesi ile hava kabarcık boyutlarının küçüldüğü, böylece hava kabarcıkları ile mineral tanelerinin karşılaşma/çarpışma olasılıkları, dolayısıyla flotasyon verimleri de artmıştır. Sonuçlara göre artan toplayıcı miktarı ile flotasyon veriminin her iki ksantat için de arttığı ve düz C-H zincir yapılı PEX varlığında flotasyon verimlerinin daha yüksek olduğu belirlenmiştir. Ancak köpürtücü kullanımı ile dallanmış C-H zincir yapılı olan SIPX varlığında flotasyon verimlerinde elde edilen artış, düz C-H zincir yapılı PEX varlığında el edilen flotasyon verim artışından daha yüksek olmuştur.

Anahtar Sözcükler: Galen, flotasyon verimi, ksantat zincir uzunluğu/yapısı, toplayıcı miktarı, köpürtücü

ABSTRACT

Collecting strength of xanthates, which are widely used in flotation of sulfides, varies depending on C-H chain lengths and structures. While the collecting strength increase with increasing chain length, the selectivity decreases. C-H chain structure, on the other hand, affects the adsorption of a collector to a mineral surface. Another important variable affecting flotation recoveries is the sizes and stabilities of air bubbles that carry hydrophobic minerals out of the flotation cell. In this study, the effects of xanthates with different chain length and structure (PEX and SIPX) on galena flotation recovery were investigated depending on collector concentration and pH. The effect of frother addition on the flotation recovery was also determined for both xanthates. The results showed that the flotation recoveries varied depending on pH, and the highest flotation recoveries were obtained under alkaline pHs. With the addition of frother, the size of the air bubbles decreased, so the meeting/collision probability between air bubbles and minerals, and thus the flotation recoveries increased. According to the results, the flotation recoveries increased for both xanthates with increasing frother amount, and the flotation recovery was higher with PEX having straight chain structure. However, with the use of frother, the increase in flotation recoveries with SIPX having branched chain was higher than that of obtained with PEX. **Keywords:** Galena, flotation recovery, chain length/structure of xanthate, collector concentration, frother

GİRİŞ

Goldschmids sınıflandırmasına göre yerkürenin manto kısmında yaygın olarak bulunan, kükürtle kolayca birleşme eğilimi gösteren, genellikle sülfürleri meydana getiren S, Zn, Pb, As, Sb vb. elementler kalkofil olarak tanımlanmaktadır. Bu sebeple nadiren serbest halde bulunan kurşun yaygın olarak başka minerallerle bileşik halinde bulunmaktadır (Goldschmidt, 1937).

En yüksek kurşun içeriğine sahip mineral olan galen (PbS) doğada çoğunlukla sfalerit (ZnS), kalkopirit (CUFeS₂), pirit (FeS₂) ve gümüş ile birlikte bulunmaktadır. Kurşun içeren cevherlerin doğrudan izabe edilmeleri ekonomik açıdan maliyetli olduğu için, izabe işlemleri öncesi uygulanacak zenginleştirme işlemleri ile yüksek tenörlü galen konsantre eldesi sağlanmaktadır.

Minerallerin serbestleşme tane boyutuna bağlı olarak tek başlarına veya kombinasyonları şeklinde uygulanabilen gravite yöntemlerinin (jig, ağır ortam ayırıcıları, spiral, sallantılı masalar vb.) birçok zenginleştirme yöntemine göre işletme/yatırım maliyetleri açısından oldukça ucuz olmalarına karşılık, metal kazanma verimlerinin düşüklüğü, kaçakların önlenememesi ve seçimli ayırmaya tam uyum sağlayamamaları nedeniyle yüksek tenörlü galen konsantresi elde edilebilmesi için zenginleştirme işlemleri çoğunlukla seçimli flotasyon uygulamaları ile yapılmaktadır (DPT, 2001; Craig ve Vaughan, 1994; del Villar vd., 2010).

Ksantatlar sülfürlü minerallerin flotasyonunda en yaygın kullanılan toplayıcı grubudur. İyonlaşan toplayıcılar arasında yer alan ksantatlar karmaşık yapılı moleküller olup asimetrik yapı özelliği gösterirler; apolar hidro-karbon (C-H) grup ve polar grup içerirler (Şekil 1). Apolar grup hidrofobik özelliğe sahipken, polar grup su ile reaksiyona girer (Bulut ve Göktepe, 2012).



Şekil 1. Polar kafa ve a-polar kuyruk (polimer, hidrokarbon zinciri) (Ergen, 2016)

Ksantatların toplayıcılık kuvvetleri sahip oldukları apolar (C-H) zincir uzunluğu ve C-H zincir yapısına bağlı olarak değişiklik gösterir. Apolar zincir uzunluğunun artması ksantatın toplayıcılık kabiliyetini artırmaktadır. Buna bağlı olarak daha uzun C-H zincirleri olan ksantatlar kısa zincirli olanlara kıyasla yüzeye adsorbe olduklarında mineral yüzeyinin hidrofobiklik derecesini daha fazla artırmaktadırlar (Gaudin, 1957). Flotasyon başarısını ve seçimli ayrımı etkileyen bir diğer önemli değişken olan toplayıcı C-H zincir yapısı ise toplayıcının hedef mineral yüzeyine adsorplanma kabiliyetini etkilemektedir. Örnek olarak Wang, 2016 tarafından dallanmış zincir yapılı izo-ksantatların mineral yüzeyine adsorplanma kabiliyetlerinin düz zincirli ksantatlardan daha fazla olduğu belirtilmiştir (Wang, 2016).

Toplayıcı kullanımı ile yeterli hidrofobiklik sağlanan hedef mineral taneleri hava kabarcıkları yardımıyla öncelikle köpük bölgesine ve daha sonrasında ise flotasyon hücresi dışına taşınmaktadır. Bu aşamada birleşmeyen, kararlı ve küçük hava kabarcık oluşumu köpürtücü ilavesi ile sağlanmaktadır (Cho and Laskowski, 2002a; Cho and Laskowski, 2002b; Kurşun, 2005). Köpürtücü ilavesi ile hava kabarcık boyutlarının küçülmesi; birim zamanda flotasyon hücresine beslenen hava miktarında sayıca daha fazla hava kabarcığı elde edilmesine dolayısıyla toplam hava kabarcık yüzey alanının ve hava kabarcık-hedef mineral tane karşılaşma olasılığının artmasını neden olmaktadır.

Yukarıda belirtilen değişkenler dikkate alındığında, bu çalışma kapsamında; gerek farklı toplayıcı miktarları ve ortam pH'sında toplayıcı C-H zincir uzunluğu ve yapısının, gerekse her iki farklı toplayıcı (potasyum etil ksantat; potassium ethyl xanthate: PEX ve sodyum izobütil ksantat; sodium isobutyl xanthate; SIPX) varlığında belirlenen koşullarda köpürtücü (metil izobütil karbinol; metyl isobutyl carbinol; MIBC) ilavesinin galen flotasyon verimine olan etkilerinin belirlenmesi hedeflenmiştir.

MALZEME VE YÖNTEM

Deneysel çalışmalarda; Balıkesir Dursunbey'de faaliyet göstermekte olan bir zenginleştirme tesisinden temin galen konsantresi kullanılmıştır. X-ışını floresans spektrometresi (X-ray flourescence; XRF) (Çizelge 1) ve X-ışını difraksiyonu (X-ray diffraction; XRD) sonuçlarına göre numune yaklaşık olarak >%3 sfalerit (ZnS) ve pirit (FeS₂) mineralleri, >%1.5 kalkopirit (CuFeS₂) içermektedir. Deneysel çalışmalar öncesinde numune yaş eleme işlemi ile dar tane boyut aralıklarında sınıflandırılmış ve her bir boyut aralığındaki numune mineral tanelerinin yüzeylerinin temizlenmesi amacıyla sırasıyla seyreltik HCl çözeltisi ve distile su ile yıkanmıştır. Tane boyutunun flotasyon başarısına etkisinin giderilmesi amacıyla mikroflotasyon testlerinde -106+75 mikron boyutlu fraksiyon kullanılmıştır.

Mikroflotasyon testlerinde toplayıcı olarak kullanılan ksantat numuneleri (potasyum etil ksantat; PEX, sodyum izopropil ksantat; SIPX) (Şekil 2) ECS Kimya'dan temin edilmiştir. Analizler öncesinde her bir toplayıcının distile su'da çözünmesi ile hazırlanan 250 ppm stok çözeltiler, distile su ilavesi ile 1-50 ppm/lt'ye seyreltilmiş ve pH düzenlemeleri seyreltik HCl ve NaOH çözeltileri kullanılarak gerçekleştirilmiştir.



Şekil 2. (a) Potasyum etil ksantat ve (b) sodyum izopropil ksantat yapısı (Özün ve Ergen, 2019)

Zeta Potansiyel Ölçümleri ve Mikroflotasyon Testleri

Zeta potansiyel ölçümleri Malvern Zetasizer Nano-Z cihazı kullanılarak gerçekleştirilmiştir. Cihaz lazer doppler hızölçer ile 5 nm - 10 mikron boyutlarındaki tanelerin zeta potansiyellerini belirleyebilmektedir. Ölçümlerde -10 mikron tane boyutuna sahip temsili 10 mg galen numunesi 100 ml distile su içerisinde pH düzenlemelerinden sonra 5 dakika manyetik karıştırıcıda karıştırılmış, süre bitiminde 10 ml'lik şırınga yardımıyla Zetasizer numune hücresine aktarılarak zeta potansiyel ölçümüne tabi tutulmuştur. Ölçümler sonrasında 3 ölçümün aritmetik ortalaması zeta potansiyel değeri olarak kabul edilmiştir.

Şekil 3'de mikroflotasyon testlerinde kullanılan ve bu çalışma kapsamında kurulumu gerçekleştirilen Hallimond Tüp test düzeneği şematik görüntüsü verilmiştir. Hallimond Tüp ile gerçekleştirilen mikroflotasyon testleri öncesinde 1 gr galen numunesi 100 ml'lik beherde 5 dakika belirlenen pH ve flotasyon reaktifi koşullarında şartlandırılmıştır. Şartlandırma işlemleri sonrası mikroflotasyon test düzeneğine aktarılan pülp, önceden belirlenen karıştırma hızı, HAH ve köpük toplama süresinde mikroflotasyon işlemine tabi tutulmuştur. Flotasyon verimleri flote edilen ve pülpte kalan numunenin ayrı ayrı kurutulup tartılması ile hesaplanmıştır.


DENEYSEL SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Toplayıcı Derişiminin Flotasyon Verimine Etkisi

Flotasyonla zenginleştirme işlemlerinde kullanılanılan ksantatların apolar kuyruklarındaki karbon sayısının 1 ile 6 arasında değiştiği dikkate alındığında, toplayıcılık kabiliyetleri zayıftan güçlüye doğru; CH₃ (metil), C₂H₅ (etil), C₃H₇ (propil), C₄H₉ (bütil), C₅H₁₁ (amil) ve C₆H₁₃ (hekzil) ksantatlar şeklinde sıralanmaktadır. Uzun hidro-karbon (apolar) zincirleri olan ksantatlar kısa zincirli olanlara kıyasla yüzeye adsorbe olduklarında mineral yüzeyinin hidrofobiklik derecesini daha fazla arttırmaktadırlar (Gaudin, 1957). Birden fazla sülfürlü mineralin bir arada bulunduğunduğu karmaşık (kopleks) cevherlerde toplayıcılık kabiliyetleri yüksek olan ksantatlar çoğunlukla toplu (bulk) konsantre eldesi amaçlandığı durumlarda tercih edilirken, seçimli flotasyon uygulaması amaçlandığı durumlarda ise kısa C-H zincirli ksantatlar kullanılmaktadır. Ksantatların toplayıcılık özellikleri ayrıca ortam pH'ı, toplayıcı derişimi, C-H zincir yapısı, HAH, şartlandırma süresi vb. değişkenlere bağlı olarak da değişmektedir (Hamilton ve Woods, 1986; Wang, 2016).

Mikroflotasyon testleri öncesinde galenin deneysel çalışmalarda kullanılan ksantat örnekleri ile olan etkileşimlerinin belirlenebilmesi amacıyla zeta potansiyel çalışmaları yapılmış sonuçlar grafiksel olarak Şekil 4'de sunulmuştur. Elde edilen sonuçlara göre galen minerali pH 2.5-3 aralığında isoelektrik (pH_{iep}) noktaya sahipken belirtilen pH değerlerinden daha asidik koşullarda pozitif (+), daha bazik koşullarda ise negatif (-) yönde artan zeta potansiyel değişimleri göstermekte ve yaklaşık pH 10'da en düşük zeta potansiyel değerlerine (\approx -30 mV) ulaşmaktadır.

Tane boyutu	-106 +75 mikron	рН	2 – 11.5
Mineral miktarı	1 gr	Hava akış hızı (HAH)	4 lt/saat
Karıştırma hızı	1000 d/dk (şartlandırma) 400 d/dk (flotasyon)	Flotasyon süresi	2 dk
Şartlandırma süresi	5 dk	Toplayıcı derişimi	1 – 50 ppm

Cizelge 1. Mikroflotasyon test koşulla
--

Çalışmanın bu aşamasında öncelikli olarak gerek karşılaştırma kolaylığının sağlanması, gerekse deneysel sonuçlara olan etkilerinin azaltılması amacıyla mineral miktarı, karıştırma hızı, HAH vb. (Çizelge 1) değişkenler sabit tutularak her iki ksantat için de toplayıcı miktarı ve ortam pH'ının galen flotasyon verimine olan etkileri 1-50 ppm toplayıcı derişimlerinde incelenmiştir. Ksantat varlığında gerçekleştirilen mikroflotasyon testleri öncesinde galenin distile su içerisinde toplayıcısız ortamda flotasyon davranışları

pH'a dayalı olarak belirlenmiş ve sonuçlar Şekil 5'de grafiksel olarak verilmiştir. Sonuçlara göre galenin toplayıcısız ortamda flotasyon verimi her bir pH değeri için %10'dan daha düşük olduğu belirlenmiştir.



Şekil 4. Galen'in pH'a dayalı zeta potansiyel değişimi Şekil 5. Galen'in distile sudaki pH'a dayalı flotasyon verim değişimi

Şekil 6 (a-d)'da ise potasyum etil ksantat ve sodyum izopropil ksantat varlığında gerçekleştirilen mikroflotasyon test sonuçları 4 farklı pH aralığı için grafiksel olarak verilmiştir. Sonuçlara göre galen flotasyon verimi her iki farklı C-H zircir yapılı ksantat için de artan toplayıcı derişimi ile birlikte artmaktadır. Şekil 6 (a)'da pH 2-2.5 aralığında her iki toplayıcı için flotasyon verim değerleri dikkate alındığında; belirtilen pH aralığında galenin pozitif (+) zeta potansiyele sahip olduğu (Şekil 4) ve ksantatın negatif yüklü monomer (X⁻) derişiminin artış gösterdiği (Şekil 7) görülmektedir. Bu durumda yüksek flotasyon verimlerinin için zıt yüklü Pb²⁺ ve ksantat monomerleri (X⁻) arasında gerçekleşen elektrostatik etkileşim neticesinde elde edildiği sonucu çıkmaktadır (Özün ve Ergen, 2019). Şekil 6 (b)'de ise pH 6-6.5 aralığı için azalan Pb²⁺ derişimi ile her iki toplayıcı için de flotasyon verimlerinin bir miktar azaldığı görülmektedir.



Şekil 6. Galen'in PEX ve SIPX varlığında (a) pH 2-2.5, (b) pH 6-6.5, (c) pH 9-9.5 ve (d) pH 11-11.5'de toplayıcı derişimine dayalı flotasyon verim değişimi

Artan ortam pH değeri ile birlikte ksantatın çözeltide çoğunlukla negatif yüklü monomer (X⁻) olarak bulunduğu ve pH 9-9.5 için galenin ise yüksek negatif şiddetli zeta potansiyel değerlerine (≈-30 mV) sahip olduğu dikkate alındığında, elde edilen yüksek flotasyon verimlerinin negatif yüklü ksantat monomerlerinin (X⁻) galen mineral yüzeyine (Pb(OH)⁺) kimyasal olarak adsorplanması ile oluştuğu sonucunu ortaya çıkarmaktadır (Kartio vd., 1999; McFadzean vd., 2012). Belirtilen pH değerlerinde gerek düz C-H zincir yapılı PEX, gerekse dallanmış C-H zincir yapılı SIPX varlığında elde edilen en yüksek flotasyon verimleri elde edilmiştir. pH 11-11.5'de ise artan pH değerleri galen için bastırıcı görevi üstlenmekte ve sonuç olarak galenin her iki farklı C-H zincir yapılı ksantat varlığında da flotasyon verimi >%10' düşmektedir (Wark ve Cox, 1934; Sutherland ve Wark, 1955).



Şekil 7. (a) Pb²⁺ (Qin vd, 2015) ve (b) Ksantatın (Yongxin ve Changgen, 1983; Somasundaran ve Wang, 2006) pH'a dayalı tür değişim diyagramı

Köpürtücü İlavesinin Flotasyon Verimine Etkisi

Flotasyonla zenginleştirme işlemlerinde; canlandırıcı, toplayıcı vb. reaktiflerin kullanımı ile hedef minerallere yeterli hidrofobik yüzey özelliği sağlanması sonrası bu mineral tanelerini öncelikle köpük bölgesine, sonrasında da flotasyon hücresi dışına taşıma işlemi hava kabarcıkları ile gerçekleştirilmektedir. Bu süreçte flotasyon başarısı elde edilmesinde önemli bir rol üstlenen hava kabarcıklarının birleşmeyen küçük çaplı ve kararlı olmaları köpürtücü ilavesi ile sağlanmaktadır (Çilek, 2013). Çeşitli araştırmacılar tarafından gerçekleştirilmiş olan çalışmalarda köpürtücü miktarı ile hava kabarcık çapının birbiri ile ters orantılı olduğunu, artan köpürtücü miktarı ile hava kabarcık boyutlarının küçüldüğü belirlenmiştir (Goodal ve O'Conner, 1992; Tuteja vd.; 1995, Kurşun, 2005; Özün ve Ergen, 2019). Ayrıca benzer koşullar altında büyük hava kabarcıkları ile karşılaştırıldığında, küçük hava kabarcıkları ile mineral tanelerinin çarpışma/karşılaşma olasılığının daha yüksek olduğu ve hidrofobik mineral tanelerinin küçük hava kabarcıklarından kopma/ayrılma olasılığının daha düşük olduğu belirtilmiştir (Yoon and Luttrell, 1989; Sobhy and Tao, 2013). Bu bağlamda çalışmanın bu aşamasında her iki ksantat için de pH 9-9.5'da, 2.5 ppm toplayıcı derişiminde ve 4lt/dk hava hızında köpürtücü (0.8-4 ppm MIBC; metil izobütil karbinol) ilavesinin flotasyon verimine olan etkileri araştırılmıştır. MIBC varlığında her iki ksantat için elde edilen mikroflotasyon hücresi görüntüleri Şekil 8 ve Şekil 9'da, flotasyon verimi değişimleri ise Şekil 10'da verilmiştir.

Şekil 8-9'da verilen görüntüler incelendiğinde artan MIBC derişimi ile birlikte hava kabarcık boyutlarının küçüldüğü görülmektedir. Köpürtücü ilavesiz hava kabarcık boyutları Şekil 8 (a) ile karşılaştırıldığında her iki ksantat için de 0.8 ppm MIBC ilavesi ile hava kabarcık boyutlarının küçüldüğü (Şekil 8 (b-c)), MIBC ilavesinin 4 ppm'e çıkarılması ile ise çok daha küçük hava kabarcıklarının (Şekil 9 (a-b)) oluştuğu görülmektedir.



Şekil 8. (a) MIBC olmayan ve 0.8 ppm MIBC ilavesinde (b) PEX ve (c) SIPX varlığında Hallimond tüp test ünitesi görüntüsü



Şekil 9. 4 ppm MIBC ilavesinde (a) PEX ve (b) SIPX varlığında Hallimond tüp test ünitesi görüntüsü

MIBC varlığında elde edilen flotasyon verimleri (Şekil 10 (a-c)) incelendiğinde ise küçülen hava kabarcık boyutları ile birlikte mineral taneleri ile hava kabarcıklarının çarpışma/karşılaşma olasılıkları ve sonuç olarak flotasyon verimleri artmıştır. Daha uzun C-H zincir uzunluklu SIPX varlığında köpürtücüsüz ortamda beklenenin aksine PEX varlığında elde edilen flotasyon verimlerinden daha düşük flotasyon verimleri elde edilirken, MIBC ilavesi ile dallanmış C-H zincir yapılı SIPX ile şartlandırılmış galen tanelerinin hava kabarcıklarına daha kuvvetli tutunduğu sonucuna varılmıştır (Özün ve Ergen, 2019). Köpürtücüsüz ortamda elde edilen flotasyon verimleri ile karşılaştırıldığında 0.8 ppm MIBC ilavesi ile PEX varlığında flotasyon verimlerinin yaklaşık %50'den %60'ın üzerine çıktığı, SIPX varlığında ise yaklaşık %30'dan %60'a çıktığı belirlenmiştir. Hava kabarcık boyutlarının küçültülmesi ve daha kararlı hava kabarcıklarının elde edilmesi amacıyla MIBC ilavesi 4 ppm'e çıkarıldığında ise mineral taneleri ile hava kabarcıklarının karşılaşma/çarpışma olasılığı artmış ve dolayısıyla her iki ksantat için de flotasyon verimleri artmıştır. 4 ppm MIBC ilavesi ile PEX varlığında flotasyon verimleri sırasıyla >%90 ve >%80 olarak bulunmuştur.



Şekil 10. (a) MIBC olmayan, (b) 0.8 ppm MIBC ve (c) 4.0 ppm MIBC ilavesinde pH'ya dayalı flotasyon verim değişimi

SONUÇLAR

Bu çalışma kapsamında gerçekleştirilen mikroflotasyon testleri ve elde edilen sonuçlar değerlendirildiğinde;

Her iki ksantat kullanımında da galenin flotasyon verimlerinin pH 8.5-9.5 aralığında yüksek olduğu belirlenmiş, toplayıcı derişiminin artması ile birlikte her iki ksantat için de flotasyon verimleri artmıştır.

Sonuçlara göre ksantat C-H zincir yapısının flotasyon verimini etkilediği, özellikle köpürtücüsüz ortamda daha kısa C-H zincir uzunluğuna sahip düz C-H zincir yapılı PEX varlığında daha yüksek flotasyon verimleri elde edilmiştir.

Köpürtücü (MIBC) ilavesinin her iki ksantat türü için de flotasyon verimine önemli etkilerinin olduğu, artan köpürtücü ilavesi ile birlikte hidrofobik galen taneleri ile hava kabarcıklarının çarpışma/karşılaşma olasılığının arttığı, sonuç olarak flotasyon verimlerinin arttığı görülmüştür.

Köpürtücü ilavesi ile birlikte dallanmış C-H zincir yapılı SIPX ile hava kabarcıkları arasında düz C-H zincir yapılı PEX ile elde edilen sonuçlara kıyasla daha kuvvetli bir etkileşimin olduğu, sonuç olarak SIPX varlığında flotasyon verimlerinin daha fazla arttığı belirlenmiştir.

TEŞEKKÜR

Çalışmanın #4713-YL1-16 No'lu proje kapsamında finansal olarak desteklenmesini sağlayan SDÜ BAP Koordinatörlüğü'ne, Zeta potansiyel ölçümlerinin gerçekleştirildiği ODTÜ Maden Mühendisliği Bölüm Başkanlığı'na ve galen numunesi teminini sağlayan AKSU Holding Balıkesir Flotasyonla Zenginleştirme Tesis Müdürlüğü'ne teşekkür ederiz.

KAYNAKÇA

- Bulut, G., Göktepe, F. (2012). Madencilik ve Cevher Hazırlama İşlemlerinde Kullanılan Kimyasallar, Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, Mühendislik Mimarlık Fakültesi Dergisi, 25, 37-56.
- Cho Y. S., Laskowski J. S. (2002a). Effect of flotation frothers on bubble size and foam stability. Int. J. Miner. Process. 64, 69-80.
- Cho Y. S., Laskowski J. S. (2002b). Bubble coalescence and its effect on dynamic foam stability. Can. J. Chem. Eng., 80, 299-305.
- Çilek, E.C. (2013). Mineral Flotasyonu, Süleyman Demirel Üniversitesi Basımevi, 158s, Isparta.
- Craig, J. R., Vaughan, D. J. (1994). Ore microscopy and ore petrography, 2nd ed.; A Wiley-Interscience Publication, John Wiley & Sons, Inc.: New York; pp. 259-326.
- del Villar, R., Desbiens, A., Maldonado, M., Bouchard, J. (2010). Advanced control and supervision of mineral processing plants, Springer London Dordrecht Heidelberg: New York.
- Devlet Planlama Teşkilatı (DPT) (2001). Metal Madenler (Bakır), 8. Beş Yıllık Kalkınma Planı. Madencilik Özel İhtisas Komisyonu Raporu, Metal Madenler Alt Komisyonu Diğer Metal Madenler Çalışma Grubu Raporu, DPT Rapor No: 2628-ÖİK 639, 163s.
- Ergen, G. (2017). Farkli Hidro-Karbon Zincirli Ksantat Türü Toplayicilarin Galen Flotasyonuna Etkisi, Süleyman Demirel Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Yüksek Lisans Tezi, 69s, Isparta.
- Gaudin A.M. (1957). Flotation, 2nd edition, McGraw-Hill Book Company, 573p, New York.
- Goldschmidt, V. M. The principles of distribution of chemical elements in minerals and rocks. J. Chem. Soc. 1937, 655-673.
- Goodal, C.M., O'Connor, C.T. (1992). Residence Time Distribution Studies in a Flotation Column, Part 1-The Relationship Between Solids Residence Time Distribution and Metallurgical Performance, International Journal of Mineral Processing, 36, 219-228.
- Kartio, I., Laajalehto, K., Suoninen, E. (1999). Characterization of the ethyl xanthate adsorption layer on galena by synchroton radiation excited photoelectron spectroscopy. Colloids Surf. A Physicochem. Eng. Asp., 154, 97–101.
- Kurşun, H. (2005). The effect of air hold-up (εg), superficial air flow rate (Vh) and frother dosage in twophase (air/water) and three-phase system (air/water/minerals) on the performance of column flotation, SDU J. Nat. Appl. Sci., 9(3), 1-8.
- McFadzean, B., Castelyn, D. G., O'Connor, C. T. (2012). The effect of mixed thiol collectors on the flotation of galena. Miner. Eng., 36–38, 211–218.

- Özün, S., Ergen, G. (2019). Determination of optimum parameters for flotation of galena: Effect of chain length and chain structure of xanthates on flotation recovery, ACS Omega, 4, 1516–1524.
- Sobhy, A., Tao, D. (2013). Nanobubble column flotation of fine coal particles and associated fundamentals. Int. J. Miner. Process., 124, 109–116.
- Sutherland, K.L., Wark, I.W. (1955). Principles of Flotation, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 1, 237-263.
- Tuteja, R.K., Spottiswood, D.J., Mishra, V.N. (1995). Recent Progress in the Understanding of Column Flotation-A Review, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2, 25-31.
- Wang D. (2016). Flotation reagents: Applied surface chemistry on minerals flotation and energy resources beneficiation. Springer, Singapore.
- Wark, I.W., Cox, A.B. (1934). Institute of Metals Division, Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgical Engineers, Milling and Concentration, 389p, New York.
- Yoon, R. H., Luttrell, G. H. (1989). The effect of bubble size on fine particle flotation. Miner. Process Extr. Metal. Rev., 5, 101-122.

LIFE CYCLE ASSESSMENT IN DEEP OPEN-PIT COPPER MINES

M. Heydari¹, M. Osanloo^{1,*}, A. Başçetin²

 ¹ Amirkabir University of Technology, Mining Engineering Dept. (*Corresponding author: morteza.osanloo@gmail.com)
 ² Istanbul University Cerrahpasa, Engineering Faculty, Mining Engineering Dept.

ABSTRACT

While the consumption of copper is increasing worldwide, the depletion of near-surface deposits leads the future mining towards the exploitation of ore from greater depths. Although the transition from open-pit to underground method is an alternative, the last few years' experiences showed that the transition caused a reduction in production and income, an essential issue in low and medium-income countries. Deepening large open-pit mines is feasible due to the increasing price of copper and the growth of technology, leading to diverse environmental impacts. Limited studies surveyed the environmental impacts of deep open-pit copper mines. This study investigates these impacts to give an insight into the life cycle assessment of deep open-pit copper mines. Findings show that deepening the mine is accompanied by higher ground stress, rock strength, hydrology problems, temperature, stripping ratio, and lower grade. On the other hand, there is a higher production rate per employee, higher efficiency, higher recovery, and higher automation and mechanization possibility. Finally, deep open-pit mining will be expected shortly, and it is inevitable to increase knowledge about its environmental impacts in the path of green mining.

Keywords: Copper, deep open-pit, environmental impact assessment, life cycle assessment.

INTRODUCTION

Despite much attention to the problems of rock mechanics in deep mines, the definitions of "depth" and "deep mines" are disputed in the literature. The term "deep mining" is mainly used to refer to underground mines and is rarely referred to as open-pit mines. To date, open-pit mines with depths of more than 500 meters are considered deep open-pit mines (Rimmelin and Vallejos, 2020). Many large open-pit mines, especially metal porphyry mines, are expected to reach depths of more than 500m, and eventually, if the mine reserves are extended to depths near 1000m, open-pit mining operations may continue, or a decision may be made to move from the open-pit method to the underground. Transition experiences from open-pit to the underground have shown that production and income in these projects have decreased to one-third of the previous. In this study, a deep open-pit mine is referred to as expansion of the mineral continued to more than 1000m under the ground surface, while exploitation continues by the open-pit method (Heidari and Osanloo, 2021). Rimmelin and Vallejos (2020) estimated that in the future, more than 17% of existing open-pit mines would become deep open-pit mines with a depth of more than 1000 m, and insufficient knowledge of rock mass behavior at these depths is a significant challenge for the future of the mining industry.

Copper is the third most-produced metal globally after iron and aluminum (Torre and Espi, 2019) due to the high consumption of copper in various industries (Table 1). It has been observed that known copper reserves have increased about 25 times in the last century. Apart from successful explorations and price increases, the reasons for this tremendous growth can be traced to the natural mechanism for converting resources into reserves. Decreasing the average grade of copper mines over time, or the relationship between grade and tonnage, increases the number of extractable copper reserves. In addition, as technology has advanced, it has become possible to exploit these reserves at a much lower grade, at a lower cost, and with higher availability (Torre and Espi, 2019), which has a significant impact on energy consumption and global warming (Memary et al., 2012).

Usage of Copper in modern industry	Percentage			
Electricity, electronics	21 %			
Construction	43 %			
Transportation equipment	19 %			
Industrial machinery	7 %			
Consumer and general products (coins, medicine)	10 %			
Source: (https://www.statista.com/statistics/254870/use-of-copper-and-copper-				

Table 1. Use of copper in Modern Industry in 2020

alloys-in-the-us-by-purpose/) (2021)

In recent decades, the concept of responsible mining and green mining has risen to the world's knowledge and having an environmental impact assessment (EIA) as one of the first and essential steps for opening a mine has been confirmed. Among all the EIA models presented to date, the Life Cycle Assessment (LCA) model has been one of the most widely used models. As one of the methods of EIA after technical and economic assessment, LCA complements the third side of a sustainable assessment that helps to act environmental safety in addition to the technical and economic dimensions. The LCA makes it possible to estimate the cumulative environmental impacts of all project stages (Figure 1). The LCA process can help decision-makers choose the product or process with the most negligible environmental impact. Although EIA and LCA of mining projects have been quantified in various studies (Zhang et al., 2021a, Dong et al., 2020, Naseem et al., 2020, Saffari et al., 2019, Amirshenava and Osanloo, 2019, Heidari and Osanloo, 2018, Pahlevani and Osanloo, 2015) and some studies have examined specific aspects of the environmental impacts of mines, but a comprehensive study on the environmental effects of deep open-pit mines is missing. Since the depth of open-pit mines is expected to increase significantly in the coming decades, this paper examines and identifies the conditions of

deep open-pit mines and compares these conditions in the mining project's life cycle with those of shallow and medium depth open-pit mines.



Figure 1. Life Cycle of a Mine Project (ICMM, 2012)

For this purpose, first, the existing studies on LCA of copper mines are reviewed. Next, the geological, geomechanical, and operational characteristics of deep open-pit mines are identified and categorized. The results of comparing the situation of deep open-pit copper mines by shallow and medium depth mines are discussed, and finally, the study's conclusions are highlighted.

LIFE CYCLE ASSESSMENT FACTORS OF A DEEP OPEN-PIT COPPER MINE

Various techniques are used to conduct EIA studies depending on the purpose of the project owners and the government, and the type of project. Each of these techniques has its advantages and disadvantage. LCA is one of the most accepted tools for EIA. In this method, the environmental impacts of a product or project will be measured by quantity. Therefore, many of the qualitative impacts are neglected. By investigating the LCA studies of copper mines from 2012 to 2021, 12 papers were available to the authors, 42% of which used the Recipe method, 33% the CML method, and 25% other LCA methods (Fig 2).



Figure 2. LCA methods used in copper EIA studies

The recipe method is the most completed and most used technique used in the mining industry LCA with 18 midpoint and three endpoint indicators, shown in fig 3. As seen in this figure, damage to human health, ecosystem and resource availability are the only aspects considered in this method. The pillars of a comprehensive sustainable development assessment are neglected: geological, geomechanical, operational, environmental, economic, and social. In addition, the conditions in deep open-pit mines are different from shallow and medium depth mines. If a standard EIA process is

developed, one of the first tasks is identifying the different sources of environmental impacts. In this study, the geological, geomechanical, and operational qualitative and quantitative factors, which should be considered in a comprehensive environmental impact assessment, were reviewed and determined.





Geomechanical and geological characteristics of deep open-pit copper mines

Figure 4 shows the geomechanical and geological factors that are significantly different in deep open-pit mines and shallow and medium depth mines, and some of the most important factors are explained in detail.

ors	Ы	Mineralogy and Petrology
cal facto	-	Ore Genesis
	-	Geological folds
ogic	-	Average grade
Geol	-	cut-off garde
0 pc	+1	Minable Reserve
al ai	-	Ground Stress
anic	-	Slope Stability
echa	-	Rock strenght
ome	-	Hydrology
Ge	L	Temperature

Figure 4. Differences of geomechanical and geological condition in deep open-pit mines with shallow and medium depth mines

Mineralogy and petrology

Copper porphyry deposits are large volumes (10 to 100 cubic kilometres) of modified hydrothermal rocks (Sillitoe, 2010). Mining and deep drilling in several large copper porphyry deposits

show that the mineral has a vertical depth of more than 2 km (Chuquicamata and Escondida in Chile and Grasberg in Indonesia). Mineralogy and petrology of a copper mineral deposit near the earth's surface differ from the depths and is highly dependent on the type of host rock and the characteristics of the magma. Host rocks to mineralization are invariably altered in varying degrees. Significant differences between mineralogy and petrology in different deposits relate primarily to significant differences in host-rock composition., carbonate rock skarns versus siliceous igneous and sedimentary rocks versus mafic igneous and sedimentary rocks. The degree of conversion of original rock to alteration ranges from the local and partial replacement of selected minerals to the complete conversion of all original minerals (Gustafson, 1978). Large sections of porphyry copper deposits in depth are mainly composed of potash alteration (Fig. 5) (Sillitoe, 2010).



Figure 5 Porphyry copper deposit alteration with depth

<u>Grade</u>

The amount of copper in porphyry deposits is a function of the amount of magmatic liquids and the concentration of copper in these liquids (Chiaradia and Caricchi, 2017). Due to the increasing mining rate from copper mines in recent decades, copper's average and cut-off grade have decreased significantly (Dong et al., 2019). Many porphyry copper deposits form wide vertical dykes, and grades gradually decrease to the dyke boundaries and downward (Sillitoe, 2010). Therefore, increasing depth in open-pit mining will decrease the mineral grade, leading to more waste production, higher energy consumption in both mining and processing, and higher operational costs.

Ground Stress

Changes in the geomechanical characteristics of the rock mass at depth can be confirmed by considering the trend of the Geological Strength Index (GSI) and uniaxial compressive strength (UCS), and geological perception (Rimmelin and Vallejos, 2020). The Geological Strength Index (GSI) distribution for the Escondida copper open-pit mine shows an apparent variation of the GSI values between 625 and 650 m below the ground and estimates the sulfide boundary location. Deeper rock masses show higher GSI values and higher stress. There is a trend of GSI changes from higher potassic alteration values to lower argillic alteration values.

Rock Strength

The fracture mechanism defers as the depth increases. The fracture mechanism in deep mines is quasi-static, dynamic in shallow mines. He (2006) shows that rock strength generally increases with increasing depth. Intact rock strength is an indicator that can show the effects of changing the potash to argillic alteration to show the lowest strength in shallow mines and the highest strength in deeper mines. Rimmelin and Vallejos (2020) show that uniaxial compressive strength (UCS) for different rock types is directly related to the degree of alteration, which changes with depth.

<u>Hydrology</u>

Mining can be considered one of the most diverse industries interacting with water resources. Mining occurs in the full range of hydrological conditions: from the arid regions to the tropics and the polar regions. Climate and hydrology determine the infrastructure requirements of mining operations and profoundly affect the nature of risks related to mining water and adjacent communities, ecosystems, and industry (Northey et al., 2016). The effect of water on rock mass stability is significant due to geological disasters and hazards such as karst failure, water influx, landslides, and dam instability. Ali et al. (2021) state that the strength of rock decreases with increasing water content, leading to increased plasticity. In addition, the mechanical properties of the rocks are affected by the water content, which leads to a decrease in uniaxial compressive strength (UCS), elastic modulus and tensile strength. As the open-pit mine deepens, the bottom pit approaches the static level of water. Unexpected water flow in deep mines can lead to reduced production, delays in operations, environmental problems, and endanger the safety of the entire mine. The presence of water increases drilling and blasting costs and necessitates waterproof explosives. It also reduces the efficiency of machinery (due to the transport of wet ore and consequently high diesel fuel consumption and increased maintenance costs associated with tires and equipment), reduces the workforce's efficiency, and increases the number of accidents and electrical problems. Also, the water pressure behind the mine walls causes the instability of bench walls. On the other hand, wet mine conditions lead to wear and tear and early equipment depreciation (Bahrami et al., 2016).

Temperature

Table 2 shows that in terms of mineralization, copper can be formed from near the earth's surface to the depths of the earth's crust, and at great depths, the earth's temperature will change significantly.

Туре	Metals	Temperature (^o C)	Depth
Telethermal	Pb, Zn,Cd,Ge	±100	Near Surface
Epithermal	Pb, Zn, Au, Ag, Hg, Sb, Cu , Se, Bi, U	50-200	Near Surface – 1.5 Km
Mesothermal	Au, Ag, Cu , As, Pb, Zn, Ni, Co, W,	200-300	1.5 km – 4.5 km
	Mo, U, etc		
Hypothermal	Au, Sn, Mo, W, Cu , Pb, Zn, As	300-600	3 km - 15 km

Table 2. Sorting earth crust metals based on depth and temperature (Arndt et al., 2015)

Studies have shown that with a change in temperature of 1°C, rock stress changes from 0.4 to 0.5 MPa, and these stress changes significantly affect the mechanical behavior of rock mass (He, 2006). As a result, temperature changes will significantly affect rock stress, slope stability, drilling, and blasting operations in deep open pits. Most rocks are brittle at low temperatures and fracture sooner, in which most of the strain before fracture is reversible (elastic). As the temperature increases, the elastic part of the strain gradually decreases and the share of plastic strain increases. Most rocks are associated with decreased strength and increased ductility (Liu and Jin, 2014). Also, the studies show that the geothermal gradient is 40°C in depth.

Operating characteristics of deep open-pit copper mines

Figure 6 shows the operational factors that are significantly different in deep open-pit mines and shallow and medium depth mines, and each of these factors is discussed in detail as follows.

Stripping ratio

The stripping ratio is the amount of overburden tonnage removed per ton of ore. High stripping ratios occur due to the higher depth of open-pit mines, intending to create space for access to the working benches (Sakantsev et al., 2014). the deeper the final pit limit, the more overburden must be extracted to mine a specific volume of ore. In other words: increasing the depth is associated with increasing the stripping ratio, and this amount in deep open-pit mines can reach tens of millions of cubic meters of overburden. This leads to higher stripping costs in deep open-pit mines. Therefore, this parameter is one of the most influential economic factors in choosing the final pit limit. The final open-pit limit is determined based on the break-even stripping ratio (BESR) (Eq. 1):

-	Stripping Ratio
onal rs	-> Production Rate
Operation	Operational Efficiency
	Ore Recovery
	Equipment's Automation and Mechanization

Figure 6. Differences of operational condition in deep open-pit mines with shallow and medium depth mines

BESR =
$$\frac{10 \text{ R. g. y} - (b + c)}{a}$$
 (1)

Where

R is the price of the final product (per kilogram),

g is grade,

y is the amount of metal recovery in the concentration, smelting and refining stages,

a is the cost of stripping one ton of overburden,

b is mining cost of one ton of ore,

and c is the cost of processing, smelting, refining, and transporting the final product to the market.

In Equation (1), BESR has a direct relation to grade (which decrease by depth) and inverse relation with stripping costs (which increases by depth). Therefore, the price of copper must be higher in the future than these days for deep open-pit mines.

Production rate

Production rates are usually not fixed over the operation's life, and the decision to increase or decrease rates depends on many factors, including economic conditions and reserve tonnage. Most mining engineers use a single rate with a fixed commodity price. Production rate is inversely related to mine life. The higher the production rate, the shorter the life of the mine. A higher production rate produces a more significant annual net profit for a shorter period, and a lower production rate produces a lower annual net profit for a more extended time. The shallower the open-pit mine, the lower the production rate can be considered to maximize mine life. Taylor (1986) developed an equation for estimating mine life based on reserve tonnage, known as Taylor's law (Eq. 2&3) :

$$T = 0.2 \ (M)^{0.25} \tag{2}$$

Production Rate
$$\left(\frac{mt}{day}\right) = \frac{M}{T \times Od}$$
 (3)

where T is the mine life, M is the total mineable reserve in metric tons, and Od is the number of working days in one year. However, Taylor's law has limitations on several factors such as transportation

capacity, mine depth and reserve geometry (Salama et al., 2017). With the open-pit mine final depth increase, mine life increases and by mine deepening and the use of high capacity machinery and advanced technology, a higher production rate can be considered for the mine. A higher production rate results in lower operating costs, while the shorter mine life maximizes the NPV of the operation. However, a higher production rate involves a superior capital cost as greater equipment and infrastructure is required.

Operation Efficiency

Operation efficiency mainly includes the efficiency of drilling, blasting, loading, and hauling. The performance of new mining machines has increased significantly due to better designs and experimental facilities, but the useful life and maintenance time has not changed much (Misita et al., 2021). The explosives effectiveness depends on many parameters, such as the holes diameter, the time between charging and blasting, the method of explosion starting, the rock mass temperature, and the conditions of the charging units (Mertuszka et al., 2020). the higher the efficiency of the operation, the lower the operating costs and environmental damage. The efficiency of deep open-pit mines using high-capacity technology and machinery is higher than that of shallow open-pit mines.

Mineral Recovery

Mineral recovery ratio can be expressed with the Eq. (4-6) as follows (Zhang et al., 2021b):

$$R_s = \frac{W_{out}}{W_{rcs}} \times 100\% \tag{4}$$

$$R_m = \frac{W_{out}}{W_{rcv}} \times 100\%$$
⁽⁵⁾

$$R_p = \frac{W_p}{W_{out}} \times 100\% \tag{6}$$

Where

 R_s is the mineral recovery ratio in the resource,

 W_{out} is the mineable deposit,

 W_{rcs} is the remained deposit in the resource,

 R_m is the mineral recovery percentage in the mining stage,

 W_{rcv} is the remained deposit in the reserve,

 R_p is the mineral recovery percentage at the processing stage,

and W_p is the production at the processing stage.

Resource recovery depends on many factors such as production planning, mining method, geological and geotechnical conditions, geological explorations, drilling and blasting plans, grade control, seismic events, rock bursting, and production, price, and management.

Equipment's Automation and Mechanization

Mining technologies have evolved and improved over time. Today, the mining sector faces technological and digital innovations. "Automation", "robotics", "Internet of Things", "big data", "real-time data", "machine learning", "artificial intelligence" and "3D printing" are key technologies for the mining industry. However, the use of technology and digital technologies largely depends on the production. Deeper mines appear to select and employ technologies tailored to their needs, while

operations with lower production rates do not implement existing digital tools and hardware technologies to the same extent (Barnewold and Lottermoser, 2020). Internationally the focus of mining automation and mechanization tools and technics has been in large-scale mines: large capital is deployed, and ensuring its effective use by increasing production scale is essential. However, these machines and tools have high capital and operating costs, and significant non-mining technical skills are needed to install and maintain them (Aguirre-Jofré et al., 2021).

RESULTS AND DISCUSSION

By comparing the factors assessed in this study (Figures 4 & 7) with the factors studied in LCA Recipe studies (Figure 3), it can be seen that many essential factors in the LCA studies are ignored. Table 4 shows the parameters set for a complete environmental assessment model in the columns and the LCA studies performed in the rows. According to this table, so far, no researcher has provided a complete assessment of the geological, geomechanical, and operational conditions of deep open-pit copper mines. Tables 5 and 6 show the results of comparing the situation in deep open-pit copper mines by shallow and medium depth mines.

Table 4. Parameters assessed in LCA studies of co	copper mines by different researchers (2012-2021)
---	---

Factor Scientist	Mineralogy and Petrology	Ure genesis	Geological Tolds	Average grade	cut-orr grade	IVIINADIE KESErve	Ground Stress	siope stability	kock Strengtn	Hyarology	i emperature	stripping katio	Uperational Efficiency	Ure kecovery	Wechanization	Automation and Mechanization
(Zhang et al., 2021a)																
(Dong et al., 2020)																
(Islam et al., 2019)																
(Kuipers et al., 2018)																
(Hong et al., 2018)																
(Song et al., 2017)																
(Beylot and Villeneuve, 2017)																
(Kulczycka et al., 2016)																
(Wang et al., 2015)																
(Song et al., 2014)																
(Memary et al., 2012)																
(Vieira et al., 2012)																

CONCLUSION

In today's world, the use of minerals for the advancement and growth of life is inevitable. However, what matters is mining in line with sustainable development goals. To this end, mining companies should, in addition to technical and economic assessments, include environmental impact assessments from the initial stages of project design on their agenda. Mine planners have used many models for EIA of mines. The LCA method is one of the widely used EIA methods with limited application in the mining sector. The reason for this is the wide range of mining activities, the problems of collecting the necessary data to perform life cycle assessment, and the inability of this method to take into account qualitative factors. This becomes especially important as the existing open-pit mines go deeper in the future. The lack of an environmental assessment model that examines the condition of deep open-pit mines will pose numerous challenges for engineers. For this purpose, the geological, geomechanical, and operational condition of deep open mines was evaluated in this study. Identifying these factors is the first step in designing a comprehensive environmental impact assessment model.

Table 5. Comparing geomechanical and geological conditions in deep open-pit mines with shallow and medium depth open-pit mines

	Impacting factor	Details	Condition in shallow and medium depth open-pit mines	Condition in Deep open-pit mines		
	Mineralogy and Petrology	The mineralogical composition of a copper mineral deposit near the surface is different from the depths.	The argillic alteration forms near the surface.	The potassic alteration occurs in depths.		
Geomechanical and Geological Factors	Ground stress	The deeper the mine, the greater the ground stress.	Lower	Higher		
	Rock strength	The deeper the mine, the greater the Rock strength.	Lower	Higher		
	Hydrology	As the depth of the mine increases, water problems become more acute due to the approach to the aquifer surface.	Lower	Higher		
	Temperature	The geothermal gradient is 30°C at low depths and 40°C at about 1000 meters.	Lower	Higher		
	Grade	Grade of porphyry copper decrease to the boundary and depth of the deposit	Higher	Lower		

Table 6. Comparing operational conditions in deep open-pit mines with shallow and medium depth open-pit mines

	Impacting factor	Details	Condition medium mines	in shallow and depth open-pit	Condition in Deep open-pit mines
	Stripping Ratio	The depth of mining has a direct influence on the SR.	Lower		Higher
	Production rate	Production rate is inversely related to mine life and directly related to minable reserve tonnage.	Lower		Higher
Operati	Operation efficiency	Operation efficiency mainly includes the efficiency of drilling, blasting, loading, and hauling.	Lower		Higher
factors	Ore recovery	The ore recovery in open-pit mines varies according to the deposit's geometry and slope stability.	Higher		Lower
	Equipment's Automation and Mechanization	The use of automation and digital technologies largely depends on production.	Lower		Higher

REFERENCES

- Aguirre-Jofré, H., Eyre, M., Valerio, S., Vogt, D. (2021). Low-cost internet of things (IoT) for monitoring and optimising mining small-scale trucks and surface mining shovels. *Automation in Construction*, 131, 103918.
- Ali, M., Wang, E., Li, Z., Jia, H., Li, D., Jiskani, I. M., Ullah, B. (2021). Study on Acoustic Emission Characteristics and Mechanical Behavior of Water-Saturated Coal. *Geofluids*, 2021.
- Amirshenava, S., Osanloo, M. (2019). A hybrid semi-quantitative approach for impact assessment of mining activities on sustainable development indexes. *Journal of Cleaner Production*, 218, 823-834.
- Arndt, N., Kesler, S., Ganino, C. (2015). *Metals and society: An introduction to economic geology*, Springer.
- Bahrami, S., Ardejani, F. D., Baafi, E. (2016). Application of artificial neural network coupled with genetic algorithm and simulated annealing to solve groundwater inflow problem to an advancing open pit mine. *Journal of Hydrology*, 536, 471-484.
- Barnewold, L., Lottermoser, B. G. (2020). Identification of digital technologies and digitalisation trends in the mining industry. *International Journal of Mining Science and Technology*, 30, 747-757.
- Beylot, A., Villeneuve, J. (2017). Accounting for the environmental impacts of sulfidic tailings storage in the Life Cycle Assessment of copper production: A case study. *Journal of Cleaner Production*, 153, 139-145.
- Chiaradia, M., Caricchi, L. (2017). Stochastic modelling of deep magmatic controls on porphyry copper deposit endowment. *Scientific reports*, **7**, 1-11.
- Dong, D., Van Oers, L., Tukker, A., Van Der Voet, E. (2020). Assessing the future environmental impacts of copper production in China: Implications of the energy transition. *Journal of Cleaner Production*, 274, 122825.
- Dong, L., Tong, X., Li, X., Zhou, J., Wang, S., Liu, B. (2019). Some developments and new insights of environmental problems and deep mining strategy for cleaner production in mines. *Journal of Cleaner Production*, 210, 1562-1578.
- Gustafson, L. (1978). Some major factors of porphyry copper genesis. *Economic Geology*, 73, 600-607.
- He, M. 2006. Rock mechanics and hazard control in deep mining engineering in China. *Rock Mechanics In Underground Construction: (With CD-ROM).* World Scientific.
- Heidari, M., Osanloo, M. Sustainability Assessment of Angouran Lead and Zinc Mining Complex. Proceedings of the 27th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection-MPES 2018, 2018 Santiago, Chile. Springer, Cham, 523-534.
- Heidari, M., Osanloo, M. (2021). A review of environmental impact assessment (EIA) and life cycle assessment (LCA) methods in the mining project. *The second national conference on Data Mining in Earth sciences*. Arak, Iran.
- Hong, J., Chen, Y., Liu, J., Ma, X., Qi, C., Ye, L. (2018). Life cycle assessment of copper production: a case study in China. *The International Journal of Life Cycle Assessment*, 23, 1814-1824.
- Huijbregts, M. A., Steinmann, Z. J., Elshout, P. M., Stam, G., Verones, F., Vieira, M., Zijp, M., Hollander, A., Van Zelm, R. (2017). ReCiPe2016: a harmonised life cycle impact assessment method at midpoint and endpoint level. *The International Journal of Life Cycle Assessment*, 22, 138-147.
- Icmm 2012. Role of mining in national economies. *Mining's contribution to sustainable development* International Council on Mining and Metals.
- Islam, K., Vilaysouk, X., Murakami, S. (2019). Integrating remote sensing and life cycle assessment to quantify the environmental impacts of copper-silver-gold mining: A case study from Laos. *Resources Conservation and Recycling*, 154, 104630.

- Kuipers, K. J., Van Oers, L. F., Verboon, M., Van Der Voet, E. (2018). Assessing environmental implications associated with global copper demand and supply scenarios from 2010 to 2050. *Global Environmental Change*, 49, 106-115.
- Kulczycka, J., Lelek, Ł., Lewandowska, A., Wirth, H. & Bergesen, J. D. 2016. Environmental impacts of energy-efficient pyrometallurgical copper smelting technologies: The consequences of technological changes from 2010 to 2050. *Journal of Industrial Ecology*, 20, 304-316.
- Liu, Z., Jin, D. Experimental research of rock strength and permeability characteristics under different confining and hydraulic pressure. 12th International Mine Water Association Congress (IMWA 2014): An Interdisciplinary Response to Mine Water Challenges, 2014. 183-186.
- Memary, R., Giurco, D., Mudd, G. & Mason, L. 2012. Life cycle assessment: a time-series analysis of copper. *Journal of Cleaner Production*, 33, 97-108.
- Mertuszka, P., Szumny, M., Fuławka, K. & Nikolov, S. 2020. Field evaluation of mine blasting efficiency. SWS Journal of Earth and Planetary Sciences, 2, 1-16.
- Misita, M., Brkić, V. S., Brkić, A., Kirin, S., Rakonjac, I. & Damjanović, M. 2021. Impact of Downtime Pattern on Mining Machinery Efficiency. *Structural Integrity and Life*, 21, 29-35.
- Naseem, S., Fu, G. L., Mohsin, M., Rehman, M. Z.-U. & Baig, S. A. 2020. Semi-Quantitative Environmental Impact Assessment of Khewra Salt Mine of Pakistan: an Application of Mathematical Approach of Environmental Sustainability. *Mining, Metallurgy & Exploration*, 37, 1185-1196.
- Northey, S. A., Mudd, G. M., Saarivuori, E., Wessman-Jääskeläinen, H. & Haque, N. 2016. Water footprinting and mining: Where are the limitations and opportunities? *Journal of Cleaner Production*, 135, 1098-1116.
- Pahlevani, D., Osanloo, M. 2015. Resumption of Deep Open-Pit Mining as a Future Challenge. Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry (APCOM): Proceedings of the 37th International Symposium. USA.
- Rimmelin, R., Vallejos, J. 2020. *Rock mass behaviour of deep mining slopes: a conceptual model and implications*.
- Saffari, A., Ataei, M., Sereshki, F., Naderi, M. 2019. Environmental impact assessment (EIA) by using the Fuzzy Delphi Folchi (FDF) method (case study: Shahrood cement plant, Iran). *Environment, Development and Sustainability*, 21, 817-860.
- Sakantsev, G. G., Sakantsev, M. G., Cheskidov, V. I., Norri, V. K. 2014. Improvement of deep-level mining systems based on optimization of accessing and open pit mine parameters. *Journal of Mining Science*, 50, 714-718.
- Salama, A., Nehring, M., Greberg, J. 2017. Financial analysis of the impact of increasing mining rate in underground mining, using simulation and mixed integer programming. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 117, 365-372.
- Sillitoe, R. H. 2010. Porphyry copper systems. *Economic geology*, 105, 3-41.
- Song, X., Pettersen, J. B., Pedersen, K. B., Røberg, S. 2017. Comparative life cycle assessment of tailings management and energy scenarios for a copper ore mine: A case study in Northern Norway. *Journal of Cleaner Production*, 164, 892-904.
- Song, X., Yang, J., Lu, B., Li, B., Zeng, G. 2014. Identification and assessment of environmental burdens of Chinese copper production from a life cycle perspective. *Frontiers of Environmental Science & Engineering*, 8, 580-588.
- Torre, L. D. L., Espi, J. A. 2019. Making sense of the geology in the copper mining economy. *Boletin Geologico y Minero*, 130, 133-159.
- Vieira, M. D. M., Goedkoop, M. J., Storm, P., Huijbregts, M. A. J. 2012. Ore Grade Decrease As Life Cycle Impact Indicator for Metal Scarcity: The Case of Copper. *Environmental Science & Technology*, 46, 12772-12778.
- Wang, H. T., Liu, Y., Gong, X. Z., Wang, Z. H., Gao, F., Nie, Z. R. Life cycle assessment of metallic copper produced by the pyrometallurgical technology of China. Materials Science Forum, 2015. Trans Tech Publ, 559-563.

- Zhang, W., Li, Z., Dong, S., Qian, P., Ye, S., Hu, S., Xia, B., Wang, C. 2021a. Analyzing the environmental impact of copper-based mixed waste recycling-a LCA case study in China. *Journal of Cleaner Production*, 284, 125256.
- Zhang, Z.-X., Hou, D.-F., Aladejare, A., Ozoji, T., Qiao, Y. 2021b. World mineral loss and possibility to increase ore recovery ratio in mining production. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 1-22.

LONG TERM PRODUCTION SCHEDULING OPTIMIZATION IN AN UNDERGROUND PB/ZN MINE

M. Shenavar¹, M. Ataee-pour¹, M. Rahmanpour¹

¹Department of Mining and Metallurgical Engineering, Amirkabir University of Technology, Tehran, Iran (*Corresponding author:m_shenavar@aut.ac.ir)

ABSTRACT

Production scheduling optimization in mining activities has a significant effect on mining economics. In general, production scheduling in the mining process includes long-term, medium-term, and short-term scheduling. Long-term production scheduling is a strategic plan for mining operations. In contrast, the medium-term mine production schedule provides an operational scheme for mining while tracking the strategic plan, and it is also divided into short-term periods. In this paper, a mathematical optimization framework based on integer linear programming (IP) models is developed for long-term production scheduling in an underground Pb/Zn mine with the sublevel-caving method. Sublevel caving is one of the main underground mining methods for hard rock mining, and limited studies have been done about its long-term production scheduling. The objective of this mathematical model is the maximization of the net present value (NPV) of the mining process. The model contains acceptable technical and operational constraints of the sublevel caving method. The model was applied on an economic block model of the Gooshfil Pb/Zn mine, and the maximum NPV is determined. Comparing the results with the conventional scheduling method shows a 14% increase in NPV of the operation.

Keywords: Underground Mining, Production Scheduling, sublevel-caving method, NPV

INTRODUCTION

Optimization of production scheduling is a key aspect for both surface and underground mines that in the underground mines has received less attention than in the surface mines. This is due mainly to the diversity of underground mining methods and the complexity of underground mining parameters. The open-pit mining method has great importance among surface mining methods, and there are many studies to optimize this method that; over the past decades, there have been many gains in this regard. Today, optimization in the open-pit mines is an integral part of designing and planning. Optimization of the ultimate mine limit and production planning in other surface mining methods has not improved so much. Studies on optimization and planning in these methods are very limited and primitive (Shenavar et al., 2018). The algorithms of pit limit optimization are numerous and more than the algorithms available for underground methods. The true optimum solution is guaranteed for the pit limit optimization, and several computer packages are available to the industry. However, only a few algorithms have been developed to optimize ultimate stope boundaries in underground mines (Ataeepour M., 2005).

Production scheduling defines the mining sequence and the tonnages and grades to be mined throughout the mine life. The scheduling problems are usually complex due to the nature and variety of the constraints (Pourrahimian Y., 2013). Long, medium and short-term are three-time horizons for production scheduling. The long-term mine production scheduling provides a strategic plan for the mining operations. In contrast, the medium-term mine production schedule provides an operational scheme for mining while tracking the strategic plan. Medium-term schedules include more detailed information that allows for a more accurate design of ore extraction from a special area of the mine or

information that would allow for necessary equipment substitution or the purchase of needed equipment and machinery. The medium-term schedule is also divided into short-term periods. A long-term production schedule contains fewer details than a short-term plan. However, a long-term plan includes clear definitions of mining reserves, production sequence, and production rate.

Various models have been developed to optimize the production planning in underground mining methods, and in general, none of these models have been commercialized. Most of them are short-term planning models with the objective of minimizing production deviations from the existing manual non-optimized long-term program (Williams et al., 1973; Gillenwater, 1988; Chanda, 1990; Jawed, M. 1993; Winkler, 1998; Topal, 2003; Rahal et al., 2003; Rubio and Diering, 2004; Kuchta et al., 2004; Sarin and Hansen, 2005; Newman and Kuchta, 2007). Some of these models are formulated for a specific mining operation, and they must be modified before applying to other cases (Carlyle and Eaves, 2001; McIsaac, 2005). Some models do not have real optimal solutions, which are some expert-oriented search-based methods (Fava et al., 2013; O'Sullivan and Newman, 2015; Magda, 1994; Whitchurch et al., 1996). In developing these underground mining production scheduling models, various objective functions are presented, such as profit maximization (Epstein et al., 2003) and project time minimization (Zimmermann, 2010). Recently some models have been developed with the objective function of NPV maximization for long-term production scheduling (Pourrahimian, Y., 2013; Shenavar et al., 2020).

Caving methods are favored among underground mining methods because of their low cost and high production rates. One of these methods is the sub-level caving method, which has gained popularity in hard rock mining methods due to its low operating cost and high productivity. There are limited studies about its long-term production schedule optimization. In this paper, a mathematical model is presented to sublevel caving production scheduling with the objective of NPV Maximization, and it is applied on a Pb/Zn mine of Iran.

MATERIAL AND METHODS

A new mathematical production scheduling model is developed for the sublevel caving method in this paper, and it is applied on the Gooshfil Pb/Zn mine of Iran. The floating stope optimizer is used to determine ultimate stope boundaries, and, in this section, the used material and methods are defined.

Floating Stope Optimizer

Floating Stope is a technique implemented in the DATAMINE package (Mineral Industries Computing Limited) to determine an ore reserve's optimal limits (boundaries), which may be economical to be extracted by underground mining methods. The general concept of the floating stope approach was outlined in 1995 as a search-based and heuristic approach, analogous to the Moving Cone method for pit limit optimization (Alford, C., 1995).

The term Floating Stope is derived from the technique of floating a minimum stope shape through the ore body and evaluating the grade of material inside the stope at any position. In that regard, two envelopes will be created. The maximum envelope is the union of all possible economic stope positions, while the minimum envelope is found by taking the union of all best grade stope positions for every ore block in the ore body. The envelopes provide a limit for the engineer to design final stope positions, with the recommendation that the minimum envelope should be used as the guide in the first instance.

Sublevel Caving Mining Method

Sublevel Caving is one of the most advanced mining methods. This method is usually undertaken when mining the ore body through an open pit is no longer economically viable. In Sublevel Caving,

mining starts at the top of the ore body and develops downwards. Ore is mined from sublevels spaced at regular intervals throughout the deposit (Figure 1). A series of ring patterns is drilled and blasted from each sublevel, and the broken ore is mucked out after each blast. Sublevel Caving can be used in ore bodies with very different properties, and it is an easy method to mechanize. This method is normally used in massive, steeply-dipping ore bodies with considerable strike length. In this method, dilution and ore loss are usually high.



Figure 1 .Sublevel caving method

Gooshfil Pb/Zn Mine of Iran

Gooshfil Pb/Zn mine is located in the central part of Iran. It is an underground mine that operates with a sublevel caving method. Gooshfil mine was an open-pit mine until 2006. After that, because of the ore body depth, it changed to an underground mine with a sublevel caving method. This mine has an annual production capacity of 300,000 tons.

PROBLEM DEFINITION

The sublevel caving method is used in orebodies with very different properties, and it is easy to mechanize. Sublevel caving is used to mine large steeply dipping tabular or massive orebodies. In this method, the ore is extracted via sublevels which are developed in the orebody at regular vertical spacing. Each sublevel has a systematic layout of parallel drifts, along with or across the orebody. In this method, mining starts at the top of the ore body and develops downwards. Ore is mined from sublevels spaced at regular intervals throughout the deposit. A series of ring patterns is drilled and blasted from each sublevel, and the broken ore is mucked out after each blast. The mining cycle is illustrated in Fig. 2.



Figure 2 . Sublevel caving sequencing

As shown in Fig. 2, if the numbers inside each block represent the economic value of that block different NPVs are achievable for various mining sequences, so it shows that the production scheduling with the objective of maximizing NPV is applicable for the sublevel caving method. This shows the importance of production scheduling in reaching the objective of NPV maximization and satisfying the mining constraints.

In Fig. 3(a), the three-dimensional model of a cylindrical ore reserve near the surface part was mined by the open-pit method is shown schematically. As shown in Fig. 3 (b) and (c), sublevel openings can be excavated from different directions, and therefore, it is possible to extract this reserve in different directions. So, it is clear that development direction and production sequencing can make different NPVs for the mining operation. So, different NPVs are achievable for various mining sequences, and the production scheduling with the objective of NPV maximization is applicable for the sublevel caving method. In order to optimize the mining sequence, a new mathematical model is presented in this study that is suited for sublevel caving operations.



Figure 3. A hypothetical block model MATHEMATICAL MODEL

The long-term production scheduling plan of the sublevel mining method with the objective of maximizing the NPV of the mining process is formulated within an integer linear programming framework. The schematic block model in three-dimensional space is shown in figure 4.



Figure 4. Schematic block model in three-dimensional space

Sets, Parameters and Decision Variable

- *I:* the number of blocks in x coordinate (Fig. 4),
- *J:* the number of blocks in z coordinate (Fig. 4),
- *K*: the number of blocks in y coordinate (Fig. 4),
- T: the number of scheduling periods,
- B_{i,j,k}: the block located in horizontal location *i* and vertical location *j*
- P_{i,j,k}: the amount of rock in block B_{i,j,k}
- BEV_{i,i,k}: the economic value of B_{i,i,k},
- *d:* discount rate,
- *ppy (production per year):* the maximum annual production capacity.
 - $x_{i,i,k,t} = \begin{cases} 1 & \text{If } B_{i,j,k} \text{ to be extracted in period } t \end{cases}$

$$(i,j,k,t) = \{0 \text{ Otherwise } \}$$

Objective Function

The objective function of the model for maximizing mining operation NPV is given in Eq. 1.





Т

Two sets of constraints are taken into consideration. The first set is related to reserve and production capacity, and the second set deals with the sequence of blocks extraction in different coordinates. The constraints are given in Eq. 2-5.

$$\sum_{k=1}^{n} x_{i,j,k,t} \le 1 \qquad \forall i=(1,...,l); j=(1,...,L); k=(1,...,K); t \in T$$
(2)

$$\sum_{i=1}^{t=1} \sum_{j=1}^{J} \sum_{k=1}^{K} P_{i,j,k} x_{i,j,k,t} = ppy \quad \forall t \in T$$

$$x_{i+1,j,k,t'} \leq x_{i,j,k,t} \quad \forall i=(1,...,l); j=(1,...,J); k=(1,...,K); t,t' \in T; t' \leq t$$

$$x_{i-2,j+1,k,t'} \leq x_{i,j,k,t} \quad \forall i=(1,...,l); j=(1,...,J); k=(1,...,K); t,t' \in T; t' \leq t$$
(3)

In this model, Eq. 2 is the reserve constraint and ensures that each block to be mined ones. Eq. 3 controls production capacity, and it ensures that the number of blocks that must be mined each year does not exceed the predetermined capacity. Eqs. 4 and 5 are the most important technical and operational constraints in the sublevel caving method, and they are related to the sequence of blocks extraction. They are originated from the roof caveability. According to the principles of the sublevel caving method, extraction of some blocks involves the extraction of some other blocks, which is called precedence constraints (Eq. 4-5). For direction i, the constraint is given in constraint 4. According to this constraint for example extraction of block B_{212} involves the extraction of block no. B_{112} . For the direction k, extraction of block B_{122} involves the extraction of blocks B_{111} , B_{112} and B_{113} which is given in Eq. 5. It should not be forgotten that the precedence of the extraction of blocks discussed in these constraints is affected by roof caveability and geomechanical parameters, which is unique in each mining operation and it must be determined for different mines.

APPLING THE MODEL

The presented MILP model (Eq. 1-5) is generated using the MATLAB programming platform. The model is applied on the Gooshfil mine block model. As mentioned before, Gooshfil is an underground Pb/Zn mine located in the central part of Iran. The annual production capacity of the mine is 300,000 tons, and the geometry of the sublevel mining method is shown in Figure 5.



Figure 5. Geometry of the sublevel mining method in Gooshfil mine

As shown in fig.1, the horizontal distance between the sublevel drifts (S_D) is 10 meters, the vertical distance between the sublevels (h_B) is 10 meters, the height of the mining stopes is 20 meters and the depth of extraction sections (fired sections in each stage) is 2 meters. The block model of the Gooshfil mine is shown in figure 6.



Figure 6. Block model of Gooshfil mine

After generating the block model, ultimate stope boundary is determined using the floating stope algorithm. Using this optimizer, in addition to optimizing the ultimate stope boundary, it removed about 20% of the blocks inside the model (less than 3% of reserve) that were not dimensionally suitable for the stope geometry. So, it results in a significant reduction in computation time. The model is applied on the Gooshfil block model presented in Fig. 6. This block model is formed with the shape of a rhombus cube (the real blocks in the sublevel caving method are rhombus-shaped) with dimensions of 5 * 10 * 20 cubic meters. In this block model, with the opinion of experts, geomechanical conditions and roof caveabilty, have been considered. The average grade of ore is 7.6% lead and zinc in this section. Other assumptions are as below:

- the number of scheduling periods is 5 years,
- discount rate is 10%,
- the minimum and maximum annual production rates are equal 280000 to 320000 tons per year,
- the minimum number of blocks that a sublevel must be in advance from its underlying sublevel is 3 blocks,
- the maximum number of active sublevels in each period is not considered in this mine.

The model optimizes the mining sequence such that the NPV is maximized. The maximum achievable NPV for the Gooshfil block model is M\$34.7, and the optimum mining sequencing is shown in Fig. 7.



Figure 7. Production sequencing for achieving maximum NPV

The current production plan of the mine (the current development network is shown in figure 8), which was done manually, is such that the sublevels are mined in order. After the completion of one sublevel, it is possible to extract the next sublevel. According to this program, the net present value of the extraction of residual reserves by the manual method will be equal to M\$ 30,4. Which the optimal production program resulting from solving the proposed mathematical model is 14% more than it.



Figure 8. The current development network of the Gooshfil mine

Since the objective is to maximize NPV in production planning, high-grade reserves are extracted sooner. Figure 9 shows the average annual extraction grade of lead and zinc. As shown in figure 8, the extraction grade graph increases in the first year and decreases in the following years of the mine life.





CONCLUSION

In this paper, a mathematical IP model is developed for optimization long-term production scheduling of sublevel caving mining method with the objective of net present value (NPV) maximization. This IP model is formulated for technical constraints that are present in sublevel mining methods. Considering these constraints will lead to a practical mining sequence that maximizes the NPV of the mining operation. The model is applied on a lead and zinc mine of Iran. In that regard, in order to determine the optimum stope boundary, a floating stope algorithm is used. Then, a minable stope envelope is determined prior to the application of the model. In that regard, the blocks that are not selected by the envelope are removed from the model. This will considerably reduce the number of blocks that improves the running time. Applying the production scheduling model optimizes the mining sequence in the Gooshfil mine and the maximum NPV that achieved equals M\$34.7. Comparing the results with the conventional scheduling method shows a 14% increase in NPV of the operation.

REFERENCES

Alford, C., (1995), Optimization in underground mine design, APCOM 25, 213-218.

- Ataee-pour, M., (2005), A critical survey of the existing stope layout optimization techniques. Journal of Mining Science, Vol. 41, No. 5, 447-466
- Carlyle, W. M., Eaves. B. C. (2001), Underground planning at Stillwater Mining Company. Interfaces 31(4) 50–60
- Chanda, E. K. C. (1990), An application of integer programming and simulation to production planning for a strati form ore body. Mining Sci. Tech. 11(2) 165–172
- Edward Lee Gillenwater, (1988), An integrated model for production planning and scheduling in underground coal mining, Doctor of Business dissertation, University of Kentucky
- Epstein, R., Gaete, S. Caro, F. Weintraub, A. Santibañez, P. Catalan. J. (2003), Optimizing long term planning for underground copper mines. Proc. Copper 2003-Cobre 2003, 5th Internat. Conf., Vol I, Santiago, Chile, CIM and the Chilean Institute of Mining, 265–279
- Fava, L. Saavedra-Rosas, J. Tough V. and Haarala, P. (2013), Heuristic Optimization Of Scheduling Scenarios For Achieving Strategic Mine Planning Targets, the 23rd World Mining Congress, Montreal, Canada
- Jawed, M. (1993), Optimal production planning in underground coal mines through goal programming: A case study from an Indian mine. J. Elbrond, X. Tang, eds. Proc. 24th Internat. Appl. Comput. Oper. Res. Mineral Indust. (APCOM) Sympos., CIM, Montréal, 44–50

- Kuchta, M., Newman, A. Topal. E. (2004), Implementing a production schedule at LKAB's Kiruna Mine. Interfaces 34(2) 124–134
- Magda, R. (1994), Mathematical model for estimating the economic effectiveness of production process in coal panels and an example of its practical application. Internat. J. Prod. Econom. 34(1) 47–55.
- McIsaac, G., (2005), Long-term planning of an underground mine using mixed-integer linear programming, CIM Bulletin, Vol. 98, No.1089, 1–6
- Newman, A., Kuchta. M. (2007), Using aggregation to optimize long-term production planning at an underground mine. Eur. J. Oper. Res. 176(2) 1205–1218
- O'Sullivan, D. Newman, A. (2015), Optimization-based heuristics for underground mine scheduling, European Journal of Operational Research, Volume 241, Issue 1, Pages 248–259
- Shenavar, M. Ataee-pour, M. Rahmanpour M.; (2018), Production Scheduling in Sublevel Caving Method with the Objective of NPV Maximization; 27th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, Santiago, Chile
- Shenavar, M. Ataee-pour, M. Rahmanpour M.; (2020), A New Mathematical Model for Production Scheduling in Sub-level Caving Mining Method; Journal of Mining and Environment (JME); Vol. 11, No. 3, 2020, 765-778. DOI: 10.22044/jme.2020.9139.1804
- Subhash C. Sarin, Jan West-Hansen, (2005), The long-term mine production scheduling problem, JournalIIE Transactions, Volume 37, 2005 Issue 2
- Pourrahimian, Y., (2013), Mathematical programming for sequenceoptimization in block cave mining, Doctor of Philosophy Thesis, Department of Civil and Environmental Engineering, Edmonton, Alberta
- Rahal, D., M. Smith, G. Van Hout, A. Von Johannides. (2003), The use of mixed integer linear programming for long-term scheduling in block caving mines. F. Camisani-Calzolari, ed. Proc 31st Internat. Appl. Comput. Oper. Res. Mineral Indust. (APCOM) Sympos., SAIMM, Cape Town, South Africa, 123–131
- Rubio, E., Diering. E. (2004), Block cave production planning using operation research tools. A. Karzulovic, M. Alfaro, eds. Proc. MassMin 2004, Instituto de Ingenieros de Chile, Santiago, Chile, 141–149
- Schulze, M. Zimmermann, J. (2010), Scheduling in the Context of Underground Mining, Operations Research Proceedings, DOI 10.1007/978-3-642-20009-0_96
- TOPAL, E. (2003), Advanced underground mine scheduling using mixed integer programming. PhD thesis, Colorado School of Mines, Colorado.
- Whitchurch, K. Cram, A.A. Ozawa, N. and Koizumf K. (1996), Underground and open-cut coal scheduling using expert systems; 26th apcom proceedings; 339-346
- Williams JK, Smith L, Wells PM (1973), Planning of underground copper mining.10th Internat. Appl. Sympos. Appl. Comput. Mineral Indust. (APCOM), Johannesburg, South Africa, 251–254
- Winkler, B. (1998), System for quality oriented mine production planning with MOLP. Proc. 27th Internat. Appl. Comput. Oper. Res. Mineral Indust. (APCOM) Sympos., Royal School of Mines, London, 53–59

MALIYET YAKLAŞIMI İLE ERKEN EVRE KÖMÜR SAHALARININ DEĞERLEMESİ VALUATION OF EARLY-STAGE COAL FIELDS BY COST APPROACH

M. Aktan^{1,} *, A.E. Tercan²

 ¹ Türkiye Kömür İşletmeleri Kurumu Genel Müdürlüğü, Ankara (*Sorumlu yazar: metin.aktan@gmail.com)
 ² Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara

ÖZET

Madencilik sektöründe üretilen halka açık raporlar; 1) Arama Sonuçları, Maden Kaynak / Maden Rezerv Kestirimi ve 2) Maden Değerleme raporları olmak üzere iki ana kategoriye ayrılabilir. Dünyada birinci kategoride raporlama yapan birçok uzman kişi varken, değerleme yapan kişi sayısı oldukça sınırlıdır. Bunun önemli bir nedeni Maden Değerlemenin yeni gelişen bir disiplin olmasıdır. Değerlemenin temel amacı, incelenen maden varlığının piyasa değerini belirlemektir. Ülkemizde maden sahalarının değerlemesi ile ilgili yeterli sistematik çalışma bulunmamaktadır. Değerleme yapılacak sahaların öncelikle uluslararası değerleme yaklaşımlarındaki kod esaslarına göre ve konusunda uzman değerlemeciler tarafından yapılması gerekmektedir. Bu çalışmada; Türkiye'de bulunan ve henüz işletilmemiş erken evre arama aşamasındaki iki adet kömür sahasının değerlemesi yapılmıştır. Sahaların özelliklerinden dolayı değerleme çalışmasında "Maliyet Yaklaşımı" kullanılmış olup, kömür sahalarındaki maden varlıkları ile ilgili bilgi düzeylerinin yanı sıra, kaynak miktarına ait parasal tutarlar ve yapılan harcamalarını bugünkü değerleri hesaplanarak birbirileriyle kıyaslamaları yapılmıştır. Çalışmada, "Arama Harcamalarının Katları" ve "Kilburn Yerbilim Faktörü" gibi yöntemler kullanılarak değerleme tahminlerine ulaşılmıştır. Sonuçlar, maden varlıkları ile ilgili kaynak miktarı ve kalitesinin yanı sıra artan bilgi miktarının ve güvenilirliğinin saha değerini arttıran önemli bir unsur olduğunu göstermiştir.

Anahtar Kelimeler: Kömür değerleme, maden sahası değerleme, maliyet yaklaşımı, Kilburn Faktörü (KYY), Arama Harcamalarının Katları (AHK) Yöntemi.

ABSTRACT

The Public Reports issued in the mineral industry can be divided into two main categories: 1) Reports on Exploration, Mineral Resource / Mineral Reserve estimation and 2) Reports on Valuation of Mineral Assests. While there are many experts disclosing reports for the former in the world, the number of valuators are quite limited. An important reason for this situation is that mine valuation is an emerging discipline. The main purpose of valuation is to determine the market value of the mineral asset. There are not enough systematic studies on the valuation of Mineral Assests in our country. First of all, the Mineral Assests to be valuated must be studied by Practitioners according to the code principles based on international valuation approaches. In this study, two unexploited coal fields of Turkey in the early exploration stage were valuated. Due to the characteristics of the fields, the "Cost Approach" was used in the valuation study and the monetary amounts of the resource and the present values of the expenditures were calculated and compared with each other, as well as the knowledge level about the Mineral Assets in the coal fields. In the study, valuation estimates were obtained by using methods such as Multiples of Exploration Expenditures and Kilburn Factor. The results showed that the resource and quality of the

mineral assets, as well as the increased amount and reliability of information about the field, is an important factor that affects the valuation.

Keywords: Coal valuation, mining field valuation, Cost Approach, Kilburn Method, Multiples of Exploration Expenditures Method.

GIRİŞ

Maden varlığı; dar kapsamda maden potansiyelini, maden kaynağını, maden rezervini, üretim yapan bir madeni ya da maden stoğunu içerir. VALMIN (2015) kod maden sahalarını (1) arama sahaları, (2) ileri arama sahaları, (3) ön-hazırlık projeleri, (4) hazırlık projeleri ve (5) üretim yapan madenler şeklinde sınıflandırmıştır.

Değer, bir maden varlığının mülkiyetine sahip olmanın bir ölçüsüdür. Maden değerleme incelemelerinde kullanılan çeşitli değer türleri vardır (Gentry ve O'Neil, 1984). Bunlar: 1) Piyasa değeri, 2) Tam parasal değer, 3) Hurda değeri, 4) İkame değeri, 5) Defter değeri, 6) Takdir edilmiş değer, 7) Sigorta değeridir.

Burada önemli olan maden varlığının pazar ya da piyasa değeridir. Bir maden varlığının piyasa değeri *(market value),* değerleme tarihinde açık pazarda istekli bir satıcıya istekli bir alıcı tarafından maden varlığı için ödenen parasal tutardır. Bu süreçte her iki tarafın bir zorlama olmadan ve bilinçli bir şekilde hareket ettiği kabul edilir. Pazar değeri, satıcı ve alıcının isteklilik derecesi ve satışın koşulları ile değişir. Piyasa değeri uluslararası mahkemelerce 'bir sahanın bilinçli bir satıcı tarafından bilinçli bir alıcıya satıldığı nakdi değer' olarak tanımlanmıştır. Pazar değeri, pazar koşulları ve beklentiler değiştikçe değişen dinamik bir özelliğe sahiptir. Maden ekonomistleri, değerleyiciler ve vergi görevlileri daha çok maden sahalarının kestirilen pazar değeri ile ilgilidirler. Çünkü belirli bir maden sahasına ilişkin pazar değeri, pazarda gerçekleştirilen gerçek bir satış işlemi ile belirlenebilir (Tercan, 2015).

Maden sahalarının pazar ya da piyasa değerinin sağlıklı bir şekilde belirlenebilmesi için maden değerleme uzmanlarının konularında son derece tecrübeli ve bilgi birikimli olmaları gerekmektedir. Ancak maden değerleme, dünyada yeni gelişen bir disiplin olup, ülkemizde ise henüz başlangıç aşamasında bulunmaktadır. Özellikle UMREK kodunun yürürlüğe girmesi ile birlikte madenlerin değerlemesi konusu da gündeme gelmiş olup, konuyla ilgili MAPEG'in koordinatörlüğünde çeşitli STK temsilcileri, akademisyenler ve sektör uzmanlarının katılımıyla çalışma grupları oluşturularak, ülkemize özgü değerleme kodu geliştirilmesi için çalışmalara başlanmıştır.

Dünya genelinde maden değerleme ile ilgili birçok çalışma bulunurken, ülkemizde akademik anlamda çalışma sayısı oldukça sınırlıdır. Özkan (2021), maden ruhsat sahaları değerleme yöntemleri ile ilgili bir kitap yayınlamıştır. Mevcut çalışmalar daha çok çeşitli banka ve danışmanlık şirketlerine ait ticari gizliliği olan raporlardır.

Bu bildiri, erken evre kömür sahası değerlemesi ile ilgili bir çalışmayı içermektedir. Çalışmanın birinci bölümünde öncelikle maden varlıklarının gelişim evreleri ve maden değerleme konusuna kısaca değinilmiş olup, erken evre arama sahaları için kullanılan Maliyet Yaklaşımı ve alt başlıklarından olan Takdir Edilmiş Değer (TED), Arama Harcamalarının Katları ve Kilburn Yerbilim Faktörü gibi yöntemler anlatılmıştır. Ardından ikinci bölümde Türkiye'de bulunan ve henüz işletilmemiş erken evre arama aşamasındaki iki adet kömür sahasının verileri değiştirilerek değerlemesi yapılmıştır. Sahaların özelliklerinden dolayı değerleme

çalışmasında "Maliyet Yaklaşımı" kullanılmıştır. Üçüncü ve son bölümde de elde edilen sonuçlar tartışılmıştır.

MADEN VARLIKLARININ GELİŞİM EVRELERİ VE MADEN DEĞERLEME

Değerleme yönteminin seçimi, maden varlığına ilişkin mevcut bilginin miktarı ve kalitesine dolayısıyla maden varlığının geliştirildiği evreye bağlıdır. Lawrance (2001), maden varlıklarını üç ana kategoriye ayırmaktadır: (a) arama sahaları, (b) maden geliştirme projeleri ve (c) işletilen madenler. *Arama sahalarında* cevherleşme tanımlanmış ya da tanımlanmamış olabilir ancak bir maden kaynağı henüz belirlenmemiştir. *Geliştirme projeleri*, üretime geçmek için bir kararın verildiği ancak henüz işletilmeyen maden varlıklarına ilişkin projelerdir. *İşletilen madenler*, üretime başlandığı ya da üretimin yapıldığı madenler ya da proses tesisleridir (VALMIN, 2015). Bununla birlikte bu üç kategori; temel arama bölgeleri, ileri arama sahaları, ön geliştirme projeleri, gelişmekte olan madenler ve işletilen madenler şeklinde beş kategoriye çıkarılabilir (Lawrance, 2001).

Bir maden yatağının tenörü ve tonajı bir maden varlığının en kritik parametreleridir. Bundan dolayı tenör ve tonaj kestirimleri detaylı bir doğrulama gerektirmektedir. Ayrıca maden haklarının durumu, satış sözleşmeleri, ekonomik parametreler, coğrafik kısıtlar, çevresel etkenler ve diğer sosyo-politik konular da tenör ve tonaj kestirimleri kadar önemlidir. Bahse konu maddelerin hepsi birden maden varlığını oluşturan bileşenlerdir.

Değerleme yaklaşımları temel olarak üç gruba ayrılmaktadır: (1) Maliyet yaklaşımı, (2) Pazar yaklaşımı ve (3) Gelir yaklaşımı.

Maliyet yaklaşımı, varlığı benzer başka bir varlıkla değiştirmek ya da yerine yenisini koymak için gerekli parasal tutarın hesaplanmasına dayanmaktadır. Bu yaklaşım, takdir edilmiş değer, arama harcamalarının katları ve yerbilim faktörü (Kilburn) gibi yöntemleri içermektedir. Daha çok erken evre arama sahalarının değerlemesi amacıyla kullanılmaktadır (Tercan, 2015).

Pazar yaklaşımı, benzer varlıkların piyasadaki alış-satışından üretilen fiyatlara ve ilgili diğer bilgiye dayanmaktadır. Bu yaklaşımın temel varsayımı, bir maden varlığına bir alıcının ödeyeceği tutarın, benzer özellikteki başka bir varlığa ödeyeceğinden daha fazla olmayacağıdır. Bu nedenle benzer varlıkların satışlarına ilişkin bilginin temini değerleme için oldukça önemlidir. Pazar yaklaşımı; benzer satışlar yöntemi, ölçüt (ton başına değer, alan başına değer gibi) yöntemi ve ortaklık yöntemi gibi yöntemleri içermektedir. Bu yaklaşım her türlü maden sahasına uygulanabilir (Tercan, 2015).

Gelir yaklaşımı, maden varlığının işletilmesinden elde edilecek net kazancın bugünkü değere indirgenmesine dayanmaktadır. Net bugünkü değer yöntemi, gerçek opsiyon yöntemi, Monte Carlo yöntemi gibi yöntemler gelir yaklaşımı içinde yer almaktadır. Maden varlığı kazanç elde etmek amacıyla işletileceği için gelir yöntemi, ileri evre maden sahalarına uygulanmaktadır (Tercan, 2015).

Bu üç yaklaşım, birbirleriyle bağlantılı yaklaşımlar olup, aynı veri kaynaklarını kullanırlar ancak verileri farklı yöntemlerle analiz ederler. Temel olarak üç yaklaşımın birbirlerinin bulgularını desteklemesi gerekmektedir. Şekil 1, maden varlıklarının değerlemesinde kullanılacak yöntemlerin maden projelerinin gelişim evreleri içindeki yerlerini grafiksel olarak göstermektedir (VenmyneDeloitte, 2013).





Maliyet Yaklaşımı

Ellis (2001), maliyet yaklaşımını değere katkı ilkesine dayanan bir yaklaşım olarak tanımlamıştır. Bu yaklaşım, maden varlığının şimdiye kadar yapılan ve gelecekte garantili olarak yapılacak arama harcamalarının toplamı kadar değer içerdiği varsayımına dayanır. Saha üzerinde yapılan arama harcamalarının miktarı, sahanın değeri ile ilişkili olup burada yalnızca verimli olan harcamalar dikkate alınmaktadır. Verimli terimi, arama sonuçları ekonomik maden yatağının varlığı ve keşfine ilişkin bir potansiyeli ortaya koyup, ileri araştırmalar için yeterli bir teşvik ürettiği anlamına gelmektedir (Domingo ve Lopez-Dee, 2007). Aşağıda Maliyet Yaklaşımı ile ilgili temel yöntemler sırayla anlatılmaktadır.

Takdir Edilmiş Değer (TED) Yöntemi

Takdir edilmiş değer yöntemi, bir saha üzerinde yapılmış arama harcamalarının miktarının sahanın değeri ile ilişkili olduğu varsayımına dayanır (Roscoe, 2002). Yöntemin temel ilkesi, arama sahasının geçmişte yapılan arama harcamaları ve ayrıca gelecekte yapılması teminat altına alınmış harcamalar kadar değerli olduğudur. Yöntemin temel bir öğesi, yalnızca akılcı ve verimli olduğu düşünülen arama harcamalarının bir değer üreteceğidir. Gelecekte yapılması teminat altına alınmış arama harcamalarını, tanımlanmış bir potansiyeli test etmek amacıyla kullanılacak makul bir arama bütçesi oluşturur. Tanımlanmış potansiyel, jeofiziksel anomaliler, ya da daha önce tanımlanmış cevherleşme zonları ve ümit veren zuhurlar olabilir. Arama çalışması, potansiyelin derecesini düşürüyorsa çalışma verimli olmayıp maliyeti de bir değer olarak kaydedilmez ya da potansiyelin değeri düşer (Tercan, 2015). Geçmişte yapılan harcamalar genelde yıllık temelde analiz edilir. Geri kalan arama potansiyelinin tanımlanması amacıyla hangi harcamalarının alıkonacağı ve hangi harcamaların reddedileceğine teknik bir uzman karar verir. Enflasyonun yüksek olduğu zamanlarda geçmişte yapılan harcamaların günümüz koşullarına göre ayarlanması

ya da güncel birim maliyetlerin elde bulundurulan çalışmaya uygulanması gerekir. Bu tür çalışmalarda geçmiş beş yıla kadar olan arama harcamaları dikkate alınmalıdır (Tercan, 2015).

Takdir edilmiş değeri, geçmişte yapılan harcamalara teminat altına alınmış gelecekte yapılacak harcamaları ekleyerek belirlemek, bir saha üzerinde arama faaliyetinin maliyetini kestirmek amacıyla yapılan soyut bir uygulama gibi düşünülebilir. Gelecek harcama programının kimin tarafından karşılanacağının bir önemi yoktur. Ayrıca takdir edilmiş değeri, arama harcamalarının kaydedildiği ve zamanla ya da elde edilen gelirle silinecek olan bir muhasebe uygulaması şeklinde düşünmemek gerekir. Takdir edilmiş değerin en iyi uygulaması aktif bir şekilde aranan sahalar olabilir. Yöntemi, özellikle geçmişte önemli ölçüde harcamanın yapıldığı ancak bir süredir atıl duran sahalara uygulamak oldukça zordur. Aktif olmayan sahaların değerlemesindeki temel nokta, test edilmemiş hedefler, mevcut kaynağın tenör ve tonajını artırma potansiyeli ya da teknolojik ve ekonomik koşullardaki değişiklikle gelişme potansiyeli olan kalan arama potansiyelinin gerçekçi bir değerlendirmesidir.

Bölgesel piyasa koşulları belirgin bir şekilde baskı altında ya da yüksekse hesaplanan varlık değerini piyasa değerine göre ayarlamak gerekebilir. Bu işlem, hesaplanan varlık değerine prim ya da ceza şeklinde subjektif bir piyasa faktörü (%25'lik artışlarla) uygulayarak gerçekleştirilebilir. Örneğin işletilen bir madene yakınlık ve jeolojik benzerlik prim olarak göz önüne alınır (Tercan, 2015). TED yönteminin uygulaması, arama prosesinin, endüstri standartlarının, sondaj ve diğer arama tekniklerine ilişkin birim maliyetlerin iyi bilinmesini gerektirir. Değer biçen kişi, sahanın jeolojisi, aranacak hedef bölgeler, aramanın geçmişi ve sonuçları ve uygun arama teknikleri konusunda bilgili olmalıdır. TED yönteminin üstünlüğü, pek çok arama sahası için arama maliyet bilgisi ve teknik verilerin kolay bir şekilde erişilebilir olmasıdır. Ana kusuru ise verimli olduğu düşünülen geçmiş arama harcamalarını, sahanın değerine katkı koymayacak olan harcamalardan ayıracak ve gelecekte uygulanacak arama programı ve maliyetini değerlendirecek deneyimli bir kişinin olması gerektiğidir (Roscoe, 2002).

Arama Harcamalarının Katları (AHK) Yöntemi

TED yöntemi, geçmişte yapılmış ve gelecekte yapılacak arama harcamalarının nasıl değerlendirilmesi gerektiğine ilişkin bir çerçeve sunmaz. Lawrance (1994), bu eksikliği gidermek amacıyla arama harcamalarının katları yöntemini önermiştir. Yöntem, TED yöntemiyle belirlenen değeri, potansiyel artış katsayısı (PAK) (Prospectivity Enhancement Multiplier (PEM)) ile birlikte değerlendirir. AHK yönteminde geçmişte yapılmış ve gelecekte yapılacak olan arama harcamaları toplamı belirlendikten sonra bu toplam PAK ile çarpılır. Katsayı, harcamaların hedef varlığın potansiyel değerini artırıp artırmadığına göre belirlenir.

VenmynDeloitte (2013) ise kömür sahalarının değerlendirmesinde kullanmak üzere potansiyel artış katsayıları önermiş ve bu katsayılar Çizelge 1'de sunulmuştur.

Arama evresi	PAK üst	PAK alt	Arama faaliyeti
Arama konsepti	0	0	Hiçbir şeyin bilinmediği ancak kuramsal olarak bir potansiyele sahip proje.
Masa üstü incelemesi	1	0	Önceki çalışmalar ve literatür incelemesi, sahadaki kömür bulgularının kayıtları ve kanıtları, tarihsel üretim verileri.
Keşif	1	1	Arazi uygunsa jeolojik haritalama. Temel topoğrafyası haritalaması. Geçmişte yapılan kömür kesmiş sondajlar,

Çizelge 1. Çeşitli arama evrelerine karşılık gelen potansiyel artış katsayıları (*)

Zemin çalışmaları	1	1	Ayrıntılı mostra haritalaması, kömür içeren tabakaların tanımlanması, kömür damarı mostra haritalaması, mostralardan örnek alma. Geçmişte yapılmış kömür
Zemin çalışmaları	2	1	Jeofizik, uzaktan algılama teknikleri, önceden yapılmış güvenilir ancak az sayıda sondajlar.
İlk evre sondaj	5	2	Karotlu sondajlar, ön kömür analizleri ile geniş aralıklı sondaj düzeni. İlk aşama tonaj kestirimleri. Mümkün
Kaynak sondaj çalışmaları ve laboratuvar testleri	11	5	Boşluk doldurma (in fill) sondajları, ayrıntılı kömür analizleri ve yıkama test çalışmaları. Kömür kalitesinin belirlenmesi, pazar potansiyeli, ayrıntılı kaynak tonaj kestirimi, yıkama eğrileri. İleri mümkün ve belirlenmiş
Tarihsel madencilik	20	11	Önceden yapılmış ticari üretim, güvenilir ve iyi hazırlanmış kalite tonaj eğrisi ve yıkanabilirlik. Ölçülmüş
Rezerv sınıflaması	>20	20	Tam fizibilite incelemesi, maden tasarımı ve para akış modeli. Kömür rezerv sınıflaması.

(*) Kaynak: VenmynDeloitte, 2013, Independent specialist valuation report on the coal assets of the Sekoko coal limited.

AHK yöntemi, sahanın algılanan değeri ile orantılı olarak arama harcaması yapılacağını varsayar. Bu varsayım, saha üzerinde yapılan harcamalar ile sahanın değeri arasındaki ilişkinin deneysel olarak test edilmesine olanak tanır. Böyle bir test günümüze kadar yapılmamıştır. Yöntemin çok sayıda sakıncalı tarafı bulunmaktadır (Sorentino, 2000). Örneğin geçmişte yapılan harcamalarla ilgili tüm bilgiler halka açıksa ve kolayca bulunabiliyorsa, geçmişteki arama maliyetlerinin bir önemi kalmaz. Burada önemli olan nokta, saha ile ilgili bilgiyi elde etmenin maliyeti değil, saha hakkında neyin bilindiğidir. Bu bilginin elde edilmesi çok yavaş olabilir, yanlış bir ipucunun peşinden gidilebilir, verimsiz olabilir ve bundan dolayı yalnızca konuyla ilgili bilginin kestirimde kullanılması son derece önemlidir. Bu bilgi mevcut olmadığında geçmişte yapılan harcamalar konu ile ilişkili olur. Aramayı değerli kılan bu bilgiler, geçmişteki değer algısının yerine geçer. Potansiyel artış katsayısının seçimi, kişiye bağlıdır ve değerleyiciler arasında oldukça farklılık gösterebilir hatta bazen aynı değerleyici aynı durumlarda farklı katsayılar kullanabilir. Arama harcamaları ile ilişkili birbirini izleyen çok sayıda kararı Bayes teoremi ile sentezleyerek yöntemin değeri test edilebilir (Tercan, 2015).

Kilburn Yerbilim Yöntemi (KYY)

KYY yöntemi, arama sahalarının fiziksel özelliklerini sistemli bir şekilde değerlendirmek amacıyla Kilburn (1990) tarafından geliştirilmiştir. Bu yöntem, bir sahanın jeolojik potansiyelini sayısal olarak ifade etmeye çalışır. Bunun için saha ile ilgili dört özelliği puanlar. Bunlar, (i) saha dışı faktörler (saha dışındaki olumlu jeolojik, jeokimyasal ve jeofizik anomaliler), (ii) saha içindeki faktörler (sahadaki cevherleşmenin tenörü, büyüklüğü), (iii) mevcut jeofiziksel ve jeokimyasal hedefler ve (iv) mevcut jeolojik yapılardır. Daha sonra değerlenecek saha ile ilişkili olarak her bir kategoriye bir puan verilir ve bunlar çarpılır. Bunu izleyerek sahanın birim alan başına edinme ve elde tutma maliyeti belirlenir. Bu maliyet başvuru harcını, yıllık kirayı ve bir yıl içinde yapılan yasal harcamaları toplayarak elde edilir. Sahanın değeri toplam alan, toplam puan ve birim maliyetin çarpımına eşittir.

Bu şekilde bulunan değer, uygun varsayımlar altında maden varlığının gelecekteki net ekonomik değerini yani teknik değerini verir. Piyasa değerini hesaplayabilmek için piyasaya ilişkin prim ve iskontolar,
stratejik ve diğer faktörleri gibi piyasa bileşenini de dikkate almak gerekir. Piyasa bileşeni zamana ve duruma göre pozitif, negatif ya da sıfır olabilir.

Değerleyicinin sahanın özünlü değerini azaltan ya da artıran çeşitli özelliklerini saptayıp sıralaması gerekir. Özünlü değer, sahanın temel edinme maliyeti (SEM) dir. SEM, arama sahasının birim alanına sahip olmak ve elde tutmak için gerekli ortalama maliyet şeklinde tanımlanabilir. Kilburn yöntemi, çoklu faktörleri belirlemek amacıyla sahanın dört temel değişkenini değerlendirir ve oranlar. Yöntemin başarıyla uygulanabilmesi için sahanın potansiyelini yansıtacak katsayıların uygun bir şekilde seçilmesi gerekir. Sonuçta bulunan değerin pazar değerini verdiği şeklinde bir beklenti vardır (Snowden, 2011). Yöntemin sakıncalı tarafları arasında en önemlisi gerçekte bir skorlama yöntemi olduğundan, farklı uzmanlar farklı bir şekilde skorlama yapabilirler ve bazı önemli görülen faktörler içerilmeyebilir. Ayrıca bu yöntem arama sahalarına ilişkin birim değerin seçimini gerektirir. Deneysel bir çalışma yapılmadan keyfi olarak verilen bu değer, çoğu zaman yanıltıcı sonuçlara götürür. Tüm bu nedenlerden dolayı Sorentino (2000), Kilburn yöntemi yerine Bayesyen yöntemler kullanılmasını önermektedir.

LİNYİT SAHALARININ DEĞERLEMELERİ

Sahaların Maliyet Yaklaşımına Göre Değerlemesi

Değerleme için Türkiye'de son yıllarda keşfedilen yeni linyit sahalarından ikisinin verileri ve yapılan harcamaları değiştirilerek kullanılmış ve değerlemeler bu değiştirilen verilere göre yapılmıştır. Bu çalışmada; A sahası: Hedef Saha, B sahası: Kaynak Saha olarak adlandırılmıştır. A sahasının değerlemesi, sahanın hemen güneyinde bulunan ve kaynak raporu ve ön fizibilite çalışmaları uluslararası standartlara göre yapılan B sahasının bilgilerinden faydalanılarak yapılmıştır. B sahasına ait özet bilgiler aşağıda verilmektedir.

Linyit projesi dâhilinde, Kasım 2018'den bu yana yaklaşık 2.5 senedir sondajlı arama ve geliştirme çalışmaları yürütülmüştür. Ruhsat alanında, bugüne kadar 41.600 m sondaj tamamlanmış olup, 1.200 adet linyit numunesi akredite bir laboratuvar tarafından analiz edilmiştir. Sahada sürdürülen tüm arama çalışmaları uluslararası bir firma danışmanlığında, uluslararası standartlara (JORC) uygun olarak yürütülmüştür. JORC (2012) koduna göre kömür kaynakları, jeolojik güvene bağlı olarak, ölçülmüş (measured), belirlenmiş (indicated) ve mümkün (Inferred) kaynaklar şeklinde üç kategoriye ayrılmaktadır. B sahası için JORC 2012 yönetmeliği dikkate alınarak kömür yatağına ilişkin jeolojik bir model geliştirilmiş ve daha sonra Maden Kaynak kestirimi yapılmıştır. Modellemede tüm sondaj verileri ve jeofizik loglama bilgileri kullanılmıştır. Kestirilen Kömür Kaynağı sondaj aralıklarının ortalama 200-500 m aralıklarda olması nedeniyle belirlenmiş kategoride sınıflandırılmış ve sonuçlar Çizelge 2'de gösterilmiştir.

Çizelge 2. B sahası kaynak kestirim sonuçları (Kaynak Saha)

Sınıf	Tonaj (Mt)	Kül % (hkb)	Uçucu madde % (hkb)	Isıl değer, kCal/kg (hkb)
Belirlenmiş	300	33,2	20,9	1.980

B sahasındaki kestirimi yapılan kömür kaynağının bilgilerinden faydalanılarak, kuzeydeki A sahasına ait sondaj verilerine göre 1,510 milyar tona yakın tonajın olduğu raporlanan hedef saha bulunmaktadır. A sahası, 8.328 ha'lık bir ruhsat alanında geniş bir havzada yayılmakta olup, büyük miktarda linyit kömürü içermektedir. Kalınlığı 0,2 m'den 15 m'ye değişen çoklu kömür damarları bulunmaktadır. Kömür kalite test çalışmaları linyit kömürünün ekonomik olarak B sahasının devamı niteliğinde ve daha yüksek kaliteye sahip olduğunu ortaya koymuştur. Bu arama çalışmaları JORC 2012 yönetmeliğine göre raporlanmamıştır. Ancak B

sahası ile olan benzerliği bilinmektedir. Sahasındaki linyit oluşumu, büyük bir gölsel çöküntü havzasında gelişmiş olup, A sahasına ait hedef saha bu havzanın ortasını ve kuzey kısmını, B sahası ise güney kısmını kapsamaktadır. A sahası ile ilgili JORC'a uygun raporlama çalışmalarına yeni başlanılmıştır. Hedef kömür sahasına ilişkin özet bilgi Çizelge 3'te sunulmuştur. Buna göre hedef saha, ortalama sondaj mesafeleri 500-700 m arası olduğundan Mümkün Kaynak kategorisine dâhil edilebilir.

Çizelge 3. A sanası sonuçları (Heder Sana	3. A sahası sonuçları (Hed	et Saha
---	----------------------------	---------

Sınıf	Tonaj (Mt)	Kül, % (hkb)	Uçucu madde, % (hkb)	lsıl değer, kCal/kg (hkb)
Mümkün	1.510	34,7	21,5	2.200

Her iki sahadaki mevcut kömür kalitesi ortalama 1.980-2.400 kcal/kg aralığında bulunduğu için, ısınma ya da sanayi amaçlı olarak kullanılması mümkün olmayıp ancak termik santralde değerlendirilebilir.

Arama Harcamalarının Katları (AHK) Yöntemine Göre Saha Değerlemeleri

Her iki saha da, erken evre arama linyit sahası olup Venmyn Deloitte (2013) yöntemi değerleme için uygundur. Geçmişte A sahasına ait hedef saha için yapılan harcamalar aşağıda verilmiştir:

A sahasının devri için MTA ile imzalanan tutanağın tarihi 2019'dur. A sahasının satış bedeli 245.500.000 TL'dir ve eşit taksitler halinde 10 yılda ödenecektir. JORC'a uygun etüt çalışmaları, kaynak raporu ve ön fizibilite raporu için yapılacak harcama miktarı da 73.000.000 TL'dir. Buna göre Eşitlik 1 kullanılabilir:

$$F = P (1+i)^N \qquad F = A \left[\frac{(1+i)^N - 1}{i} \right] \qquad P = A \left[\frac{(1+i)^N - 1}{(1+i)^N} \right]$$
(1)

Eşitlik 1'de F = Paranın gelecekteki değeri; A = Paranın dönem sonu nakit akışı; P = Paranın bugünkü değeri; i=Dönem başına faiz oranı; N = Dönem sayısını göstermektedir.

Dönem başına faiz oranı yapılan anlaşmaya göre yıllık i=%9 alınmıştır. Buna göre yapılan hesaplamalara ait dönemsel ödeme planı Şekil 2'de, sahanın ruhsat değerinin 10 eşit taksitte ve 10 yılda ödeneceği durumu ile ilgili NBD ve Gelecekteki değer ile ilgili Eşitlik (1)'deki formüller kullanılarak yapılan hesaplamalar Çizelge-4'te verilmektedir:



Şekil 2. A Sahası dönemsel ödeme planı

Tarih	Yapılan/Yapılacak	21.11.2021 tarihine göre	Toplam (TL)
	Ödeme Tutarı (TL)	P veya F (TL)	
20.11.2019	24.550.000	1.421.316 TL	25.971.316 TL
20.11.2020	24.550.000	1.292.105 TL	25.842.105 TL
20.11.2021	24.550.000	0 TL	24.550.000 TL
20.11.2022	24.550.000	2.455.000 TL	22.095.000 TL
20.11.2023	24.550.000	5.130.950 TL	19.419.050 TL
20.11.2024	24.550.000	8.047.736 TL	16.502.265 TL
20.11.2025	24.550.000	11.227.032 TL	13.322.968 TL
20.11.2026	24.550.000	14.692.465 TL	9.857.535 TL
20.11.2027	24.550.000	18.469.786 TL	6.080.214 TL
20.11.2028	24.550.000	22.587.067 TL	1.962.933 TL
Toplam	245.500.000	85.323.456	165.603.386

Çizelge 4. Hedef Saha (A Sahası) için NBD hesabı

Geçmişte A sahası için yapılan ve yapılacak harcamalara ait hesaplamalar Çizelge 5'te verilmiştir.

Çizelge 5. Hedef saha (A Sahası) için yapılan ve yapılacak harcamalara ait hesaplamalar

Harcama Kalemi	Tutar (TL)	Tarih	BD - Tutar (TL)	Tarih
Sahanın Devir Bedeli	245.500.00	20.11.201	165.603.3	20.11.20
	0	9	86	21
Yapılan/Yapılacak Etüt Masrafları (Jeofizik,	73.000.000	20.11.202	73.000.00	-
Jeoteknik, Hidrojeolojik, Rezerv geliştirme, kendiliğinden yanma, kömür gaz içeriği, JORC/UMREK Kaynak Kestirimi, Maden üretim planlamasına yönelik tasarım ve ön fizibilite çalışmaları)		1	0	
· · ·		TOPLAM	238.6	503.386 TL

A sahası ruhsat sahası bedelinin bugünkü değeri: 165.603.386 TL. Yapılan/yapılacak harcamalarla birlikte sahanın bugünkü değeri: 238.603.386 TL.

Çizelge 6. Kaynak saha (B Sahası) için yapılan ve yapılacak harcamalar

Harcama Kalemi	Tutar (TL)	Tarih	NBD - Tutar (TL)	Tarih
Sahanın Ruhsat Bedeli	50.000.000	20.11.2018	64.751.450	20.11.2021
Yapılan/Yapılacak Etüt Masrafları (Jeofizik, Jeoteknik, Hidrojeolojik, Rezerv geliştirme, kendiliğinden yanma, kömür gaz içeriği, JORC/UMREK Kaynak Kestirimi, Maden üretim planlamasına yönelik tasarım ve ön fizibilite çalışmaları)	9.000.000	20.11.2021	9.000.000	
		TOPLAM	73.751.450 TL	

Geçmişte B sahası için yapılan ve yapılacak harcamalar Çizelge-6'da verilmiştir. Buna göre B sahası ruhsat bedelinin bugünkü değeri: $F = P (1+i)^N = 50.000.000 (1+0,09)^3 = 64.751.450$ TL. Yapılan/yapılacak harcamalarla birlikte sahanın bugünkü değeri: 73.751.450 TL'dir. **Hedef sahada** yapılan ve yapılacak harcama miktarı toplamı **238,6 M TL**; **kaynak sahada** da **73,8 M TL**'dir.

Hedef ve kaynak sahanın teknik değer aralığını arama harcamalarının katları yöntemi ile belirlemek için VenmynDeloitte (2013)'in çeşitli arama evrelerine karşılık gelen potansiyel artış katsayılarını gösteren Çizelge-1 kullanılmıştır. Yapılan değerlendirmeler aşağıda sunulmuştur:

Bu çizelgeye göre, kaynak saha olan B sahası için **"sondaj çalışmaları ve laboratuvar testleri"** çalışması olması, Kömür Kaynağının JORC 2012'ye göre gösterilen sınıfta raporlanması, ayrıntılı kömür analizleri ve yıkama test çalışmaları, kömür kalitesinin belirlenmesi, ayrıntılı tonaj kestirimine rağmen Pazar potansiyeli ile ilgili çalışma yapılmamış olması nedeniyle; PAK üst değerinin **8**, PAK alt değerinin de **5** olduğu değerlendirilmiştir.

Buna göre B sahası		
Teknik alt değer _{Kaynak Saha (B)}	: 73.751.450 TL x 5	= 368,8 M TL
Teknik üst değer _{Kaynak Saha (B)}	: 73.751.450 TL x 8	= 590,0 M TL
Tercih edilen teknik değer _{Kaynak Saha (B)}	: 479,4 M TL hesaplan	mıştır.

Aynı şekilde Çizelge-1'e göre, A sahası için **"İlk evre sondaj çalışması"** olması, karotlu sondajlar, ön kömür analizleri ile geniş aralıklı sondaj düzeni, ilk aşama tonaj kestirimleri, mümkün kömür kaynağı gibi verilerin olması fakat bu verilerin JORC'a uygun olarak raporlanmamış olması nedeniyle PAK üst değerinin **4**, PAK alt değerinin de **1,5** olduğu değerlendirilmiştir.

Buna göre A sahası		
Teknik alt değer _{Hedef Saha (A)}	: 238.603.386 TL x 1,5	= 357,9 M TL
Teknik üst değer _{Hedef Saha (A)}	: 238.603.386 TL x 4	= 954,4 M TL
Tercih edilen teknik değer Hedef Saha (A)	: 656,2 M TL olarak hes	aplanmıştır.

Türkiye ve dünyada termik santral amaçlı linyit kömürünün Pazar durumunu araştırıp, kaynak saha ve hedef sahanın teknik değerine uygulanacak Pazar faktörünü (indirim ya da prim) belirlemek için Türkiye ve dünyada linyit kömürünün geleceği ile ilgili çeşitli kaynaklardan araştırmalar yapılmıştır. Dünyada ve Türkiye'de termik santral amaçlı kömür fiyatlarında pandemiden kaynaklı son dönemdeki ani fiyat yükselmelerini hariç tutarsak uzun vadede dalgalı seyirde bir düşüş olduğu görülmektedir. Kömür fiyatlarındaki düşüşün nedenleri arasında sadece iklim değişikliğinden kaynaklı karbon salınımı ile ilgili yaptırımlar ve Pazar payı azalması değil, gelişen teknoloji ile birlikte maliyetlerin düşmesi ve yenilenebilir enerjiye olan ilgi de gösterilebilir. Fiyatlardaki azalmaya rağmen, özellikle Avustralya'da ve Çin'de kömür üretimleri giderek artmaktadır. İncelemeye konu edilen sahalar linyit kökenli olduğu için, kıyas yapılması gereken ülkeler Almanya, Polonya ve Yunanistan'dır. Söz konusu ülkelerden Almanya, işçilik ve üretim maliyetlerinin yüksek olması ve iklim anlaşması hedefleri nedeniyle tüm kömür ocaklarını ve kömür santrallerini kademeli olarak kapatma kararı almıştır. Fakat Polonya ve Yunanistan termik santral amaçlı linyit üretimlerine devam etmektedirler. Avrupa ülkelerinde kömürün elektrik üretimi amaçlı oranları şu şekildedir: Polonya %84, Almanya % 45, İngiltere % 39, Romanya % 38 ve Danimarka % 34'tür (TKİ, 2020).

Türkiye enerji arz güvenliği için yerli linyitlerin elektrik üretimi amaçlı kullanımı son derece önemli olup, Hükümet programlarında, 10 Yıllık Kalkınma Planlarında ve ETKB ve ilgili kurumlara ait Stratejik Planlarda bu hususlara yer verilmektedir. Ancak İskoçya'nın Glasgow kentinde düzenlenen Birleşmiş Milletler (BM) İklim Zirvesi 26. Taraflar Konferansı (COP26)'da 13 Kasım'da aralarında Türkiye'nin de bulunduğu taraflar Glasgow İklim Paktı üzerinde anlaşmaya vardılar. Bu anlaşmaya göre küresel sıcaklık artışının 1,5 dereceyle sınırlandırılması hedefine uyumlu olarak kömür kullanımının azaltılması ve fosil yakıtlara teşviklerin sonlandırılmasına yönelik kararlar, ilk defa resmi müzakere metinlerinde yer almıştır. COP26'ya göre emisyonların 2030'a kadar %45 azaltılması gerekmektedir. Çin, Hindistan ve Avustralya'nın kömüre yönelik temkinli yaklaşımlarına rağmen, azaltma yönünde irade gösterecekleri teyit edilmiştir. Çin, yurt dışındaki kömür projelerine finansman sağlamayacağını beyan etmiştir. Türkiye de yeşil enerji dönüşümüne destek verdiğini, bunun için de iklimle ilgili 2030 ve 2050 stratejilerini belirlemek üzere ivedilikle çalışmalara başlayacağını beyan etmiştir (AA, 2021).

COP26 sonrası yeni duruma bakıldığında, yerli linyitlerin elektrik üretimi amaçlı değerlendirilmesi ve ithal enerji kaynaklarının aşama aşama azaltılmasına yönelik tüm hedeflere rağmen, kömürün geleneksel kullanımı açısından geleceğinin Türkiye için belirsiz olduğu görülmektedir. Yerli kömürlerin temiz kömür teknolojileri kapsamında gazlaştırma/sıvılaştırma yoluyla çeşitli petrokimyasallar, yakıt, tarımsal amaçlı amonyak/üre gibi ürünlere dönüştürülmesi ile kullanılabileceği ve karbon azaltımının ve COP26 taahhütlerinin ancak bu şekilde sağlanabileceği anlaşılmaktadır. Fakat mevcut durumda söz konusu kaynak ve hedef sahanın kömür kalorilerinin düşük olması, gazlaştırma/sıvılaştırma ile ilgili herhangi bir çalışma yapılmamış olması, gazlaştırma/sıvılaştırma teknolojilerinin ilk yatırım maliyetlerinin son derece yüksek olması ve bu konuda henüz yerli teknoloji geliştirilememiş olması gibi nedenlerle bahse konu kaynak saha ve hedef sahanın teknik değerine uygulanacak Pazar faktörü, indirim şeklinde olacaktır. Bu nedenle sahalar ile ilgili bulunan teknik değerlere %25 indirim uygulanması makul bir yaklaşımdır.

Kömür Kaynağı ve Hedef Sahanın Pazar Değeri

Kaynak Saha ve Hedef Saha için tercih edilen teknik değerler dikkate alınarak Çizelge 7'de verilen hesaplamalar yapılmıştır. Hesaplama sonuçlarına göre Kaynak Saha (B Sahası) pazar değeri **359,5 M TL**; Hedef Saha (A Sahası) pazar değeri **492,1 M TL** hesaplanmıştır.

Kaynak Saha Pazar Değeri H	lesaplaması	Hedef Saha Pazar Değeri Hesaplaması		
Tercih edilen teknik değer	479,4 M TL	Tercih edilen teknik değer	656,2 M TL	
Pazar değeri indirimi	119,8 M TL	Pazar değeri indirimi	164,0 M TL	
Saha Pazar Değeri	359,5 M TL	Saha Pazar Değeri	492,1 M TL	

Çizelge 7. Pazar Değeri Hesaplamaları

SONUÇ

Sahalara ait değerlemelerin sonuç verileri Çizelge 8'de topluca sunulmaktadır.

Çizelge 8. Saha değerlemelerine ait sonuçlar

Sahalar	Kaynak (Mt)	Ortalama AID (kcal/kg) (hkb)	Tercih Edilen Teknik Değer (Milyon TL)	Pazar Değeri (Milyon TL)
B Sahası (Kaynak Saha)	300	1.980	479,4	359,5
A Sahası (Hedef Saha)	1.510	2.200	656,2	492,1

Maden Kaynak kestirim raporu uluslararası standartlara göre yapılan ve belirlenmiş kategoride maden varlığına sahip olan B Sahasının Maliyet Yaklaşımına göre tonajı daha az olmasına rağmen, Hedef Sahaya yakın bir değere yaklaştığı görülmüştür. Daha detaylı ve doğruluk payı yüksek saha çalışmaları ile sahaların tercih edilen teknik değeri artmaktadır.

Her iki sahaya ait pazar değerlerinin, kömürün gelecekte dünyadaki ve ülkemizdeki belirsizliğinden dolayı %25 indirimle değer kaybetmesi öngörülmüştür.

Özellikle "Hedef Sahanın" değerinin oldukça altında satın alındığı ve sahaya yönelik son derece az arama ve rezerv geliştirme harcamalarının yapıldığı söylenebilir. "Kaynak Sahanın" az olan tonajına rağmen, saha değeri ve yapılan harcamalar açısından yeterli olduğu değerlendirilmektedir.

Elde edilen sonuçlar, saha ile ilgili bilgi miktarı arttıkça saha değerlemesinin de arttığını, maden sahası değerlemesinin ülkemizde yeni gelişen son derece önemli bir disiplin olduğunu ve saha alımsatımlarında değerleme uzmanlarının muhakkak bulunması gerektiğini göstermektedir.

KAYNAKLAR

- AA, (2021). COP26'da kömür kullanımının azaltılması ilk kez resmi metinde yer aldı: https://www.aa.com.tr/tr/cevre/cop26da-komur-kullaniminin-azaltilmasi-ilk-kez-resmi-metinde-yeraldi/2421056 adresinden 12.12.2021 tarihinde alındı.
- Domingo, E.V., ve Lopez-Dee, E.P. (2007). Valuation methods of mineral resources, 11th Meeting of the London Group on Environmental Accounting, 13 s.
- Ellis, T.R. (2001). US Views on valuation methodology, Mineral Asset Valuation Issues 2001 (VALMIN 01), AusIMM, Carlton, Victoria, Australia 23 s.
- Gentry, D.W. ve O'Neil, T.J. (1984). Mine Investment Analysis, New York, Society of Mining Engineers of AIMMPE, 502 s.
- JORC, (2012). Avustralian code for reporting of exploration results, mineral resources and ore reserves, http://www.jorc.org
- Kilburn, L. (1990). Valuation of mineral properties which do not contain exploitable reserves, CIM Bulletin, 83, 940, 90-93
- Lawrance, M.J. (1994). An overview of valuation methods for exploration properties, in Mineral Valuation Methodologies 1994 (VALMIN 94), 202-223, (The Australian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne).
- Lawrance, M.J. (2001). An outline of market-based approaches for mineral asset valuation best practice, Mineral Asset Valuation Issues 2001 (VALMIN 01), AusIMM, Carlton, Victoria, Australia 23 s.

Özkan, Y.Z. (2021). Maden Ruhsat Sahaları Değerleme Yöntemleri, İkinci Adam Yayınları, Ankara.

- Roscoe, W.E. (2002). Valuation of mineral exploration properties using the cost approach, http://www.cim.org/mes/pdf/VALDAYBill_Roscoe.
- Snowden, (2011). Independent valuation of the Eloise copper Project.
- Sorentino, C. (2000). Valuation methodology for VALMIN, in MICA, The codes forum, Sydney, 37-55.
- Tercan, A.E. (2015). Madenlerin Değerlemesi ve Değerlendirilmesi Ders Notları, Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü.
- TKİ, (2020). Kömür (Linyit) Sektör Raporu, https://webim.tki.gov.tr/file/edafdf77-e263-42c4-85bf-7ac9dfa6c090?download.
- VALMIN, (2015). Code for the technical assessment and valuation of mineral and petroleum assets and securities for independent expert reports.

MEVZUAT DEĞIŞİKLİĞİ İLE BİRLİKTE YÜKSEK BASINÇLI HAVA PATLATMALI KAZI TEKNOLOJİSİNİN ZONGULDAK HAVZASI DİK KÖMÜR DAMARLARINDA YENİDEN UYGULANABİLMESİ

RE-APPLICATION OF HIGH PRESSURE AIR BLAST EXCAVATION TECHNOLOGY IN VERTICAL COAL SEAMS OF THE ZONGULDAK BASIN WITH THE LEGISLATIVE CHANGE

C. Yamudi

Türkiye Taşkömürü Kurumu (cyamudi@hotmail.com)

ÖZET

Bu çalışmada dünya madenciliğindeki başlangıcı 1930'lu yıllar olan ve zamanla teknolojik gelişimi ile beraber gelişerek 1990'lı yıllarda Türkiye kömür madenciliğinde uygulama alanı bulan ve 2015 yılında yasal mevzuat değişikliği ile birlikte rafa kaldırılan yüksek basınçlı hava patlatmalı kazı teknolojisi tanıtılacaktır. Zonguldak kömür havzasındaki dik damarlarda 1992-2015 yılları arasında uygulanan Sistemin avantaj ve dezavantajları incelenecektir. Yüksek basınçlı hava patlatmalı kazı sistemi ile üretimin devamı sürecinde karşılaşılan mevzuat sorunları ile birlikte üretim sistemi tamamen engellenmiştir. İşçi sağlığı ve iş güvenliği ön planda kalmak şartı ile ekonomiye katkıda bulunabilecek şekilde yönetmelik değişikliğinin tartışılması ve sistemin yeniden kullanıma sunulması amaçlanmıştır.

Anahtar Sözcükler: Delme patlama, dik damar, kömür, yüksek basınçlı hava

ABSTRACT

In this study, high pressure air blast excavation technology, which started in the 1930s in world mining and developed with its technological development over time, found an application area in Turkey's coal mining in the 1990s and was shelved in 2015 with the change in legal regulations will be introduced. The advantages and disadvantages of the System applied between 1992 and 2015 in vertical seams in the Zonguldak coal basin will be examined. With the high pressure air blast excavation system, the production system was completely blocked due to the legislative problems encountered during the continuation of production. It is aimed to discuss the regulation change and put the system back into use so that it can contribute to the economy, provided that occupational health and safety are at the forefront.

Keywords: Drilling and blasting, steep coal seems, coal, high pressure air.

GİRİŞ

Türkiye Taşkömürü Kurumu (TTK), Ülkemizin kamudaki tek taşkömürü üreticisi konumunda olup, havza geneli ile yurt içerisindeki diğer kömür havzaları ile kıyaslandığında yapısal Jeolojisi ve teknotik gelişimi İleri düzeyde olan kömür damarlarında çalışmalarını sürdürmektedir.

Havzanın iki kez tektonizma geçirmiş olması damarların faylarla bölünmesine, eğim ve kalınlıklarının sık sık değişmesine yol açmıştır. Bu damarlarda emek yoğun, yüksek maliyetli ve teknolojinin hâkim olduğu diğer kömür madenleriyle kıyaslandığında emniyet açısından riskli koşullarda üretim çalışmaları sürdürülmektedir.

1848'den bu yana üretim kültürü olan havzada bugüne kadar klasik yöntemlerle (uzun ayak, kısa ayak, dişli ayak ve karatumba) üretim yapılmıştır. Havzanın 1940 yılında devletleştirilmesinden sonra yapılan yatırımların büyük bir kısmı makine ve teçhizat alımı şeklinde olmuştur. Bu yatırımlarla ana kuyuların açılması, nakliyat ve havalandırma sistemlerinin iyileştirilmesi yoluna gidilmiştir (Yamudi, 2000).

Jeolojik koşulların uygun olmaması nedeniyle, üretim yöntemlerinin mekanize hale getirilmesi ve damar koşullarına uygun yeni yöntemlerin geliştirilmesi yönündeki çalışmalar dönemin şartlarıyla birlikte sınırlı kalmıştır.

1980'li yıllarda havzanın modernizasyonu ve yeniden yapılanması konusunda yapılan çalışmalarda bu konu daha geniş bir şekilde ele alınmıştır.

Ocakların giderek derinleşmesi ve genişlemesi dikkate alınarak "Havza Rehabilitasyon Projesi" gündeme getirilmiştir. Bu proje kapsamında ocakların alt yapılarının geliştirilmesi, üretim kapasitelerinin arttırılması ile işçi sağlığı ve iş güvenliği koşullarının iyileştirilmesi hedeflenmiştir. Temin edilecek makine ve teçhizatın finansmanında Dünya Bankası'ndan sağlanan 70 milyon dolarlık kredi kullanılmıştır. Bu proje kapsamında; elektro-hidrolik delici, elektro- hidrolik yükleyici, akülü lokomotif, çelik sarma, muhtelif uzunlukta hidrolik direk, monoray sistemi, telesiyej sistemi, toz ölçüm aletleri, ferdi CO maskeleri, gaz ölçüm aletleri, yer altı haberleşme ve izleme sistemleri, otomatik hava kapıları vb. alınmıştır. Bu bağlamda yapılan çalışmalar ve yatırımlar üretim yöntemlerini kolaylaştırmada direkt olmayıp dolaylı yolla iyileştirmeye yönelik olduğu görülmektedir.

Üretim yöntemlerinde kazı aracı seçimini belirleyen en önemli etkenler, kömür damarlarının jeoteknik ve jeolojik özellikleridir. Bunların yanı sıra, bir diğer önemli etken de, karar verici durumda olan işletmenin, içinde bulunduğu ekonomik şartlardır. Ekonomik şartlar ile birlikte, damarın jeolojik ve jeoteknik koşulları göz önüne alındığında işletmeci; işçi sağlığı ve iş güvenliğini de göz ardı etmemek kaydı ile yüksek randımanlı ve en düşük maliyetli üretim yöntemi ve kazı aracı tercih edecektir.

Damar eğimlerinin 45° 'den yüksek ve damar içi süreksizliklerinin yoğun olduğu Zonguldak Kömür Havzası'nda, 1990 öncesi dik damarların üretimi, oldukça güç ve maliyeti yüksek olan klasik üretim yöntemlerinden kara tumba veya dolgulu üretim yöntemleri (dişli ayak, uzun ayak) ile yapılmıştır.

Havzadaki kalın ve dik damarlarda uygulanan üretim yöntemlerinin olumsuzluklarını ortadan kaldırmak, daha güvenli ve daha ekonomik üretim yapmak için 1990'lı yıllarda yeni üretim yöntemlerinin arayışlarına başlanmıştır.

Havzanın yeniden yapılanması ve modernizasyonu kapsamında:

Yüksek basınçlı hava patlatmalı kazı sistemi

ANŞ dik damar mekanize kazı sistemi

CARDOX, sıvı karbondioksitle kömür kazısı sistemlerinin denenmesine karar verilmiştir (Akçın ve Kel, 1999)

Bahsi geçen bu sistemlerden Anş ve Cardox sistemlerinin başlangıç aşamasında ki kullanımlarında pratiklik açısından yaşanan olumsuzluklardan ötürü kabul görülmemiştir. Yüksek basınçlı hava patlatmalı kazı sistemi ise ilk olarak 1992 yılında, havzanın yeniden yapılanması çalışmaları çerçevesinde alınan, Yüksek Basınçlı Hava Patlatmalı Kazı Sistemi (YBHPKS), ilk olarak TTK Kozlu Taşkömürü İşletme Müessesesi, Sulu damarında pilot uygulaması gerçekleşmiştir.

Yüksek Basınçlı Hava Patlatmalı Kazı Sistemi 1990-2015 yılları arası TTK da birtakım panolarda uygulamalarına devam edilmiştir.

2015 yılından sonra ise mevzuat değişiklikleri sebebi ile sistem kullanım dışı kalmıştır.

YÜKSEK BASINÇLI HAVA PATLATMALI KAZI SİSTEMİNİN TARİHÇESİ

Yüksek basınçlı hava, ilk olarak kömür kırma işlemlerinde, delikler içine yerleştirilen özel patlatma üniteleri ile birlikte, 1934 yılında Amerika Birleşik Devletleri'nde kullanılmıştır. Sistemin Amerikan ocaklarında, oda topuk yönteminde ve uzun ayaklarda yaygın olarak kullanılması sonucunda, sistem 1953 yılında Fransız, 1955 yılında da İngiliz ocaklarında kullanılmaya başlanmıştır. 1960 yılı sonrasında sistemin dik damarlarda da kullanılabilmesi için Macaristan'ın Beta kömür ocağında çalışmalar başlatılmıştır. 1982 yılında geliştirilen ve daha önce 1,5 m uzunluğundaki kısa deliklerin yerine, 15-20 m uzunluğunda sondaj delikleri delinmiş, bunu takiben tijler çıkartılarak yerlerine patlatma üniteleri (shell) yerleştirilerek kömür üretimi yapılmıştır. Bu işlemlerin uzun süreler alması üzerine 1991 yılında sistem daha da geliştirilerek hem delik delen hem de patlatma işlemini kendi içinde gerçekleştiren özel patlatma üniteleri geliştirilmiştir (Kel, 1996)

Sistemin kurum içersindeki kronolojisi ise 1992 yılında Kozlu Müessesesi 1993 yılında Karadon Müessesesi 1994 'te ise Üzülmez Müessesesinde uygulanmaya başlanmış ve kullanımı panolarda giderek yaygınlaşmıştır.

TTK panolarında uygulama süreci boyunca bilimsel nitelikli çalışmalar da devam etmiştir. Şöyle ki 3 adet yüksek lisans tezi, 8 adet bilimsel makale ve 1 adet proje çalışmasında (DPT) konu irdelenmiştir.

Yüksek Basınçlı Hava Patlatmalı Kazı Sisteminin Kısaca Tanıtımı ve Çalışma Prensibi

Yüksek basınçlı hava patlatmalı kazı sistemi (YBHPKS), en kısa tarifiyle yüksek basınçtaki havanın deşarj sırasında hava partikülünün ani şok etkisi ile kömüre çarparak kömürde gevşetme esasına dayalı geliştirilmiş bir kazı sistemidir.

Yüksek basınçlı hava ile kömür kazısı, özellikle kalın ve dik damarlarda verimli ve güvenli olarak uygulanmış bir üretim yöntemidir.

Üretim yönteminin esası ise dik damarlarda ara katlı topuklardan üretim yöntemi olarak tarif edilmelidir. Yüksek basınç üretebilen kompresör, yüksek basınca dayanıklı boru şebekesi, delmepatlatma donanımı diye adlandırılan özel tijlerden oluşmaktadır. Kompresörden elde edilen 845 bar basınçtaki sıkıştırılmış hava panoya kadar oluşturulmuş yüksek dayanımlı boru şebekesi vasıtasıyla iletilir. Kömür damarı içinde sondaj makinası yardımıyla, tasarımı ve alaşımı özel olan patlatma tijleri ile açılan delikte hava deşarj yönlerinin istenen konumlandırma sağlandıktan sonra tij setinin yüksek basınç şebekesine yüksek basınca dayanıklı hortumlar yardımı ile güvenli bölgede olan şebeke valf kolunun bulunduğu kumanda tablasına bağlantısı yapıldıktan sonra çalışmaya hazır hale getirilir. Bir sonraki aşama da ise kompresör çalıştırılarak sistem içersindeki basıncın yükselmesi beklenir. 800-840 bar'a ulaşan şebeke basıncı özel tijlerdeki hava kanallarının açılması ve tijdeki deşarj penceresinden sondaj deliği cıdarındaki kömüre ani şok etkisi ile kömürde kırma/ezme/itme şekilnde oluşan kazı şeklidir (Şekil 1).



Şekil 1. Yüksek basınçlı hava patlatmalı kazı sistemi (YBHPKS) genel görünümü

Yapılan akademik çalışmalarda bahsi geçen şoktaki hava partikül hızının kömüre etkisi 20 ton olarak hesaplanmıştır. Bu şokun etkisiyle kömür damarında çatlaklar meydana gelerek kömürün parçalanması sağlanmaktadır.

YÜKSEK BASINÇLI HAVA PATLATMALI KAZI SİSTEMİNİN GÜNCEL DURUMU

Türkiye Taşkömürü Kurumunda 1992 – 2015 arasında nerdeyse çeyrek asra yakın bir zaman diliminde başarı ile uygulanmış bir sistem olarak kayıtlara geçmiştir. Hava patlatmalı kazı sistemi ile anılan dönemdeki tüvenan üretim miktarı; 4.500.000 ton dur.

Kasım 2013 Karadon Müessesesi, Kasım 2014 Kozlu Müessesesinde iş müfettişlerince havalandırma ile ilgili olarak tutulan raporlar nedeniyle kullanımı kısıtlanmıştır. Daha sonrasında ise Madenlerde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği'nde 10 Mart 2015 tarihinde tali havalandırma tarifinde yapılan değişiklikle yöntem tamamen yasaklanmıştır. Bu tarihten önce yönetmeliklerde ilgili çalışma alanına atfen bir tarif yoktur.

19 Eylül 2013 tarihinde 28770'nolu T.C. Resmî Gazete de yayınlan "Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği" ilgili madde de havalandırmanın tarifi şu şekilde tanımlanmıştır.

"10.7. Tali havalandırma sadece ana havalandırma akışı ile bağlantısı bulunan, ilerleme çalışmaları ve kurtarma çalışmalarının yapıldığı yerlerde uygulanır. <u>Üretim yapılan yerlerde sadece çalışanların sağlık</u> <u>ve güvenliği için yeterli ek tedbirler alınması şartıyla tali havalandırma yapılabilir</u>. Tali havalandırmada kısa devreyi önleyecek tedbirler alınır."

Sistemin işleyişinde üretim bölgesindeki göçük sahada ortama deşarj olan metan gazının üst ara kat göçük bağlantısı ile pis hava istikametine geçişi olmaktadır. Üretim taban yolunda tali pervane yardımı ile yapılan güçlü bir havalandırma; göçük bölgesinden ani oturmalar dahil olmak üzere gelen yoğun metan gazı ile bir olumsuzluk yaşanmamıştır. İş güvenliği açısından oluşabilecek olumsuzluklar da dikkate alınarak yönetmelikteki ek tedbirler kapsamında geçmişte de uygulanmakta olan ilk patlatma anında tüm çalışanlar koruma amaçlı olarak temiz hava geliş istikametinde ki toplanma yerine toplanması talimatlandırılmıştır. Patlatma diye tabir edilen yüksek basınçlı havanın deşarj yapılması uygulaması yanı sıra çoklu sensör gurubu, yangın bekleme barajı, su barajı, her 20 metrede bir suni teneffüs istasyonu yapılandırılması gibi ilave ek tedbirler ile birlikte çalışmalara devam edilmiştir (Şekil 2).



Şekil 2. Pnömatik kazı yapılan bölgenin ek tedbirler ile birlikte genel görünümü.

MEVZUAT İLE İLGİLİ HUKUKİ İKİ VAKANIN İNCELENMESİ

Vaka 1

Çalışanların sağlık ve güvenliği için yeterli ek tedbirler alınması şartıyla tali havalandırma ile üretim süreci devam ederken Kasım 2013'te Karadon Müessesesinde ÇSGB iş müfettişlerince alınan kapatma kararına ilişkin Kurumun itirazı olmuştur.

İtiraz sonucunda dosya bilirkişiye gitmiş ve bilirkişinin tespitleri ise şöyle olmuştur.

Yapılan keşif ve dosya içeriğinin incelemesi sonucu aşağıdaki bilgi ve bulgulara erişilmiştir.

1. Yüksek Basınçlı Delme Patlatma Sistemi (YBDPS) madencilik literatüründe yer bulmuş, dik ve yüksek eğimli damarlarda uygulanmaktadır. Belirtilen tipte damarlarda diğer yöntemlere göre <u>iş güvenliği ve</u> <u>verimlilik açısından avantajları olduğu bilinmektedir</u>. Yöntemde; tavan-taban taşı sağlam, birkaç metre kalınlıklı kömür damarı içinde bir ana başyukarı sürülmektedir. Bu başyukarının farklı kotlarından sağlısollu bacalar oluşturarak, ardından en üstteki bacadan başlamak üzere baca tavanından yukarı doğru sondaj yapılarak deliklerin açılmaktadır. Bu deliklere yerleştirilen tüplere ani şiddetli basınçlı hava vasıtasıyla kömürün parçalanmasının sağlanması ve eğimden faydalanarak gevşeyen kömürün alınması gerçekleştirilmektedir.

2. TTK'nın YBDP Sistemine yönelik detaylı bir araştırma sonucunda uluslararası uzman kuruluşlardan destek alarak 1990'lı yıllardan bu yana uygulamaya başlamış olduğu görülmüştür. <u>Çalışmalar konuda uzmanlaşmış mühendis, teknik personel ve nezaretçiler tarafından yürütülmektedir. Arında az sayıda çalışan ile (5-6 çalışan) günde adam başı 15-20 ton gibi havza koşullarında oldukça yüksek sayılacak bir üretim değerine ulaşılabilmektedir.</u>

3. Arının hemen gerisinde metan sensörü bulunmakta ve sensör değerinin 1,5'a erişmesi durumunda konveyör enerjisi otomatik olarak kesilmektedir.

4. Havalandırma sisteminde arıza olması durumunda işçiler temiz hava bölgesine çekilmektedir.

5. Patlatma güvenli bölgeye çekilmiş usta ve yardımcısı tarafından yapılmakta, bu esnada diğer işçiler temiz hava kesiminde beklemektedir.

6. <u>Uygulanan YBDPS kömür kazısı yönteminin, Zonguldak Havzası'nda yaşanan iş kazaları göz önüne</u> <u>alındığında daha az riskli olduğu görülmüştür.</u>

Sonuç ve kanaat:

Davaya konu olan Pnömatik diye adlandırılan ve basınçlı havalı patlatmalı kazı metodu ile üretim yapılan Tabanın" kapatılması kararı, üretim için kullanılan yöntemin güvenlik açısından sakınca yaratıp yaratmadığının tartışılmasından çok, yasal mevzuata uygunluk açısından ele alınması gerekir. Bu durumda Maden İşyerlerinde İş Sağlığı Ve Güvenliği Yönetmeliği'nin yukarıda belirtilen ilgili hükümleri gereğince; çalışma alanına iki farklı yoldan bağlantısı olmadığı ve tali havalandırma uygulandığı için işin durdurulması kararının yerinde olduğu görülmektedir. TTK'nın davaya konu olan kapatma kararına itirazı ancak ilgili yönetmelik hükümlerinde yapılacak değişikliklerle değerlendirilebilir. (Bilirkişi Raporu, 2013)

Bilirkişi heyetinin tespit ve keşif bulgularında, üretim yönteminin tarifinde özellikle iş güvenliği ve iş kazalarındaki düşük risk ve üretim verimliliği yüksek bir yöntem. Aynı zamanda uygulama deneyiminin de yeterli olan bir yapıdan bahsettiği dikkat çekmektedir. Yüksek üretim verimi ve düşük kaza risk oranı madencilik faaliyetlerinde istenen arzu edilen bir durumdur. Ancak yasal mevzuat bu şekilde bir çalışma şekline izin vermemektedir.

Başka bir deyişle bilirkişinin "sistem gerek işgüvenliği açısından gerek ekonomik ve kolaylık açısından gayet güzel ama siz Mevzuata takılyorsunuz" demek istemiş olabilir mi sorusu akla gelmektedir.

Vaka 2

Kasım 2014 Kozlu Müessesesinde alınan kapatma kararına ilişkin Kurumun itirazı olmuştur. İtiraz sonucunda dosya bilirkişiye gitmiş ve bilirkişinin tespitleri ise şöyle olmuştur.

Durdurma kararının eleştirisi;

Durdurma kararına esas maddelerden ilki (Tüm yeraltı çalışmalarında, çalışanların kolayca ulaşabileceği, birbirinden bağımsız ve güvenli yapıda en az iki ayrı yoldan yerüstü bağlantısı bulunur. Bu yollar arasındaki topuk 30 metreden aşağı olmaz, bu yolların ağızları aynı çatı altında bulundurulmaz.)_genel olarak bir yer altı ocağının altyapısı ile ilgili olup bir panoya indirgenmesi hatalıdır. Panonun havalandırma ve nakliyat alt yapısı uygundur. Dolayısıyla gerekçe geçersizdir.

Durdurma kararına esas ikinci madde ise (Tali havalandırma sadece ana havalandırma akışı ile bağlantısı bulunan, ilerleme çalışmaları ve kurtarma çalışmalarının yapıldığı yerlerde uygulanır. Üretim yapılan yerlerde sadece çalışanların sağlık ve güvenliği için yeterli ek tedbirler alınması şartıyla tali havalandırma yapılabilir. Tali havalandırmada kısa devreyi önleyecek tedbirler alınır.

-Hazırlık işleri veya grizu birikimlerini dağıtmak amacıyla yapılan işler dışında, bölmeyle veya borularla havalandırma yapılmaz."; işletme yönteminin gereği olarak pano içi bacalar tali havalandırma usülleri ile havalandırılmakta olduğundan geçersizdir. Pano içi bacalar üretim amaçlı değil, üretime alınacak topukları oluşturmak amaçlıdır. Topuklar göçertilirken (üretim yapılırken) tali havalandırma panodaki ana havalandırmaya yardımcı olmak üzere çalıştırılmaktadır. Tali vantilatörlü üfleyici havalandırma uygulanmaktadır. Dolayısıyla gerekçe geçersizdir.

SONUÇ:

Havzada, genel jeolojik koşullar ve tektonik hareketler itibarıyla, modern–mekanize kazı ve tahkimat donanımlarının uygulanmasına müsait üretim işyerlerinin oluşturulması mümkün değildir.

İş durdurulmasına konu olan pano, eğimi dolayısıyla (60-70⁰), "zor koşullarda madencilik" çalışmaları kapsamında olup bu tür bir panoda uygulanabilecek çeşitli işletme metotları vardır (diyagonal ayak, tavan ayak, taban ayak ve topuklu ayak). Kozlu Müessesesi uzun geçmişinde diyagonal ayak (dişli ayak) ve topuklu ayak (tumba bacaları, kılçık toplama, karatumba) yöntemlerini başarıyla uygulayagelmiş ve deneyim kazanmıştır. Bu yöntemlerin tümü iş sağlığı ve güvenliği açısından benzer tehlike ve risklere sahiptirler. Pano içinde kazı-tahkimat-havalandırma ve nakliyat çalışmaları özen ve dikkat gerektirir. Madencilik ilke ve kurallarından ödün verilmeden çalışılması koşuluyla Domuzcu panosunda üretim faaliyeti halen uygulanmakta olan "kılçık baca" yöntemiyle sürdürülebilir.

Sonuç olarak, ÇSGB İş Teftiş Kurulu Başkanlığı Ankara Grup Başkanlığı'nın Kozlu Müessesesi Domuzcu Panosunda "İşin Durdurulmasını" öngören Heyet Kararı'nın dayandırıldığı gerekçeler madencilik tekniği ve mevzuat açısından geçersiz olup TTK'nın itirazı yerindedir. İşin durdurulmasıyla ilgili heyet kararının kaldırılmasında yarar vardır. Saygılarımızla. 16.01.2015 (Bilirkişi Raporu, 2015)

Vaka 2'nin bilirkişi raporundan çok kısa bir süre sonra 10 Mart 2015 tarihli resmî gazetede Maden İşyerlerinde İş Sağlığı Ve Güvenliği Yönetmeliğinde Değişiklik Yapılması Hakkında Yönetmelik ile tali havalandırma tarifinde değişiklik yapılmıştır. Yeni madde şu şekildedir.

MADDE 18 – Aynı Yönetmeliğin Ek-3'ünün 10.7 nci bendi aşağıdaki şekilde değiştirilmiştir.

"10.7. Tali havalandırma sadece ana havalandırma akışı ile bağlantısı bulunan hazırlık ve kurtarma çalışmalarının yapıldığı yerlerde uygulanır. Tali havalandırmada kısa devreyi önleyecek tedbirler alınır. Tali havalandırmada kusa devreyi önleyecek tedbirler alınır. Tali havalandırmada kullanılan vantüpler antistatik ve alev yürütmez özellikte olur."

Görüldüğü üzere maddeden üretim sözcüğü çıkartılmıştır.

30 Mart 2013 tarihinde T.C. Resmi Gazete de yayınlanan "işyerlerinde işin durdurulmasına dair yönetmelik" yürürlükte iken hazırlanan 2. Vaka daki bilir kişi raporuna istinaden TTK açmış olduğu kapatma davasına itirazı kazanmıştır. Ancak 11 şubat 2016 ilgili yönetmeliğe ek olarak T.C. Resmi Gazete de yayınlanan (Ek: RG-11/2/2016-29621) İşin Acil Durdurulmasını Gerektiren Durumlar başlığı altında 2. Madde de

b) Yeraltı maden işyerlerinin hazırlık çalışmaları dışında en az iki yoldan yer üstü bağlantısı bulunmaması. Şeklindeki ilave madde hem kara tumba yöntemini aynı zamanda delme patlatma yönteminin yasaklanmasında kesin hükümle tarifi yapılmıştır.

Bahsi geçen olayların kronolojik sıralanması şöyledir.

30 Mart 2013 işyerlerinde işin durdurulmasına dair yönetmelik
19 Eylül 2013 Maden İşyerlerinde İş Sağlığı Ve Güvenliği Yönetmeliği
Kasım 2013 Karadon Müessesesi kapatma kararı
13 Mayıs 2014 Soma Maden Kazası
28 Ekim 2014 Ermenek Maden Kazası
Kasım 2014 Kozlu Müessese durdurma kararı
16 Ocak 2015 Kozlu Müessese durdurma kararının kaldırılması (Vaka 2)
10 Mart 2015 Maden İş yerlerinde İş Sağlığı Ve Güvenliği Yönetmeliğinde Değişiklik Yapılması Hakkında
Yönetmelik (tali havalandırmanın üretimde kullanılmaması)
11 Şubat 2016 iş yerlerinde işin durdurulmasına dair yönetmelikte değişiklik (en az iki yoldan yer üstü bağlantısı)

Bu kronolojik sıralamada dikkat çekilmek istenen; bilirkişilerin üretim yöntemi tarifinde güvenli diye tarif ettikleri Karadon Müessesesindeki delme patlatma panosunun kapatılma kararı ve daha sonra 2014 yılında ki iki büyük maden kazasının (Soma ve Ermenek) çok yakın bir zaman sonrasında ise daha kazaların paniği geçmeden Kozlu Müessesesindeki on yıllarca uygulanmış kara tumba yönteminin durdurma kararıdır. (Bu durdurma kararı iş mahkemesince daha sonra kaldırılmıştır.)

Durdurma kararının kaldırılmasından 2 ay gibi kısa süre sonra ise iş mahkemesinin durdurma kararının kaldırılmasında dayanağı olan bilirkişi atıflarının önüne geçebilecek şekilde ilgili maddeden üretim sözcüğü çıkartılarak yapılan yönetmelik değişikliği ise ilginç bir tesadüftür.

Yönetmelik Değişikliğinin Kurum ve Dik Damar Madenciliğindeki Etkileri

Zonguldak havzası taşkömürü toplam rezervi 1.513.731.677 (TTK 2020 faaliyet raporu tablo 15) ve bu rezervin %27' si eğim ve kalınlık olarak pnömatik üretim yöntemine uygun olarak gözükmektedir. Bu sayı yaklaşık 410 milyon tona tekabül etmektedir. Tabloda 2001-2012 yılları arasındaki kurum içerisindeki yüksek basınçlı hava patlatmalı kazı yöntemi ile yapılan üretim miktarlarını ve toplam üretimdeki payı verilmiştir. 1992-2015 yılları arasında hava patlatmalı kazı sistemi ile üretilen kömür miktarı 4.106.102 ton olarak kayıtlara geçmiştir. (Tablo 1)

YIL	Yüksek Basınçlı Hava Patlatmalı Kazı Yöntemi İle Üretim (ton)	Toplam üretimdeki payı (%)	TOPLAM (ton)
2001	363.449	10	3.492.104
2002	455.812	14	3.244.812
2003	471.863	16	2.954.333
2004	374.208	13	2.805.654
2005	353.853	14	2.621.263
2006	212.733	9	2.297.173
2007	351.482	14	2.423.719
2008	249.206	11	2.335.457
2009	280.743	10	2.833.243
2010	363.626	13	2.727.414
2011	317.643	12	2.607.182
2012	226.814	9	2.441.270

Tablo 1. Yıllara göre pnömatik Kazı üretim miktarları.

YÜKSEK BASINÇLI HAVA PATLATMALI KAZI SİSTEMİNİN İŞGÜVENLİĞİ AÇISINDAN DEĞERLENDİRİLMESİ

Örneklerle de gösterilen bilirkişi raporlarında delme patlatma üretim yönteminde özellikle iş kazalarının diğer klasik yöntemlere nazaran önemsenecek şekilde düşük olduğu vurgulanmıştır.

1992-2015 yılları arsında uygulanan bu sistemde uygulama boyunca havalandırma menşeili başta olmak üzere ve göçükten ötürü ölümlü iş kazası yaşanmamıştır. Oysa Klasik yöntem ve diğer yöntemlerde ki göçük menşeili ölümlü iş kazaları ise maalesef olmuştur.

Sistemin çalıştırma doğası gereği panoda çalışan sayısı diğer yöntemlere kıyasla çok çok düşük olduğundan genel kaza istatistikleri de düşüktür (el kol bacak yaralanmaları gibi). Hava ile patlatma sırasında ya da kömürü gevşetme sırasında arında kimse yoktur.

Hava patlatmalı kazı sisteminin uygulandığı hiçbir panoda kendiliğinden yanma olayı görülmemiştir.

Patlatma sonrası açığa çıkan metan gazının havadan hafif olması nedeniyle, metan; ayak arkası göçüğü takiben üst katlardaki eski imalatlara intikal etmektedir. Yapılan ölçümlerde metan oranının arakat üretim tabanlarında ve hava dönüş yollarında iş sağlığı ve güvenliği mevzuatındaki çalışma sınırlarının üzerine çıkmadığı tespit edilmiştir. Metan ve kömür tozu patlamalarına karşı güvenli olduğu da görülmektedir. Yüksek basınçta hava şoku sonrası zehirli gazlar ortaya çıkmadığı gibi, sıkıştırılmış yüksek basınçlı hava, deşarj sırasında sıcaklık düşüşü ile ortamı soğutarak ısıyı düşürücü etki yapmaktadır.

Hava patlatmalı kazı sisteminde üretim çalışmaları sırasında ateşli patlayıcı kullanılmamıştır.

SONUÇ VE ÖNERİLER

Türkiye Taşkömürü Kurumu'nda özellikle dik kömür damarlarında 1992-2014 yılları arasında başarı ile uygulanmış olan yüksek basınçlı hava patlatmalı kazı sistemiyle üretim yöntemi; iş sağlığı ve

güvenliğinin en üst düzeyde sağlandığı, diğer üretim yöntemlerine nazaran en düşük üretim kaybı ile en yüksek randımana ulaşılmasını sağlayan bir yöntem olarak görülmektedir.

Madenlerde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği'nde 10 Mart 2015 tarihinde tali havalandırma tarifinde yapılan değişiklikle, YBHP Kazı Sisteminin uygulama imkanı kalmamış, dik kömür damarlarında üretim faaliyeti sonlanmış bulunmaktadır. Yapılan tüm yatırımlar atıl kalmıştır. Zonguldak Taşkömürü Havzasında TTK'nın uhdesindeki rezervlerin yaklaşık %45'i dik damar kategorisinde olup havzada atıl duruma gelen dik kömür damarlarındaki rezervler 300 milyon ton olarak belirlenmiş bulunmaktadır.

Yerli ve milli kaynaklarımıza büyük ihtiyaç duyulan günümüzde Türkiye genelinde TTK dışında aynı durumda bulunan özel kömür ruhsatlarında da dik damarlardaki üretim durmuş ve kömür rezervleri üretilemez hale gelmiştir.

Devletin en önemli taşkömürü kuruluşu tarafından yıllarca başarıyla ve verimli bir şekilde uygulanan YBHP kazı sisteminin iş sağlığı ve güvenliği yönünden sakıncalı olmadığı mevcut uygulamalardan ve deneyimlerden görüldüğünden sistemin uygulanmasına imkan verilerek "dik kömür damarlarında" üretime olanak sağlanması ulusal çıkarlar açısından elzem olarak görülmektedir.

Mevcut yönetmelikler ile ara katlı pnömatik patlatmalı üretim yönteminin panosunun tüm hazırlıkları yapılabilmektedir. Bakir bir sahada gerek kat lağımı gerek arakat taban yollarının sürülmesinde ve hatta başyukarılarının sürülmesinde tali pervane kullanılabilmektedir. Çünkü hazırlık aşaması olarak değerlendirilir. Bu hazırlık aşaması aslında degaj, göçük ve akıntı anlamında en riskli dönemdir. Bağlantıları yapıldıktan sonra üretime hazır olan panonun degaj anlamında en risksiz devresi başlamıştır. Panonun rahatlamış olan bu döneminde üretim yapılamaz olması ise düşündürücüdür.

Öneri;

Tali havalandırmayı tanımlayan ve 19 Eylül 2013 tarih ve 28770 sayılı T.C. Resmi Gazete'de yayınlanarak yürürlüğe giren Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği'nin Yeraltı Maden İşletmelerinde İş sağlığı ve Güvenliği'ni düzenleyen ek-3'ün 10.7 maddesinin son değişiklik ten önceki hali ile devam edilmesi önerilmektedir.

"10.7. Tali havalandırma sadece ana havalandırma akışı ile bağlantısı bulunan, ilerleme çalışmaları ve kurtarma çalışmalarının yapıldığı yerlerde uygulanır. Üretim yapılan yerlerde sadece çalışanların sağlık ve güvenliği için yeterli ek tedbirler alınması şartıyla tali havalandırma yapılabilir. Tali havalandırmada kısa devreyi önleyecek tedbirler alınır" şeklinde.

Ya da mevcut yönetmelikte hava patlatmalı kazı sistemi ile üretim yönteminin kapsam dışına çıkarılması önerilir.

KAYNAKLAR

- Akçın, N. A.KEL, K. (1999). Zonguldak Kömür Havzası'nda Klasik Üretim Yöntemlerine Alternatif Olarak Denenmekte Olan Yöntemler. Türkiye'de Kömür Politikaları ve Temiz Kömür Teknolojileri Sempozyumu Bildiriler Kitabı, TMMOB Kimya ve Maden Mühendisleri Odaları, Ankara
- Bilirkişi Raporu 2013 1.iş mahkemesi dosya no: 2013/640
- Bilirkişi Raporu 2015 2.iş mahkemesi dosya no: 2014/1144
- Kasapoğlı, A (2019) Kişisel görüşme Maden Mühendisi Türkiye Taşkömürü Kurumu
- Kayabalı, N (2020) Kişisel görüşme Maden Mühendisi Türkiye Taşkömürü Kurumu
- Kel K. (1996) 10. Kömür kongresi, Yüksek basınçlı hava patlatmalı kazı teknolojisiin karadon ocaklarındaki uygulamaları
- Yamudi, C. (2000) Cardox Kazı Sisteminin TTK Kozlu Ocaklarında Kullanımının Araştırılması Zonguldak Karaelmas Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Yüksek Lisans Tezi Zonguldak

MICRO GRINDING IN VERTICAL MILL OF ŞIRNAK ASPHALTITE SLIME, FLY ASH/ CHAR/ SOOT BY MICROWAVE RADIATION

Y.I. Tosun ^{1, *}, F. Çiçek ²

¹ Şırnak University, Engineering Faculty, Mining Engineering Department (*Sorumlu yazar: yildirimismailtosun@gmail.com)
² Azerbaijan National Science Academy, Radiation Institute

ABSTRACT

Depending on advanced technological developments in energy production the low-quality coals needed the most economical technologies and even in order to make it possible to produce coal-derived products. Compliance with environmental norms of coal grinding or washing of various type of coals, feasible combustion systems and energy production facilities are needed in today's modern technology, also enable the production of liquid and gaseous coal fuels. However, raw materials and chemical nature of them requires a variety of adaptation methods. The chemical and cement industry need to work together to provide the basic information required in pilot scale grinding over many materials. This study examined the high sulfur and ash types of Kütahya Gediz lignite, Sirnak asphaltite and coal shale. The representative samples were taken from local areas of the lignite. Fundamentally, the conditions regarding better desulfurization way, easy grinding lignite and washing, high calorific value lignite yield, 24% high Hardgrove Grinding Index were determined at the chemical grinding of high fuel producing yield. For this purpose, chemical ground further washing for Kütayha Gediz lignite, Sirnak asphaltite and coal shale were discussed. The optimized use of microwave radiated vertical mill conditions is reported as 75 gr/l solid feed rate of char and fly ash received from combusted coal burning boilers in Şırnak, Turkey.

Keywords: Microwave grinding, coal grinding, coal breakage, hgi, micro grinding, vertical mill, şırnak asphaltite slime, fly ash, waste slag, char, microwave radiation

INTRODUCTION

For grinding raw materials in a grinding mill plant, the chemical treatment method is becoming much effective in energy consumption of mills. Power needs will decrease with chemically fractured material. In the standards, the tests of mainly Bond and Hardgrove Index are commonly used as an industrial standard providing distinct energy requirements in all industrial applications. A chemically activated grinding process can save energy in grinding of hard materials, such as cement clinker, granulated slag, limestone, and quartz. This process subjects to the aggregate materials to high internal fracturing weakness between the macro and micro fissures and crack faces. Although this comminution technique closely resembles natural alteration, the degree of alteration by chemical breakage in chemical activation achieved within the chemical pots is carried out, even after only a single pass. Howard & Datta determined that chemical comminution having many advantages, this method using ammonia, providing ash liberation in coal grinding with chemical breakage (Howard & Datta, 1977, Howard & Datta, 1976).

A Bond Work Index test is a standard test for determining the Ball Mill Work Index of a sample of ore. It was developed by Fred Bond in 1952 and modified in 1961 (Bond, 1952). In the design of

grinding circuits in a mineral processing plant, the Bond method is widely used for a particular material in dimensioning mills, determining power needs and in the evaluation of performance. Its use as an industrial standard is very common, providing satisfactory results in all industrial applications.

The Hardgrove work index can be used not only for determining the grinding power for coal and soft rocks but also to classify the difference in hardness of different coals and coal shale. Every coal material has a characteristic Hardgrove index at standard level. The power required to break the high ash coal fine is higher due to the high content of harder shale material (Refahi et al., 2007, Tavares& King, 2005).

The Hardgrove index is widely used to estimate the power required to grind microwave treated fractured coal materials. Because of the short determination of this index, fracturing intensity has investigated the effect of mechanical parameters on grinding, and the relationship between them (ASTM, 2008).

The strength values obtained by the micro-cracks, fractures, tensile stress cracks and pores created by microwave treatment are the common geological design parameters for the materials in concrete structures or rocks. The parameters regarding rocks give the failure values to the construction engineers. Thermal fracturing and following comminution on the purpose is to break rock to given sizes. It has improved the assessment of tests interrelated between the failure energy and the final size reduction and surface area.

It is significantly mentioned that alteration of cement raw materials, such as limestone, marl, tuff or shale rocks, interrelation between compressive strength and propagating fissures. Microwave alteration by improved thermal breakages changed the ground characteristics of coal (Unland & Szczelina, 2005, Toroman & Uçurum, 2012, Gökçen et al., 2012). The microwave heating improves the chemical technique. Microwave act and chemical treatment are especially useful for coal grinding in pulverized coal burning industries.

The uniaxial compressive failure load of the cement raw materials interrelated with the grinding so that the relationship can be defined among the Bond Work and Hardgrove Index values and compressive strength of chemically fractured coal characteristics will emphasize the great importance. The aim of this study is to investigate the behavior of coal and shale under different microwave conditioning methods using 0.1M sulfuric acid and waste acidic water to establish a relation among strength and HGI properties and Bond Grindability, Bond Work Index.

MATERIAL & METHODS

In this study, Point load index I_c and uniaxial strength were initially measured for the coal and shale samples. Standard Bond grindability tests were carried out and work indices (Wi) were calculated. The proximate analysis of coal samples is given in Table 1. The chemical composition of the shale sample is also presented in Table 1.

Samples	Fixed	Volatile	Ash,%	Moisture,%ADC	Total	Calorific
Samples	Carbon,%	Matter,%	DC		S,%ADC	Value,
Kütahya Gediz Lignite	40.55	60.96	36.1	16	6.1	3207
Şırnak Asphaltite	40.28	62.5	39.4	0,2	6.6	4820
	CaO,%%	SiO ₂ ,%	Na ₂ O,%	MgO,%	K ₂ O,%	LOI, ,%
Asphaltite Shale	5.42	54.8	2.1	4.1	2.1	2.15

Table 1. Proximate Analysis of Coal and Chemical composition of shale samples used in experiments. FC: Fixed Carbon,DC:Dried Coal, ADC:Air dried Coal,OC: Original Coal

The Standard Bond Grindability Test

The most widely known measure of grindability is Bond Work Index which was defined as the resistance of the material to grinding and quantified the specific work input (kWh/t) required to reduce the material from theoretically infinite size to 80% passing 0.106 mm[4]. The work index is subject to variations due to variations in the inherent properties of minerals and rocks, variations in the grinding environment and variations in the mechanism of energy transfer from the grinding equipment to its charge.

The standard Bond grindability test is a closed-cycle dry grinding and screening process, which is carried out until steady state condition is obtained. This test has been described as follows (Unland & Szczelina, 2005, Toroman & Uçurum, 2012, Gökçen et al., 2012).

In the design of grinding circuits in a mineral processing plant, the Bond method is widely used for a particular material in dimensioning mills, determining power needs and in the evaluation of performance. Its use as an industrial standard is very common, providing satisfactory results in all industrial applications. Despite having many advantages, this method has some drawbacks, such as being tedious and time consuming, and also requiring a special mill. Due to these difficulties, a number of easier and faster methods have been developed to determine the Bond work index (Toroman & Uçurum, 2012, Gökçen et al., 2012).

The general characteristic of all these methods is the need for either a Bond mill or a Standard laboratory mill. A different, non-standard method for determining the Bond work index was presented using an experimental relationship between the Bond work index and the mechanical and strength properties of the material (Li et al., 2005, Özbayoğlu et al., 2008).

The standard Bond grindability test is a closed-cycle dry grinding in a standard ball mill (30.5x30.5 cm) and screening process, which is carried out until steady state condition is obtained. This test was described as in the standard. The feed samples had the particle size distribution as illustrated in Figure 1 and 2. The microwave activated samples at 20 minutes time period were tested for HGI and Bond grindability.



Figure 1. Particle Size Distribution and Normal Size Distribution of HGI Coal and Shale

Hardgrove Index Method

The HGI tests on parent coals and their binary and ternary blends were carried out using the standard Hardgrove method. For a comparative study, four standard reference coals were also used. The gross representative samples, weighing 1 kg, were collected by engineers for each coal seam with 10 increments taken following the ASTM D 409-08 procedure (ASTM, 2008). A representative sample was obtained using the coning and quartering technique.



Figure 2. Particle Size Distribution and Normal Size Distribution of Bond Test Coal and Shale Samples.

For the determination of the HGI values, each gross sample was crushed to 4,75mm (4 mesh) in an impact crusher. The crushed sample was split into smaller lots of 250 g, using a standard method of sampling. Samples each weighing 250 g was dried in a microwave oven at 80°C for 20 minutes until a constant heating observed. Each air-dried sample of 4.75mm in size was placed on a 1.18mm sieve nested with a 0,600 mm sieve. The 1.18mm fraction was ground in a laboratory grinding mill until the whole material passed through the 1.18mm sieve, followed by sieving through the 0,600 mm sieve. Sieving of each sample was performed by a mechanical sieving machine for five minutes. The fine sieving procedure was changed by the thermal grinding in the thermal tension method (Austin, 2005, Bergstrom, 1985, Tavares and King, 1998). The below 75 μ m fraction was weighed for determination by the standard Hardgrove Grindability Indice by an HGI machine.

RESULTS AND DISCUSSION

Bond Tests by Microwave Act

The material is packed to 700 cc volume using a vibrating table. This is the volumetric weight of the material to be used for grinding tests. For the first grinding cycle, the mill is started with an arbitrarily chosen number of mill revolutions. At the end of each grinding cycle, the entire product is discharged from the mill and is screened on a test sieve (P_i). Standard choice for P_i is 106 micron. The oversize fraction is returned to the mill for the second run together with fresh feed to make up the original weight corresponding to 700 cc. The weight of product per unit of mill revolution, called the ore grindability of the cycle, is then calculated and used to estimate the number of revolutions required for the second run to be equivalent to a circulating load of 250%. The process is continued until a constant value of the grindability achieved, which is the equilibrium condition. This equilibrium condition may be reached in 6 to 12 grinding cycles. After reaching equilibrium, the grindabilities for the last three cycles are being averaged. The average value was taken as the standard Bond grindability (G_{bg}).

The products of the total final three cycles are combined to form the equilibrium rest product. Sieve analysis is carried out on the material and the results are plotted in order to find the 80% passing size of the product (P_i). The samples are crushed in a laboratory scale jaw crusher, and then the standard Bond grindability test is performed. The Bond work index values (Wi) are calculated from the equation below.

$$W_{i} = 1.1 * \frac{44.5}{P_{i}^{0.23} * G_{B}^{0.82} * \left[\left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} \right) - \left(\frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right) \right]$$
(1)

where W_i is the work index (kwh/t); P_i , screen size at which the test is performed (106 μ m); G_B , Bond standard ball mill grindability, net weight of ball mill product passing sieve size P_i produced per mill revolution (g/rev); P_{80} , sieve opening which 80% of the product passes (lm); F_{80} , sieve opening which 80% of the feed passes (μ m).

The Grindability of samples was determined from HGI and Bond test and the average values with minimum and maximum values for each sample type are given in Table 2.

Rock Name	G (g/rv)	Wi (Kwh/t)	HGI	Density
Asphaltite Shale	3.23	7.2	56	2.62
Claystone	3.73	7.6	52	2.61
Kütahya Gediz	2.52	6.7	72	1.71
Şırnak Asphaltite	3.39	7.7	57	1.81

es of	using	rocks
2	s of	s of using

In experimental studies, The Bond grindability of Şırnak coal shale is the most difficult than other samples. The biggest reasons of low Bond grindability, the porosity of sample was low is based on the solid rock texture.

The rocks of Şırnak asphaltite and shale were showing the similar mechanical quality. There were slight differences in comminution characteristics. The reason of this condition, their porosity has similar as the structure of coal.

Mechanical Quality of Şırnak Rocks

The strength of samples was determined from compressive load test and the average values with minimum and maximum values for each sample type are given in Table 3.

	I₅Point load Strength, kg/cm ²	σ,Uniaxial Compressive Strength, kg/ cm ²
Asphaltite Shale	18.9-25.0	77.0
Claystone	19.8-26.0	86.0
Kütahya Gediz Lignite	24.0-44.0	52.0
Şırnak Asphaltite	27.0-44.0	60.0

Table 3. Compressive strength of Coal and Shale Samples

HGI Tests by Microwave Act

The effect of period of microwave activation on grinding was tested. The graphs were observed as illustrated in Figure 3. Two days treatment was sufficient for developing grindability manner of the coal samples. HGI values increased at about 24 % at 20 minutes microwave radiation period. The relationship among Bond Grindability and HGI values were similar in microwave treated coal samples. The most important reason of the relationship was the same as in the breakage under chemical shattered samples and porous structure is more effective rather than solution in the grinding mill.

The microwave treated samples were ground in Bond and Hardgrove equipment and the results are illustrated in Figure 3 and 4. As seen in Figure 3 microwave treatment increased finer particle size fraction of minus 0,2 mm at about 13%. Bond breakage rate at 200 micron was higher for Şırnak asphaltite reaching 3%/min.

From the microwave activated test results, Hardgrove grinding Index are determined and the results were shown in Figure 4. Hardgrove index values increased to 85 values for Şırnak asphaltite. For Kütahya Gediz lignite reached to 105 values of HGI from 72.



Figure 3. Bond breakage with microwave treated coal samples in 20 mins.

CONCLUSIONS

In this study, a method which reduces and eliminates inefficiency and problems during the determination of work index and Bond's grindability is described. The effect of physico- mechanical parameters of the materials on grindability and its relation with grindability are investigated. It is possible to determine physico-mechanical parameters. Statical methods contain difficult test procedures and problems as encountered at Bond's grindability process. However, tests are simple, easy and show minor problems in dynamic methods. A good correlation is obtained between Bond grindability and work index with the values determined from the Hardgrove Index method as a result of the tests done. The best correlation was found between Bond (grindability and work index) and HGI. Moreover, HGI give better results than static methods because coal grinding is also a compression process. The HGI method has many advantages, because of its ease of use and the relatively short time required compared to Bond methods. The depth of particle bed is a key variable in determining the fragmentation of coals and shale by high velocity impact. This may not be the case with static loading.



Figure 4. Bond breakage with microwave treated coal samples in 20mins.

Two different methods of characterizing breakage manner of coal are investigated for the purpose of predicting performance in the comminution. Bond method was performed as standard tests and assume that the common test best reflecting the dominant behavior of coals.

HGI method was important in the design of coal grinding plants and even mechanical properties of side rocks in coal.

The most important result of this study is managed by the correlation between Bond HGI and compressive strength for microwave activated grindability. In future studies, the other grinding mills should be clearly established by taking the porosity into consideration, and other lignite samples using alternative grinding media.

REFERENCES

ASTM D406-08, 2008, Hardgrove Grinding Index, ASTM Standards Inst.

- Austin,L.G. (2004), A preliminary simulation model for fine grinding in high speed hammer mills, *Powder Technol.*, 143–144 (25) ,pp. 240–252
- Bergstrom, B.H. (1985). Crushability and grindability, N.L. Weiss (Ed.), *SME Mineral Processing Handbook, vol. 2* Littleton, pp. 30-65–30-68
- Bond, F.C. (1952), The third theory of comminution, Trans. AIME, 193 (1952), pp. 484–494
- G. Özbayoğlu, A.M. Özbayoğlu, M.E. Özbayoğlu, (2008). Estimation of Hardgrove Grindability Index of Turkish coals by neural networks, *Int J Miner Process*, *85 (4)*, pp. 93–100
- Gökçen HS., Çayırlı S, Ucbas Y.,Kayacı K, (2012). Dry Grinding of Sodium Feldspar in a Stirred Ball Mill, Proceedings of XIII International Mineral Processing Symposium, Bodrum, Turkey pp21-28Tavares, L.M., 2007, Breakage of Single Particles: Quasi-static, Salman,A.D.

- Ghadiri,M. Hounslow M.J.(Eds.),2007, Handbook of Particle Breakage, vol. 12Elsevier (2007), pp. 3–69A.N. Sengupta,2002, An assessment of grindability index of coal,Fuel Process Technol, 76 (1) (2002), pp. 1–10
- Howard, P.H. Datta, R.S., (1977). Chemical Cominution: A Process for Liberating the Mineral matter from Coal, Coal Desulfurization (Ed. T. Wheelock) Washington, *ACS Series 64*, pp.58-64.
- Howard, P.H. Datta, R.S., Hanchett, A., (1976). Pre-combustion Coal Cleaning Using Chemical Cominution: NCA/BCR Coal Conference and Expo Coal: Energy for Independence, Lousville.
- P. Li, Y. Xiong, D. Yu, X. Sun, (2005). Prediction of grindability with multivariable regression and neural network in Chinese coal, *Fuel*, *84* (*18*), pp. 2384–2388
- Refahi,A., Rezai,B., Mohandesi,J.A., (2007). Use of rock mechanical properties to predict the Bond crushing index, *Miner. Eng.*, *20*, pp. 662–669
- Tavares,L.M., King,R.P., (1998). Single-particle fracture under impact loading, *Int. J. Miner. Process.*, 54, pp. 1–28
- Tavares,L.M., King,R.P., (2002). Modeling of particle breakage by repeated impacts using continuum damage mechanics, *Powder Technol., 123*, pp. 138–146
- Tavares, L.M., King, R.P., (2005). Continuum damage modeling of particle fracture, ZKG Int., 58, pp. 49–58
- Toroman Ö.Y., Uçurum, M., (2012). The effect of various operating parameters on fine grinding in a pilot scale Ball Mill, Proceedings of XIII International Mineral Processing Symposium, Bodrum, Turkey pp13-10
- Unland G., Szczelina, P., (2005). Coarse crushing of brittle rocks by compression, Int. J. *Miner.Process.,* 74S, pp. S209–S217

MİNİMUM EĞRİLİK ALGORİTMASI İLE YÖNLÜ SONDAJ VE KOMPOZİTLEME BİLGİSAYAR PROGRAMI DRILLHOLE DATABASE APPLET: MINIMUM CURVATURE ALGORITHM AND DOWNHOLE COMPOSITE

G. Ertunç ^{1,*}, A. İmer ²

¹ Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü (*Sorumlu yazar: gertunc@hacettepe.edu.tr)
² Orta Doğu Teknik Üniversitesi, Jeoloji Mühendisliği Bölümü

ÖZET

Çalışmada, yazarlar tarafından geliştirilen, grafik kullanıcı arayüzü (GUI) tabanlı sondaj veritabanı uygulaması sunulmuştur. İlk çalıştırılabilir uygulamanın içeriği, yönlü sondajlarda açı ölçüm noktaları arasında kalan lokasyonlarda iç kestirim yapılmasıdır. Kuyu derinliklerindeki konumların belirlenmesi için matematiksel model olarak Minimum Eğrilik Metodu (Minimum Curvature Method: MCM) kullanılmıştır. Ölçülen derinlik, eğim ve azimut değerleri girdi parametreleri olarak kullanılarak, koordinat bileşenleri çıktı olarak elde edilmektedir. Ayrıca, sondaja ilişkin grafik çıktısı da üretilebilmektedir.

İkinci uygulama, düşey yönde kompozit (eşit uzunluklu örneklem) üretmektedir. Bu uygulamanın ilk adımı 3B sondaj veritabanı dosyalarını okuma ve doğrulamadır. Ham öznitelik ve örnek uzunluk istatistikleri program tarafından detaylı olarak verilmektedir ve kullanıcılar istenilen uzunlukta ve en düşük kabul yüzdesine göre kompozitler oluşturabilmektedir. Koordinatlar ve kompozit değerleri ASCII veya MS Excel .csv formatlarında dışa aktarılabilir. Ayrıntılı istatistikler ayrıca rapor edilebilmektedir.

Anahtar Sözcükler: Sondaj veritabanı, kompozitleme, yönlü sondaj, minimum eğrilik metodu

ABSTRACT

In this study, two graphical user interface (GUI) based drillhole database applications, compiled by the authors, are introduced. The first executable applet is developed to automatically interpolate and calculate between survey stations in directional drillholes. In order to determine borehole position, Minimum Curvature Method (MCM) is assumed as the mathematical model. By employing measured depth, dip, and azimuth as input parameters, output parameters are obtained such as Dogleg Severity (DLS) and the 3D coordinates; northing, easting, and true vertical depth. Also, graphical output of the drillhole path is produced.

Second applet is the downhole compositing tool. This application starts with 3D drillhole database import and validation. Raw and sample length statistics are given in detail by the program and users are able to create composites with desired length and minimum sample coverage percentage. Composite coordinates and values can be exported in ASCII or MS Excel .csv formats. Detailed composite statistics can further be reported.

Keywords: Drillhole database, composite, directional drilling, minimum curvature method

GIRIŞ

Maden kaynak kestirim süreci, temel olarak veri tabanı oluşturma, jeolojik katı modelleme, blok modelleme ve kaynak modelleme adımlarını kapsar. Veri tabanı, cevher yatağı modelleme ve ocak tasarımına temel olan verileri (jeolojik haritalar, sondaj logları, numune analiz değerleri vs.) içermektedir ve cevher modellemesi için girdi parametrelerinin bütününü oluşturur.

Blok modelleme, büyük ölçüde, cevher kütlesinin geometrisinin gerçeğe yakın bir şekilde modellenmesine bağlıdır. Cevher kütlesinin geometrisi temel olarak litoloji, mineraloji, alterasyon, yapısal unsurlar gibi jeolojik değişkenler ile sondaj karotlarının analizinden elde edilen ve öznitelik olarak adlandırılan bu verilere bağlı olarak oluşturulur. Bu süreçte jeolojik değişkenlerle öznitelik dağılımı arasındaki ilişkilerin ortaya konması gerekmektedir. Başka bir deyişle, cevherleşme sınırları içerisinde jeolojik süreklilik ile öznitelik değer sürekliliğinin birbiriyle uyumlu olması beklenir. Yapısal jeoloji ve cevherleşmeyi kontrol eden diğer jeolojik unsurların bütünleşik ve karmaşık örüntülerinden oluşan cevher kütlesi, her saha için farklı karakter sergiler. Kaynak kestiriminde kullanılacak metodoloji de, öznitelik aynı olsa bile, farklı cevher geometrileri için farklı olacaktır. Jeolojik yapıya uymayan bir cevher modeli, standardın altında kestirimler elde edilmesine ve gerçekçi olmayan tenör-tonaj değerleri üretilmesine neden olacaktır.

Maden kaynak kestiriminden sonra; teknik, sosyal ve çevresel faktörlerin değerlendirilmesiyle ve buna ek olarak projenin ekonomik analizinin dahil edilmesiyle maden rezerv kestirimi yapılır. Bu analiz sonucunda projenin finanse edilip edilemeyeceği kararlaştırılır. Böylesine kritik bir karar ile sonuçlanan süreçte, saha jeolojisini doğru anlamak ve aynı zamanda elde edilen verilerin güvenilirliğinin sorgulanması/sağlanması maden kaynak kestirimi ve dolaysıyla maden rezerv kestiriminin temelini oluşturur. Verilerin doğrulanmasında ve/veya jeolojik model aşamasında yapılacak hatalı işlemlerin birikimli olarak hep bir sonraki aşamaya aktarılması kaçınılmazdır.

Maden kaynak kestirimi veri tabanı oluşturma ile başlar. Leapfrog Geo (2021), GEOVIA Surpac[™] (2021), Datamine (2021), Micromine (2021), NETPROMine (2021) gibi madencilik yazılımlarında ilgili özniteliğe ilişkin koordinat bilgileri, litolojik tanımlar vb. veritabanında saklanır; istatistik ve jeoistatistiksel hesaplamalar bu veritabanına göre yapılır. Bu yazılımlar bünyesinde veritabanı girişi ve veri doğrulaması modüllerini içerirken Isatis (2021), mGStat (Hansen, 2021), S-GeMS (Remy, 2005) gibi yazılımlar veritabanı olmadan sadece istatistiksel araçlar ile kullanıcıya sunulmuştur.

Çalışmaya konu olan uygulamaların ilki yönlü sondajların açı ölçüm noktaları arasında kalan noktalarını iç kestirim ile belirlemeye yarayan uygulamadır. Kuyu derinliklerindeki konumların belirlenmesi için matematiksel model olarak Minimum Eğrilik Metodu (Minimum Curvature Method: MCM) kullanılarak; ölçülen derinlik, eğim ve azimut değerleri girdi parametreleri ile koordinat bileşenleri çıktı olarak elde edilmektedir. İkinci uygulama ise, 3B sondaj veritabanı dosyalarını okuma ve doğrulama süreçlerini kapsayan ve düşey yönde kompozit (eşit uzunluklu örneklem) üretilmektedir.

"Yöntem" başlığı altında sırasıyla Minimum Eğrilik Metodu ve kompozitleme yöntemlerinin detaylı açıklaması ve yer almaktadır. "Kullanıcı Grafik Arayüzleri" başlığında ise MATLAB Compiler ile oluşturulan exe uygulamasının akım şemaları ile birlikte uygulama örnekleri verilmiştir. Sonuçlar ve Öneriler kısmında ise gelecek dönemlerde yapılacak çalışmalar yer almaktadır.

YÖNTEM

Yönlü sondajlar, Minimum Eğrilik Algoritması'na (MEA) (Minimum Curve Algorithm (MCA)) göre örneklem lokasyonlarını hesaplar (Sawaryn ve Thorogood, 2005). Algoritma, açı dosyasındaki derinlik, eğim ve azimut alanlarını kullanır ve öznitelik değerlerinin 3 yöndeki (sağa, yukarı, derinlik) koordinat bileşenlerini hesaplar. Başka bir deyişle, EKEA, veritabanlarında analiz dosyasındaki "Başlangıç - Bitiş" aralıklarına karşılık gelen sondaj derinliğine, eğimine ve azimutuna göre kartezyen koordinat sistemine dönüşüm yapar. Şekil 1'de, EKEA hesabında kullanılan açı değerleri ve hesaplanan sondajın temsili kavisi (kesikli kırmızı çizgi) gösterilmektedir.



Şekil 1. MEA hesabında kullanılan açı değerleri ve hesaplanan sondajın temsili kavisi (kesikli kırmızı çizgi)

(1)

MEA algoritmasında hesaplamaların ilk adımı kavis tepe açısı (dogleg angle) β 'nın hesaplanmasıdır. Kavis tepe açısının formülü Eşitlik 1'de verilmektedir.

 $\beta = \cos^{-1}(\cos(E_2 - E_1) - \sin(E_1) \times \sin(E_2) \times (1 - \cos(A_2 - A_1)))$

Eşitlik 1'de E1,2 ve A1,2 açı dosyasında ardışık gelen iki açı ölçüm noktalarının sırasıyla eğimlerini (dip) ve azimut değerlerini (azimuth) ifade etmektedir.

Kavis tepe açısı hesaplandıktan sonra oran çarpanı (ratio factor) RF hesabı Eşitlik 2'teki formül ile hesaplanır.

$$RF = \frac{2 \times \tan\left(\frac{\beta}{2}\right)}{\beta}$$
⁽²⁾

Son aşamada, açı ölçüm noktaları arasındaki noktaların koordinat bileşenlerinin değişim miktarları (ΔNS: Yukarı, ΔEW: Sağa ve ΔTVD: Yükseklik) Eşitlik 3'teki gibi hesaplanır.

$$\Delta NS = \frac{\Delta MD}{2} \times (\sin(E_1) \times \cos(A_1) + \sin(E_2) \times \cos(A_2)) \times RF$$

$$\Delta EW = \frac{\Delta MD}{2} \times (\sin(E_1) \times \cos(A_1) + \sin(E_2) \times \sin(A_2)) \times RF$$

$$\Delta TVD = \frac{\Delta MD}{2} \times (\cos(E_1) - \cos(E_2)) \times RF$$
3)

Burada AMD iki açı ölçüm noktası arasındaki mesafeyi ifade etmektedir (Şekil 1).

Kompozitleme

Kompozitleme, veritabanındaki ham örneklemlerin belli uzunluklara göre ağırlıklandırlarak ortalama hesaplanması prosedürüdür (Şekil 2). Kompozitleme kaynak kestirimi için bir kesinlik derecesinde gereklilik değildir; ancak verinin türetildiği ölçeğin homojenleştirilmesi veya eksik örneklenmiş aralıklar için düzeltme durumudur. Çoğu kaynak kestirimi yazılımı, verilerin tümünün aynı kaynaktan türediğini (constant support) varsayar.



Şekil 2. Kompozitleme, eş uzunluklu örneklem oluşturma.

Bu işlem aynı zamanda kestirim veya jeositatistiksel benzetimden önce ham verilere belirli bir miktarda seyrelmeyi (dilution) de dahil eder. Madencilikte ham örneklem ölçeğinden daha büyük belirli bir seçicilik (selectivity) düzeyinde çalışılır. Açık ocaklarda düşey boyuttaki seçicilik genellikle basamak yüksekliği ile kontrol edilmektedir. Yeraltı madenlerinde ise seçicilik, madencilik yönteminin bir fonksiyonudur. Kes ve doldur veya benzer bir yöntemde dilimin yüksekliği düşey yönde seçiciliği belirler. Kompozit uzunluğu, verileri maden seçiciliği ile aynı düşey boyuta göre veya ham örneklemin uzunluk istatistiğine bağlı olarak belirlenebilir.

Kompozit tipik olarak uzunluk ağırlıklı bir ortalama ile hesaplanır ve ayrıca birim hacim hacim ağırlık veya geri kazanımı (recovery) ile de ağırlıklandırılabilir. Bu çalşıma kapsamında düşey yönlü kompozitler oluşturulmaktadır.

Şekil 3'te, temsili bir düşey kompozit oluşturma işlemi verilmiştir. Pratikte böyle bir kompozitleme işlemi uygun değildir ancak kavramsal olarak kompozitleme işleminin detaylı olarak anlatılması amacıyla bu durum bir kurgu mantığı ile sunulmuştur.



Şekil 3. Kompozitleme, eş uzunluklu örneklem oluşturma. (https://www.seequent.com'dan değiştirilerek)

Bu örnekte her biri 4 m'lik ham örneklem noktalarından 40 m'lik bir kompozit oluşturulmuştur. Bu sondajda 7 geçerli analiz bulunur. Her birinin uzunluğu 4 m olan ve değerleri 1, 2, 4, 5, 6, 9 ve 10 olan özniteliklerin ağırlıklı ortalaması 5.3 olarak hesaplanır. Şekil 3'te görüldüğü gibi, 12 – 16 m ve 28 – 32 m aralığında ham örneklem yokken kompozit değeri oluşturulduğunda 0 – 40 m aralığında tek değer 5.3 olarak belirlenmiştir.

GRAFİK KULLANICI ARAYÜZÜ (GUI)

Bu bölümde minimum eğrilik algoritması ile açı ölçüm noktalarına göre sondaj kuyusunu görselleştiren uygulama ile veri tabanı girişi ve doğrulaması yapan ve düşey yönde kompozit oluşturan uygulama grafik kullanıcı arayüzlerinin detaylı açıklamaları yer almaktadır.

Yönlü Sondaj

Bu uygulama kullanıcının çalışma klasörü, sondaja ait kuyu koordinat bilgileri ve açı ölçüm noktalarının girdiği bir arayüzden oluşur (Şekil 4).

я							
Set 1	working directions	C:\imcet2022					
Colla							
	Hole ID	Northing (Y)	Easting (X)	Elevation (Z)	Max. depth	-	
	IMCET001	7400	5500	790	120	(App)/	
Num	ber of survey stat	ions 2	•			Reset	
Surv	wy stations						
	Depth	Dip	Azimuth				
1.	40	-81	175.69				
2	100	-75	178j				
3.				Visualize			
4							

Şekil 4. Yönlü sondaj kullanıcı arayüzü.

Bu arayüzde girilmesi gereken veriler Çizelge 1'de detaylı olarak açıklanmaktadır.

Alan Adı	Açıklama
Collar	Kuyu koordinat bilgileri
Hole ID	Kuyu adı
Northing (Y)	Yukarı (Y)
Easting (X)	Sağa (X)
Elevation (Z)	Yükseklik
Max. depth	Kuyu derinliği
Survey Stations	Açı ölçüm noktaları
Depth	Derinlik
Dip	Eğim (-90° = düşey yön)
Azimuth	Azimut (0° = Kuzey)

Çizelge 1. Yönlü sondaj kullanıcı arayüzü alanları

İlgili alanların tamamı doldurulduğunda "Visualize" tuşu ile bir sonraki pencere açılmaktadır. Bu pencere (Şekil 5) görselleştirme penceresidir.



Şekil 5. Görselleştirme ekranı

Bu ekranda, girilen sondaj bilgilerine göre sondaj izinin üstten, kesit ve uzun kesit görüntüsü kullanıcıya gösterilir. Ayrıca kullanıcı fare hareketi ile sondajı istediği açıdan inceleyebilir. Kuyu başlangıcından sonuna kadar belli aralıklardaki sondaj koordinat bileşenleri dışa MS Excel "sondaj adı.csv" olarak aktarılabilir. Şekil 5'teki örnek için IMCET001.csv dosyasının ilk ve son satırları Şekil 6'da verilmektedir.

	AutoSave	(INC)	<u> い</u>	el.	9	IMCE	T001.csv	T
1	File H	ome	nsert	Page La	ayout	Formula	is Di	ata
		Cali	bri	*	11 -	A* A*	Ξ :	ΞĮ
F	aste 🕼	В	Ι <u>U</u> 、	· E	- 0	- <u>A</u> -	E i	=
<	lipboard	F3		Forit		F9		
н	8	-	\sim	× 3	6			
	А	В	c	D	E	F	G	1
1	Northing (Y)	Easting [X]	Elevation (Z)	Dip	Azimuth	Borehole ID		
2	7400	5500	790	-90	175.69	IMCET001		
3	7399.998	5500	789	-89.77	175.69	IMCET001		
4	7399.982	5500	787	-89.33	175.69	IMCET001		
5	7399.951	5500	785	-88.87	175.69	IMCET001		
6	7399.904	5500.01	783.001	-88.42	175.69	IMCET001		
7	7399.841	5500.01	781.002	-87.97	175.69	IMCET001		
8	7399.763	5500.02	779.003	-87.53	175.69	IMCET001		
9	7399.669	5500.03	777.006	-87.07	175.69	IMCET001		
10	7399.56	5500.03	775.009	-86.63	175.69	IMCET001		
11	7399.434	5500.04	773.013	-B6.18	175.69	IMCET001		
12	7399.294	5500.05	771.018	-85.73	175.69	IMCET001		
13	7399.137	5500.07	769.024	-85.28	175.69	IMCET001		
14	7398.965	5500.08	767.031	-84.83	175.69	IMCET001		
15	7398.777	5500.09	765.04	-B4.38	175.69	IMCET001		
16	7398.574	5500.11	763.051	-83.93	175.69	IMCET001		
17	7398.355	5500.12	761.063	-83.48	175.69	IMCET001		
18	7398.121	5500.14	759.077	-83.03	175.69	IMCET001		
19	7397.871	5500.16	757.092	-82.58	175.69	IMCET001		
20	7397.605	5500.18	755.11	-82.13	175.69	IMCET001		
27	7397.324	5500.2	753.13	-81.68	175.69	IMCET001		
22	7397.028	5500.22	751.152	-81.23	175.69	IMCET001		
20 21 22	7897.605 7397.324 7397.028	5500.18 5500.2 5500.22	755.11 753.13 751.152	-82.13 -81.68 -81.23	175.69 175.69 175.69	IMCET001 IMCET001 IMCET001		
			Ē					
55	7383 108	5500.9	686.578	-74.5	178.11	IMCET001		
56	7382.571	5500.92	684.752	-74.3	178.16	IMCET001		
57	7582.025	5500.94	682.827	-74.1	178.2	IMCET001		
58	7381 475	5500.96	680.905	-73.9	178.24	IMCET001		1
59	7380.918	5500.97	678.984	-73.7	178.28	IMCET001		
60	7580.353	5500.99	677.066	-73.5	178.32	IMCET001		
61	7379.782	5501.01	675.149	-73.3	178.36	IMCET001		
62	7379 204	5501.02	673 234	-73 1	178.39	IMCET001		

Şekil 6. Dışa aktarılan sondaj izi koordinat bileşenleri

Kompozitleme

Üç boyutlu sondaj kompozit oluşturma bu çalışma kapsamında "proje" olarak anılır. Kullanıcı, programa projeyle ilgili tüm dosyaları içeren klasör olan "Çalışma klasörü"ünü seçtiğinde başlar. Bu modül, oluşturulan veritabanında ham örneklem lokasyonları ve özniteliğin tematik harita ile görselleştirilmesi ve takip eden menüde ise kompozitleme işlemi ile sonlanır. Uygulamaya ilişkin akış şeması Şekil 7'de verilmiştir.

Veritabanına aktarılması zorunlu ilk dosya, temel olarak sondaj koordinat bilgilerini içeren kuyu bilgisi (collar) dosyasıdır. Bu dosyada (MS Excel (*.xlsx, *.csv)) bulunması zorunlu alanlar Çizelge 2'de verilmiştir.

Alan Adı	Açıklama
Sondaj Adı	Her bir sondajın adı.
Υ	Yukarı (Y)
Х	Sağa (X)
Z	Yükseklik
En büyük derinlik	Kuyu derinliği

Cizelge 2) Kuv	/u hilgisi	dosvasi	zorunlu	alanlar
ÇIZCIBE Z	2. Ku	yu biigisi	uusyasi	201 01110	alallial

Veritabanı kuyu koordinat dosyası aktarıldıktan sonra tüm alanlarda hata kontrolü yapılır ve hata varsa *.txt uzantılı bir metin dosyası ile kullanıcıya bilgi verilir. Bu dosyadaki sondaj adı dışındaki tüm alanların sayısal olması gerektiğinden, doğrulama algoritması yalnızca koordinat değerlerinin ve en büyük derinliğin sayısal olup olmadığını bildirir. Sondaj adı alanında, aynı şekilde adlandırılmış sondajlar rapor edilir. Ayrıca, boş girişler hata olarak kabul edilir. Tüm alanlar doğrulandığında, analiz dosyasının veritabanına girişini sağlayan buton aktif hale gelir.

Analiz dosyasındaki zorunlu alanlar Çizelge 3'te verilmiştir.

Çizelge 3.	Analiz	dosyası	zorunlu	alanlar
------------	--------	---------	---------	---------

Alan Adı	Açıklama
Sondaj Adı	Analiz dosyasının kuyu koordinat dosyasındaki sondaj adları ile bağlantısı, bu alanda seçilen sondaj adı sütunu eşleştirilerek sağlanır.
Başlangıç	Analiz edilen örneğin başlangıç derinliği.
Bitiş	Analiz edilen örneğin bitiş derinliği. (Bu durumda fark ham örneklem uzunluğudur.)
Öznitelik	Değişkenin analiz değeri



Şekil 7. Kompozitleme uygulaması akış şeması

Analiz dosyasının doğrulama, doğrulama ve hata raporu oluşturma süreci, kuyu koordinat dosyasına kıyasla karmaşık ve daha çeşitlidir. Her zorunlu alan için olası hatalar ve doğrulama rutinleri Çizelge 4'te açıklanmıştır.

Alan Adı	Açıklama
Sondaj Adı	Analiz dosyasında bulunan ancak kuyu koordinat
	dosyasında olmayan sondajlar. Aynı durum, tersi için de
	geçerlidir. Ayrıca analiz dosyasındaki boş değerler de
	kontrol edilmelidir.
Başlangıç	Sayısal olmayan veya boş girişler. Sondaj deliğinin "En
	büyük derinlik" i aşan değerler. "Bitiş" değerlerinden
	daha küçük "Başlangıç" değerleri. Aynı sondaj boyunca
	yinelenen "Başlangıç" değerleri.
Bitiş	Sayısal olmayan veya boş girişler. Sondaj deliğinin "En
	büyük derinlik"i aşan değerler. "Başlangıç"
	değerlerinden daha büyük "Bitiş" değerleri. Sondaj
	boyunca üstüste çakışan Başlangıç – Bitiş aralıkları. Aynı
	sondaj boyunca yinelenen "Bitiş" değerleri.
Öznitelik	Sayısal olmayan girişler. Boş girişler uyarı olarak
	listelenir, hata olarak kabul edilmez.

Sonraki adım, açı dosyasını veritabanına aktarmakdır. Çalışmaya konu olan uygulamada veritabanına sadece dik sondajlar değil, yönlü sondajlar da girilebilir. Algoritma, açı dosyasındaki derinlik, eğim ve azimut alanlarını kullanır ve analiz dosyasındaki öznitelik değerlerinin 3 yöndeki (sağa, yukarı,

derinlik) koordinat bileşenlerini hesaplar. Şekil 8'de, veritabanı dosyalarının programa girişinde kullanılan ekranlar verilmiştir.

ata Import (1/2)						
Set working directory C:	Vincet2022		Reset			
Collar file	Assay fi	le		CoalSVM	20 TT	>
Collar.xlsx Collar fields Hole id hole_id Easting N Northing E Elevation Z Max. depth max_depth	assay.xlsx Assay fields Hole id From To Attribute	hole_id from to Au		-Data import (2/2) Survey survey.xlsx Survey fields Borehole ID Depth Dip Azimuth	file	
About CoalSVModel v1.3.4 Haodtopa University Depariment of Mining Englineering	Cies	r ali Mi	ter ter		Next	

Şekil 8. Veritabanı dosya giriş ekranları: a) Kuyu koordinat ve analiz, b) Sondaj açı dosya giriş

Veritabanına giriş için kullanılan tüm alanlar geçerliği olduğunda, "Next" tuşu ile sondajlar ve seçilen özniteliğin tematik harita ekranı (Şekil 9) kullanıcıya gösterilir.



Şekil 9. Sondaj lokasyonları ile öznitelik tematik haritası

Kompozit oluştururken dikkat edilmesi gereken göstergelerden başlıcası ham örneklem uzunluklarının tanımlayıcı istatistikleridir. Kompozitleme uygulama ekranında hem özniteliklerin, hem de ham örneklem uzunluklarının tanımlayıcı istatistikleri kullanıcıya gösterilmektedir. Kullanıcı kompozit oluştururken hem kompozit uzunluğunu (composite length) hem de en düşük kabul yüzdesi (minimum

GUIDE 3D v1.3.4				_	
aw data exploratory da	ata analysis	Sample length explorate	ory data analysis		
Data count	4813	Data count	4813		
Minimum	0.01	Minimum	0.15		
Maximum	135	Maximum	18	Composite length	2
Mean	1.147	Mean	1.942		
Variance	18.664	Variance	1.846	Minimum sample	
Q1	0.04	Q1	1	coverage (%)	75
Q2	0.988	Q2	1		
Q3	0.988	Q3	4		Apply

Şekil 10. Düşey yönde kompozit oluşturma uygulama ekranı

Şekil 10'a göre ham örneklemlerin uzunluklarının ortalaması ile varyans değeri sırasıyla 1.942 ve 1.846 olarak belirlenmiştir. Kompozit uzunluğu ise bu iki değer göz önüne alınarak 2 m olarak belirlenmiştir.

承 GUIDE 3D v1.3.4				- 🗆 X		
Composite length statis	tics	Short composite length statistics		Export		
Data count	4668	Data count	11	Include short composites?		
Minimum	2	Minimum	0.7	ASCII format		
Maximum	2	Maximum	1	GEOVIA Surpac™		
Mean	2	Mean	0.973	GeoEAS format (SGeMS)		
Variance	0	Variance	0.008	Apply		
				Start over Close		

Şekil 11. Kompozit işlemi çıktı ekranı

SONUÇLAR

Çalışmada sunulan sondaj veritabanı ile ilgili iki uygulama da ilerleyen çalışmalarda maden kaynak kestirimi için kullanılacak bir dizi uygulama için temel oluşturma amacıyla oluşturulmuştur.

Veri tabanı, cevher yatağı modelleme ve ocak tasarımına temel olan verileri (jeolojik haritalar, sondaj logları, numune analiz değerleri vs.) içermektedir ve cevher modellemesi için girdi parametrelerinin bütününü oluşturur. Veri tabanı hatasız ve eksiksiz olmalıdır. Bu aşamalardaki hata, zincirleme şekilde ilerleyen süreç gereği birikimli olarak diğer aşamalara taşınabilir ve sonuçlar üzerinde olumsuz şekilde doğrudan etkisi olduğu için son derece önemlidir.

Bu çalışma kapsamında yalnızca düşey yönde kompozitleme seçeneği sunulmuştur. Ancak kompozitleme yalnızca sürekli değişken niteliğindeki öznitelikler için değil, litoloji gibi kategorik

değişkenlere de uygulanabilir. Dolayısıyla ilerleyen aşamalarda çalıştırılabilir uygulamanın yeni versiyonlarında bu yönde geliştirme yapılması yerinde olacaktır.

Geliştirmeye uygun başka bir konu ise tanımlayıcı istatistik uygulamalarıdır. Seçilen özniteliğe ilişkin aykırı değer analizi ile değişken ortalamasının yöne bağlı değişkenliğini ortaya koyan yönelim *(swathplot)* bir sonraki version güncellemesinde dahil edilmesi söz konusudur.

Ayrıca, uzaklığa bağlı değişkenlik ölçütü olan variogram analizi ile çok değişkenli yapıdaki veritabanları için programın uygun hale getirilmesi önerilebilir.

KAYNAKLAR

- Hansen, T.H., GitHub, https://github.com/cultpenguin/mGstat/releases/tag/1.0 Son erişim tarihi: 15 Aralık 2021.
- https://www.3ds.com/products-services/geovia/products/surpac/ Son erişim tarihi: 15 Aralık 2021.

https://www.dataminesoftware.com Son erişim tarihi: 15 Aralık 2021.

https://www.geovariances.com/en/software/isatis-geostatistics-software/ Son erişim tarihi: 15 Aralık 2021.

https://www.micromine.com/ Son erişim tarihi: 15 Aralık 2021.

https://www.netcad.com/tr/urunler/netpromine Son erişim tarihi: 15 Aralık 2021.

https://www.seequent.com/products-solutions/leapfrog-geo/ Son erişim tarihi: 15 Aralık 2021.

Remy, N. (2005) "S-GeMS: The Stanford Geostatistical Modeling Software: A Tool for New Algorithms Development." In: Leuangthong O., Deutsch C.V. (eds) Geostatistics Banff 2004. *Quantitative Geology and Geostatistics, vol 14.* Springer, Dordrecht. https://doi.org/10.1007/978-1-4020-3610-1_89

Sawaryn, S.J., Thorogood, J.L. (2005). "A Compendium of Directional Calculations Based on the Minimum Curvature Method", SPE Drill & Compl, 20 (01), 24–36.
MODELLING OF COPPER ELECTROREFINING IN IONIC DIFFUSION CONTROL CONDITION BY COMSOL MULTIPHYSICS

M.D. Inalou¹, A.M. Beygian¹, E.K. Alamdari^{1,*}

¹ Amirkabir University of Technology, Department of Materials and Metallurgical Engineering (*Corresponding author: alamdari@aut.ac.ir)

ABSTRACT

Electrorefining of copper is one of the most used processes to obtain high quality copper by electricity. The copper dissolves from an anode electrode and deposits on a cathode electrode. The main parameters that affect the process are temperature, anodic and cathodic current density, copper and sulfuric acid concentration, impurities, and suspended particles. For simplicity, the effect of temperature and impurities are not considered. Experimental design to consider the effect of three other variable parameters by the central composite design (CCD) for twenty runs is done, which current density varies from 50 to 550 A/m², copper concentration varies from 10 to 90 g/L and sulfuric acid vary from 20 to 340 g/L. The copper electrorefining process is modeled by COMSOL Multiphysics software in which condition that only the diffusion affects the movement of ions. The current density and concentration of acid and copper in the batch process are predicted by considering the hydrogen evolution reaction in the process current efficiency and energy consumption are optimized. In the end, to validate the results, the available experimental tests are used.

Keywords: Copper electrorefining, simulation, optimization, energy consumption, cathodic efficiency, anodic efficiency

INTRODUCTION

Electrorefining of copper is one of the most used processes to obtain high quality copper by Electricity. The copper dissolves in the anode electrode and deposits at the cathode electrode. The main parameters that affect the process are temperature, anodic and cathodic current density, copper and sulfuric acid concentration, impurities, and suspended particles. Due to the importance of the electric electrorefining process, it is of special importance to study this process and the factors affecting it, and find a way to increase its efficiency (Mark E. Schlesinger et al., 2011), (Zeng et al., 2016). One of the methods to study the process of electrorefining is to perform simulations, by using equations of mass balance, energy balance, and momentum balance, via commercial software. The absence of laboratory errors, cost reduction, and time savings are the advantages of using simulation methods in examining processes. It is very difficult and expensive to study some mechanisms of the electric purification process in the laboratory and it requires advanced and expensive devices. However, by using relatively accurate equations of mass and energy balance, laboratory results can be obtained with reasonable accuracy at a low cost and at the right time. The optimization of the process is the most important thing of the process because of energy consumption and the current efficiency. This has not considered until today. Zeng et al. (2015) modeled the electrorefining process and considered the impurity particles behavior in this process (Zeng et al., 2015).

In this study, the optimization of the process and the effect of diffusion were considered. By using COMSOL Multiphysics, an electrochemical cell simulation was utilized. Concentration, the weight of deposited copper, and electrical potential were generated as results of the model. There are three mechanisms in the movement of ions: diffusion (based on Fick's law), convection (due to mechanical

movement of fluid), and migration (due to potential gradient). In this model, the movement of fluid due to density gradient was not considered. The model results show the three model variables' effect (effect of concentration of copper and hydrogen ions, and applied current density), which can be used to find an optimum condition of the system.

MODELING FRAMEWORK

Comsol Multiphysics uses the finite element method to compute model solutions. In this model, an electrodeposition module is used to simulate the electrochemical cell. To model the electrodeposition process, the Tertiary Nernst-Plank current distribution model is utilized to solve for the cell variables. A set of governing equations is used and solved.

Model Geometry

The geometry of the model is presented in Figure 1. In a three-dimensional coordinate system, the size of the cell is $0.1m \times 0.1557m \times 0.09m$ and two anodes with $0.08 \times 0.006 \times 0.8$ and the cathode with $0.08 \times 0.003 \times 0.08$ size. Only the front side faces of anodes and cathode contribute to electrode reactions.





Governing Equation

In the electrolyte, the mass transfer is controlled by the Nernst-Plank equation:

$$\mathbf{N}_{\mathbf{i}} = -\mathbf{z}_{\mathbf{i}}\mathbf{u}_{\mathbf{i}}\mathbf{F}\mathbf{c}_{\mathbf{i}}\nabla\Phi_{\mathbf{l}} - \mathbf{D}_{\mathbf{i}}\nabla\mathbf{c}_{\mathbf{i}} + \mathbf{c}_{\mathbf{i}}\mathbf{v}$$
(1)

Where N_i , z_i , u_i , F, c_i , D_i , $\nabla \Phi_l$, ∇c_i , v are flux density, charge, mobility, Faraday's constant, the concentration, diffusivity of species i, an electrical field, a concentration gradient, and velocity vector, respectively. No homogeneous reaction in the electrolyte in electrorefining cell is assumed, so the material balance equation is given as below:

$$\frac{\partial c_i}{\partial t} + \nabla \cdot \mathbf{N_i} = 0$$
(2)
As in the electrolyte $\mathbf{i}_i = E \sum_{i=1}^{N} z_i \mathbf{N}_i$ so the current density is given by:

As in the electrolyte $i_l = F \sum_i z_i N_i$, so the current density is given by:

$$\mathbf{i}_{l} = -F^{2} \nabla \Phi_{l} \sum_{i} z_{i}^{2} u_{i} c_{i} - F \sum_{i} z_{i} D_{i} \nabla c_{i} + F \mathbf{v} \sum_{i} z_{i} c_{i}$$
(3)

Where \mathbf{i}_{l} is the current density in the electrolyte. Also due to the electroneutrality of the electrolyte solution, the third term in Equation 3 ($\sum_{i} z_{i}c_{i} = 0$) removes from this equation. Therefore:

$$i_{l} = -F^{2}\nabla\Phi_{l}\sum_{i} z_{i}^{2}u_{i}c_{i} - F\sum_{i} z_{i}D_{i}\nabla c_{i}$$

$$\tag{4}$$

The kinetic of electrode reaction is given by concentration dependant Butler-Volmer equation:

$$i_{loc} = i_0 \left[\frac{C_{R,S}}{C_{R,B}} \exp\left(\frac{\alpha_a zF}{RT}\eta\right) - \frac{C_{O,S}}{C_{O,B}} \exp\left(-\frac{\alpha_c zF}{RT}\eta\right) \right]$$
(5)

Where i_{loc} , i_0 , α_a , α_c , η , $C_{R,S}$, $C_{R,B}$ are the localized current density in the interface of electrode and electrolyte due to overpotential, the equilibrium exchange current density, the anodic symmetry factor, the cathodic symmetry factor, the overpotential, the concentration of reductant species in the surface of the electrode, the concentration of the reductant species in the bulk of electrolyte respectively. For the hydrogen evolution, the kinetic equation obeys from Tafel equation that is given below:

$$i_{loc,H} = -i_{0,H} 10^{-\eta_H/A_c}$$
 (6)

Hydrogen reaction doesn't contribute to the rate of copper deposition, but it contributes to the local current density on the cathode surface:

$$\mathbf{n} \cdot \mathbf{i}_{l} = \mathbf{i}_{loc,Cu} + \mathbf{i}_{loc,H}$$
(7)

Equation 7 shows the balance of the current density, which means an equal amount of current that left at the anode also enters at the cathode (Comsol Multiphysics Users Guides V 5.5, 2019), (Pryor, Roger W, 2009), (Zeng et al., 2016):

$$\int_{\text{anode surf.}} \mathbf{i}_{\mathbf{l}} \cdot \mathbf{n} dS = \int_{\text{cathode surf.}} \mathbf{i}_{\mathbf{l}} \cdot \mathbf{n} dS = \mathbf{i}_{\text{ave.}} \int_{\text{anode surf.}} dS$$
(8)

Electrode reactions

Two Cathodic reactions are assumed in this model:

$$\operatorname{Cu}_{(\mathrm{aq})}^{2+} + 2e^{-} \to \operatorname{Cu}(s) \tag{9}$$

$$H^+ + e^- \Leftrightarrow \frac{1}{2}H_2 \tag{10}$$

For simplicity, only one anode dissolve of copper is assumed between all anodic reactions:

$$Cu(s) \to Cu_{(aq)}^{2+} + 2e^{-}$$
 (11)

All the other surfaces except anode and cathode are insulated:

$$-n \cdot i = 0$$
(12)

Experimental Design

To design the experiment and extract results, there are four input variables which are copper and acid concentration, applied density, and time. Table 1 represents variables. This method helps to extract responses and at the end will consider the effect of each parameter on each other and also on responses.

Name	Units	Minimum	Maximum	Coded Low	Coded High	Std. Dev.
Cu2+	Gr/L	10.00	90.00	-1 ↔ 30.00	+1 ↔ 70.00	18.19
H2SO4	Gr/L	20.00	340.00	$-1 \leftrightarrow 100.00$	+1 ↔ 260.00	72.78
Current Density	Amp/m^2	50.00	550.00	-1 ↔ 175.00	+1 ↔ 425.00	113.71
Time	Sec	5000	45000	$-1 \leftrightarrow 15000$	+1 ↔ 35000	9097.18

Table 1. Variale parameters in experimental design

Input Variables and Simulation

Some initial inputs are constant in all runs that are given in Table 1 (Situmorang et al., 2020), (Zeng et al., 2015). By using the central composite method twenty runs with three different variables are utilized. Table 2 shows each simulation input variables.

Table 2. Initial values for the model	

Parameter	Value	unit e
Anodic symmetry factor	1.5	-
Cathodic symmetry factor	0.5	-
Equilibrium exchange current density of copper	0.2	A/m ²
Equilibrium exchange current density of hydrogen	0.01	A/m ²
Cathodic potential	-0.337	V
Anodic potential	0.337	V
Temperature	323	К
Hydrogen diffusion coefficent	9.31·10 ⁻⁹	m²/s
Hydrogen diffusion sulfate	1.07·10 ⁻⁹	m²/s
Hydrogen diffusion copper	7.33·10 ⁻	m²/s
Cathodic Tafel slope of hydrogen	-0.118	V

RESULTS

Different simulations are being used to show why this type of meshing is used for the modeling procedure. Four types of meshes are considered here: Extra coarse mesh, Coarser mesh, Coarse mesh, and normal mesh. Different types of meshes are available in the software. The chosen mesh was

Coarser. Figure 2 shows the difference between the chosen type of meshing and three others for simulation 1. The chosen meshing depends on the accuracy and the time that takes each simulation.

Table 3 shows the errors between the Coarser meshing run and the others and the time that is needed for each run. Therefore, it is acceptable to use the coarser meshing. Table 4 shows the ANOVA for current efficiency. Two responses are extracted from model results: Current efficiency and energy consumption. The optimized value for results by considering the maximum value for current efficiency is shown in Table 5.

As this model only considers the diffusion of ions and the fluid flow isn't considered, the current efficiency of the model in the whole simulation is below. The results of the numerical optimization are presented in Table 5. It should be noted that these values are obtained according to this specific model. Table 6 compare predicted points from software and obtained values for each simulation.

According to Faraday's law, an increase in applied current density increases cathodic reactions. Therefore, if the copper ions are available, they can deposit at the cathode. But when copper



Figure 2. The difference between the concentration of copper by each mesh

Simulation No.	Cu(g/L)	$H_2SO_4(g/L)$	I(A/m ²)
1	30	260	425
2	50	340	300
3	70	100	425
4	70	260	425
5	54	176	304
6	50	20	300
7	30	100	175
8	51	179	301
9	50	180	50
10	70	260	175
11	51	178	299
12	49	182	298
13	30	100	425
14	10	180	300
15	90	180	300
16	46	184	296
17	50	180	300
18	70	100	175
19	50	180	550
20	30	260	175

Table 3. Variable parameters for each run (Copper and acid concentration, applied current density)

lons aren't available, since the hydrogen diffusion coefficient is bigger than the copper diffusion coefficient (copper ions are bigger and heavier than hydrogen ions) the increase in applied density can decrease the current efficiency.

Table 4. The effect of mesh sizes on simulation time and precision of the concentration of copper

	Extra Coarse	Coarser*	Coarse	Normal
Required time for each simulation	29 mins	52 mins	1 h 50 mins	2 h 58 mins
errors after 50000 seconds	1.28%	-	0.55%	1.33%

Source	Coefficient	Sum of	df	Mean	F-value	p-value	
	Estimate	squares		square			
Model	44.73	6621.7	14	473	19.67	3.85E-07	significant
A-Cu2+	10.53	2661.3	1	2661	110.7	2.55E-08	
B-H2SO4	-4.67	524.52	1	524.5	21.82	0.000301	
C-	-9.79	2300	1	2300	95.67	6.68E-08	
Current							
Density							
D-Time	-4.23	429.01	1	429	17.85	0.000736	
AB	-0.7447	8.8721	1	8.872	0.369	0.552606	
AC	-2.4	91.796	1	91.8	3.818	0.069597	
AD	-0.8409	11.314	1	11.31	0.471	0.503156	
BC	-0.227	0.8243	1	0.824	0.034	0.855573	
BD	-0.1551	0.3849	1	0.385	0.016	0.900989	
CD	0.9801	15.37	1	15.37	0.639	0.436432	
A²Ĩ	-0.8215	18.51	1	18.51	0.77	0.394065	
B²Ĩ	2.63	189.82	1	189.8	7.896	0.013191	
C ² Ĩ	3.71	377.09	1	377.1	15.69	0.001256	
D²Ĩ	0.964	25.49	1	25.49	1.06	0.319465	
Residual		360.6	15	24.04			
Lack of		322.74	<u>10</u>	32.27	4.262	0.061575	not significant
<u>Fit</u>							
Pure		37.862	5	7.572			
Error							
Cor Total		6982.3	29				
Std. Dev.	4.9		R²	0.948			
Mean	49.92		Adjusted	0.9			
			R²				
C.V. %	9.82		Predicted	0.726			
			R²				
			Adeq	18.64			
			Precision				

Table 5. Analysis of variance (ANOVA) for current efficiency- response surface

Table 5. Optimized values for the variables of the model

	Cu ²⁺ g/L	H ₂ SO ₄ g/L	Current Density Amp/m ²	Time Sec	Current Efficiency %	Energy Consumption KWh/Kg
maximize current efficiency (A)	68.7	105.2	190.8	5506	89.16	0.367
minimize energy consumption (B)	67.8	100	175	5000	92.28	0.295
maimaize current efficiency and minimiaze energy consumption (C)	70	103	175	5000	93.3	0.291

	predicted points			obtained values		
	А	В	С	А	В	С
curren efficiency	89.16	92.28	93.42	85.1	87	89
energ consumptin	0.367	0.295	0.29	0.5	0.48	0.45

Table 6. Predicted values and obtained values for three simulations mentioned above simulation

When copper ions concentration increases in the bulk electrolyte (initial electrolyte) the current efficiency increases by the increase in applied current density, because of that copper ions are available near of cathode to deposit on it. This effect can be seen in Figure 3. As seen from Figure 3 that the maximum current efficiency is obtained when the concentration of copper ions is high and applied density is minimum. This is because hydrogen ions can evaluate better than copper ions in higher applied current density.

Figure 4 shows the interaction between acid concentration and applied current density on energy consumption. As can be seen from Figure 4 that when the acid concentration increases, because of the high mobility of hydrogen ions, the conductivity of electrolyte increases and voltage



Figure 3. Surface graph of the effect of Copper ions and applied current density on current efficiency (after 20000 sec and acid concentration is 180 g/L)



Figure 4. Surface graph of the effect of Acid concentration and applied current density on energy consumption after 25000 sec a) copper concentration is 10 g/Land b) copper concentration is 90 g/L

drop decreases, so energy consumption decreases. But in low current density and high copper concentration copper ions. Due to the small diffusion coefficient of copper ions, it prevents the diffusion of hydrogen ions and by increasing the concentration of acid, a negative effect on energy consumption is seen (Figure 4 (b)), but in higher applied current density diffusion of hydrogen ions in high copper concentration must happen due to applied density, so the energy consumption can e constant (Figure 4 (b)).

But there is a negative effect: When the concentration of hydrogen ions increases too much, in low concentration of copper ions, because of hydrogen evolution, recovery decreases. As you see in Figure 5 this effect in a lower concentration of copper in more. This is because of the higher mobility of hydrogen ions in a lower concentration of copper ions.

Figure 6-a shows copper concentration between anode and cathode when the initial copper concentration is different but the other parameters are the same. As seen in Figure 6 when copper concentration increases the amount of copper ions in the solution increase, and it can be seen that the boundary layer is constant due to the same applied current density and acid concentration. Figure 6-b shows the effect of applied current density on the copper concentration ions in the electrolyte. It can be seen that when applied current density increases the amount of copper that there is in the electrolyte increases (integral of each curve shows this effect). Figure 6-c shows the effect of acid concentration on copper concentration in the electrolyte. It can be seen from Figure 6-c that when acid concentration increases, due to an increase in electrolyte conductivity, the amount of copper that moves into electrolyte increases. It is noteworthy to say that Figures 6 are plotted for the concentration of copper from a line of the cell.

CONCLUSION

After obtaining the optimum condition for the model that is 70 g/L copper concentration 103 g/L acid concentration and 175 A/m² applied current density, the interaction between three variables is considered. Each variable affects two others. Higher applied density needs higher ionic conductivity and on the other hand, higher conductivity in a higher concentration of hydrogen is available and consequently more evolution of hydrogen ions, this decreases the current efficiency. In higher copper ionic concentration, the higher concentration of hydrogen could have. Higher copper



Figure 5. Effect of copper concentration and acid concentration on current efficiency (after 40000 sec and applied current density is 175 A/m²)



Figure 6. Copper concentration between anode and cathode in different copper concentration simulations a) copper concentration, b) applied current density are constant are same, c) acid concentration

Concentrations can have a higher applied current density. But after a while, that process proceeds, hydrogen higher mobility, decreases current efficiency. Therefore, it needs a below current density to have maximum current efficiency and minimum energy consumption in this model.

REFERENCES

Comsol Multiphysics Users Guides V 5.5. (2019). US.

- Mark E. Schlesinger Matthew J. King Kathryn C. Sole William G.I. Davenport. (2011). *Extractive Metallurgy of Copper, Fifth Edition.* Elsevier.
- Pryor, Roger W. (2009). *Multiphysics modeling using COMSOL: a first principles approach.* Jones \& Bartlett Publishers.
- Situmorang, Riky Stepanus and Seri, Osami and Kawai, Hideki. (2020). Estimation of exchange current density for hydrogen evolution reaction of copper electrode by using the differentiating polarization method. *Applied Surface Science*, *505*(Elsevier), 144300.
- Zeng, Weizhi and Free, Michael L and Werner, Joshua and Wang, Shijie. (2015). Simulation and validation studies of impurity particle behavior in copper electrorefining. *Journal of The Electrochemical Society*, *162*(IOP Publishing), E338
- Zeng, Weizhi and Free, Michael L and Wang, Shijie. (2016). Simulation study of electrolyte flow and slime particle transport in a newly designed copper electrorefining cell. *ECS Transactions, 72*(IOP Publishing), 23..

MODELLING OF ROCK COMMINUTION USING STATISTICAL AND SOFT COMPUTING ANALYSES – A CASE STUDY ON A LABORATORY-SCALE JAW CRUSHER

E. Köken

Abdullah Gul University, Nanotechnology Engineering Department (ekin.koken@agu.edu.tr)

ABSTRACT

The present study encompasses a quantitative investigation on rock comminution using statistical and soft computing analyses. For this purpose, physical and mechanical rock aggregate properties were determined for nine different rock types (R1–R9) in Turkey. Then, crushability tests were performed to determine the size reduction ratio (SRR) using a laboratory-scale jaw crusher. Based on statistical and soft computing analyses, five different predictive models (M1 to M5) were established to estimate the SRR in this study. Consequently, the SRR values are associated with water absorption by weight (w_a), dry unit weight (γ_d), and aggregate impact value (AIV) of the investigated rocks. However, the individual use of these independent variables results in undulating SRR estimations. Therefore, among the established predictive models, the empirical formulation based on artificial neural networks (ANN) (M5) was found to be the most reliable model with a correlation of determination value (R2) of 0.88. However, the predictive models stated in this study should be implemented to several portable jaw crushers to observe the similarities or difficulties in quantifying SRR as a function of rock properties in future studies.

Keywords: Rock crushability, crushed stone, size reduction ratio, jaw crusher, soft computing.

INTRODUCTION

Rock comminution is the first mechanical step in aggregate manufacturing. Different types of crushing equipment have been used in various combinations to produce rock aggregates. For instance, jaw and gyratory type crushers are mainly used to break down huge rock blocks in crushing – screening plants and, therefore, they are declared primary crushers. However, in secondary and tertiary crushing processes, cone, horizontal, and vertical shaft impact crushers are preferred to obtain rock aggregates with specific size fractions (Nikolov 2004; Johansson et al., 2017). In addition to such industrial crushers, portable crushing machines endowed with jaw or cone crushers are mainly operated in-pit crushing and conveying systems (Liu and Pourrahimian 2021).

It is essential to note that the settings of the crusher and the physicomechanical properties of rocks become prominent to achieve the maximum output from the crushing equipment. In this sense, the rock-crusher interaction is of prime importance, and several studies have documented the effective parameters on the degree of rock crushability (DRC). More deeply, the particle size distribution of the product is associated with the setting of the crusher and the nature of the material fed (King 2012). It has long been experienced that the greater the strength of the rock, the more energy is required to break down the rocks. At the same time, lower size reduction ratios and higher wear rates in the crushing equipment are expected under the dominance of high-strength rock properties. Since rock strength and abrasion properties, such as Los Angeles abrasion value (LAAV), are clear indicators of rock aggregate quality, they have gained popularity to evaluate the rock comminution (Metso 2018). However, operational characteristics or crusher settings are by far the most critical variable in rock

quarrying. In this regard, the crusher discharge settings (i.e., open-side setting (OSS) and closed-side setting (CSS)) have been mainly considered to control general size reduction for compressive crushers (Evertsson 2000; Lee and Evertsson 2011; Fladvad and Onnela 2020).

The particle size distribution (PSD) of the feed material and the CSS of the compressive crushers also play an essential role in product flakiness, which is another critical parameter for quantifying the quality of rock aggregates (Eloranta, 1995). Recently, Itävuo and Vilkko (2021) modeled the control of size reduction in cone crushing by adopting variables such as CSS, eccentric speed, and feed rate. As a result of their analyses, the researchers estimated the throughput and PSD of the product with high precision. Furthermore, Köken and Lawal (2021) also investigated the effects of feeding properties (i.e., feed quantity and feed size) on the DRC parameters such as size reduction ratio (SRR), specific energy consumption (E_{cs}), and product flakiness (FI_p). Their laboratory test results demonstrated that the characterized feed size (F_{80}) dominates the general size reduction, whereas the variations in the feed quantity (m_f) are associated with crushing energy consumption and product flakiness.

When it comes to the rock strength parameters in terms of DRC, Bearman et al. (1997) concluded that the tensile strength of rocks has a remarkable effect on the performance of cone crushers. Donovan (2003) found that fracture toughness affects the specific energy consumption of jaw crushers. Szczelina and Raaz (2002) and Tavares and da Silveira (2008) investigated the potential use of mechanical aggregate properties (LAAV, Axb breakage index, and Bond Work index) for their use in the selection and optimization of crushers for the mining industry. More recently, Korman (2015), Kahraman et al. (2018), and Köken and Özarslan (2018) concluded that the uniaxial compressive strength (UCS) of rocks determines the DRC for jaw crushers. On the other hand, the Brazilian tensile strength (BTS) of rocks is closely related to the energy consumption of cone crushers (Köken 2020a; Köken 2020b).

The studies mentioned above provide quantitative information on using some rock strength properties to evaluate the DRC for several crushers. However, there is a lack of information on how to model the quantitative DRC parameters (e.g., SRR) as a function of the physicomechanical properties of rocks, which are easy to handle and based on highly repeatable testing methods.

Such empirical models based on physicomechanical properties of rocks, which reveal the comminution rate for several crushers, would be beneficial in estimating the power draw and establishing a solid basis for quantifying the size reduction rate. These empirical models would also enable one to stress the performance of crushers with a view to physicomechanical properties. Modeling some DRC parameters for compressive crushers could also give one a chance to understand the weathering degree of feed material. All these potential benefits, which are based on quantifying some of the DRC parameters, constitute a solid basis for the performance of crushers and allow for understanding rock-crusher interactions in a detailed manner.

In this study, detailed laboratory studies were carried out to reveal the comminution rate of nine different rock types from Turkey. For this purpose, the physical and mechanical aggregate properties, which are easy to handle in the laboratory, were determined for each rock type. The crushability tests were then performed using a laboratory-scale jaw crusher. Adopting sieve analyses, the SRR values of the investigated rocks were determined. Several predictive models were established to estimate the SRR using statistical and soft computing analyses. The performance of the proposed predictive models was compared with one another, and it was concluded that the artificial neural network (ANN) based predictive model (M5) outperformed the other predictive models established in the present study. In the present study, explicit mathematical formulations of the established models were also introduced to estimate the SRR, indicating how to model the SRR as a function of the physicomechanical properties of the rocks.

MATERIALS AND METHODS

Representative rock blocks were obtained from several parts of Turkey, and nine different rock types were considered in this study (Table 1). First, the initial size of the rock blocks obtained was reduced using a sledgehammer. Subsequently, rock aggregates with a particle size range of 11.2 to 16 mm were prepared. Next, the physical and mechanical properties of the rock aggregates were determined for each rock type. In the last stage, crushability tests were performed using a laboratory-scale jaw crusher, whose technical properties are listed in Table 2. Eliminating the flakiness effect on the rock crushability was based on the use of an 8 mm bar sieve. More profoundly, flaky particles were removed or minimized from the feeding material using an 8 mm bar sieve before crushability tests were performed.

Rock-type	Code	Location	Number of rock blocks obtained
Basalt	R_1	Erkilet / Kayseri	6
Basaltic andesite	R_2	Mimarsinan / Kayseri	8
Basalt	R ₃	lşıkkara / Kütahya	4
Granodiorite	R_4	Havran / Balıkesir	8
Andesite	R_5	Çaycuma / Zonguldak	7
Dacite	R_6	Yenice / Karabük	8
Sandstone	R ₇	Üzülmez / Zonguldak	6
Gabbro	R ₈	Yenice / Karabük	5
Limestone	R ₉	Yahyalı / Kayseri	6

Table 1. Sampling locations and descriptive codes of the investigated rocks.

For each crushability test, the weight of the feeding material (W0) was 1000 ± 5 g, and the total amount of the feeding material was manually fed to the crusher in a single charge. The CSS and the throw (Δx) of the crusher were 8mm and 4 mm, respectively. In other words, the jaw crusher operated in the range of 8 to 12 mm during crushability tests. After every five crushability tests, the CSS of the crusher was controlled and calibrated, if necessary.

Table 2. Technical properties of the laboratory-scale crusher used in crushability tests.

Laboratory-scale jaw crusher	Laboratory-scale jaw crusher					
Nominal voltage (V)	220					
Nominal current (A)	≤ 14					
Frequency (Hz)	50					
Cos(φ)	0.94					
Power (kW)	2.20					
Feeding gape (mm)	100					
Capacity (t/h)	≤0.20					
CSS adjustment (mm)	≤ 40					
Plate type	Convex with stiffeners					
Plate length (mm)	340					
Jaw speed (rpm)	285 – 290					

Laboratory studies

The physical and mechanical properties of rock aggregates determined in this study were water absorption by weight (w_a , %), dry unit weight (γ_d , kN/m^3), and aggregate impact value (AIV, %). The w_a and γ_d of the rock aggregates were determined according to TS EN 1097-6 (2013), while the AIV values were obtained following BS 812-112 (1990). The tests mentioned above were repeated three times for each rock block, and the average values were transformed into a comprehensive database for statistical and soft computing analyses.

Crushability tests provide quantitative data on the production yield and comminution rate of several crushers (Köken 2020b). In the context of the crushability tests, the material with a particle size range of 11.2 - 16.0 mm and weighing 1000 ± 5 g was fed to the laboratory-scale jaw crusher in a single crusher by hand. After the crushing action had been completed, the crushed particles were sieved to quantify the size reduction ratio (SRR), which was determined by Eq. 1 as follows:

$$SRR = \frac{F_{80}}{P_{80}}$$
(1)

where F_{80} and P_{80} denote the theoretical square mesh aperture sizes (mm) corresponding to 80% of the cumulative undersize of the feed and product particle size distributions, respectively.

Some of the laboratory studies are illustrated in Figure 1. Laboratory studies were carried out under oven-dried conditions. The physical and mechanical properties of the rock aggregates are listed in Table 3. Accordingly, the w_a , γ_d , and AIV values of the investigated rocks were found to be between 0.211 and 3.661%, 24.980 and 27.885 kN/m³, and 8.682 and 23.586%, respectively. On the other hand, the crushability test results are given in Figure 2. From Figure 2, it can be observed that the values of F_{80} , P_{80} , and SRR ranged between 13.737 and 15.537 mm, 5.114 and 7.827 mm, and 1.878 and 2.950, respectively.



Figure 1 Laboratory studies a) Some of the feeding materials (11.2–16 mm) for crushability tests b) Laboratory-scale jaw crusher c) Aggregate impact value apparatus d) Sieving procedure e) Typically crushed particles obtained from a single crushability test f) Typically crushed particles obtained from a single AIV test.

Rock type	w _a (%)	γ _d (kN/m³)	AIV (%)
R1	$1.80^{(1)} \pm 0.10^{(2)} (18)^{(3)}$	26.55 ± 0.17 (18)	17.76 ± 0.43 (18)
R2	2.53 ± 0.29 (24)	26.53 ± 0.27 (24)	17.90 ± 1.24 (24)
R3	0.27 ± 0.06 (12)	27.26 ± 0.32 (12)	9.89 ± 1.13 (12)
R4	1.04 ± 0.06 (24)	26.99 ± 0.37 (24)	11.97 ± 1.48 (24)
R5	3.23 ± 0.28 (21)	25.42 ± 0.31 (21)	19.52 ± 2.67 (21)
R6	1.42 ± 0.12 (24)	26.14 ± 0.26 (24)	15.74 ± 1.22 (24)
R7	2.42 ± 0.24 (18)	25.67 ± 0.25 (18)	19.96 ± 0.99 (18)
R8	0.79 ± 0.25 (15)	27.60 ± 0.29 (15)	14.11 ± 1.51 (15)
R9	1.40 ± 0.15 (18)	25.45 ± 0.11 (18)	15.85 ± 1.74 (18)

⁽¹⁾Mean ⁽²⁾Standard deviation ⁽³⁾number of samples



Figure 2. Box plots of the crushability test results

Statistical and Soft Computing Analyses

In this section, statistical and soft computing analyses were introduced to evaluate the SRR. Based on the single and multiple regression analyses, several correlations were obtained. The regression-based models (M1-M4) yielded a correlation of determination (R^2) ranging from 0.47 to 0.71, only stating some correlative parameters to evaluate SRR. Additional soft computing analyses were also performed to obtain other empirical formulations to estimate the SRR with higher accuracy. Soft computing analyses adopted in this study were based on artificial neural networks (ANN). ANN analyses were performed in a MATLAB environment. For this purpose, a neural network toolbox (nntool) was utilized to establish several neural networks. The database was randomly divided into training (70/100) and testing/validating (30/100) parts. Various possible network architectures with variable hidden layers and neurons were attempted to determine the most reliable structural combination. To estimate the SRR values, the most convenient ANN architecture was found to be 3-6-1. Before performing the ANN analyses, the database was normalized between -1 and 1 using the following equation (Singh et al., 2012; Lawal and Idris, 2020).

$$V_N = 2 \left(\frac{X_i - X_{\min}}{X_{\max} - X_{\min}} \right) - 1$$
⁽²⁾

where V_N is the normalized value, x_i is the relevant parameter to be normalized, x_{min} , and x_{max} are the minimum and maximum values in the relevant dataset.

Based on the ANN analyses, the SRR values can be estimated by model 5 (M5), which is given in Table 4. The subequation systems for M5 are also listed in Table 5. When comparing the R^2 values of the developed models, M5 provided the highest R^2 value ($R^2 = 0.88$), which shows the most reliable model for estimating the SRR in this study.

Model No	Empirical formula	R ²
M1	$SRR = 2.1131 + 0.1883W_{a}$	0.47
M2	$SRR = 8.654 - 0.2357 \gamma_d$	0.55
M3	SRR = 1.5426 + 0.05703AIV	0.63
M4	$SRR = 5.158 - 0.1261\gamma_d + 0.03861AIV$	0.71
M5	$SRR = 0.5357 \tanh\left(\sum_{i=1}^{6} A_i - 1.593\right)$	0.88

Table 4. Proposed empirical models for the evaluation of SRR in this study.

The developed empirical models (M1–M5) provide a piece of practical knowledge on how to model the size reduction process that occurred in a laboratory-scale jaw crusher. In other words, the SRR values increase with increasing w_a and AIV of the rocks, while they decrease when increasing the γ_d values. Furthermore, empirical formulations (M1-M5) can be used to evaluate rock aggregate quality in a rock quarry. In other words, considering fixed operational features in crushing equipment, higher SRR values obtained from crushability tests can indicate lower rock aggregate quality or the presence of weathered rock types. Nevertheless, the variations in SRR values can also indicate the heterogeneity of the host rock.

In this context, such empirical relationships to evaluate the DRC parameters can save time and provide practical information on the quality of feed material. Furthermore, the anomalies in the SRR values can also show undulating energy consumption values, which were not considered in this study. However, further studies are required to obtain relationships between the SRR values and their correspondence with the energy consumption.

Table 5. Sub-equation systems for the developed ANN model (M5).

$$\begin{split} &A_{1} = -2.2047 \tanh\left(4.6846^{n} w_{a} - 2.4569^{n} AIV - 6.4191^{n} \gamma_{d} - 6.0146\right) \\ &A_{2} = 3.0404 \tanh\left(2.2891^{n} w_{a} - 0.02924^{n} AIV - 1.9587^{n} \gamma_{d} - 3.1045\right) \\ &A_{3} = -0.54611 \tanh\left(2.651^{n} w_{a} - 3.658^{n} AIV - 0.72175^{n} \gamma_{d} + 0.57849\right) \\ &A_{4} = -2.2676 \tanh\left(1.1376^{n} w_{a} - 2.8478^{n} AIV + 0.08619^{n} \gamma_{d} + 0.95445\right) \\ &A_{5} = -1.3759 \tanh\left(1.8914^{n} w_{a} + 3.7618^{n} AIV + 1.111^{n} \gamma_{d} + 1.4537\right) \\ &A_{6} = 2.3332 \tanh\left(5.1893^{n} w_{a} + 0.2412^{n} AIV + 2.3619^{n} \gamma_{d} + 4.5938\right) \\ \end{split}$$

 ${}^{n}w_{a} = 0.5798w_{a} - 1.1229$ ${}^{n}AIV = 0.1342AIV - 2.1651$ ${}^{n}\gamma_{d} = 0.6956\gamma_{d} - 18.375$

RESULTS AND DISCUSSION

Statistical analyses indicated that the w_a , γ_{d_a} and AIV of rocks have some influence on the SRR that occurred in a laboratory-scale jaw crusher. However, the regression-based models (M1-M4) are not high enough for precise estimations on the SRR. By implementing such ANN analyses, M5 was developed, which provides the highest R² value (R² = 0.88) among the models developed (Table 4).

The predicted and measured SRR values obtained from the M5 model are plotted in Figure 3. Accordingly, it can be claimed that the predicted SRR values are in good agreement with the measured ones. In summary, the comparison of all the developed models is given in Figure 4. It can be seen from Figure 4 that a single use of physical and mechanical rock aggregate properties would not allow one to assess size reduction processes by jaw crushers with a higher prediction capability. This phenomenon can be interpreted as the size reduction process in jaw crushers is a complex issue; therefore, the complexities arising from the nature of the rock can be overcome by multiple-choice of rock properties. In this manner, the ANN-based model (M5) can be an example of quantifying or modeling the size reduction process in a jaw crusher. However, the practical information stated in this study should be tried with a portable jaw crusher to observe similarities or difficulties in quantifying SRR values as a function of different rock properties.



Figure 3. Predicted and measured SRR values based on the M5 model.



Figure 4. Comparison of all predictive models to estimate SRR.

CONCLUSIONS

In this study, the size reduction processes that occurred in a laboratory-scale jaw crusher were investigated using nine different rock types from Turkey (Table 1). The physical (w_a , γ_d) and mechanical (AIV) aggregate properties were determined for each rock type (Table 3). Then, detailed crushability tests were carried out (Fig 2). The SRR values were obtained from the sieve analyses of the crushed particles. The laboratory test results were transformed into a comprehensive database for statistical and soft computing analyses. The statistical and soft computing analysis results emphasize the importance of the selected rock properties for evaluating the SRR. However, it can be claimed that the ANN-based model (M5) provides the highest R² value (Table 4), showing that soft computing analyses can be reliably implemented for the size reduction process that occurred in jaw crushers. However, more studies are required to observe similarities or difficulties in quantifying SRR values in portable jaw crushers for the industry.

Conflict of Interest

The author declares that he has no known competing financial interests or personal relationships that could have influenced the work reported in this document.

REFERENCES

- Bearman RA, Briggs CA, Kojovic T (1997) The application of rock mechanics parameters to the prediction of comminution behavior. Miner Eng 10(3):255–264.
- BS 812-112 (1990) Testing aggregates Method for determination of aggregate impact value (AIV), British Standards Institution.
- Donovan J. G. (2003) Fracture toughness based models for the prediction of power consumption, product size, and capacity of jaw crushers, Dissertation, Virginia Polytechnic Institute, and State University.
- Eloranta, J. (1995). Influence of crushing process variables on the product quality of crushed rock. Dissertation, Tampere University of Technology
- Evertsson C.M. (2000) Cone crusher performance, Dissertation, Chalmers University of Technology, Götebord, Sweden.
- Fladvad M. and Onnela T. (2020) Influence of jaw crusher parameters on the quality of primary crushed aggregates, Min. Eng. 151: 106338.
- Johansson M., Bengtsson M., Evertsson M., Hulthén E. (2017) A fundamental model of an industrialscale jaw crusher, Min. Eng. 105: 69 – 78.
- Kahraman S, Toraman OY, Cayirli S (2018) Predicting the strength and brittleness of rocks from a crushability index. Bull Eng Geol Environ 77(4):1639–1645.
- King, R.P. (2012) Modeling and Simulation of Mineral Processing Systems; 2nd edition, C.L. Schneider and E.A. Kind (eds), Elsevier: Amsterdam, 457 pp, The Netherlands
- Köken E, Özarslan A (2018) New testing methodology for the quantification of rock crushability: compressive crushing value (CCV). Int J. Miner Metall Mater 25(11):1227–1236.
- Köken E. (2020a) Evaluation of size reduction process for rock aggregates in cone crusher, Bull. Eng. Geol Environ. 79: 4933 4946.
- Köken E. (2020b) Size Reduction Characterization of Underground Mine Tailings: A Case Study on Sandstones, Natur. Res. Res. 30: 867 887.
- Köken E. and Lawal A.I. (2021) Investigating the effects of feeding properties on rock breakage by jaw crusher using response surface method and gene expression programming, Adv. Powder. Tech. 32(5): 1521 1531.
- Korman T, Bedekovic G, Kujundzic T, Kuhinek D (2015) Impact of physical and mechanical properties of rocks on energy consumption of jaw crusher. Physicochem Probl Miner Process 51(2):461–475.

- Lawal A.I., and Idris M.A., An artificial neural network-based mathematical model for the prediction of blast-induced ground vibrations. Int. J. Environ. Stud., 77(2): 318 334, (2020), DOI:10.1080/00207233.2019.1662186.
- Lee, E. and Evertsson C. M. (2011). A comparative study between cone crushers and theoretically optimal crushing sequences, Min. Eng., 24(3–4), 188–194.
- Liu D. and Pourrahimian Y. (2021) A Framework for Open-Pit Mine Production Scheduling under Semi-Mobile In-Pit Crushing and Conveying Systems with the High-Angle Conveyor, Mining, 1(1): 59 – 79.

Metso. (2018). Basics in mineral processing handbook. Metso Corporation.

- Nikolov S. (2004) Modelling and simulation of particle breakage in impact crushers, Int. J. Min Process., 74: 219 225.
- Singh R., Kainthola A., and Singh T.N., Estimation of elastic constant of rocks using an ANFIS approach, Appl. Soft Comput. J. 12: 40–45, (2012), DOI: 10.1016/j.asoc.2011.09.010.
- Szczelina, P., Raaz, V., (2002) Development of hard rock jaw crushers at Krupp Fördertechnik quantitative characterization of rock properties, Aufbereit.-Tech., 43 (2), 28-31.
- Tavares L.M., Da Silverira M.A.C.W. (2008) Comparison of measures of rock crushability, In: Fine Particle Technology and Characterization, Meftuni Yekeler (Ed). ISBN: : 978-81-308-0241-1
- TS EN 1097-6 (2013) Tests for mechanical and physical properties of aggregates Part 6: Determination of particle density and water absorption, Turkish Standards Institution, Ankara

NADİR TOPRAK ELEMENTLERİNİN KAZANIMI İÇİN POTANSİYEL BİR KAYNAK: KÖMÜR YIKAMA TESİSİ ATIKLARI

A POTENTIAL SOURCE FOR RECOVERY OF RARE EARTH ELEMENTS: COAL WASHERY WASTE

N.İ. Dinç 1,* , F. Burat 1

¹ İstanbul Teknik Üniversitesi, Maden Fakültesi, Cevher Hazırlama Mühendisliği Bölümü (*Corresponding author: dincnaz@itu.edu.tr)

ÖZET

Nadir toprak elementleri (NTE) üretimi ve rezervi konusunda lider ülke konumunda bulunan Çin'in ihracatta uyguladığı sınırlamalar ile yüksek teknoloji üreten ülkeler açısından kaynak ihtiyacı doğmaktadır. Bu sebeple artan NTE ihtiyacını karşılamak için ikincil kaynaklara olan yönelim son yıllarda giderek artmaktadır. Bu kaynakları kömür yakıtlı termik santrallerin atıkları olan taban ve baca külleri, kömür yıkama atıkları, cevher zenginleştirme tesislerinin atıkları, fosfat üretimi yapılan maden sahalarının yan ürünleri ve elektronik atıklar oluşturmaktadır. Dünyada gelişen endüstriye paralel olarak, hızla gelişen ve büyüyen ülkemizin de sanayide kullanmış olduğu maden çeşitliğini arttırması, yer altı kaynaklarımızın daha etkin bir şekilde belirlenmesi ve ortaya çıkarılmasını zorunlu hale getirmektedir. Ülkemiz için vazgeçilmez, güvenilir ve ucuz bir enerji kaynağı olan kömür ve kömür yan ürünlerinden kömürün ve NTE'nin, çevresel ve endüstriyel etkileri göz önünde bulundurularak, seçimli olarak eldesini sağlayacak teknolojilerin, metodların ve proseslerin oluşturulması oldukça önemlidir. Bu çalışma kapsamında küresel pazarda yüksek teknoloji üreten ülkeler için ikincil kaynaklardan NTE üretiminin avantajları, kömür ve yan ürünlerinden NTE geri kazanımının önemi ve elde edilmesinde uygulanan yöntemler ile ilgili bilgiler sunulmaktadır.

Anahtar Sözcükler: Nadir toprak elementleri, geri kazanım, kömür atıkları

ABSTRACT

China is the leading country in rare earth elements (REE) production and reserves; therefore, the other countries need resources in terms of high technology raw materials for possible restrictions. For this reason, the tendency of high technology producing REE supply has been increasing in recent years and they are directed to secondary resources to meet this demand. These resources consist of the wastes of coal-fired thermal power plants, tailings of ore enrichment facilities, by-products of mine sites where phosphate production is made, and electronic wastes. Parallel to the developing industry in the world, our rapidly developing and the growing country also increases the variety of minerals used in the industry, making it necessary to determine and reveal our underground resources more effectively. Coal reserves are an indispensable, reliable, and cheap energy source for our country and it is very important to create technologies that will enable the selective recovery of coal and REE from coal by-products by considering its environmental and industrial effects. Studies in the literature show that coal and coal by-products have a significant REE content. Within the scope of this study, information about the advantages of REE production from secondary sources, the importance of REE recovery from coal and its by-products, and the applied methods are presented for high technology-producing countries in the global market.

Keywords: Rare earth elements, recovery, coal waste

GIRIŞ

Yerkabuğunda kimyasal özellikleri çok benzer olan, atom numaraları 57 (lantan) ile 71 (lütesyum) arasında 15 lantanit ile itriyum ve skandiyumdan oluşan 17 metalik element grubuna Nadir Toprak Elementler (NTE) denilmektedir. Atomik ağırlıklarına göre ağır ve hafif nadir toprak elementler olmak üzere iki gruba ayrılır. NTE grubu elementler atomik ağırlıklarına göre 2 alt gruba ayrılmaktadır; lantanyum'dan (La) europiyum (Eu) elementler kadar olan ve atom numaraları 57 ile 63 arasında değişen elementler hafif nadir toprak elementler, atom sayıları 64 ile 71 arasında değişen ve gadolinyum (Gd) ile lutesyum (Lu) arasındaki elementler ise ağır nadir toprak elementler olarak ayrılmaktadır. Yttrium ve skandiyum elementleri, atom numaraları sırasıyla 39 ve 21 olmasına rağmen, ağır nadir toprak elementlerine benzer kimyasal ve fiziksel özellikler sunmaları nedeniyle bu grup elementlere dahil edilmektedir. (Gupta ve Krishnamurthy, 1992). Nadir toprak elementleri, adında söylendiği gibi "nadir" değildir. Bu elementlere "nadir" denmesinin nedeni, nadir olarak görülen mineraller içinde oksit bileşenleri olarak 18. ve 19. yüzyıllarda tespit edilmiş olmalarıdır (Url-1).

Tüm NTE'leri (Pm hariç) yer kabuğunda miktar bakımından gümüş ve civa elementlerinden daha fazla bulunurlar (Taylor ve McLennan, 1985). En bol nadir toprak elementleri seryum, itriyum, lantan ve neodimyumdur (Gupta and Krishnamurthy, 1992). Nadir toprak element cevherleşmeleri esas olarak, alkalin kayaçlar ve karbonatitler olarak adlandırılan özel magmatik kayaçlar ile ilişkilidir. Bunun dışında, plaser yataklarda da NTE içeren mineral konsantrasyonlarına ekonomik olarak rastlanılmaktadır. Ayrıca, magmatik kayaçların derinlerde bozunmasıyla oluşan artık yataklarda, pegmatitlerde, Fe-oksit Cu-Au yataklarında ve denizel fosfatlarda da NTE cevherleşmelerine rastlanılmaktadır. Volkanizmalarla ilişkili yataklar çoğunlukla suların etkisiyle bozuşmuşlardır. Bu yataklara ince dağılmış olarak ya da çatlak dolguları şeklinde rastlanmaktadır. Volkanik kayaçlar genellikle tüf, riyolit ve trakit olup, örtü tabakaları da kumtaşlarından oluşmuştur. Yataklarda flüorit, bastnazit, bertrandit az miktar da baritle birlikte düşük oranda Rb, U, Th, Ta, Nb, Y, Be, Cs ve Re elementlerini içeren mineraller bulunmaktadır. Karbonatitler ile ilişkili NTE cevherleşmeleri rezerv bakımından en büyük yataklardır. Dünyadaki NTE'lerin en önemli üretim kaynağı bastnazit (Ce, La, Nd, Pr) F(CO3) mineralidir. Bunların yanı sıra NTE'ler ksenotim içeriğinde, plaser yataklarda, uranyum ve bozuşmuş killerle birlikte ve karbonatitlerde de bulunmaktadır. NTE'ler yer kabuğunda değişik oranlarda çok geniş bir alana yayılmış olarak yaklaşık 160'dan fazla mineralin içeriğinde bulunmaktadır.

NTE'leri kullanılan ürünlerin kararlı, yüksek sıcaklığa, aşınmaya, korozyona karşı dirençli, savunma sektöründe değişik amaçlı ileri teknoloji ürün üretiminde kullanılmaları nedeniyle NTE'ler yüzyılın stratejik ve vazgeçilmez elementleridir. Cep telefonu, diz üstü bilgisayar, modern tıp cihazları, araçlarda katalitik çeviriciler, uçak motorları, seramik, petrol rafineri, televizyon üretimi gibi teknolojik ürünlerde NTE'ler kullanılmaktadır. NTE'ler oksit, metal ve değişik kimyasal bileşikler olarak pazarlanıp kullanıldığı gibi yüksek sıcaklıkta duraylı olmaları nedeniyle kaliteli metal alaşım üretiminde de kullanılmaktadır. Katkı maddesi olarak NTE'leri içeren malzemeler kararlı, yüksek sıcak ve korozyona dayanıklı hafif malzemelerdir. Bu özellikleriyle NTE'leri bilgisayar, hibrid araçlar, yüklenebilir piller, cep telefonları, düz televizyon ekranları, dizüstü bilgisayarları, rüzgar türbinleri, tıbbi görüntüleme cihazları, radar sistemleri, katalitik çeviriciler, korozyona daha dayanıklı metal alaşımları, uçak motorları, tıp, seramik, cam üretiminde, petrol arıtmada kullanılmaktadır. NTE'ler değişik malzeme üretiminde değişik oranlarda kullanılmaktadır. Fotoğraf makinesi, gözlük camları ve televizyon ekranlarının parlatılmasında seryum oksit kullanılmaktadır (Yıldız, 2016). Bazı NTE'ler flüoresan ve LED aydınlatmada kullanılır. Yttrium, europium ve terbiyum fosforları, birçok ampul, panel ve televizyonda kullanılan kırmızı-yeşilmavi fosforlardır. Cam endüstrisi NTE hammaddelerinin en büyük tüketicisidir ve bunları cam parlatma için ve renk ve özel optik özellikler sağlayan katkı maddeleri olarak kullanmaktadır. Lantan, cep telefonu kameraları da dahil olmak üzere dijital kamera lenslerinin yüzde 50'sinde kullanılmaktadır. Ayrıca lantan bazlı katalizörler, petrolü rafine etmek için kullanılmaktadır. Seryum bazlı katalizörler otomotiv katalitik konvertörlerinde kullanılmaktadır. NTE'leri kullanan mıknatısların uygulamaları günümüzde hızla

artmaktadır. Neodimyum-demir-bor mıknatıslar bilinen en güçlü mıknatıslardır. Nadir mıknatıslar bilgisayar sabit disklerinde ve CD – ROM ve DVD disk sürücülerinde kullanılırlar. Bir disk sürücüsünün mili, bir nadir toprak mıknatısı tarafından çalıştırıldığında dönme hareketinde yüksek stabilite elde eder. Bu mıknatıslar ayrıca hidrolik direksiyon, elektrikli camlar, elektrikli koltuklar ve hoparlörler gibi çeşitli geleneksel otomotiv alt sistemlerinde de kullanılmaktadır. Nikel metal hidrit piller, anot olarak lantan bazlı alaşımlardan yapılmıştır. Bu pil türleri, hibrit elektrikli otomobillerde kullanıldığında, elektrikli araç başına 10 ila 15-kilogram gerektiren önemli miktarda lantan içerir. Seryum, lantan, neodimyum ve praseodmiyum, genellikle miskmetal olarak bilinen karışık oksit formunda, çelik yapımında safsızlıkları gidermek için ve özel alaşımların üretiminde kullanılmaktadır (Url-2). NTE'lerin genel kullanım alanları ve yüzdesel dağılımları Şekil 1'de gösterildiği gibidir. Saf neodimiyum oksit cama mor renk vermektedir. Praseodimiyum ve neodimiyum karışımı, televizyon ekranlarında parlamayı önlemektedir. NTE kullanılarak alüminyum, magnezyum, vanadyum gibi çok değişik özel metal alaşımları üretilebilmektedir. NTE'li alaşımlar demir-krom ve çelik alaşımlarında korozyona karşı direnci arttırmaktadır (Yıldız, 2016; Lin vd., 2017). ABD Jeoloji Araştırmaları Kurumu 2021 verilerine göre nadir toprakların son kullanıma göre tahmini dağılımı şu şekildedir: katalizörlerde %75, metalurjik uygulamalar ve alaşımlarda %4, seramik ve camda %6, parlatmada %5 ve diğerleri olarak %10'dur. Ayrıca Amerika Birlesik Devletleri tarafından 2020'de ithal edilen nadir toprak bileşiklerinin ve metallerinin tahmini değeri, 2019'daki 160 milyon dolardan ciddi bir düşüş ile 110 milyon dolar olmuştur (Url-3).

20-30 yıl öncesine kadar elektronik sistemlerde 11 değişik malzeme kullanılırken günümüzde daha işlevsel bilgisayar ve akıllı telefonlarda 60'dan daha çok sayıda değişik malzeme kullanılmaktadır. Gereksinimlerin karşılanması için geleceğe yönelik çalışmalar; ArGe çalışmaları ile NTE'ler yerine kullanılabilecek malzemelere, geri dönüşüm ve yeni NTE kaynaklarının bulunmasına yönelik olacaktır. 2025 yılında NTE talebinin 220x10³ ton/yıl, 2035 yılında 350x10³ ton/yıl olacağı öngörülmektedir. Yeni kaynaklar ya da ArGe çalışmalarından sonuç alınamaması durumunda bu yıllardan sonra bazı NTE'lerde arz sıkıntısı yaşanacağı, rezervlerin, haliyle arzın talebi karşılanamayacağı riski vardır.



Şekil 1. NTE'lerin genel kullanım alanları ve yüzdesel dağılımları.

Dünyada NTE rezervleri 8 ülkede yoğunlaşmış olup 140x10⁶ ton civarındadır. Çin NTE rezervi bakımından 55x10⁶ ton ile dünyada ilk sırada yer almaktadır. Kaynaklardaki NTE ile ilgili bilgiler incelendiğinde çok farklı rakamlarla karşılaşılmaktadır. Bunun nedeni ülkelerin stratejik olarak gerçek rakamlarını diğer ülkelerle paylaşmadıklarından, kaynaklanmaktadır. Bu gerçeğe dayalı olarak dünyada gerçek rezervin bundan çok daha yüksek olduğu tahmin edilmektedir. Bayan Oba nadir toprak element oksit rezervi 44x10⁶ ton görünür rezerv olarak dünyanın en büyük rezervine sahiptir. Bu rezerv 1957

yılından bu yana işletilmekte olup Çin'in %70 hafif nadir toprak elementi bu işletmeden sağlanmaktadır. Bayan Oba madeninin yanı sıra Shandong, Sichuan da Çin'in önemli NTE yataklarıdır. Çin'de Bayan Obo demir madeninden yan ürün olarak yıllık yaklaşık 50.000 ton NTE oksit üretilmektedir. Sichuan ve Mianning'teki bastnasit içeren karbonatit yataklarından 30.000 ton ve güneydeki kil yataklarından da yılda yaklaşık 10.000 ton NTE oksit üretimi gerçekleştirilmektedir. ABD 4.000 ton/yıl ile dünya nadir toprak element üretiminin %3,5'ini gerçekleştirmektedir. 10.000 ton/yıl civarında tüketim ile Çin ve Japonya'dan sonra 3.sırada yer almaktadır. NTE'lerin birçok önemli kullanımı nedeniyle, Japonya, Amerika Birleşik Devletleri ve Avrupa Birliği üyeleri gibi yeni teknolojilere bağımlı olan ülkeler, Çin'in NTE ihracatını azaltma niyetinden dolayı, NTE'lerin ekonomik yataklarını keşfetmeye ve bunları üretime kazandırmaya yönelik arama faaliyetlerini arttırmıştır (Yıldız, 2016).

Ülkemizde NTE'ler, alkalin-ultramafik ve karbonatit komplekslerine ek olarak yaygın bir şekilde peralkalin ve peraliminyumlu volkanikler, granitler ve granitik pegmatitler içinde de cevherleşmişlerdir. Ticari yönden en önemli yataklar çoğunlukla pegmatit ve karbonatlarla ilişkilidir. Birincil nadir metal yataklarının ayrışması sonucu oluşan ikincil yataklar, esas olarak denizel ya da alüvyal plaserler şeklinde birikmişlerdir (Gültekin vd., 2003). MTA Genel Müdürlüğü 1959 yılında, Eskişehir ili Sivrihisar ilçesinin 40 km kuzeybatısındaki Kızılcaören, Karkın ve Okçu köyleri arasındaki 15 km²'lik bir alanda yaptığı çalışmalar sonrası ortalama %0.212 ThO₂, %37.44 CaF₂, %31.04 BaSO₄ ve % 3.14 nadir toprak oksit içeren Beylikahır NTE rezervini belirlemiştir. NTE ve toryum kaynağı olan bu yatak karmaşık mineralleşmeye sahip olup değerli mineraller olarak florit, barit ve bastnazit içermektedir. Nadir toprak elementlerin çoğu bastnazit içeriğinde yer almıştır (Yıldız, 2016).

Kömür ve Kömür Yan Ürünlerinde Nadir Toprak Elementleri

Dünya enerji talebinin, nüfus artışı ve teknolojik gelişmelere bağlı olarak artması sonucu enerji kaynakları olan kömür, petrol gibi yakıtların kullanımı günümüzde de önemini korumaktadır. Yenilenebilir enerji kaynaklarına olan ilginin giderek artmasına rağmen kömürün küresel enerji üretimindeki payı artmaya devam etmektedir (Bertani, 2010). Kömür tüketiminin, gelişmekte olan ülkelerde gelişmiş ülkelere göre daha fazla artmakta oluşunun nedenleri arasında yüksek ekonomik büyüme oranları ve artan elektrik ihtiyacı nedeniyle gelişmekte olan ülkelerin daha kolay ve daha ucuz ulaşabilecekleri kömürü tercih etmesidir. Başta Avrupa Birliği olmak üzere gelişmiş ülkeler özellikle çevresel duyarlılıklar nedeniyle elektrik üretiminde giderek daha fazla doğal gaz ve yenilenebilir kaynakları tercih etmektedir. Özellikle kömür; petrol rezervlerinin dünyada belirli yerlerde olması ve bu yüzden de bazı politik pazarlıklara ve bazı krizlere yol açması yüzünden, daha da önem kazanmıştır. Dünyadaki birçok ülkede özellikle de gelişmekte olan ülkeler daha güvenilir olan öz kaynakları durumundaki kömüre yönelmiş olup, bu ilginin ilerleyen yıllarda da devam edeceği öngörülmektedir.

Bilinen dünya petrol rezervlerinin 40 yıl, doğalgaz rezervlerinin 60 yıl ve kömür rezervlerinin ise 200 yılda tükeneceği tahmin edilmektedir. Fosil enerji kaynaklarından olan kömür sahip olduğu bazı özelliklerden dolayı vazgeçilmez bir enerji kaynağıdır. Bu özellikler şu şekildedir; dünya üzerinde daha homojen bir dağılıma sahip olması, üretilmesi ve görünür kömür rezervlerinin uzun ömürlü olması, fiyat istikrarı, taşıma kolaylığı, depolama imkanlarının rahatlığı ve kullanım kolaylığıdır. Ülkemizde, doğal gaz ve petrol rezervleri oldukça sınırlı olmasına karşın, 506 milyon tonu görünür olmak üzere, yaklaşık 1,3 milyar ton taşkömürü ve 13,9 milyar tonu görünür rezerv niteliğinde toplam 14,2 milyar ton linyit rezervi bulunmaktadır (TKİ 2015; TTK 2015).

Ocaklardan çıkarılan kömürler, çeşitli boyutlarda kömür tanelerinin yanı sıra, çeşitli cins ve miktarlarda kömür dışı inorganik maddeler de içermektedir. Tüvanan kömürde bulunan kömür dışı maddeler, kömür damarı içerisinde bulunan ve jeolojik yapıdan kaynaklanan mineral maddeler (kuvars, kil mineralleri, karbonat mineralleri, sülfür mineralleri vb) olabileceği gibi kömürün kazılması sırasında dışarıdan kömüre karışan yabancı maddeler de olabilmektedir. Gerek endüstrinin istediği özelliklerde, gerekse hava kirliliği yaratmayan düşük kül ve kükürt içerikli kömür üretimi için kömür içerisinde yer alan

bu safsızlıkların giderilmesi gerekmektedir. Bu amaç için kömür hazırlama tesislerinde, belirli boyuta indirilen kömürler yıkanarak mevcut tane boyutundaki serbestleşmiş mineral maddeler kömürlerden uzaklaştırılmaktadır. Kömür kullanımına paralel olarak da açığa çıkan artık da artmaktadır. Kömür yıkama ve hazırlama sırasında oluşan atıklar farklı karakterlere sahiptirler (Ural vd., 2002). Kömür işletmelerinde iri taneli atıklar genellikle açıkta yığınlar halinde depolanırken, daha sulu ve ince taneli çamur şeklindeki atıklar, atık barajlarına sevkedilmekte veya filtrelenmektedir. Genel olarak kömürün işlem görmesinden çıkan tüm atıklar kömür atığı veya şist olarak adlandırılmaktadır. Bu atıkların tipi, karakteri, deşarj limitleri başarılı bir atık yönetimi açısından oldukça önemlidir. Ayrıca, Sıfır Atık proses hedefine yönelik bu katı sıvı ve gaz atıkları bertaraf etmek için geliştirilmiş yöntemler önem arzetmektedir. Bu atık malzemelerin içerisindeki kömürün geri kazanımı atık stoklama problemleri ve maliyetini azaltacaktır. Sonuçta atık içerisindeki kömür bir enerji kaynağıdır. Kömür periyodik cetveldeki elementlerin birçoğunu içermektedir. Farklı kimyasal özelliklere sahip olan nadir toprak elementleri, kömür küllerinde yoğun olarak bulunmaktadır.

Germanyum'un halihazırda bir yan ürün olarak elde edildiği yüksek Ge (240-850 g/t) içeren kömür yataklarından yılda yaklaşık 150-170 ton Ge elde edilmektedir. Nispeten daha düşük Ge içeriğine (yaklaşık 10 g/t) sahip bazı kömürler, koklaştırma ya da gazlaştırma için kullanıldıklarında Ge geri kazanımı için potansiyel bir kaynak olabilmektedir (Ivanov vd., 1984; Shpirt vd., 1990; Yudovich ve Ketris, 2006). Bu nedenle, Ge taşıyan kömürler şu anda dünya endüstrisi için ve yakın gelecekte (Seredin, 2006) Ge için ana kaynak olarak düşünülebilir. Dünya'daki kömürlerin ortalama Galyum içeriği 5,8 g/t ve kömür külünde ise 33 g/t'dir (Ketris ve Yudovich, 2005). Bununla birlikte, daha yüksek Ga içeriğine sahip birçok kömür yatağı vardır. Kömürde 20-40 g/t'a kadar ve külde ise 100-600 g/t'a kadar çıkabilmektedir (Seredin, 2004; Seredin, 2006; Yudovich ve Ketris, 2006). Güney Çin'de bazı kömür havzalarının taban ve ana kayaçlarında, 50-300 g/t Ga içeren kil tabakaları bulunmuştur. Bazı kömürlerin endüstriyel olarak yakılmasından elde edilen uçucu küller, % 0.1-0.5 kadar Ga içerebilir (Kler ve diğ., 1987). Selenyum, dünya'daki kömürde ortalama 1.3 g/t, küllerde ise 8.8 g/t gibi düşük bir içerikte bulunur. Bununla birlikte, bu rakamlar yerkabuğunda bulunan Se konsantrasyonundan (0.09 g/t) çok daha yüksektir. Bazı kömürler ve bazı kömür yan kayaçları, birkaç kg/t Se içerebilmektedir. Bu kadar yüksek Se konsantrasyonları sadece U içeren kömür yataklarında bildirilmiştir (Kislyakov ve Shchetochkin, 2000). Ek olarak, sülfür minerallerince zengin bazı kömürlerde 10-100 g/t arasında Se içeriği bildirilmiştir (Dai vd., 2008). Se'nin yüksek uçuculuğu ve gaz fazında iken kül parçacıkları üzerinde adsorplanması nedeniyle, uçucu küldeki konsantrasyonu, tüvenan kömürden 20-100 kat daha yüksek olabilir.

Tang ve Huang (2002), kömür örneklerini ve buna bağlı uçucu maddeleri analiz etmek için modern analitik yöntemleri kullanarak kömürde 74 iz elementi tespit etmişlerdir. Kömür ve kömür yan ürünleri gibi alternatif kaynaklardan NTE'nin geri kazanımı, ileri teknoloji malzemelerinin güvenilir bir şekilde tedarik edilmesini sağlarken, kömür madenciliğinin ekonomik olarak uygulanabilirliğini sürdürebilir hale getirme potansiyeli taşımaktadır. Dünya genelinde ortalama toplam NTE konsantrasyonları kömürde 68.5 g/t'dir (Seredin et al., 2012; Ketris ve Yudovich, 2009; Zhang vd., 2015). Rusya'daki Far East kömür ocaklarında 300 ila 1000 g/t içerikli, Doğu Kentucky'de Fire Clay kömür yatağında 500 g/t civarında, Kanada'nın Nova Scotia kentinde bulunan Sydney Havzasında 72-483 g/t arasında yüksek miktarda NTE içeriğine sahip olan kömür ortalamasının neredeyse iki katıdır (Birk ve White, 1991; Seredin, 1996; Hower vd., 1999; Blissett vd., 2014). Kömür ve kömür yan ürünlerindeki NTE'lerin oluşumu üç tipe ayrılabilir: (1) monazit ve ksenotim gibi nadir toprak mineralleri, (2) killere iyonik olarak adsorbe olan NTE ve (3) organik matrislerle eşlik eden NTE.

Seredin (1996) nadir toprak elementleri ile zenginleşmiş kömürlerde NTE'lerinin çoğunlukla çapları 0,5-5 mikron olan otojenik taneli ve organik malzemeye veya kil minerallerine adsorbe olarak oluştuğunu öne sürmüştür. Hower vd. (1999), doğu Kentucky kömür havzalarından aldıkları numunelerdeki NTE'lerinin NTE açısından zengin fosfat formunda olduğunu, kil ve hücrelerdeki çatlakları dolduran monazit'in çok küçük (<2 mikron) düzensiz şekilli tanelerden oluştuğunu belirtmektedirler.

Çin'deki Jungar kömür yatağında bulunan NTE'ler ağırlıklı olarak kaolinit, goyazit, goreksiksit ve boehmit ile eşlik etmektedir. Ağır NTE'lerinin hafif NTE'lerine göre daha fazla organik madde içerisinde bulunma yatkınlığı vardır. NTE'lerinin kömür içerisindeki organik malzeme ile bağlanma mekanizması hümik ve fulvik asite koagüle olarak soğurulması olarak açıklanabilir. NTE'nin organik madde ile ne derece bağlı oldukları konusunda çelişkili görüşler vardır. En genel görüş, organik madde ile ilişkili NTE'nin toplam NTE'e göre çok düşük oranda olduğudur. Dai vd. (2012) kömürdeki NTE'ni beş forma ayırmıştır: suda çözünür, değiştirilebilir, karbonat bileşikli, organik ve alüminyum silikatle birleşmiş. Sıralı kimyasal ekstraksiyon deneyleri aynı ekip tarafından Shitan madencilik bölgesi kömürleri için gerçekleştirilmiştir. Alüminyum silikat bileşiminde olan NTE'nin oranı toplamın yaklaşık % 90'ını oluşturduğu, organik NTE'lerinin yalnızca %10 civarında bulunduğu belirtilmiştir. Dünya'daki kömür oluşumlarına bakıldığında hafif NTE miktarlarının ağır NTE'ne göre daha fazla olduğunu, hafif NTE'nin daha yüksek inorganik yatkınlığa sahip olduğu görülmektedir.

Bilindik nadir toprak minerallerinin (bastnaesit, monazit, vb.) ve iyonik olarak adsorbe olan minerallerin asgari ölçekteki nadir toprak oksit (NTO) içerikleri endüstriyel olarak sırasıyla yaklaşık % 1,5-2.0 ve % 0,06-0,15'dir. Bu konsantrasyonlardan daha azını ihtiva eden nadir toprak mineral yatakları, rezerv ne kadar büyük olursa olsun ekonomik olarak işlenememektedir. Kömürün yanmasından sonra oluşan külde 800-900 g/t aralığında nadir bir toprak oksit (NTO) konsantrasyonu, 5 m'den büyük damar kalınlığına sahip kömürlerden metallerin faydalı bir şekilde geri kazanılması için en düşük işletebilme tenörü olarak kabul edilmiştir (Seredin, 2012; Dai, 2012; Seredin, 2004). İşletilebilir NTE içeriklerinin 677-762 g/t olduğu tahmin edilmektedir. Ketris ve Yudovich tarafından kömür içerisindeki NTE'nin bulunma oranı kömür külüne göre yaklaşık olarak 0.17 olarak hesaplanmıştır. Bu nedenle, kömürdeki NTE'lerin ekonomik olarak kazanılabilmesi için gerekli en düşük içerik (cut-off grade) 115-130 g/t'dir. Dolayısıyla, birçok kömür yatağının NTE geri kazanımı için uygun olduğu düşünülmektedir.

Genel olarak kömür, NTE'nin geri kazanımı için umut verici bir hammaddedir ve bu alanda bir dizi çalışma başlatılmıştır (Ren, 2000; Seredin, 2012; Hu, 2006; Karayigit, 2000; Malikov, 2013; Sarı vd., 2015). Bununla birlikte, bu araştırmaların çoğu basitçe, NTE'lerin karakterize edilmesine odaklanmakta, NTE'nin kazanımı ile ilgili proseslere yer vermemektedir. Hu vd. (2006), Karayiğit vd. (2000) ve Eskenazy (1987) çalışmalarında NTE içeriklerinin kömürün kül içeriği arttığında yükseldiğini belirtmişlerdir. Kömürün diğer birçok eser metale ek olarak nadir toprak elementlerini (NTE) içerdiği ve bu elementlerin çoğunluğunun kömürdeki inorganik minerallerle birlikte bulunduğu bilinmektedir. NTE üretimi için hammadde olarak kömür ve kömür yan ürünlerini kullanmanın avantajları şunlardır; 1) büyük ve güvenilir kaynaklar, (2) zaten madenciliği yapılan malzemeler, (yeni maden ruhsatına gerek yok), (3) yeni çıkarılan bir maden olmadıklarından potansiyel çevre ve sağlık faydası sağlaması, ve (4) potansiyel atık maddelerin kullanılması (Dai et al., 2012).

Kömür ve kömür yan ürünlerindeki NTE'lerin oluşumu üç türe ayrılabilir:

- Monazit ve ksenotim gibi nadir toprak mineralleri, Killere iyonik olarak adsorbe olan NTE ve
- Organik matrislerle eşlik eden NTE'dir.

Kömür ve kömür yan ürünlerindeki NTE'ler, parçacık boyutunda çok küçük olup genellikle mikrometre ve / veya nanometre boyutlarındadır (Zhang vd., 2017). Karayiğit ve arkadaşları tarafından (2000) yapılan çalışmada Türkiyedeki on farklı kömür termik santrallerine beslenen kömürlerin içindeki ana ve iz elementler çok detaylı bir şekilde incelenmiştir. Kömürler yüksek nem içeriğine (%14-47), yüksek kül verimine (%23-64), geniş bir toplam kükürt içeriği aralığına (%0,4-4,8) ve değişken brüt kalorifik değerlere (1368-4977 kcal/kg) sahip oldukları saptanmıştır. İncelenen kömürlerde genel olarak kil mineralleri (simektir, illit, kaolinit/klorit), kuvars feldspat, kalsit, dolomit, pirit ve jips bulunmaktadır. Al, K ve Ti konsantrasyonlarının kül verimleri ile pozitif korelasyonda olduğunu tespit etmişlerdir ve bu değerlerden bazıları Tablo 1'de gösterilmektedir. Besleme kömürlerinde bulunan (Ba, Bi, Ga, Nb, Pb, Rb, Sc, Ta, La, Ce, Pr, Nd, Sm, Eu ve Gd) iz elementlerinden bazıları, inorganik bir benzerliğe işaret eden kül

verimleri ile pozitif korelasyon göstermektedir. Tüm kömür iz element verileri incelendiğinde ve çoğu dünya kömürü aralığıyla karşılaştırıldığında, zenginleşebildikleri ortaya çıkmıştır. Yapılan çalışmada, nadir toprak elementlerinin kömürün inorganik kısımlarında kaldığı, bu yüzden de kömür küllerinde kalma eğiliminde oldukları belirlenmiştir.

İçerik Bölge	Nem, %	Kül, %	Toplam S, %	Brüt Kalorifik Değer, kcal/kg	Al, %	K, %	Ті, %	∑NTE g/t (kül)
Çatalağzı	14	56	0,4	4141	6	1,6	0,3	190,2
Elbistan	47	35	3,2	2670	1,6	0,2	0,1	40,1
Kangal	33	37	4,8	3503	2,6	0,4	0,1	52,1
Soma B5-6	21	64	0,8	1368	8,4	0,8	0,3	251,9
Tunçbilek A3	23	23	2,4	4977	2,4	0,4	0,2	71,3

Tablo 1. Türkiye'deki bazı termik santrallerden alınan kömürlerin analiz sonuçları.

İ.T.Ü. Cevher Hazırlama Mühendisliği Bölümünde beş farklı kömür yıkama tesisi artığının NTE içerikleri araştırılmıştır. Ömerler'den A ve B kodlu iki farklı numune temin edilmiştir. B numunesinin girene göre toplam NTE içeriğinin, A numunesinin toplam NTE içeriğinin yaklaşık olarak iki katı olduğu görülmüştür (123-244 g/t). Toplam küle göre NTE içerikleri incelendiğinde; Ömerler A 265 g/t, Ömerler B 281 g/t, İmbat 250 g/t, Dereköy 227 g/t ve Uysal 186 g/t olarak bulunmuştur. Elde edilen sonuçlara göre %87 kül içeriğine sahip Ömerler B numunesinin en yüksek NTE içeriğine ulaştığı tespit edilmiştir. Ömerler A numunesinin kül içeriği ise %46,3 olarak bulunmuştur. Farklı kül içeriğine sahip ürünlerin değişen analizleri sonucunda NTE'nin inorganik kısım ile hareket ettiği saptanmıştır. Beş farklı yıkama atığının NTE içeriklerinin yanısıra yüksek nadir metal içerikleri de göze çarpmaktadır. En yüksek Sr içeriği 379 g/t ile Dereköy numunesinde bulunmuştur. İmbat ve Dereköy kömürlerindeki Ga içerikleri dünya ortalamasının üzerindedir ve V içerikleri ise oldukça dikkat çekmektedir (Ga: 43-42 g/t, V: 126-112 g/t). Kısacası, kömür üretiminin her aşamasında (çıkarma, yıkama ve yakma) ortaya çıkan ve atık olarak depolanan bu ürünler NE/NTE açısından zengin bir kaynak niteliğindedir.

NTE Üretim ve Zenginleştirme Yöntemleri

Geleneksel fiziksel ayırma yöntemleri nadir toprak minerallerinin zenginleştirilmesi için nadir toprak cevher yataklarında kullanılmaktadır. Bu yöntemler ise; tane boyut ayrımı, manyetik ayırma, yoğunluk farkına göre (veya gravite, yüzdürme-batırma) ayırma, elektrostatik ayırma ve flotasyondur. Son çalışmalarda sınırlı olsa da NTE'nin geri kazanımında bu yöntemlerin kömür ve kömür yan ürünleri üzerlerinde de uygulandığı belirtilmiştir (Hower vd., 2013; Blissett vd., 2014; Lin vd., 2017). Literatürdeki çalışmalar incelendiğinde kömür ve yan ürünlerindeki nadir toprak elementlerinin kazanımı için uygulanan boyutlandırma, gravite ve manyetik ayırma gibi fiziksel yöntemlerden en başarılı sonuç gravite yöntemi ile elde edilmiştir (Lin vd., 2017). Ayrıca nadir toprak elementlerinin güçlü bir şekilde Al/Si oluşumlarına bağlı olduğu bu çalışmada ortaya konulmuştur.

Honaker ve arkadaşları (2016), Fire Clay, Fire Clay Rider ve Eagle kömür damarlarından alınan üç farklı kömür hazırlama tesisinin kaba kömür atığı (+150 mikron) ve tikiner alt akımının temsili örnekleri üzerinde zenginleştirme işlemleri yapmıştır. İri kömür atığının boyutu (+150 mikron) -6,25 mm olacak şekilde kırılmış olup sırasıyla +0,6 mm, -0,6+0,15 ve -0,15 mm olacak şekilde üç farklı boyut grubuna ayrılmıştır. Bu boyut gruplarına uygulanan zenginleştirme işlemleri Tablo 2'de verilmiştir.

Boyut, mm	Uygulanan Test
-6,25+0,6	Yüzdürme-Batırma Testi
-0,6+0,15	Yüzdürme-Batırma Testi
-0,6+0,15	Sarsıntılı Masa
-0,6+0,15	Yüksek Alan Şiddetli Yaş Manyetik Ayırma
-0,15	Yüksek Alan Şiddetli Yaş Manyetik Ayırma
Tikiner alt akım	Flotasyon

Tablo 2. Farklı boyut gruplarına uygulanan zenginleştirme işlemleri.

Tablo 2'de uygulanan zenginleştirme işlemlerinin sonuçlarına göre; en umut verici sonuçlar flotasyon yöntemi ile elde edilmiştir. Yapılan çalışmada 1 litrelik laboratuvar tipi Denver flotasyon hücresi ve 1200 rpm dönüş hızı kullanılarak tikiner alt akım numuneleri üzerinde nadir toprak minerallerinin (Monazit) flotasyon testleri yapılmıştır. Öncelikle dekarbonizasyon işlemi için dizel ve MIBC kullanılmıştır ve çok yüksek kül içeriğine (>%93) sahip karbonsuz malzeme elde edilmiştir. İnce atıklardaki nadir toprak minerallerini yüzdürmek için Talon 9400, sodyum oleat ve oleik asit olmak üzere üç farklı toplayıcı kullanılmış ve pH, monazite flotasyonu için gerekli olan 9,5'te sabit tutulmuştur. Fire Clay, Fire Clay Rider ve Eagle damarlarından gelen karbonsuzlaştırılmış tikiner alt akımının NTE içerikleri sırasıyla 247 g/t, 245 g/t ve 189 g/t'dur. Talon 9400 veya sodyum oleat kullanılarak daha yüksek geri kazanım değerleri elde edilirken, konsantrelerin NTE içerikleri daha düşük elde edilmiştir. Bu üç farklı malzeme için toplayıcı olarak oleik asit kullanılarak yaklaşık 380 g/t NTE içerikli konsantreler %20 verim ile elde edilmiştir. Kaba-temizleme ve tekrar temizleme devrelerinin kombinasyonu ile tüm kömür bazında 1182 g/t içerikli nadir toprak konsantresi elde edilmiştir.

Lin vd. kömür ve kömür yan ürünlerinde yaptıkları fiziksel ayırma deneylerinin (boyuta göre ayırma, manyetik ayırma ve yoğunluk farkına göre ayırma) sonuçları incelendiğinde; daha ince tane boyutuna geçildikçe NTE içeriğinin arttığı gözlemlenmiştir. Manyetik ayırma deneylerinde kül numuneleri için NTE'lerin manyetik olmayan fraksiyonlarda zenginleştiğini gözlemlemiş ve bunun nedeninin demir içermeyen minerallerden kaynaklı olabileceğini düşünmüşlerdir. Elde ettikleri sonuç, Dai ve arkadaşları (2010) tarafından uçucu kül numunelerinin ayrılması hakkında yapmış oldukları çalışma ile uyuşmaktadır. Ancak Honaker ve arkadaşlarının (2014) kömür ve kömür yan ürünlerinin manyetik fraksiyonlarında daha yüksek NTE konsantrasyonu bulunduğu ile ilgili yapmış oldukları çalışma ile uyuşmamaktadır. Bu durumun açıklamalarından biri, Honaker ve arkadaşlarının önyakma malzemeleri kullanarak monazitin serbestleşmesini sağlaması ve yüksek alan şiddetli yaş manyetik ayırıcı ile ayrılarak manyetik fraksiyonda daha yüksek NTE konsantrasyonu sağlamasıdır. Bir diğer açıklama ise çalışmalarda kullanılan manyetik alan şiddetinin farklı olması ve bu nedenle elde edilen manyetik ve manyetik olmayan fraksiyonların farklı manyetik duyarlılıkta olmasıdır.

Üç yaygın nadir toprak minerali olan monazit, bastnasit ve ksenotim'in yoğunlukları 3.9-5.5 g/cm³ aralığındadır. Bu nedenle, yoğunlukları deneyde kullanılan ağır sıvınınkinden daha büyük olduğu için nadir toprak minerallerinin en ağır fraksiyonda (>2,95 g/cm³) konsantre olacağı öngörülmektedir.

Temiz kömür ağırlıkça %7,8 kuru kül içermektedir ve beklendiği gibi yoğunluğu kömür külü, kil ve şeyl örneklerinden çok daha düşük olmaktadır. Yoğunluk >1.45 g/cm³'ten 1.34-1.30 g/cm³'e düştüğünde, kül verimi %49'dan %4'e önemli ölçüde düşmektedir ve kuru kül bazlı NTE konsantrasyonu 1143 g/t'dan 2056 g/t'a önemli ölçüde yükselmektedir. Yoğunluk daha da düştükçe kül verimi %3-5'te sabit kalmakta ve NTE konsantrasyonu bazı dalgalanmalarla biraz azalmaktadır. En yüksek NTE konsantrasyonu (kuru kül bazında), 2056 g/t, kömürün %30'unu oluşturan 1.34-1.30 g/cm³ fraksiyonundan elde edilmiştir. Kuru kül bazlı NTE konsantrasyonu genellikle kül verimi arttıkça azalmaktadır, bu da nadir toprak olmayan minerallerin seyreltme etkisiyle açıklanabilmektedir. Bununla birlikte, tüm kömür bazlı NTE konsantrasyonu, kül verimi arttıkça artmaktadır (2017).

Kömür ve kömür yan ürünleri üzerinde gerçekleştirilen fiziksel ayırma yöntemlerinin düşük verim ve yüksek üretim maliyetleri ile sonuçlanmasından dolayı bir çok araştırmacı kimyasal zenginleştirme yöntemleri üzerine yoğunlaşmıştır. NTE'lerin kimyasal zenginleştirilmesi üzerine yapılan çalışmada asit liçinin verimini arttırmak için alkali ve termal ön işlemleri uygulanmıştır.

Yang ve arkadaşları (2019), asit liçinden önce iki saat boyunca 75°C'de karbondan arındırılmış ince atıkları 8 M NaOH solüsyonu ile muamele etmişlerdir. Hafif NTE'lerin özütlenebilirliği üzerindeki olumlu etki nedeniyle NTE'lerin geri kazanımının %22'den %75'e önemli ölçüde arttığı bulunmuştur. Aynı deneysel koşullar altında, ANTE'ler için iyileşmede küçük bir kademeli artış elde edilmiştir (%38 ila %48). Kuppusamy ve ark. (2019), ince kömür atık malzemesinin alkali asit liçi ile temiz kömür ve NTE'lerin eşzamanlı üretimi üzerine bir çalışma yürütmüştür. Malzemenin kül içeriği, 190°C'de 30 dakika boyunca bir NaOH çözeltisi (ağırlıkça %30) ve ardından 50°C'de 30 dakika süreyle bir HCl çözeltisi (ağırlıkça %7.5) ile muamele edildikten sonra %46.21'den %14.17'ye düşürülmüştür. Eş zamanlı olarak malzemede meydana gelen hafif NTE'lerin %97'si ve ağır NTE'lerin %76'sı ekstrakte edilmiştir. Kömür ve kömür yan ürünlerinden NTE'lerin alkali-asit liç işlemleri ile kazanımının genel akım şeması Şekil 2'de verilmektedir.

Alkali liç aşamasının olumsuz bir yönü, NTE'ler ile birlikte çözelti içinde çözünen önemli miktarda kirletici maddedir. Diğer bir olumsuz yön, kömür bazlı hammaddelerde nispeten düşük NTE içeriği göz önüne alındığında harcanacak kimyasal maliyetinin yüksek olmasıdır. Seyreltilmiş alkali çözeltiler ve/veya zayıf alkaliler kullanılarak NTE özütlenebilirliğini seçici olarak artırma olasılığını araştırmak için ek çalışmaların yapılması gerekmektedir (Zhang vd., 2020).



Şekil 2. Kömür ve kömür yan ürünlerinden NTE'lerin alkali-asit liç işlemleri ile kazanımının genel akım şeması

SONUÇLAR

Nadir toprak elementleri, sahip oldukları çeşitli özellikler sayesinde temiz enerji üretimi, sağlık hizmetleri, elektronik ve savunma sanayiinde kullanılmaktadır ve stratejik bir öneme sahiptirler. NTE üretimi ve tüketiminde Çin'in lider konumda olması ve ihracatta getirdiği sınırlamalar ile bir çok ülke kaynak arayışına girmiştir. Nadir toprak elementlerinin yüksek maliyetleri ve sınırlı rezervleri nedeniyle, günümüzde bulunan rezervlerin yanısıra ikincil kaynaklardan, yan ürün ve atıklardan elde edilmesi oldukça önemlidir. Yapılan çalışmalar incelendiğinde nadir toprak elementlerinin kömürdeki inorganik kısım ile hareket ettiği görülmektedir. Kömür yıkama tesislerinden elde edilen atıkları cevher hazırlama ve zenginleştirme işlemleri ile değerlendirebilmemiz mümkündür. Atık kapsamındaki bu ikincil kaynaklarımızın NTE içerikleri dünya ortalamasından oldukça fazladır. Günümüzde artan petrol ve doğalgaz ücretleri gözönüne alındığında gelişmekte olan ülkeler kömür kullanmaya devam edeceklerdir ve daha fazla kaynak ihtiyacı arayışına gireceklerdir. Ayrıca atık olarak nitelendirilen bu ürünlerin geri kazanımı ile ince boyutlu kömürler de geri kazanılabilmekte olup ülke ekonomisine katkı sağlayabilecektir. Kömür ve kömür atıklarındaki NTE'lerin kazanım olanaklarının araştırılması ve yüksek metal içerikli ön konsantre eldesi çalışmaların yapılması ülke ekonomisi için oldukça önem arz etmektedir.

KAYNAKLAR

Ateşok, G. (2017). Kömür Hazırlama ve Teknolojisi (3üncü bas.) İstanbul.

- Bertani R (2010) Geothermal power generation in the world 2005–2010 update report. In: Proceedings of the world geothermal congress, Bali (Indonesia), April 25–29, 2010.
- Birk, D., and White, J.C., 1991, "Rare earth elements in bituminous coals and underclays of the Sydney Basin, Nova Scotia: Element sites, distribution, mineralogy," International Journal of Coal Geology, Vol. 19, pp. 219-251.
- Blissett, R.S., Smalley, N., and Rowson. N.A., 2014, "An investigation into six coal fly ashes from United Kingdom and Poland to evaluate rare earth element content," Fuel, Vol. 119, pp. 236-239.
- Blissett, R.S., Smalley, N., and Rowson. N.A., 2014, "An investigation into six coal fly ashes from United Kingdom and Poland to evaluate rare earth element content," Fuel, Vol. 119, pp. 236-239.
- Dai S, Yan X, Ward CR, Hower JC, Zhao L, Wang X, et al. Valuable elements in Chinese coals: a review. Int Geol Rev 2016:1–31. http://dx.doi.org/10.1080/00206814.
- Dai S, Zhao L, Peng S, Chou C-L, Wang X, Zhang Y, et al. Abundances and distribution of minerals and elements in high-alumina coal fly ash from the Jungar Power Plant, Inner Mongolia, China. Int J Coal Geol 2010; 81:320–32.
- Dai, S., Ren, D., Zhou, Y., Chou, C.-L., Wang, X., Zhao, L., Zhu, X., 2008. Mineralogy and geochemistry of a superhigh-organic-sulfur coal, Yanshan coalfield, Yunnan, China: evidence for a volcanic ash component and influence by submarine exhalation. Chem. Geol. 255, 182–194.
- Dai, S., Y. Jiang, C. R. Ward, L. Gu, V. V. Seredin, H. Liu, D. Zhou, X. Wang, Y. Sun, J. Zou, and D. Ren. 2012. "Mineralogical and geochemical compositions of the coal in the Guanbanwusu Mine, Inner Mongolia, China: Further evidence for the existence of an Al (Ga and REE) ore deposit in the Jungar Coalfield", International Journal of Coal Geology, 98, 10–40.

Eterigho-Ikelegbe, O., Harrar, H., & Bada, S. (2021). Rare earth elements from coal and coal discard–A review. *Minerals Engineering*, 173, 107187.

- Honaker R, Hower J, Eble C, Weisenfluh J, Groppo J, Rezaee M, Bhagavatula A, Luttrell GH, Bratton RC, Kiser M, Yoon R-H. Laboratory and bench-scale testing for rare earth elements. December 30, 2014. Available at: https://edx.netl.doe.gov/ree/?page_id=1587; 2014 [accessed 2016.04.21].
- Honaker, R., Groppo, J., Bhagavatula, A., Rezaee, M., & Zhang, W. (2016, April). Recovery of rare earth minerals and elements from coal and coal byproducts. In *International Coal Preparation Conference* (pp. 25-27).
- Hower JC, Groppo JG, Joshi P, Dai S, Moecher DP, Johnston MN. Location of cerium in coal-combustion fly ashes: implications for recovery of lanthanides. Coal Combust Gasificat Prod 2013;5: 73–8.
- Hower, J.C., Ruppert, L.F., and Eble C.F., 1999, "Lithanide, yttrium, and zirconium anomalies in the Fire Clay Coal Bed, Eastern Kentucky," International Journal of Coal Geology, Vol. 39, pp. 141-153.
- https://pubs.usgs.gov/fs/2014/3078/pdf/fs2014-3078.pdf, erişim tarihi Ocak 2022.

https://pubs.usgs.gov/periodicals/mcs2020/mcs2020-rare-earths.pdf, erişim tarihi Ekim 2021.

https://pubs.usgs.gov/sir/2010/5220/, erişim tarihi Ocak 2022.

- Ivanov, V.V., Katz, A.Ya., Kostin, Yu.P., Meitov, E.S., Solov'ev, E.B., 1984. Economic Types of Natural Germanium Concentrations. Nedra, Moscow.
- Karayiğit, A. I., R. A. Gayer, X. Querol, and T. Onacak. 2000. Contents of major and trace elements in feed coals from Turkish coal-fired power plants. International Journal of Coal Geology 44: 169–184.

- Ketris, M. P., and Y. E. Yudovich. 2009. Estimations of Clarkes for carbonaceous biolithes: World average for trace element content in black shales and coals. International Journal of Coal Geology, 78: 135– 148.
- Kislyakov, Ya.M., Shchetochkin, V.N., 2000. "Hydrogenic Ore Formation. Geoinformmark, Moscow.
- Kler, V.R., Volkova, G.A., Gurevich, E.M., Dvornikov, A.G., Zharov, Yu.N., Kler, D.V., Nenakhova, V.F., Saprykin, F.Ya., Shpirt, M.Ya., 1987. Metallogeny and Geochemistry of Coal-bearing and Pyroschistbearing Sequences. Geochemistry of Elements. Nauka, Moscow.
- Kuppusamy, V.K.; Kumar, A.; Holuszko, M. Simultaneous extraction of clean coal and rare earth elements from coal tailings using alkali-acid leaching process. *J. Energy Resour. Technol. Trans. ASME* 2019, *141*, 1–7.
- Lin, R., Howard, B. H., Roth, E. A., Bank, T. L., Granite, E. J., & Soong, Y. (2017). Enrichment of rare earth elements from coal and coal by-products by physical separations. *Fuel*, *200*, 506-520.
- Lin, R., Howard, B. H., Roth, E. A., Bank, T. L., Granite, E. J., & Soong, Y. (2017). Enrichment of rare earth elements from coal and coal by-products by physical separations. *Fuel*, *200*, 506-520.
- Maden Tetkik Ve Arama Genel Müdürlüğü. (2017). Dünyada Ve Türkiye'de Nadir Toprak Elementleri, Fizibilite Etütleri Daire Başkanlığı. Erişim adresi https://www.mta.gov.tr/v3.0/sayfalar/bilgimerkezi/maden-serisi/dunyada_ve_turkiyede_nadir_toprak_elementleri.pdf
- Seredin, V. V. 2004. The Au-PGE mineralization at the Pavlovsk brown coal deposit, Primorye. Geology of Ore Deposits 46: 36–63.
- Seredin, V. V., and S. Dai. 2012. Coal deposits as potential alternative source of lanthanides and yttrium. International Journal of Coal Geology 94: 67–93.
- Seredin, V. V., Dai, S., Sun, Y., & Chekryzhov, I. Y. (2013). Coal deposits as promising sources of rare metals for alternative power and energy-efficient technologies. *Applied Geochemistry*, *31*, 1-11.
- Seredin, V.V., 1996, "Rare earth element-bearing coals from the Russian Far East deposits," International Journal of Coal Geology, Vol. 30, pp. 101-129.
- Seredin, V.V., 2006. Germanium deposits. In: Laverov, N.P., Rundkvist, D.V. (Eds.), Large and Superlarge Ore Deposits, vol. 3. IGEM RAS, Moscow, pp. 707–736.
- Tang, X., and W. Huang. 2002. Trace elements in coal and significance of the research. Coal Geology of China, 14 (Suppl.): 1–4.
- Ural, S., Yıldırım, M., Anıl, M. (2002). Kömürün mineral madde içeriğinin toz kömür yakma sistemindeki rolü. *Türkiye 13. Kömür Kongresi Bildiriler Kitabı*, 151-160.
- Yang, X.; Werner, J.; Honaker, R.Q. Leaching of rare earth elements from an Illinois basin coal source. J. *Rare Earths* 2019, *37*, 312–321.
- Yıldız, Necati. (2016). Rare Earth Elements Nadir Toprak Elementleri. 10.13140/RG.2.2.27743.87206.
- Yudovich, Ya.E., Ketris, M.P., 2005. Toxic Trace Elements in Coal. UrB RAS, Ekaterinburg.
- Yudovich, Ya.E., Ketris, M.P., 2006. Valuable Trace Elements in Coal. UrB RAS, Ekaterinburg.
- Zhang, W., Honaker, R., Groppo J., 2017, Concentration of rare earth minerals from coal by froth flotation, Minerals & Metallurgical Processing, 2017, Vol. 34, No. 3, pp. 132-137.
- Zhang, W., Noble, A., Yang, X., & Honaker, R. (2020). A comprehensive review of rare earth elements recovery from coal-related materials. *Minerals*, 10(5), 451.
- Zhang, W., Rezaee, M., Bhagavatula, A., Li, Y., Groppo, J., and Honaker, R., 2015, "A review of the occurrence and promising recovery methods of rare earth elements from coal and coal by-products," International Journal of Coal Preparation and Utilization, Vol. 35, No. 6, pp. 295-330.

NARROW, TABULAR STOPE 3D SCANNING IN DEEP-LEVEL GOLD MINES USING AN IPAD PRO LIDAR

C. Birch ^{1, *}, A. Olivier¹

¹ The University of the Witwatersrand, School of Mining Engineering (*Corresponding author: clinton.birch@wits.ac.za)

ABSTRACT

Excessive hangingwall or footwall dilution in narrow, tabular gold mines affects the payability of the mine. 3D scanning of the stope faces is seen as an option to quickly create maps that can be incorporated into the mine's digital map. The mine's current 3D scanner is bulky, expensive and only used in the mine's haulages. From March 2020, the iPad Pro models incorporate a LiDAR scanner. The scanner has a limited range of five metres. A 3D printed iPad holder was created, which also holds a compact yet powerful LED light, and an iPad Pro was tested in the mine mock-up at the University of the Witwatersrand. It was found to create excellent scans of both the tunnels and stopes. Underground testing then occurred in the ultra-deep stopes of Mponeng Gold Mine. It was found to be effective in capturing the contacts of the ore body, and the scans can be geo-referenced into the mine's existing digital models. However, the iPad Pro is not waterproof, and the large screen makes it susceptible to being damaged. The mine is now testing LiDAR-equipped iPhone Pro as a more robust, compact option.

Keywords: iPad Pro, LiDAR, 3D scanning

INTRODUCTION

This research project was initiated to identify orebody dilution on an ultra-deep South African gold mine. Mponeng Mine is southwest of Johannesburg (Figure 1) and mines the Ventersdorp Contact Reef (VCR). The narrow, tabular stopes are currently over 3,500m below the surface. The VCR is highly variable as it forms an unconformity with the underlying sediments of the Witwatersrand Supergroup. The orebody is typically 120 cm thick and dips approximately 18 degrees towards the south.



Figure 1. Location of Mponeng Mine, South Africa.

Mine planning requires three-dimensional (3D) spatial measurements of the orebody. Currently, on Mponeng Mine, the geological and valuation departments gather this information on a regular grid. However, this information is not in a form that can easily be incorporated into the mines' 3D model. The purpose of the study is to investigate how to best supply dynamic 3D information to the underground mine planning department and highlight any excessive dilution. Light detection and ranging (LiDAR) has been identified as a technology that will assist with gathering and disseminating 3D information of the orebody.

Sishen mine is a large open-pit mining operation in South Africa that requires reliable geotechnical data to design and evaluate pit wall stability. Currently, the primary data sources to achieve this are "geotechnical borehole data, face mapping data, geotechnical laboratory testing data and implicit structural models" (Russell and Stacey, 2019, p. 11). Face mapping has traditionally been done via direct contact with the mapping face through techniques such as line mapping or window mapping (Russell and Stacey, 2019). Digital mapping of faces to capture geological discontinuity and structural orientation has become more prevalent. In 2013, Sishen mine acquired a terrestrial laser scanner with the resolution, photographic capabilities and software capable of carrying out geotechnical face mapping (Russell and Stacey, 2019).

Although digital mapping is more practical than the traditional method of face mapping, digital photogrammetry does have drawbacks. This is because a surveyed reference point needs to be positioned on the face, and two camera tripod positions need to be accurately surveyed (Russell and Stacey, 2019). This is important if the scanned image needs to be geo-referenced to feed into a larger geological model. Sishen mine realised the following advantages from laser scanning:

- 1. The laser scanner provided faster and more accessible data collection.
- 2. The laser scanner provided faster data processing and was less demanding on software systems.
- 3. More accurate discontinuity orientation measurements were obtained using the laser scanner (up to 15° difference in dip measurements between the two techniques was observed); and
- 4. Planes oblique to the exposed face were more readily observable with the laser scanner (Russell and Stacey, 2019).

Once a stope face has advanced, it is impossible to capture the geological mapping of that stope face as it is lost. If stope faces are mapped regularly, a complete picture of the ore body's behaviour is possible. The greater the distance between mapping, the greater the interpretation of geology required. In complex ore bodies, the grade may fluctuate over short distances, and for this reason, it is vital to map geology regularly. The data needed to estimate local grade and undertake stope design is provided by the mapping and sampling these exposures (Dominy and Platten 2012). The geological mapping information assists the geologist when he recommends the maximum stope width of a stope panel to ensure minimum grade dilution.

Studies have shown that electronic mapping is less time-consuming than the traditional manual mapping method of using field books, tapes and clinometers (Dominy and Platten, 2012). Time at a particular face is limited and seldom exceeds 30 minutes. Therefore, the geologist must capture as much accurate information about the stope as possible. Once the stope face is blasted, this mapping information is lost. The mining process can be more efficient and cost-effective when a well-designed grade control programme, including geological knowledge, is applied. Such measures are also favourably received by stakeholders (Dominy and Platten, 2012).

Identifying ways of identifying and reducing excessive dilution at Mponeng Mine forms part of an MSc research project conducted by one of the authors. This MSc is being done through the University of the Witwatersrand (Wits) School of Mining Engineering.

Justification for the Research

The mine has a LiDAR scanner available for use by the survey department on Mponeng Mine. This instrument is bulky and unsuitable for use in the narrow stopes prevalent on the mine. Simple, lowcost solutions are explored in this paper that will allow for 3D scanning to be undertaken by geologists, valuation officers and production personnel to provide further coverage of the mine.

Research Background

The focus of this paper is primarily on the qualitative research where the Structure Sensor (Mark 2) and iPad Pro was initially evaluated at the Wits School of Mining Engineering research tunnel and stope in the basement of the Chamber of Mines Building. Further testing was conducted at the University of Johannesburg in a simulated mine tunnel and stope environment available for educational purposes. The final portion of the research covered by this paper is the initial underground testing of the iPad Pro on Mponeng Gold Mine.

INITIAL INVESTIGATIONS

The research methodology aimed to investigate using a cost-effective 3D LiDAR scanner for underground use. The primary purpose of this scanner will be to capture underground information without interrupting the production in any way. The data captured underground should then be

distributed among relevant stakeholders daily as soon as an employee comes to the surface. Finding a fast and easy way was essential without losing any data.

The research was done using both quantitative data and qualitative data. During the quantitative phase of the study, various scanners were considered for use as part of the study. The short-listed scanners were tested in a controlled environment during the qualitative research phase before further testing continued underground at Mponeng Mine. This was done to test the durability and practicality of the scanner. With free software (CloudCompare), the scans were geo-referenced and pulled into Deswik CAD for further use.

The following criteria were followed to choose the final scanner considering the underground conditions of narrow tabular mining:

- 1. Ease of use. The scanner must be used daily to share information productively. It was essential to consider the buy-in and willingness of underground users to use the device optimally.
- 2. Accuracy and quality of scanners. It is vital to build the 3D block model from accurate information; and
- 3. Cost of 3D scanners and software. This included the software required for capturing the scans and geo-referencing and viewing scans.

Cost played an essential role since the project was in the test phase. Therefore, it was essential to keep all the costs as low as possible to ensure the possible implementation of the 3D LiDAR scanner for underground use.

The aim is that Geology should use geo-referenced scans to digitise the underground stope mapping directly onto Deswik CAD. This mapping will then inform the 3D geological block model. This may help proactive action to control stoping width and grade dilution better.

This portion of the study is focused on the following two options:

- 1. Structure Sensor Pro and (Mark II) by Occipital; and
- 2. The non-cellular Apple iPad Pro 11-inch.

The Structure Sensor (Mark II)

The Occipital Structure Sensor (Mark II) is a scanner that fits onto an iPad or iPhone mobile device (Figure 2). It has been indicated that the scanner ranges up to 10m and has an inbuilt infrared light source (Occipital 2019).


Figure 2. Occipital Structure Sensor (Mark II)

The biggest problem with the Structure Sensor Mark II was finding a suitable application to scan large, open-ended volumes. The available applications are aimed predominantly at scanning objects or closed rooms.

Since the Occipital Structure Sensor (Mark II) is attached to the iPad, it is more difficult to protect in underground use. This increases the risk of damaging the scanner. The Structure Sensor (Mark II) is not considered suitable for the expected underground applications, and no further testing was conducted.

Apple iPad Pro 11 inch

The iPad Pro 11 inch was released in March 2020 (GSMArena 2020). This iPad Pro is now possible to do 3D LiDAR scanning. This functionality is also available on the iPhone 12 Pro and iPhone 12 Pro Max. This scanning range is up to five metres.

The Apple iPad Pro 11-inch was tested in the DigiMine of the University of the Witwatersrand in May 2021. The DigiMine represents an underground stope panel of a narrow tabular mining method. It also has a crosscut tunnel that displays geological features. Scans were created from the Apple iPad Pro 11-inch with the following software:

- 1. Scaniverse;
- 2. 3D Scanner App;
- 3. Polycam; and
- 4. Sitescape.

The 3D Scanner App appears to be the most suitable of the applications tested, and the fully functional version is available for no charge. Polycam and Scaniverse are very similar in capabilities to 3D Scanner App but require subscriptions to allow the full suite of file formats to be available. Sitescape has limited points it can capture in a single scan. This is adequate for smaller spaces, but not mine stopes.

The Apple iPad Pro 11 inch may seem a bit bulky for underground use because of its size. Unfortunately, the Apple iPad Pro 11 inch has not proven dust-proof or water-resistant (GSMArena 2020). The initial scanning exercise in the School of Mining Engineering highlighted the need for additional lighting and protection for the iPad Pro. A mobile LED video light was attached to the iPad during testing scans. A 3D printed holder was designed (Figure 3) and printed (Figure 4) to protect the iPad Pro in the underground environment. The light bracket was incorporated into the print.



Figure 3. iPad and light holder designed using Shapr 3D.



Figure 4. 3D printing the iPad holder using an Ultimaker 5 printer.

SURFACE AND UNDERGROUND TESTING

The initial testing conducted in the DigiMine stope and tunnel at the University of the Witwatersrand exposed that the lack of lighting was an issue that needed to be addressed. The scans were clear once the light was added, and the geology was clearly visible (Figure 5 and 6). The geo-referenced points could be identified. The geo-referenced scans could be imported into other software like Cloudcompare.



Figure 5. The University of the Witwatersrand Digimine stope.



Figure 6. The University of the Witwatersrand Digimine tunnel.

Similar results were obtained in the University of Johannesburg's tunnel and stope. Once the technique for scanning was determined, underground testing at Mponeng Mine was undertaken. Two stopes on 113 Level (11,300 feet below the surface) were scanned (Figures 7 and 8).



Figure 7. 113-68 East 2 Panel



Figure 8. 113-68 East 2 Panel.

The results of the underground testing were considered very successful. The target geological formation (VCR Reef) could clearly be identified in the scans (Figure 9). Even though the iPad Pro's LiDAR scanner only has a range of 5 m, this is more than adequate. The scans can be paused, and the operator can move to the next position down the stope face to resume the scan. There must be sufficient overlap for the software to link the new position with the previous one, and the scan appears to be continuous.



Figure 9. Visible differences in ground formation in the 113-68-East 5 stope panel



Figure 10. Geo-referencing the underground scans using markers under the survey pegs.

The geo-referenced scans could be imported into the mine's 3D modelling software (Deswik). An accuracy test was conducted comparing the scanned face position with the one obtained using the traditional method of measuring (tapes). This is shown in Figure 11.



Figure 11. Accuracy test of the position of the scan.

Besides the geology, the stope support could also clearly be seen in the scans. The temporary supports could be clearly measured for the correct spacing distances in the two panels tested, and the permanent support (backfill) distance from the face could be determined. This shows that production departments can use the scans for mining quality and safety purposes. The accuracy of the scans is considered adequate for its purposes, replacing simple measurements made by tapes and clino-rules. Further testing is being conducted to establish the accuracy of the scans. However, it is unlikely that the scans will replace the month-end measurements being carried out by the Survey Department (using tapes and total stations).

Table 1 shows measurements compared at 5m intervals from the 113-68-East 5 stope panel of the VCR from three different sources, namely:

- 1. Measurements underground on 5 July 2021;
- 2. Measurements from Deswik CAD; and
- 3. Measurements conducted by the sampling team on 6 July 2021. There was no advance on the face after the measurements from 5 July 2021.

Method	iPad Pro, 3D Scanner App and Deswik Software		Surv Measur	eyor ements	Sampler Measurements			
Date	5 July	2021	5 July	2021	6 July 2021			
	Range of	Average of	Range of	Average of	Range of	Average of		
	measure.	stope	measure.	stope	measure.	stope		
Stope width (cm)	103-161	138	119-139	130	88-136	120		
Hangingwall (cm)	7-41	23	0-75	21	0-32	12		
Footwall (cm)	47-74	65	58-85	69	55-108	84		
Channel Width (cm)	5-46	23	4-41	4-41 20		24		

Table 1. Measurement comparisons in 113-68-East 5 stope

Note: Measurements are taken at 5m intervals.

Table 2 shows the stope volume determined from the iPad Pro scanner measurements using the Deswik software compared to the volumes calculated using the traditional measuring methods on the mine.

Table 2. Volume comparisons in 113-68-East 5 stope.

Method	iPad Pro, 3D Scanner App and Deswik Software	Surveyor Measurements	Sampler Measurements
Stope width (m)	1.38	1.30	1.20
Face length (m)	33.60	33.60	33.60
Advance (m)	4.70	4.70	4.70
Volume (m ³)	217.93	205.30	189.50

It can be observed from Tables 1 and 2, showing the initial accuracy tests, that the area measured using the iPad Pro scanner are very similar to those obtained using the traditional measuring systems. The differences in the volume come from differences in the stoping width measurements. It should be noted that these results are from the first test. As the mine geologists become more comfortable with the scanning process, the accuracy will improve.

ACKNOWLEDGEMENTS

The authors wish to thank the University of the Witwatersrand Mining Institute for access to the DigiMine and the University of Johannesburg for the initial testing. The School of Mining Engineering at the University of the Witwatersrand funded the purchase of the iPad Pro and the Occipital Structure Sensor (Mark II). Furthermore, Mponeng Mine Geology Department for assisting with the underground testing and the follow-on work they are carrying out using the iPhone 12 Pro.

CONCLUSIONS

The Occipetal Structure Scanner (Mark II) was found to be unsuitable for the underground scanning of mine stopes. The iPad Pro created excellent scans of both the tunnels and stopes at the University of Witwatersrand DigiMine and the University of Johannesburg. Underground testing then commenced in the ultra-deep stopes of Mponeng Gold Mine.

The scanner was found to be effective in capturing the contacts of the VCR ore body, and the scans can be geo-referenced into the mine's existing digital models. However, the iPad Pro is not waterproof, and the large screen makes it susceptible to being damaged. The mine is now testing LiDAR-equipped iPhone 12 Pro as a more robust, compact option. Further testing is also taking place at the Maseve Platinum Mine to compare the accuracy of the iPad Pro and iPhone 12 Pro scans to the survey quality laser scans. This research is being conducted in conjunction with the University of Johannesburg and the Mandela Mining Precinct.

REFERENCES

- Dominy, S C, and I M Platten. (2012). "Grade Control Geological Mapping In Underground Gold Vein Operations." *Applied Earth Science (Transactions of the Institute of Mining and Metallurgy)* (Maney on behalf of the Institute and The AusIMM) 121 (2): 97-103. Accessed August 9, 2021. doi:10.1179/1743275812Y.0000000019.
- GSMArena. (2020). *Apple iPad Pro 2020.* Accessed May 2021. https://www.gsmarena.com/apple_ipad_pro_11_(2020)-10137.php.
- Location of Mponeng Mine [Map, 21 November]. Scale unknown. Data layers: Open Streetmap. National Geo-spatial Information (NGI) CDNGI_2mil_Mosaic.; Maptiler Topo. Using: QGIS for Desktop [GIS].
- Occipital. (2019). Structure Sensor Mark II. Accessed March 2021. https://structure.io/structure-sensormarkii/specs.
- Russell, T M, and T R Stacey. (2019). "Using laser scanner face mapping to improve geotechnical data confidence at Sishen mine." *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy* 119 (1): 11-20. Accessed September 9, 2021. doi:http://dx.doi.org/10.17159/2411-9717/2019/v119n1a2

NEW AND ECOLOGICAL METHOD FOR THE PRODUCTION OF CR₂O₃ FROM CHROMITE ORE YENI VE EKOLOJIK YÖNTEMLE KROMIT CEVHERINDEN Cr₂O₃ ÜRETIMI

H. Şahan^{1,*}, H. Xu²

¹ Northeastern University, Department of Chemistry and Chemical Biology, Center for Renewable Energy Technology

² National Engineering Laboratory for Hydrometallurgical Cleaner Production Technology, Institue of Process Engineering, Chinese Academy of Sciences

ÖZET

Önemli kimyasal maddelerden biri olan krom (III) oksit (Cr₂O₃), metalürjik malzemelerde, yeşil pigmentlerde, yapı malzemelerinde, refrakter malzemelerde, yüzey kaplama işlemlerinde ve katalizör olarak birçok alanda kullanılabilme potansiyeline sahiptir. Günümüzde Cr₂O₃ endüstriyel olarak başlıca iki yöntemle üretilmektedir. Bunlardan birinde sodyum dikromat amonyum sülfat ile indirgenirken, diğerinde kromik anhidritin (CrO₃) termal bozunması ile üretim yapılmaktadır. Her iki yöntemde de 6⁺ yükseltgenme basamağındaki krom başlangıç kimyasalı olarak kullanılmaktadır. Bu tür zehirli kimyasalların endüstriyel boyutta başlangıç maddesi olarak kullanımı ciddi çevre problemlerine ve kaynakların verimsiz kullanımına sebep olmaktadır.

Bu çalışmada Kayseri, Pınarbaşı bölgesinden çıkarılan konsantre kromit cevherinden yeni ve ekolojik yöntemle Cr_2O_3 sentezlenmiştir. Kromit cevheri belli oranda NaOH ile 1000 ⁰C de açık havada 2 saat süre ile ısıtılmıştır. Bu işlem sonrası su leach işlemi yapılarak çözünen krom sulu çözeltiye alınmıştır. Su leachi sonrası başlıca demir, mağnezyum, silisyum ve bir miktar alüminyumdan oluşan katı kısım ise süzülerek ayrılmıştır. Çözeltiye geçen bir miktar alüminyum iyonları uygun pH değerinde Al(OH)₃ şeklinde çöktürülerek geri kazanılmıştır. Çözeltide başlıca kalan Cr^{6+} iyonları oksalik asit kullanılarak uygun pH da Cr^{3+} iyonlarına indirgenmiştir. Son aşamada Cr_2O_3 bileşiği saf olarak elde edilebilmiştir. Bu çalışma krom oksit sentez verimini etkilen parametreler araştırılmış, çalışmanın endüstriyel olarak uygulanabilmesi için temel bilgi birikimi oluşturmuştur.

Anahtar Sözcükler: Kromit cevheri, Cr₂O₃, alkali kavurma, Cr⁶⁺ iyonlarının indirgenmesi.

ABSTRACT

Chromic oxide is an important basic chemical and finds many applications including metallurgical materials, green pigments, construction materials, refractory materials and catalysts. Presently, the industrial production of chromic oxide generally employs two processes : one is the reduction of sodium dichromate with ammonia sulfate; the other is the thermal decomposition of chromic anhydride. Both of the processes employ hexavalent chromium as the raw materials. However, the industrial production of hexavalent chromium compounds, including sodium dichromate and chromic anhydride, leads to serious environmental problems and low resource utilization.

 Cr_2O_3 is synthesized from chromite ore which is extracted in the Pinarbaşi region in Kayseri via a new and ecological method. Chromite ore is mixed with the determined amount NaOH and roasted 1000 °C in the air atmosphere. After that step, we carried out a water leach process for the extraction of chromium ions. After the water leach step, the solid waste which contains mainly iron, magnesium, silicon and a part of aluminum could be separated from the solution via filtration. Residual aluminum cations in the solution were precipitated as an Al(OH)₃ in the certain pH. All Cr^{6+} ions in the solution were reduced by a certain amount of oxalic acid in the specific pH. The Cr_2O_3 compound could be successfully synthesized in the final step. The effects of parameters on the preparation yields of Cr_2O_3 were systematically investigated in this study. Those research datas can be used in the industrial production of Cr_2O_3 .

Keywords: Chromite ore, Cr₂O₃, alkali roasting, reduction of Cr⁶⁺ ions.

INTRODUCTION

Chromium is an important metallic element, known for high and low temperature corrosion and oxidation-resistance properties, which the element imparts to the stainless steel and superalloys (Stringer et al, 1972). Other usages of chromium are in the production of chemicals [2,3] (SC, T and L. F, 1984) for manufacturing dyes and pigments, tanning of leather, chrome plating and catalysts (Wang, 2000). Since the year 2000, chromite ore production has been steadily on the rise, increasing from 15 million tons to 40 million tons in 2020 (Statista.com).

While many minerals contain chromium, chromite (FeCrO₄) is the only commercial ore mineral of chromium. The general formula of chromite ore can be described as $(Mg_xFe_{1-x})O(Al_yCr_{1-y})_2O_3$, since silicon is mixed as gangue in chromite ores.

The traditional route for manufacturing chromium products is based on the extraction of chromium oxide as sodium chromate via the oxidative alkali roasting of chromite ores, in air or oxygen. The generic chemical reaction for chromite to sodium chromate may be explained by considering the oxidation of iron chromite (FeCr₂O₄), as shown below in reactions. In this reaction, the iron chromite (FeCr₂O₄) is the main Cr^{3+} -ion bearing spinel in a quaternary solid-solution of three other spinels in natural chromite (Antony et al., 2001).

$$(Fe, Mg)[Cr, Al, Fe]_2O_4 + 2Na_2CO_3 + 3O_2 \rightarrow 2Na_2CrO_4 + (Fe, Mg)[Al, Fe]_2O_4 + 2CO_2$$
 (1)

Conventionally, industrial production of Na_2CrO_4 can be via either pyrometallurgical or hydrometallurgical processes for treating chromite ore. Soda-ash alkaline roasting is a commonly used pyrometallurgical processing method (Tathavadkar, 2001). However, kiln-ringing is always a bottleneck for consecutive pelletizing processes and normal operation of the soda-ash alkaline roasting process (Ji et al., 2010). Consequently, both lime-based and lime-free processes were developed to avoid the kilnringing problem. In the lime-based roasting process, approximately 2.5 to 3.0 tons of chromite ore processing residues (COPR) is discharged per ton of sodium dichromate ($Na_2Cr_2O_7 \cdot 2H_2O$) product. Furthermore, in the discharged COPRs, the content of carcinogenic calcium chromate ($CaCrO_4$) is as high as 1.0 wt.% counted as $Na_2Cr_2O_7 \cdot 2H_2O$ (Ji et al, 2010). Therefore, extensive research work was widely carried out on the utilization and treatment of the chromium ore processing residues (Walawska and Kowalski, 2000; Kowalski and Wzorek, 2002). In this study, chromium (III) oxide was prepared via the reaction of the Turkish chromite ore and alkali (NaOH) at 1000 °C in air. Cr^{6+} ions in the leaching solution were reduced and complexed via oxalic acid. Oxalic acid was used as both reducing and complexing agent for the first time in this study

EXPERIMENTAL

Ore and Reagents

In this work, a chromite concentrate was obtained from an ore dressing plant in Pınarbaşı/Kayseri, Turkey. The X-ray fluorescence spectrum of the as-received chromite ore is shown in Figure 1. In addition, XRF analysis of the chromite ore is presented in Table 1. Physico-chemical characterisation of the ore is discussed in further detail in the results and discussion section. All of the



Figure 1. The X-ray fluorescence spectrum of the chromite ore

Table 1. Chemical	composition	of the chromite ore
-------------------	-------------	---------------------

Component	Cr_2O_3	AI_2O_3	SiO ₂	Fe_2O_3	MgO	Na ₂ O	CaO	NiO	TiO ₂
Wt.%	56.52	10.81	3.67	14.57	14.01	-	0.137	0.187	0.128

Experimental Setup and Procedure

All roasting experiments were performed in an electrically heated tube furnace where the temperature was controlled by a programmable temperature-controlling device. The molar ratios of Cr_2O_3 :MOH were determined as 1:7.8, 1:12 and 1:15, respectively. For every experiment, chromite mineral and NaOH were mixed in agate mortar and then pressed at 6 tons/cm². Solid patterns were placed in a cylindrical alumina crucible. All samples were roasted for 2 hours with excess NaOH at 1000°C in the air atmosphere. Roasted samples were water leached for 2 hours at 60 °C. These samples were water leached and the remaining residues were analyzed via titrimetric method.

After the fusing and subsequent leaching with water, the pH of highly basic impure chromate solution was adjusted as a 7.5 via 1:1 sulfuric acid solution. After all AI^{3+} cations in the solution were precipitated as a $AI(OH)_3$, precipitate was filtered and washed. After the vacuum filtration, the yellow solution was acidified with 1:1 sulfuric acid and heated at 70 °C. Oxalic acid was added in the orange solution to ensure that all chromium (VI) ions were reduced to chromium (III). The solution was heated and mixed until excess water evaporated in order to obtain Na₃[Cr(C₂O₄)₃] complex material. Dried complex was heated at 500 °C in the air. Subsequently, the decomposed complex was suspended in the pure water and chromium hydroxide precipitation was performed using an ammonia solution (% 25 v/v) around pH = 9. After the chromium hydroxide was completely precipitated, all precipitate was washed with pure water several times. The gely Cr(OH)₃ precipitate was dried at 115 °C for overnight. In order to obtain chromium oxide, dried solid was calculated to 700 °C for 5 h in the air atmosphere. The flow chart of the production process is given in Figure 2.

Characterization techniques

After roasting and leaching, the powder samples were analyzed using a Philips X'Pert X-ray, APD-10X diffractometer. Samples were analyzed over an angle 20 with a maximum range of 10 to 90°, using Cu-K α radiation. X'Pert HighScore Plus database software was used for phase identification of the XRPD patterns obtained. Scanning electron microscope (SEM, Zeiss EVO) was used to observe the morphology of the powders by equipping energy dispersive spectroscopy (EDS) to perform element composition of the powders. X-ray fluorescence spectroscopy (XRF, Malvern Panalytical, Epsilon 1) was employed for analyzing the chemical composition of solid samples. The particle size distribution analysis was carried out via Malvern Zetasizer. Thermal analysis of the precursor sample (Cr(OH)₃) was carried out using a Pekin Elmer (Diamond) TG/DTA thermal analyser at a heating rate of 10°C min⁻¹ under air atmosphere to specify the optimum temperature for phase formation of Cr₂O₃.



Figure 2. The flow sheet of the Cr₂O₃ production process

RESULTS AND DISCUSSION

Characterization of the chromite ore

According to the X-ray diffraction (XRD) pattern as illustrated in Figure 3, the major crystallized phase of the chromite ore was (Mg, Fe) (Cr, Al)₂O₄, with minor phase of (Mg, Fe, Al)₆(Si, Cr,)₄O₁₀(OH)₈. The morphology and distribution of elements of the chromite ore were characterized by the scanning

electron microscopy (SEM). Based on the secondary electron image in Figure 4(a), the particle of the chromite ore was compact with a rough surface. In Figure 3(b)-(g), the mapping of elements from the energy dispersive X-ray spectrometer (EDX) indicated that the distribution of Cr, Mg, Fe and Al was uniform in the chromite ore.



Figure 3. XRD pattern of the chromite ore



Figure 4. Secondary electron image (a) and the mapping of elements (b: O, c: Cr, d: Mg; e: Al; f: Si; g: Fe) of chromite ore

Since some coarse particles are present in the chromite ore, the ore was ball-milled further and then sieved to a particle size smaller than 48 μ m to obtain the ground sample used for the hydrometallurgical process. The particle size distributions (PSDs) of the received chromite ore and the ground sample were shown in Figure 5. Furthermore, the values of D(0.1), D(0.5) and D(0.9) were listed in Table 2.



Figure 5. PSDs of the chromite ore and the ground sample

Table 2. The values of D(0.1), D(0.5) and D(0.9) of the chromite ore, ground sample and COPR

	D (0.1)	D (0.5)	D (0.9)
Chromite ore	1.30	3.76	145.20
Ground Sample	7.39	12.65	21.18

The chemical composition of the chromite ore was shown in Table 1. The chromium content (calculated as Cr_2O_3) was 56.52 wt.%. According to the X-ray diffraction (XRD) pattern as illustrated in Figure 2, the major crystallized phase of the chromite ore was (Mg, Fe) (Cr, Al)₂O₄, with minor phase of (Mg, Fe, Al)₆(Si, Cr,)₄O₁₀(OH)₈. The morphology and distribution of elements of the chromite ore were characterized by the scanning electron microscopy (SEM). Based on the secondary electron image in Figure 3(a), the particle of the chromite ore was compact with a rough surface. In Figure 3(b)-(g), the mapping of elements from the energy dispersive X-ray spectrometer (EDX) indicated that the distribution of Cr, Mg, Fe and Al was uniform in the chromite ore.

Characterization of the leaching residue

The effect of the NaOH content on the dissolution process was investigated via determining the Cr content in both leaching solution and leaching residue. For that purpose, a titrimetric method is carried out for all reaction mixtures. The Cr_2O_3 wt.% in the leaching residue were calculated as 33.3, 24.2 and 32.3 for the 1:7.8, 1:12 and 1:15 samples, respectively. In addition, the Cr_2O_3 wt.% in the leaching solution were calculated as 65.5, 73.2 and 61.3 for the 1:7.8, 1:12 and 1:15 samples, respectively. From the Cr analysis results, it can be said that the optimum molar ratio of NaOH for the fusion reaction was 1: 12 (Cr_2O_3 : NaOH). Because of the excessive amount of NaOH in the fusion reaction, the viscosity of the reaction mixture may be increased and the oxygen diffusion which is the important factor for the ore decomposition can be limited during the decomposition reaction.



Figure 6. X-ray fluorescence spectrum of leaching residue (1:12 / Cr₂O₃: NaOH)

Component	Cr_2O_3	AI_2O_3	SiO ₂	Fe_2O_3	MgO	Na ₂ O	CaO	NiO	TiO ₂
Wt.%	27.14	4.09	2.69	22.78	32.54	10.13	0.22	0.285	0.198
Component	MnO								
Wt.%	0.50								

After the oxidative leaching, the spinel phases were decomposed and more than 73% of chromium was leached. The XRF spectra and chemical composition of the leaching residue are shown in Figure 6 and table 3, respectively. As shown in Figure 6 and table 3, leaching residue still contains chromium oxide because the fusion reaction may not effectively occur during the dissolution process. It can be seen in the Table 3, titrimetric analysis result for the Cr_2O_3 in the leaching residue is similar to XRF analysis result.



Figure 7. SEM image (a) and the mapping of elements (b: O, c: Cr, d: Mg; e: Al; f: Si; g: Fe) of leaching residue

In Figure 3(b)-(g), the mapping of elements from the energy dispersive X-ray spectrometer (EDX-SEM) indicated that O, Cr, Mg, Al, Si and Fe elements can be detected after the water leaching process. However, the Cr element signals much lower than that of the Fe element signals. The EDX mapping analysis is in good agreement with both XRF and titrimetric analysis results.



Figure 8. a) XRD diffraction pattern b, c) High and low magnified SEM micrograph of the leaching residue $(1:12 / Cr_2O_3: NaOH)$

The XRD pattern of the leaching residue is given in Figure 8a. It can be clearly seen in the XRD pattern, the leaching residue contains different phases because of decomposition of the chromite ore. Those phases are $MgFe_{2-x}Al_xO_4$, MgO, Fe_2O_3 and $MgCr_2O_4$, respectively. The XRD phase analysis datas coincide with XRF datas. Furthermore, the SEM micrograph shows that the particles are mutually connected and the particle sizes are smaller than 200 nm. Heterogeneous phases can be seen in the SEM micrograph (Figure 8c).

Characterization of the Cr₂O₃ product



Figure 8. Thermal analysis of the Cr(OH)₃ precipitate

The TG/DTA curve of Cr_2O_3 precursor $[Cr(OH)_3]$ is described in Fig. 8. In order to better find out the decomposition reactions occurring in the synthesis, TG analysis was fulfilled on the precursor sample at a ramp rate of 10 °C min⁻¹. The TGA shown in Fig. 8 is in good agreement with the one reported by Music et al. (1999). The TG curve clearly displays several-step weight loss regions. The first mass loss is assigned to loosely bound molecular water, while the second loss, observed between 120 and 200 °C, is attributed to the loss of adsorbed water. The third, and steeper, mass loss to a partial condensation reaction, by which some –OH groups react to transform $Cr(OH)_3$ into CrO(OH)x.

$$Cr(OH)_3 \rightarrow CrO(OH) H_2$$
 (1)

$$2CrO(OH) \to Cr_2O_3 + H_2O$$
 (2)

The TG/DTA curve presents a well defined exothermic peak at 680 $^{\circ}$ C suggesting the formation of Cr₂O₃. The DTG curve advocates no further thermal reactions beyond 800 $^{\circ}$ C.



Figure 9. X-ray fluorescence spectrum of Cr₂O₃ (1:12 / Cr₂O₃: NaOH)

Table 4. Chemical	composition	of the Cr ₂ O ₃
-------------------	-------------	---------------------------------------

Component	Cr_2O_3	AI_2O_3	SiO ₂	Fe_2O_3	MgO	Na ₂ O	CaO	NiO	TiO ₂
Wt.% or ppm	95.5	-	-	-	-	0.56	485	165	116
							ppm	ppm	ppm
Component	MnO	SO₃	V_2O_5	ZnO					
Wt.% or ppm	-	3.89	413	79.7					
			ppm	ppm					



Figure 10. SEM image (a) and the mapping of elements (b): Cr ,(c):O of Cr₂O₃

Fig. 10b and c shows EDS analysis and elemental mapping of final product Cr_2O_3 . As seen in Figure 10b and c, Cr and O is homogeneously distributed onto Cr_2O_3 . The EDS spectrum of the sample exhibits the characteristic peaks of Cr and O Cr_2O_3 phase purity in the synthesized particles. No other element was detected in EDS analysis with SEM. Furthermore, to verify the chemical composition of the synthesized particles, the XRF analysis of Cr_2O_3 was conducted. The XRF spectrum of the sample exhibits the characteristic peaks of Cr. From the XRF spectrum, the Cr_2O_3 content in the sample was calculated as 95.5 wt.%. SO₃ and Na₂O content in the sample were calculated as 3.89 wt.%. and 0.56 wt.%. respectively. Those impurities are related to NaOH and H_2SO_4 which is used during the synthesis procedure and reduction process, respectively.

The crystalline nature and composition of Cr_2O_3 was examined by XRD. The XRD patterns of assynthesized Cr_2O_3 , is shown in Fig 11.a. Fig. 11 shows the XRD patterns of the final product, which is in agreement with Cr_2O_3 (JCPDS card No. 038-1479). All of the diffraction peaks in this pattern are in good agreement with the standard crystallographic data for the rhombohedral α - Cr_2O_3 . In addition to the major phase of Cr_2O_3 , small amounts of Na₂SO₄ peak is found as impurity phase.

The SEM images depicting the morphologies and microstructures of the materials are shown in Fig 11b and c. It can be seen clearly from Figs 11b and 11c the particle distribution of Cr_2O_3 material is homogenous. As seen in SEM micrographs, the particles agglomerate and the particle size of Cr_2O_3 is smaller than 200 nm.



Figure 11. a) XRD diffraction pattern b, c) High and low magnified SEM micrograph of $Cr_2O_3(1:12 / Cr_2O_3: NaOH)$



Figure 12. Photo of the Cr₂O₃

In Figure 12, the Cr_2O_3 product exhibited the typical color for chromium oxide green pigment of a yellowish-green color (GB/T 20785-2006).

CONCLUSIONS

Characterization of as-received samples showed that the Turkish chromite ore used in this study is constituted by a solid solution of $FeCr_2O_4$, $MgCr_2O_4$, $FeAl_2O_4$ and $MgAl_2O_4$. The main phase identified by XRD was (Mg, Fe)(Cr, Al)₂O₄, with calcium and aluminum silicates and free silica also present as gangue. Optimum molar ratio of Cr_2O_3 :MOH was determined as 1:12 in the alkali fusion reaction. Experimental results showed that the chromium yield is greater than 92% in the 1:12 molar ratio of Cr_2O_3 :MOH. Also, the extraction of $Al(OH)_3$ reduces the amount of waste and recovery of the Al in the leaching solution can help the industrial process economy. A novel process with zero emission of hazardous chromium-containing residue has been proposed. Cr^{6+} ions in the leaching solution can be successfully converted Cr^{3+} via oxalic acid. In addition, excess oxalic acid in the solution can be recovered as ammonium or sodium oxalate crystals during the process. The green-novel strategy is simple and low cost and promising for mass production of the Cr_2O_3 . We demonstrated that a novel and ecological method can be used to produce for Cr_2O_3 .

ACKNOWLEDGMENTS

The authors gratefully acknowledge Elmaci Mining Company for financial support. The authors gratefully acknowledge the helpful suggestions from İlhan Mollamustafaoğlu and Alper Tuna Elmacı.

REFERENCES

Antony, M.P., Tathavadkar, V.D., Calvert, C.C., Jha, A., 2001. The soda-ash roasting of chromite ore processing residue for the reclamation of chromium. Metall. Mater.Trans. B 32 (6), 987–995.

Chrome oxide green pigments, GB/T 20785-2006.

https://www.statista.com/statistics/598320/mine-production-of-chromium-worldwide/

- Ji, Z., Liu, H.J., Lu, B.Q., Zeng, Y.B., 2010. Engineering Practical Technology of ChromiumResidue. Chemical Industry Press, Beijing, China Ji et al., 2010.
- Kowalski, Z., Wzorek, Z., 2002. Utilization of chromic waste in the sodium chromate (VI) production process. Journal of Loss Prevention in the Process Industries 15, 169–178.

Music, S., Maljkovic, M., Popovic, S., Trojko, R., 1999, Croat. Chem. Acta, 72, 789.

- SC, T, L. F, 1984. Chromite Ore for the Production of Chromium Chemicals in Proceedings of Australian Institute of Mining & Metallurgy.
- Stringer, J., Wilcox, B.A., Jaffee, R.I., 1972. The high-temperature oxidation of nickel-20 wt. % chromium alloys containing dispersed oxide phases. Oxid. Met. 5 (1), 11–47.

Tathavadkar, V.D., Antony, M.P. and Jha, A., 2001, The soda-ash roasting of chromite minerals: Kinetics considerations, Metallurgical and Materials Transactions B, 32B, p. 593.

Vardar, E., Eric, R.H., Letowski, F.K., 1994. Acid leaching of chromite. Miner. Eng. 7 (5), 605–617.

Walawska, B., Kowalski, Z., 2000. Model of technological alternatives of production of sodium chromate (VI) with the use of chromic wastes. Waste Management 20, 711–723.

Wang, S., et al., 2000. Dehydrogenation of ethane with carbon dioxide over supported chromium oxide catalysts. Appl. Catal. A Gen. 196 (1), 1–8. Wang et al., 2000

NEW ERA OF AUTOMATION IN LEAK DETECTION INDUSTRY

T. Gregor

ELIS Technologies Limited

ABSTRACT

An innovative solution for integrity monitoring of a fully submerged geomembrane with a new automatic floating robotic device technology and its positive impact on the mining industry is presented in this article. Advances in technology in line with the developments in IT, robotics and GPS technologies, together with extensive experience in geomembrane leak detection, have enabled us to develop the new eLagoon robotic device. A comparison of the traditional methods and the new geomembrane monitoring technology in the mining industry is also presented.

Keywords: Leak detection, monitoring, geomembrane, lagoon, floating drone, IT technology, mining industry, tailings ponds, tailings management

INTRODUCTION

The future of mining in the current push for a circular economy is unthinkable without innovation in green technologies as well. The mining industry, particularly the extraction of various ores, uses materials that could contaminate the surrounding environment. To prevent possible contamination, high-quality waterproofing geomembranes (mainly PEHD or LDPE) are used. These liners have high chemical resistance but significantly lower mechanical resistance. Mechanical damage to geomembranes may thus result in the release of contaminants into the environment, especially when toxic liquids leak from the lagoons.

It is therefore important to ensure that the monitoring of the integrity of waterproofing membranes is performed regularly in order to secure the best prevention against possible contamination during the processes involved in mining and ore extraction. The leak-detection inspection must identify problem with the integrity of geomembrane early and accurately so that contaminants are not released, and any damage can be repaired as soon as possible before the surrounding environment is negatively affected. Leachate spills not only damage the environment, but also result in the loss of the raw material being extracted. Therefore, the resources invested in the geomembrane monitoring process are returned many times over.

Proper and timely leak-detection monitoring practices have the power to improve the public perception of mining activities, particularly in communities living in the vicinity of the mining facilities. In fact, proper practices also help investors to protect their investments, which are not small, because if contamination of groundwater happens, the entire mining project may be delayed and/or severely disrupted by regulators.

Currently, there are several methods for leak-detection monitoring on waterproofing membranes, but these cannot be used on already filled lagoons and tanks. It is for this reason that we have developed a new type of innovative floating drone that is capable of leak detection on submerged geomembranes.

DESCRIPTION OF THE DEVICE

There are several ways in which monitoring of integrity of geomembranes is performed around the world. The most well-known and the most effective method of leakage monitoring in the world is the method of electrical leak localization in geomembranes.

The first reference to electric leak location systems (ELLS) appeared in the USA. The initial work, carried out by the Southwest Research Institut (SRI) on behalf of the US Environmental Protection Agency, showed that the electrical resistivity technique was able to assess the integrity of geomembranes used in fluid impoundments and landfills (Shultz et.al. 1984).

Subsequently, the method (ELLS) began to be developed and used not only in America, but also in Europe and later in Asia.

The method was described in detail and in a comprehensive manner in 2000 at a prestigious international conference in Bologna, Italy (Second European Geosynthetics Conference "Nosko, V., Gregor, T., Ganier. F. : The boundary conditions of the electrical monitoring systems in practice"), as well as in the article by the authors Nosko V., Bishop I., Konishi. Y., 2002: Study of the use of electrical leak/damage detection and location systems around the word.

The (ELLS) method has gradually made its way into technical standards in various countries around the world, such as ASTM D6747 in the U.S. *"Standard Guide for Selection of Techniques for Electrical Leak Location of Leaks in Geomembranes "*.

All the described methods and technical standards are used in the work of technical personnel moving in lagoons and tanks (Figure 1).



Figure 1. Technician measuring the tightness of the geomembrane insulation

The device we have designed and constructed is fundamentally different from all the solutions described so far. First of all, it is a fully autonomous drone on which the measuring device is placed (Fig.1).



Figure 2. Innovative monitoring drone eLagoon

This device is fully programmable, it can move independently and take measurements at the same time. It then sends the measured data to the evaluation centre. At the same time, it is able to use a GPS device to pinpoint its position and thus pinpoint the location of the measured data. Since it is an autonomous floating drone, it has many advantages over technicians performing monitoring.

First of all, the measurement is fully automated, digitised and therefore much more efficient. It can measure the monitored area in a significantly shorter time. On the top of everything, the measurement performed is many times more accurate. In addition to more precise data, the accuracy of the measurement also relates to a more precise localisation of the measurement location. A unique advantage of the eLagoon is that it can take measurements even when the reservoir is filled (Fig.3) and there is no need to drain the reservoir due to technicians needing access.



Figure 3. Measurement with a floating drone in a filled lagoon

eLagoon can also perform leak-detection in reservoirs with highly toxic waste, where any movement of technicians would be severely restricted or even impossible.

Another advantage of this autonomous floating monitoring device is that it can be equipped with other measuring devices, such as sonar or GPR. This allows us not only to monitor the integrity of the insulation but also to provide the reservoir operator with a 3D accurate image of the reservoir bottom, and possibly with accurate sediment depth information.

The advantage of the autonomous floating drone is its size, which allows relatively easy transport by a regular passenger car.

CONCLUSION

The autonomous floating leak monitoring drone eLagoon used to track contaminant leaks is a highly efficient device that allows us to perform quality leak-detection measurements quickly and accurately in tanks and lagoons used by the mining industry. Unlike other technologies on the current market eLagoon can perform leak detection on a fully submerged geomembrane, without the need for

tailings pond drainage. Measured data cannot be tampered with and modified because the measuring device uses blockchain technology. The floating drone is an innovative solution that improves the processes employed by the mining industry players.

REFERENCES

- ASTM D6747: Standard Guide for Selection of Techniques for Electrical Leak Location of Leaks in Geomembranes.
- Nosko V., Bishop I., Konishi. Y., 2002: Study of the use of electrical leak/damage detection and location systems around the word. Geosysnthetics 7thNice, France, 769-774
- Nosko, V., Gregor, T., Ganier. F.,2000: The boundary conditions of the electrical monitoring systems in practise. Proceedings of the Second European Geosynthetics Conference Eurogeo 2. Bologna, Italy,15-18
- Schultz, et al., 1984. Electrical resistivity technique to assess the integrity of geomembranes liners: Final technical report. US Environmental Protection Agency, Contract No. 68-03-03-0331, Southwest ResearchInstitute Project 14-6289.

NÜMERİK MODELLEME İLE KAYA TASARIMINDA DEFORMASYON MODÜLÜNÜN ÖNEMİ

THE IMPORTANCE OF DEFORMATION MODULUS ON DESIGN OF ROCKS WITH NUMERICAL MODELING

C.O. Aksoy ^{1,*}, G.G. Uyar Aksoy ², H.E. Yaman ³

 ¹ Dokuz Eylül Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü (*Sorumlu yazar: okay.aksoy@deu.edu.tr)
 ² Hacettepe Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü
 ³ Dokuz Eylül Üniversitesi, Torbalı Meslek Yüksek Okulu, Maden Teknolojileri Bölümü

ÖZET

Nümerik modelleme, kaya yapılarının tasarımında yaygın olarak kullanılır. Bu araçlarda tasarımın en önemli parametrelerinden biri Deformasyon Modülüdür (E_m). E_m değerleri derinlik, yön, gerilme, kaya kütle parametreleri gibi parametrelere bağlı olarak değişebilir. Bu sebeple, sabit bir E_m değeri kullanmaktansa, derinlik, yön ve/veya gerilmelere bağlı olarak değişen bir E_m değeri kullanmak çok daha hassas sonuçlar verir. Bu sonuçlarla elde edilen güvenlik katsayıları ile tasarımı sonuçlandırmak daha doğru olacaktır.

Anahtar Kelimeler: Kaya kütlesi, bozulmamış kaya, deformasyon modülü, deformasyon karakteri, kaya yapısı

ABSTRACT

Numerical modeling methods are widely used in the design of rock structures. One of the most important parameters of the design in these tools is the Deformation Modulus (E_m). E_m varies depending on parameters such as depth, direction, stress, rock mass properties. Therefore, instead of using a fixed E_m value in designs, using E_m values that vary depending on depth, direction and/or stress will give more accurate results. It will be more correct to conclude the design with the safety factors obtained with these results.

Keywords: Rock mass, intact rock, deformation modulus, deformation characteristic, rock structure

GIRİŞ

Kaya Mühendisliğinde tasarım parametrelerinin doğru belirlenmesi, inşa edilen kaya yapısının (yeraltı ve yüzey) hem güvenli bir inşaat sürecine sahip olmasını, hem de uzun süre kullanıma uygun olmasını sağlar. İnşa edilen kaya yapılarının kaya kütle deformasyon davranışları süreksizlikler, süreksizlik özellikleri yeraltı sularının durumları ve kaya malzemesinin özellikleri gibi değişkenlere bağlıdır. Deformasyon modülü (E_m) gerilime bağlı bir değer olduğu için, deformasyonun davranışı da gerilim düzeyine bağlı olarak etkilenir (Kulhawy, 1975; Fattahi ve Moradi, 2017; Torbica ve Lapcevic, 2019). Bunun yanında, E_m en önemli tasarım parametrelerinden birisidir. Genellikle E_m nin belirlenmesi için üç farklı yöntem kullanılır. (Bieniawski, 1978; Blankenship vd.,1983; Palmström ve Singh, 2001). Bunlardan ilki, formül ve labaratuvar deneyleri sonucunda oluşturulan bir model kullanmaktır. İkincisi yerinde yapılan deneyler ve üçüncüsü ise kaya kütle sınıflama sistemlerindeki görgül formülleri kullanmaktır.

Elastik Modül (E_i), birim gerilim ve birim gerinim arasındaki orandır, ve gerilime bağlı olarak değişir. Kulhawy (1975), yanal gerilmenin E_i üzerinde etkili olduğunu belirtmiş ve yanal gerilme nedeniyle E_i değerini değiştiren bir formül önermiştir. Verman ve ark. (1997), Kulhawy'nin (1975) önerdiği bu formülü, farklı tünellerde yaptığı ancak yanal gerilmeyi derinliğe bağladığı ölçümlerle doğrulamıştır. Fattahi ve Moradi (2017), derinlik, RQD, tek eksenli başınç dayanımı, süreksizlik yoğunluğu, süreksizliklerin durumu, yeraltı suyu durumu ve süreksizliklerin oryantasyonu için ayarlama parametrelerini kullanan bir model önermiştir. Bu parametreler kaya kütlesi sınıflandırma sistemlerinin içeriğinde bulunur ve kaya kütlesinin durumunu temsil eder. Torbica ve Lapcevic (2019), belirli bir derinlikte sınırlı bir model önermiştir. Bu derinlik, artan derinlikle birlikte kaya süreksizliklerinde meydana gelen normal gerilmeler nedeniyle E_m'nin E_i'ye çok yaklaştığı derinliktir. Zhao (2014), kaya kütlesinin dayanımı kaya malzemesine yakın olduğunda, kaya malzemesinin deformasyon özelliklerinin kaya kütlesini temsil edebileceğini belirtmiştir.

Kaya yapıları inşa edildikleri andan itibaren farklı gerilmelere maruz kalırlar. Bu gerilmeler ilk aşamada birincil gerilmelerden başlayarak farklı değerlere ulaşır ve bir değerde sabit hale gelir. Her inşaat aşamasında gerilimler bozulur ve yeni duruma göre yeni bir denge oluşturulur. Yeni denge koşulları kaya kütlesinin dayanımını aşmazsa, sistem dengede kalır ve bu yeni denge koşulları altında gerilmeler kaya kütlesini etkilemeye devam eder. Bu süre zarfında kaya kütleleri bir süre deforme olur ve sonra durur. Aksi takdirde yenilme meydana gelir. Bu süreçte kaya kütlesinin maruz kaldığı gerilmeler, kazı derinliğine, şekil ve geometrisine göre değişirken, süreksizliklere, süreksizlik özelliklerine (yoğunluk, süreklilik, pürüzlülük vb.), kaya malzemesinin cinsine ve kaya karakterizasyonuna (kayalar kaya kütlesinin en küçük birimidir) bağlı olarak kaya kütlesinin deformasyon davranışı da değişmektedir. (Lo Pesti vd., 1995; Fahimifar, 2015; C.-K. Chung vd. 2013; Aksoy vd., 2018a; Aksoy vd., 2018b; Aksoy vd., 2019; Aksoy vd., 2020).

Yerinde testler E_m'nin belirlenmesi için kullanılan bir diğer yöntemdir. 1960'larda silindirik hidrolik kuyu basınç hücreleri (CPC'ler) ve düz hidrolik kuyu basınç hücreleri (BPC'ler) geliştirildi (Panek, vd., 1964). Hustrulid (1975), membran kullanan ve kalibrasyonu basitleştiren başka bir sistem geliştirmiştir. Ljunggren ve Stephansson (1986) bu sistemi daha da geliştirmiştir. Blankenship vd. (1983), E_m ve Poisson oranının gerilmeye bağlı olduğu için çekirdek kaldırma test modelini önerdi. E_m'i belirlemek için kullanılan diğer bir test prosedürü, flatjack yöntemidir (Loureico-Pinto, 1986). Bu test, plaka taşıma testi ve radyal kriko testidir (Coulson, 1979). Bu yöntemlerin üçündede E_m'nin gerilmeye bağlı olduğu ihmal edilmiştir. Palmström ve Singh (2001), E_m'i belirlemek için 3 yerinde test yönteminden türetilen E_m değerlerini, kaya kütlesi sınıflandırma sistemlerinden türetilen ampirik formüller ile hesaplanmış olan E_m değerleriyle karşılaştırmıştır. Bu araştırmada, yerinde testler sırasında patlatma kaynaklı kaya hasarı, test yöntemleri ve test prosedürlerinden kaynaklanan belirsizlikler nedeniyle görgül formüllerin kullanılmasının daha uygun olacağı ifade edilmiştir. E_m'nin hesaplanması sırasında kullanılan bazı Görgül formüller Çizelge 1'de verilmiştir.

E_m hesaplanmasında kullanılan yöntemlerin hem avantajları hem de dezavantajları bulunur. Bunun yanında, hepsi kaya kütle özelliklerinin temsil eder. Bu araştırmada, gerilme (birçok faktöre bağlı olarak derinlikle değişebilen), kaya kütlesi özellikleri, kayanın deformasyon karakteri, zaman ve dayanım gibi parametreleri içeren bir model geliştirilmiştir.

Araştırmacılar	Eşitlikler	Notlar
Bieniawski (1978)	$E_{mass} = 2 RMR - 100 (GPa)$	RMR>50 için
Serafim ve Pereira (1983)	$E_{mass} = 10^{(RMR-10)/40}$ (GPa)	RMR<50 için
Nicholson ve Bieniawski (1990)	$E_{\text{mass}} = \frac{E_i}{100} \left[0.0028 \text{ RMR}^2 + 0.9 \exp\left(\frac{\text{RMR}}{22.82}\right) \right]$	
Mitri vd. (1994)	$E_{\text{mass}} = E_{i} \left[0.5 \left\{ 1 - \cos \left(\pi \frac{\text{RMR}}{100} \right) \right\} \right]$	
Palmstrom (1996)	$E_{mass} = 5.6 \text{ RMi}^{0.375} \text{ (GPa)}$	1>RMi>0.1, orta derece girintili kava kütlesi icin
Palmstrom ve Sing (2001)	$E_{mass} = 7 \text{ RMi}^{0.4}$ (GPa)	1 <rmi<30, derece<br="" orta="">girintili kaya kütlesi için</rmi<30,>
Hoek ve Brown (1997)	$E_{mass} = \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} 10^{(\frac{GSI-10}{40})} $ (GPa)	$\sigma_{ m ci}$ <100Mpa için
Read vd. (1999)	$E_{mass} = 0.1 \left(\frac{RMR}{10}\right)^3 (GPa)$	
Barton (2002)	$E_{mass} = 10 Q_{c}^{\frac{1}{3}} Q_{c} = Q \sigma_{ci} / 100$	
Kayabasi vd (2003)	$E_{mass} = 0.135 \left[\frac{E_i (1 + RQD / 100)}{WD} \right]^{1.1811}$	
Gokceoglu vd. (2003)	$E_{mass} = 0.001 \left[\frac{(E_i / \sigma_{ci})(1 + RQD / 100)}{WD} \right]^{1.5528}$	
Sonmez vd. (2004)	$E_{\text{mass}} = E_{i} (s^{a})^{0.4} \qquad s = \exp[(RMR - 100)/9]$]
Sonmez vd. (2006)	$E_{\text{mass}} = E_{i} 10^{[((\text{RMR}-100)(100-\text{RMR})/4000 \text{ exp}(-\text{RMR}/100))]}$]
Hoek ve Diederichs (2006)	$E_{mass} = E_{i} \left(0.02 + \frac{1 - D/2}{1 + e^{(60 + 15D - GSI)/11}} \right)$	Eğer bozulmamış kayada deformasyon ölçülmemiş ise: ${ m E_i}={ m MR}\cdot\sigma_{ m ci}$
RQD : Kaya kalites	si tanımı E i : Bozulmam	ış kayanın deformasyon
RMR : Kaya kütles	i değerlendirmesi modülü	E _{mass} :
RMi : Kaya kütle i	ndeksi Kaya kütlesir	nin deformasyon modülü
Q : Kaya kutle k	kalite degeriendirmesi MIK : Modül ora	nı

Çizelge 1. Deformasyon Modülünü Tahmin Etmek Için Denklemler

GSI	: Jeolojik dayanım indeksi	WD	: Aşınma derecesi
σ_{ci}	: Tek eksenli basınç dayanımı	D	: Bozulma faktörü
		s, a	: Hoek-Brown kaya kütle sabiti

DAYANIM, GERİLİM, ZAMAN VE DEFORMASYON DAVRANIŞLARININ E_m ÜZERİNE ETKİSİ

Süreksizlikler, süreksizliklerin özellikleri (pürüzlülük, bozuşma, alterasyon, mesafe, derinlik vb.), yeraltı suyu koşulları ve akışı, kaya malzemesi gibi parametreler E_m 'i etkiler. Bunlar doğrudan parametreler olarak adlandırılabilirler. Öte yandan mühendislik yapılarında dikkate alınması gereken dolaylı parametreler de vardır. Dolaylı parametreler arasında yük, yük yönü, maruz kalma süresi, kazı destek sistemleri gibi parametreler sayılabilir. Şekil 1'de kaya malzemesindeki E_i 'nin gerilmeye bağlı olarak nasıl değiştiği ve buna göre E_m 'nin nasıl değişebileceğine ilişkin ölçeksiz bir model verilmiştir.



Şekil 1. Değişen kaya malzemesi, süreksizlikler ve yeraltı suyu ile deformasyon modülü modeli

Doğada birincil gerilmeler altında olan kaya kütlesi, kaya malzemesi, süreksizlikler ve süreksizlik özellikleri, yeraltı suyu gibi kendine has özelliklere sahiptir ve dengededir. Bu kararlı kaya kütlesine farklı bir yük etki ettiğinde deformasyon başlar. Bu deformasyon, kısalma-uzama ve genişleme-daralma şeklinde gelişir. Bu andan itibaren kaya kütlesinin deformasyonu kaya malzemesine, süreksizliklere, yeraltı suyu koşullarına ve özelliklerine bağlı olarak başlar, gelişir ve yeniden denge haline gelir. Bu yük ile süreksizliklere bir miktar kapanma veya açılma olur. Yeraltı suyu da yeni konumlara ve süreksizliklere göre

hareket eder. Kayaların yük altındaki geçirgenlik değişimi de yeraltı suyunun davranışında etkili olacaktır. Karşılaşılan deformasyon miktarı maruz kalınan gerilime göre değişecektir. Ayrıca gerilme süresi doğrudan parametreleri (yukarıda bahsedilen) etkileyecek ve deformasyon miktarı değişecektir (Funte vd., 2019; Ghabezloo vd., 2008b; Barla vd., 2012; Brantut vd., 2013; Damjanac ve Fairhurst, 2010; Li ve Xia, 2000; Tsai vd., 2008; Yang vd., 2014). Şekil 1'deki kaya kütlesi zayıf kayalardan oluşuyorsa, piramidin uzunluğu daha kısa ve genişliği daha kalın olacaktır (dl ve dE daha büyüktür). Kaya kütlesi sert kayadan oluşuyorsa, piramit daha az kısalır ve daha fazla genişler (dl ve dE, yumuşak kayadakinden nispeten daha küçüktür). Bu açıdan kaya malzemesinin dayanımı ve deforme olabilirliği, kaya kütlesinin deformasyonunu doğrudan etkileyecektir. Zayıf kayalardan oluşan kaya kütlelerinde süreksizliklerin daha hızlı kapandığı (dolgu tipi ve miktarı gibi değişkenlere bağlı olarak süreksizlik aralığı değişmektedir) ve yeraltı suyunun kapalı süreksizliklerden geçiş bulamadığı bilinen bir sonuçtur. Bu durumda, yeraltı suyu kaya üzerinde bir gerilme etkisi görür. Sert kayalarda aynı ancak daha küçük etki beklenir. Elbette burada belirtmek gerekir ki kazı boyutu, yöntemi, geometrisi de E_m'de değişikliğe neden olan gerilmelerde etkilidir. (Singh ve Rajvansi, 1996; Tomanovic, 2005; Tomanovic, 2012).

Bu modele göre E_m belirlenirken, kaya malzemesinin özellikleri, süreksizlikler ve süreksizlik özellikleri, yeraltı suyu durumu, aktif yük (sadece derinlik değil hem yatay hem de düşey yükler), yükün süresi ve deformasyon miktarıda bu etki süresi içinde dikkate alınmalıdır.

YENİ MODEL YAKLAŞIMININ TEMELLERİ

Kaya kütle sınıflama sistemleri, kaya yapılarının tasarımında kullanılan en önemli ve en çok kullanılan ön tasarım araçlarıdır (Ulusay ve Sönmez; 2007). Bu sistemler, kaya kütlelerini tanımlarken süreksizlikleri, süreksizlik özelliklerini, kaya malzemesi özelliklerini ve yeraltı suyu koşullarını dikkate alır. Diğer bir deyişle kaya kütlesinin tüm özelliklerini bünyesinde barındıran ve tamamı kullanıcı dostu sistemlerdir. Bu sistemler, kaya kütlesinin özelliklerine göre puanlama yapmaktadır. Kaya kütlesi puanı, kaya yapısının üzerine inşa edileceği kaya kütlesini tanımlar. Bu bildiride önerilen yeni model için kaya kütlesi sınıflama sisteminden elde edilen puan önemlidir. Bu puan, dolaylı olarak gerilmeye bağlı E_m tahmininde kullanılacaktır.

Em'nin kaya kütlesi sınıflama sistemlerine dayalı olarak tahmini, en pratik ve güvenli yöntemlerden biridir (Bieniawski, 1978; Clerici, 1993; Sharma vd., 1989; Singh, vd., 1996). Kaya kütlesi sınıflama sistemlerini kullanan görgül formüller E_m tahmini için oldukça faydalıdır. Bu formüllerden bazıları Çizelge 1'de verilmiştir. Bu formüllerin zaman içindeki gelişimi incelendiğinde, son 20 yılda geliştirilen formüllerde kaya malzemesinin Ei değerinin önemli bir parametre haline geldiği görülmektedir. Ei değeri, laboratuvarda yapılan deformasyon testi sonucunda elde edilen ve gerilme-deformasyon eğrisinin %50'sine tekabül eden noktadaki değerdir. Ancak, kayaların farklı gerilmelere karşı gösterdiği deformasyon farklıdır. Laboratuvarda yapılan deformasyon testinden elde edilen grafiğin %50 ve %80'inden elde edilen Ei değerleri farklıdır. Ei değeri gerilme-deformasyon eğrisinden elde edildiğinden ve gerilme miktarı değiştiğinde deformasyon miktarı da değişeceğinden Ei değeri de değişecektir. Ayrıca, Ei değerini etkileyen faktörler de vardır. Feldmann (1972) bu konuyu detaylı olarak incelemiştir. Öte yandan, gerilmeye bağlı olarak E_m'nin değiştiği kabul edildiğinden, gerilmeye bağlı olarak E_i değerinin de değişeceğini kabul etmek doğru bir yaklaşım olacaktır. Ayrıca, kazı aşamaları sonrasında duraylı hale gelen sistemin, sabit bir yük altında bekleyeceği ve kayadaki deformasyonun belirli bir süre devam edeceği bilinmektedir. Bu durumda, zamanla yük altındaki E_i değeri de değişecektir. Yukarıda "Deformabilite, uygulanan yük ile gerinim arasındaki ilişkinin karakterizasyonudur" denilmişti (Palmström ve Singh, 2001). Bu durumda uygulanan yük karşısında yükün süresi, gerilme ve kaya dayanımının karakterizasyonu E_m' i sabit bir değer olmaktan çıkararak, değişen yüke,

kaya dayanımına, yük etki süresi ve maruz kalan deformasyona göre farklı değerler almasını sağlayacaktır. Bu durumda, yük altında kalan E_ideğeride zamanla değişecektir.

Labaratuvar Araştırmaları

 E_m 'i sabit bir değer olmaktan çıkarmak ve zamana, dayanıma, yüke ve deformasyona bağlı bir fonksiyon haline getirmek için laboratuvar ortamında uzun ve yoğun çalışmalar yapılmıştır. Bu çalışmada, farklı çalışma alanlarından farklı projelerden (maden, tünel, demiryolu inşaatı, baraj inşaatı vb.) kaya örnekleri alınmış alınmıştır. Bu kayaçlara ilişkin jeolojik-jeoteknik bilgiler ve kayaların alındığı projeler Çizelge 2'de verilmiştir.

Proje	Кауа	E _i (MPa)	σ _{ci} (MPa)	RMR	GSI	Q
Ankara-Afyon Yüksek Hızlı Demiryolu Tünel Yapım Çalışması-1	Konglomera	1180	9.99	33	30	0.46
Ankara-Afyon Yüksek Hızlı Demiryolu Tünel Yapım Çalışması -2	Konglomera	2050	13.07	42	40	0.80
Soma-Eynez Yeraltı Kömür Madeni	Kireçli Toprak (Marl)	1910	24.29	54	50	3.04
Tavşanlı-Ömerler Yeraltı Kömür Madeni	Kiltaşı	3210	28.40	49	45	2.18
Soma-Işıklar Yeraltı Kömür Madeni	Kiltaşı	1560	29.42	59	55	5.29
Soma-Işıklar Yeraltı Kömür Madeni	Kireçtaşı	8360	12.39	48	40	1.56
Soma-Işıklar Yeraltı Kömür Madeni	Konglomera	4900	20.74	56	50	3.79
Soma-Işıklar Yeraltı Kömür Madeni	Kireçli Toprak (Marl)	4420	52.07	63	60	8.26
Ordu-Mesudiye Demiryolu Tünel İnşaatı	Kireçli Toprak	1740	62.07	71	65	22.45
Soma-Kınık Yeraltı Kömür Madeni Galeri Kazısı	Şist	2090	20.16	53	45	2.72
Tokat-Topçam Demiryolu Tünel İnşaatı	Bazaltik Tüf	4440	52.26	68	65	14.39
Tokat-Topçam Demiryolu Tünel İnşaatı	Kumtaşı	12020	80.63	80	75	68.19

Çizelge 2. Farklı projelerden toplanan kaya örnekleri

Bu kayalar üzerinde üç aşamalı deneyler planlanmıştır. İlk aşamada, kayaçların tek eksenli basınç dayanımı değerleri, ikinci aşamada deformasyon deneyleri yapılarak E_i değerleri ve üçüncü aşamada, farklı sabit yükler altında E_i değerlerinin zamana bağlı değişimi belirlenmiştir. Bu deneyler servo-kontrollü bir pres ile gerçekleştirilmiştir (Şekil 2). Bu deneyler sırasında kayaçlara dayanımlarının %50, %60, %70 ve %80 kadar yükler uygulanmıştır. E_i değerlerinin zamana ve uygulanan yüke göre değişimi Şekil 3'de verilmektedir. Bir numunedeki deformasyon miktarı sabitlendikten iki gün sonra testler sonlandırılmıştır. Testler ortalama 15 günlük bir süre almıştır. Şekil 3'te görüldüğü üzere, tüm kayalar için E_i değerleri zamanla azalmıştır. Ayrıca, her bir kaya için elde edilen 4 adet E_i eğrisi incelendiğinde, bunlardan üçü genel olarak birbirine yakın eğriler

oluşturmaktadır. Bir E_i eğrisi ise diğerlerinden oldukça farklı bir eğri oluşturur. Bu, kayanın dayanımı, kohezyonu ve gözenekliliği ile ilgilidir. Dolayısıyla bu deneylerde kayaların mekanik ve fiziksel özelliklerinin E_i değerine etkisi olduğu doğrulanmıştır.



Şekil 2. Laboratuvar araştırmalarında kullanılan Servo Kontrollü pres

Laboratuvarda yapılan çalışmalarda ölçülen E_i değerlerinin zamana ve yüke bağlı maksimum, minimum ve ortalama değerleri Çizelge 3'de verilmiştir. Çizelgeden dea görüleceği üzere kayanın maruz kaldığı yük gerilmesi miktarı arttıkça E_i değerlerinde artış olmaktadır. Ankara-Afyon Yüksek Hızlı Demiryolu Tünel İnşaatı Konglomera-1 kayasında E_i değerlerinde %11,03'lük artış olmuştur. Öte yandan Soma-Işıklar Yeraltı Kömür Madeni Konglomera kayasında %104,91 artış olduğu belirlenmiştir. Farklı E_i değerleri, kaya kütlesi sınıflandırma sistemlerinden elde edilen ampirik formüllerden hesaplanan E_m değerlerini de değiştirecektir. Sabit E_m değerleri ve değişken E_m değerleri, kaya mühendisleri tarafından yaygın olarak kullanılan ve kaya kütlesi sınıflandırma sistemleri oranı (RMR, GSI ve Q ile) ve E_i değerlerini içeren 3 ampirik formül kullanılarak hesaplanmıştır. Hesaplamalar sonucunda elde edilen E_m değerleri toplu olarak Çizelge 4'de verilmiştir.

NUMERİK MODELLEME İLE E_M DEĞİŞİMİNİN İNCELENMESİ

Birçok araştırmacı, Em değerinin strese bağlı olduğu konusunda hemfikirdir. E_m ayrıca, E_i ve kaya kütlesi özelliklerinin çeşitliliği nedeniyle zamana ve dayanıma bağlı olarak değişir. Çalışmada ortaya çıkan bilgiler, E_m değerinin farklı stresler altında ve zamanla değiştiğini göstermiştir. Bu parametre değeri, kaya kütlesi özelliklerine, gerilmeye, geometriye, derinliğe vb. özelliklere bağlı olarak belirli bir süre sonra sabit hale gelir. Bu bilgiler kaya mühendisliği tasarımlarına önemli katkı sağlar. Nümerik modelleme analizi için 1000m x 1000m x 500 m (uzunluk, genişlik ve derinlik) boyutlarında bir katı seçilmiştir. Bu modelde toplam gerilmeler incelenmiş ve toplam gerilme bölgeleri oluşturulmuştur (Şekil 4a). Konvansiyonel olarak yapılan analizlerde E_m sabit tutulmuş ve tek bir kaya birimi tanımlanmıştır. (Şekil 4b). Daha önce kullanılan formüllerden elde edilen sabit E_m değerleri ile Nümerik modelleme analizleri yapılmıştır. E_m değişkeni için yapılan analizlerde oluşan gerilme değerlerine bağlı olarak her 125 m derinlik için E_m değerleri atanmıştır. Bu

E_m değerleri, araştırma içeriği olarak geliştirilen zaman-gerilme-dayanım-deformasyon bağımlı fonksiyonda görgül formüllerdeki değişken Ei değerleri kullanılarak hesaplanmıştır. Nümerik modellerde, ilk olarak yerçekimi yükü hesaplanarak başlangıç koşulları oluşturulmuştur. Açık ocak analizinde, her 10 m'lik adımda bir kazı yapılacak fazlar tanımlanmıştır. Tünel kazısında ise her 1 m'de bir kazı ve destekleme aşamaları tanımlanmıştır. E_m değerleri dışındaki tüm veriler sabit tutuldu (Şekil 4c). Eğimli kaya yapısı (derin açık ocak madeni) ve tünelde yapılan analizler sonucunda elde edilen toplam deformasyonlar, yatay deformasyonlar, dikey deformasyonlar ve güvenlik faktörü incelenmiştir. Derin bir açık işletmeyi temsil eden nümerik modelleme analizine göre, 5 m genişliğinde, 10 m yüksekliğinde ve 60 derece eğim açısında basamaklar kullanılmış ve daha sonra modele entegre edilerek 30 basamak planlanmıştır. Belirtilen derinlikler için ortamdaki birincil gerilmeler incelendiğinde Ankara-Afyon Yüksek Hızlı Tren Tüneli İnşaatı Konglomera-2 numunesi alınmıştır.

Kaya kütlelerinde kullanılan sabit E_m parametresi, görgül formüllerin bir sonucu olarak elde edilir. Tablo 4'te görgül formüllerden geleneksel yöntemle elde edilen E_m değerleri verilmiştir. Aynı tabloda Ankara-Afyon Yüksek Hızlı Demiryolu Tünel İnşaatı Konglomera-2 için farklı yükler altında hesaplanan E_m değerleri de verilmiştir. Bu veriler kullanılarak regresyon eğrileri çizilmiş ve bu eğrilerin formülleri belirlenmiştir (Şekil 5). Bu formüllerden hareketle nümerik modellerde kullanılan değişken E_m değerleri hesaplanmıştır. Tablo 5'te modelde kullanılan değişen E_m değerleri gösterilmiştir.



Şekil 3. E_i değerlerinin zamana bağlı ve yüke bağlı değişimi

Zamana Bağlı Testlerden Ei'nin Varyasyonu											
	Numune	Ankara Ti	a-Afyon Yüks ineli İnşaatı k	ek Hızlı Der Konglomera	niryolu a-1	Ankara-Afyon Yüksek Hızlı Demiryolu Tüneli İnşaatı Konglomera -2					
	Yük(kN)	5	10	15	20	10	15	20	25		
num ve Ortalama Değeri (MPa)	Max.	1570	1580	1620	1710	1400	2030	2100	2560		
	Ort.	1550	1570	1610	1700	1390	2000	2090	2550		
	Min.	1540	1560	1590	1690	1380	1990	2080	2540		
	Numune	Soma-E	ynez Yeraltı k	ömür Mad	eni Marl	Tavşanlı-Ömerler Yeraltı Kömür Madeni Kiltaşı					
	Yük (kN)	20	25	30	35	25	30	35	40		
	Max.	1610	1590	1660	1800	3720	4010	4200	4240		
	Ort.	1530	1550	1580	1690	3570	3960	4130	4190		
	Min.	1450	1500	1490	1630	3480	3900	4040	4160		
	Numune	Soma-Iş	ıklar Yeraltı K	ömür Mad	eni Marl	Soma-Işıklar Yeraltı Kömür Madeni Konglomera					
	Yük (kN)	50	55	60		10	15	20	25		
	Max.	1050	1030	1020	-	1280	1900	2120	2500		
	Ort.	960	960	970	-	1250	1890	2100	2480		
	Min.	900	900	920	-	1220	1880	2080	2460		
	Numune	Soma-Işı	klar Yeraltı K	ömür Made	eni Kiltaşı	Soma-Işıklar Yeraltı Kömür Madeni					
linii	Vol. (LNI)	25	40	45	50						
um, M		35	40	45	50	60	65	70	/5		
	Iviax.	2840	3140	3500	3390	3600	3600	3760	3920		
sim	Ort.	2740	3100	3460	3180	3380	3380	3580	3800		
Ei'nin Mak	IVIIN.	2680 Ordu M	3060	3420	2980	5240 5240 3400 3680					
	Numune	Ordu-Ivi	Ma	rl	er mşaatı	Galeri Kazısı Şist					
	Yük (kN)	50	60	70	80	20	25	30	35		
	Max.	3120	3330	3540	3780	1800	1960	2030	2330		
	Ort.	2990	3170	3360	3720	1670	1760	1820	2080		
	Min.	2850	3010	3180	3650	1530	1550	1600	1830		
	Numune	Tokat-1	opçam Demi Bazalti	ryolu Tüne k Tüf	l İnşaatı	Tokat-Topçam Demiryolu Tünel İnşaatı Kumtaşı					
	Yük (kN)	70	80	90	100	60	70	80	90		
	Max.	4780	5200	5130	5280	8100	8800	9200	10900		
	Ort.	4600	5100	5050	5090	7800	8500	8900	10700		
	Min.	4410	4900	4960	4890	7500	8200	8700	10500		

Çizelge 3. Zaman-Yüke Bağlı Testlerden Ei'nin Varyasyonu

Çizelge 4. Sabit Ei ile yaygın olarak kullanılan 3 formülden hesaplanan ve aynı formülden değişen E_iile hesaplanan E_m değerleri

		*Hoek ve Diederichs (2006)				**Nicholson ve Bieniawski (1990)				***Ramamurthy (2004)					
Numune		Ankara-Afyon Yüksek Hızlı Demiryolu Tüneli İnşaatı Konglomera-1													
Formülden bulunan static Em değeri (MPa)		54				81				450					
Yük (kN)		5	10	15	20	5	10	15	20	5	10	15	20		
E _m (MPa)	Max	72	73	74	79	108	109	111	117	599	603	618	652		
	Ort.	71	72	74	78	107	108	111	117	591	599	614	649		
	Min	71	72	73	78	106	107	109	116	588	595	607	645		
Numune		Ankara-Afyon Yüksek Hızlı Demiryolu Tüneli İnşaatı Konglomera -2													
Formülden bulunan static Em değeri (MPa)		169				217				833					
Yük (kN)		10	15	20	25	10	15	20	25	10	15	20	25		
Em	Max	116	168	174	212	149	215	223	272	569	825	853	1040		
(MPa)	Ort.	115	166	173	211	147	212	222	271	565	813	849	1036		
	Min	114	165	172	210	146	211	221	269	561	809	845	1032		
Numune		Soma-Eynez Yeraltı Kömür Madeni Marl													
Formülden bulunan static Em değeri (MPa)		318				339				903					
Yük (kN)		20	25	30	35	20	25	30	35	20	25	30	35		
E _m	Max	268	265	276	300	286	282	295	320	762	752	786	852		
(MPa)	Ort.	255	258	263	281	272	275	281	300	724	733	748	800		
	Min	241	250	248	271	257	266	265	289	686	710	705	771		
Nun	nune					Tavş	anlı-Öı	mer	ler Ye	eraltı Kö	ömür M	adeni Ki	İtaşı		
---	------------------------------	---------------	------	-----	------	-------	---------------	-----------------	---------	-----------	----------	-----------	-------	------	------
Form buluna Em değe	ülden n stati eri (MP	ic 373 Pa)					463				1462				
Yük	(kN)		25	30	35	40	2	5	30	35	40	25	30	35	40
	М	ах	433	467	7 48	9 49	4 53	7	579	606	612	1695	1827	1913	1932
Em	0	rt.	416	463	1 48	1 48	8 51	.5	571	596	605	1626	1804	1882	1909
(MPa)	М	in	405	454	47	1 48	5 50	2	563	583	600	1585	1777	1841	1895
	*Hoek ve Diederichs (2006)				**Ni	cho	lson v (19	ve Bieni 90)	awski	**	*Ramar	nurthy (2	004)		
Numi	une					So	ma-Işık	lar	Yeral	tı Kömi	ir Made	ni Marl			
Formü bulunan Em de (MP	lden static ğeri a)			14	89			1120 2343				343			
Yük (kN)	50	0	55	60		50		55	60		50	55	60	
Em	Max	35	54	347	344		266	2	261	259		557	546	541	
(MPa)	Ort.	32	24 3	324	327		243	2	243	246		509	509	514	_
	Min	30)3 3	303	310		228	2	228	233		477	477	488	
Numu	une					Soma-	lşıklar	Yera	altı Kö	ömür N	ladeni K	onglom	era		
Formülden bulunan static Em değeri (MPa)					94	-3			2	377					
Yük (kN)	10	0	15	20	25	10		15	20	25	10	15	20	25
	Max	21	3	316	353	416	246	3	866	408	481	621	922	1029	1213
	Ort.	20)8	315	350	413	241	3	364	404	477	607	917	1019	1203

E _m (MPa)	Min	203	313	346	410	235	362	400	474	592	912	1009	1194
Numu	une				Son	na-Işıkla	ar Yeral	tı Kömü	ir Madei	ni Kiltaşı	I		
Formü bulunan Em de (MP	Formülden Jlunan static Em değeri (MPa)				338				786				
Yük (kN)	35	40	45	50	35	40	45	50	35	40	45	50
_	Max	677	748	834	808	616	681	759	735	1431	1583	1764	1709
E _m (MPa)	Ort.	653	739	825	758	594	672	750	690	1381	1563	1744	1603
	Min	639	729	815	710	581	664	742	646	1351	1542	1724	1502
Numu	une				Som	a-Işıklar	Yeraltı	Kömür	Madeni	Kireçta	şı		
Formü bulunan Em de (MP	lden static ğeri a)	691				1155				3666			
Yük (kN)	60	65	70	75	60	65	70	75	60	65	70	75
	Max	298	298	311	324	498	498	520	542	1579	1579	1649	1719
Em	Ort.	280	280	296	314	467	467	495	525	1482	1482	1570	1666
(MPa)	Min	268	268	281	305	448	448	470	509	1421	1421	1491	1614

		*Ho	oek and (20	Dieder 06)	ichs	**Nicholson and Bieniawski (1990)			***Ramamurthy (2004)				
Numu	une				Ordu	Mesud	iye Den	niryolu ⁻	Tünel İn	şaatı Ma	arl		
Formü bulunan Em de (MP	lden static ğeri a)		8(08			597				1034		
Yük (kN)	50	60	70	80	50	60	70	80	50	60	70	80
	Max	1449	1547	1644	1756	1071	1143	1215	1297	1854	1979	2104	2247
	Ort.	1389	1472	1561	1728	1026	1088	1153	1277	1777	1884	1997	2211
E _m (MPa)	Min	1324	1398	1477	1695	978	1033	1091	1253	1694	1789	1890	2169
Numune				9	Soma-K	nık Yer	altı Kön	nür Mac	leni Gal	eri Kazıs	ı Şist		
Formü bulunan Em de (MP	lden static ğeri a)		24	43		356				976			
Yük (kN)	20	25	30	35	20	25	30	35	20	25	30	35
Em	Max	210	228	237	271	307	334	346	397	841	916	948	1089
(MPa)	Ort.	195	205	212	242	285	300	310	355	780	822	850	972
	Min	178	181	186	213	261	264	273	312	715	724	748	855
Numu	une			I	okat-To	opçam I	Demiryo	olu Tüne	el İnşaat	ı Bazalti	k Tüf		
Formülden bulunan static Em değeri (MPa)			20	62			13	861		2508			
Yük (kN)	70	80	90	100	70	80	90	100	70	80	90	100
Em	Max	2220	2415	2383	2452	1466	1594	1573	1619	2700	2938	2898	2983
(MPa)	Ort.	2137	2369	2346	2364	1411	1564	1549	1561	2599	2881	2853	2876
	Min	2048	2276	2304	2271	1352	1503	1521	1499	2491	2768	2802	2763
Numu	une	Tokat-Topçam Demiryolu Tünel İnşaatı Kumtaşı											

Formülden bulunan static Em değeri (MPa) Vük (kN)		9407				5756				8108			
Yük (60	70	80	90	60	70	80	90	60	70	80	90	
Em	Max	6339	6887	7200	8531	3879	4215	4406	5220	5464	5936	6206	7353
(MPa)	(MPa) Ort. 6105 6652 6965 8374				3736	4071	4263	5125	5262	5734	6004	7218	
	Min	5870	6418	6809	8218	3592	3927	4167	5029	5059	5532	5869	7083
*Hoek ve Diederichs (2006): $E_{mass} = E_i (0.02 + \frac{1+D/2}{1+e^{(60+15D-GSI)/11}})$ **Nicholson ve Bieniawski (1990): $E_{mass} = \frac{E_i}{100} (0.0028RMR^2 + 0.9exp(\frac{RMR}{22,82}))$ ***Ramamurthy (2004): $E_{mass} = E_i e^{-0.0035 [250 (1-0.3logQ)]}$													



Şekil 4. Nümerik Modelleme Analizinin Detayları



Şekil 5. Ankara-Afyon Yüksek Hızlı Demiryolu Tünel İnşaatı Konglomera-2'den Elde Edilen Regresyon Eğrileri ve Formüller

Hoek ve Diederichs (2006)		Nich	olson ve Bieniawski (1990)	Ramamurthy (2004)		
σ (MPa)	E _m (MPa)	σ (MPa)	E _m (MPa)	σ (MPa)	E _m (MPa)	
2.94	91.69042	2.94	117.1583	2.94	451.9422	
5.88	144.3547	5.88	184.5229	5.88	707.7771	
8.82	185.2428	8.82	237.3938	8.82	908.3547	
11.76	214.3548	11.76	275.771	11.76	1053.675	

Çizelge 5. Modelde Kullanılan Değişken Em Değerleri

Model normal yüklenme koşulları altında yüklenmiştir. Bu koşullar altında, birincil gerilmelerin değişimi incelenmiştir. Şekil 4a incelendiğinde birincil gerilmelerin 15 MPa seviyelerine kadar çıktığı görülmektedir. Yeni model için 125 metre derinlikte toplam gerilme bölgeleri oluşturulmuştur. Bu bölgelerde birim kayaç malzemesinin maruz kalacağı gerilmeler belirlenmiştir. Bu gerilmelere göre laboratuvar deneylerinde kullanılan Ankara-Afyon Hızlı Tren Tünel İnşaatı Konglomera-2'nin iyi bir örnek

olduğu düşünülmektedir. Her gerilme seviyesi için model, bu örnekten elde edilen E_m değerleri ile bölgelendirilmiştir. Daha sonra yeni model ile açık ocak için çözümler yapılmıştır. Aynı model çözümleri, halihazırda kullanımda olan görgül formüller kullanılarak hesaplanan sabit E_m değeri ile çözülmüştür. (Hoek ve Diederichs, 2006; Nicholson ve Bieniawski, 1990; Ramamurthy, 2004). Hoek ve Diederichs'a (2006) bağlı sabit E_m değerleri ile gerçekleştirilen nümerik modelleme analizinde model 12. basamak kazısında yenilirken, diğer iki görgül formül ile yapılan analizlerde modelin 17. basamak kazısında yenildiği görünmektedir. Aynı 3 görgül formül kullanılarak hesaplanan ve bu çalışmanın temelini oluşturan değişen E_m değerleri içeren tüm modellerde 18. basamak kazısında modeller başarısız olmuştur. Farkı belirtmek için, güvenlik faktörü belirleme prosedürü, tüm modellerde yenilme aşamasından önceki aşama olarak tanımlanmıştır. Güvenlik faktörünün hesaplanmasında c- ϕ indirgeme yöntemi kullanılmıştır. Ayrıca toplam deformasyon, dikey deformasyonlar ve yatay deformasyonlar da incelenmiştir. Şekil 6a'da sabit E_m analizlerinin sonuçları gösterilirken, Şekil 6b'de değişen E_m analizlerinin sonuçları verilmiştir.



Şekil 6. Eğimli Kaya Kütlesine İlişkin Sabit Em ve Değişen Em Değerleri İçin Yapılan Nümerik Modelleme Çalışmalarının Sonuçları; (a) Sabit Em, (b) Değişen Em

Bir derin açık ocak madeni için sabit E_m değerleri ve değişen E_m değerleri için yapılan analizlerin sonuçları sırasıyla Çizelge 6 ve 7'de verilmiştir.

Araştırmacı	Yenilme (Derinlik- m)	E _m (MPa)	Toplam Def. (m)	Yatay X-Def. (m)	Yatay Y-Def. (m)	Dikey Z-Def. (m)	Güvenlik Faktörü
H&D	120	169	14.9	6.5	11.9	11.2	1.034
N&B	170	217	4.2	0.5	0.5	4.2	1.051
R	170	833	1.1	0.2	0.2	1.1	1.051

Çizelge 6. Derin Açık Ocak Madeni için Sabit Em ile Yapılan Nümerik Analiz Sonuçları

Çizelge 7. Derin Açık Ocak Madeni İçin Değişken Em İle Yapılan Nümerik Analiz Sonuçları

	E _m (MPa)						Х-	Y-	Z-	Güvenlik
A	Yenilme	T.S.	T.S.	T.S.	T.S.	Тор	Eksen	Eksen	Eksen	Faktörü
Araştırmacı	(Deriniik-	0-3	3-6	6-12	12-15	Der (m)	Yatay. Def.	Yatay. Def	Dikey.	
	,					(,	(m)	(m)	(m)	
H&D	180	91.9	144.3	185.2	214.4	5.4	1.1	1.1	5.4	1.037
N&B	180	117.1	184.5	237.4	275.8	4.2	0.8	0.8	4.2	1.037
R	180	451.9	707.7	908.3	1053.7	1.1	0.2	0.2	1.1	1.037

TARTIŞMA VE SONUÇ

Hem E_i hem de E_m değerleri gerilmeye bağlı değerlerdir. Bu araştırmada, kaya kütleleri içerisinde daha ekonomik ve güvenli yapıların sağlanması için çalışmalar yeni bir model üzerinde yoğunlaşmıştır. Çizelge 2'de bu çalışmada kullanılan kaya malzemelerine ilişkin E_i değerleri verilmiştir. Şekil 3'de, aynı kaya malzemesinin çeşitli yükleme koşulları altında E_i değerlerinin gösterilmesi için grafikler verilmiştir. Şekil 3'de çeşitli gerilme koşulları altında E_i değerlerinde önemli değişiklikler görülmektedir. E_i değerinin E_m hesaplarında kullanıldığı düşünüldüğünde, bu farkın tasarımlara da yansıtılması gerekmektedir. Çizelge 3'de, uzun bir süre boyunca çeşitli yükleme koşulları altında E_i değeri 1540 MPa iken, aynı kaya, yenilme yükünün %50'sine maruz kaldığında E_i değeri 1540 MPa iken, aynı kaya, yenilme yükünün %80'ine maruz kaldığında E_i değeri 1710 MPa olabilmektedir. Bu durumda Ankara-Afyon Hızlı Tren Tünel İnşaatı Konglomera-1 kayası için aynı kayanın farklı yükler altındaki E_i değerleri arasındaki fark %11,03 kadar iken Soma-Işıklar Yeraltı Kömür Madeni Konglomera kayasında bu değişim %104.91 olarak belirlenmiştir (Çizelge 3).

E_m hesaplamasında 3 farklı görgül formül esas alındığında, bu formülün farklı yükler altında farklı E_m sonuçları vereceği ortaya çıkmaktadır.

Çizelge 4'de, farklı Ei değerleri kullanılarak elde edilen Em değerleri ile laboratuvarda yapılan klasik deformasyon testi sonucunda elde edilen E_i değerleri kullanılarak elde edilen Em değerleri karşılaştırılmıştır.

Yapılan bu karşılaştırmaya göre farklı Ei (gerilmeye bağlı) değerleri kullanıldığında çok farklı Em değerleri ortaya çıkmaktadır. Örneğin, oldukça sert olan Tokat-Topçam Demiryolu Tüneli İnşaatı Kumtaşı örneğinin E_i değeri laboratuvarda 12020 MPa olarak bulunmuştur. Bu kaya malzemesi sırasıyla 60, 70, 80 ve 90 kN'luk yüklere maruz kaldığında maksimum E_i değerleri sırasıyla 8100, 8800, 9200 ve 10900 MPa olmaktadır. Her iki yöntemin sonuçları incelendiğinde, geleneksel yöntemden elde edilen sonuçların diğerine göre %9,32 daha düşük olduğu görülmüştür. Öte yandan, geleneksel yöntemle elde edilen E_i değerlerinden hareketle, Hoek ve Diederichs (2006), Nicholson ve Bieniawski (1990), Ramamurthy (2004) tarafından önerilen görgül formüllerle hesaplanan E_m değerleri sırasıyla 9407 ,5756 ve 8108 Mpa olmaktadır. Yeni modele göre kaya kütlesinin maruz kalacağı gerilme miktarına bağlı olarak hesaplanan E_m değeri, Hoek ve Diederichs (2006) tarafından önerilen formüle göre 5870-8531 MPa arasında değişmektedir; Nicholson ve Bieniawski (1990) tarafından önerilen görgül formüle göre 3592-5220 MPa ve Ramamurthy (2004) tarafından önerilen formüle göre 5059-7353 MPa arasındadır.

Bu çalışma kapsamında; Ankara-Afyon Yüksek Hızlı Demiryolu Tünel İnşaatı Konglomera-2'ye ait kaya malzemesinin Ei değeri 2050 MPa iken, yeni modele göre bu değer 1380 ile 2560 MPa arasında değişmektedir. Bu değerlerle hesaplanan E_m değerleri sırasıyla 114-212 MPa, 146-272 MPa ve 561-1040 MPa değerleri arasında iken sırasıyla 169, 217 ve 833 MPa değerlerine dönüşmüştür. Bu araştırma sonucunda Hoek ve Diederichs (2006) tarafından geliştirilen ampirik formül kullanılarak iki farklı nümerik modelleme yöntemi izlenmiştir. Yeni modele göre hesaplanan E_m değeri (değişken derinlik, değişken Em değeri) ile gerçekleştirilen nümerik modelleme analiz sonuçları ile elde edilen E_m değeri ile aynı formül kullanılarak yapılan klasik nümerik modelleme analiz sonuçları arasında anlamlı bir farklılık olduğu gözlemlenmiştir. Yeni modele göre üretilen E_m değeri ile yapılan analiz sonucunda güvenlik katsayısı 1,124 olarak bulunurken, diğer analizler sonucunda bulunan güvenlik katsayısı daha yüksek çıkmaktadır.

Bunun temel nedeni, yeni modelin artan derinliğe bağlı olarak kaya kütlesinin maruz kalacağı gerilme miktarını hesaba katmasıdır. Derinlik arttıkça kaya kütlesine uygulanan yük miktarı artacak ve bu da E_i 'nin artmasına ve dolayısıyla E_m değerinin de artmasına neden olacaktır. Bu durumda derinlik arttıkça güvenlik faktörleri yeni model yönünde olumlu yönde değişecektir. Çünkü yeni modelde daha yüksek gerilme seviyelerinde daha yüksek E_i değerleri elde edilmekte, bu da daha yüksek E_m değerleri anlamına gelmektedir.

SONUÇLAR

Bilim adamları uzun zamandır E_i ve E_m değerlerinin gerilmeye bağlı olduğunu vurguladılar. Bu noktadan hareketle, kaya yapılarının tasarımına katkı sağlamak amacıyla yeni bir model üzerinde çalışılmıştır. Bu model, Em tahminine yeni bir bakış açısı getirmeyi amaçlamaktadır. Kaya yapıları, doğal olarak çeşitli yüklenme koşullarında ve çeşitli derinliklerde inşa edilirler. Yapım aşamasında gerilmeler değişir ancak bir süre sonra duraylı hale gelir ve denge durumuna ulaşır. Her kazı operasyonunda aynı kural geçerlidir, ancak sonunda gerilme koşulları dengelenir. Kaya kütlesinin en küçük birimi olan kaya malzemesi, değişen derinliğe bağlı olarak çeşitli gerilmelere maruz kalır ve bu nedenle farklı Ei değerleri gösterir. Ei, laboratuvar ortamında elde edilen bir değerdir. Bu değer görgül formüllerde kullanılarak Em değeri hesaplanır. Bu, tasarımcının işini kolaylaştıran ve çok yaygın bir yöntemdir. Kaya malzemesinin çeşitli derinliklerde çeşitli gerilme koşullarına maruz kalması durumunda, bu malzemenin farklı Em değerleri içermesi de kaçınılmazdır. Bu durum, kaya yapılarının tasarım aşamasında mutlaka dikkate alınmalıdır. Bu

çalışmada, kaya kütlelerinin gerilmeye bağlı davranışlarını yapıların tasarımına yansıtmak için yeni bir model geliştirilmiştir. Bu çalışmanın sonuçları dikkatlice tartışıldığında, geleneksel yöntemde olduğu gibi sabit bir E_i değeri kullanmak yerine derinliğe dolayısıyla gerilmeye bağlı farklı E_i değerlerinin kullanılmasının, kaya mühendisliği yapılarının daha ekonomik ve güvenli bir şekilde tasarlanmasına önemli katkılar sağlayacağı açıkça görülmektedir.

TEŞEKKÜR

Bu araştırma TÜBİTAK tarafından desteklenmiştir. Proje numarası 114M566'dır. Yazarlar TÜBİTAK'a (TÜRKİYE BİLİMSEL VE TEKNOLOJİK ARAŞTIRMALAR KURUMU) finansal destekleri için teşekkür eder.

KAYNAKLAR

- Aksoy, C.O., Uyar Aksoy, G.G., Guney, A., Özacar, V., Yaman, H.E. (2020). Influence of time-dependency on elastic rock properties under constant load and its effect on tunnel stability. *Geomechanics and Engineering*, 20(1), 1-7.
- Aksoy, C.O., Uyar, G.G., Utku, S., Safak, S., Ozacar, V. (2019). A new integrated method to design of rock structures. *Geomechanics and Engineering*, 18(4), 339-352.
- Aksoy, C.O., Şafak, S., Uyar Aksoy, G.G., Özacar, V. (2018). A new mathematical approach for representing the deformation mechanism of rocks under constant load. *Geotechnique Letters*, 8, 80-90.
- Aksoy, C.O., Uyar, G.G., Şafak, S. (2018). A new approach to time-load-deformation-stress hypersurface of rocks to stability analysis of underground openings. *Arabian Journal of Geoscience*, 11, 101.
- Barla, G., Debernardi, D., Sterpi, D. (2012). Time-dependent modeling of tunnels in squeezing conditions. International Journal of Geomechanics, 12(6), 697-710.
- Barton, N. (2002). Some new Q value correlations to assist in site characterization and tunnel design. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 39, 185–216.
- Bieniawski, Z.T. (1978). Determining rock mass deformability: Experience from case histories. *Int. J. Rock Mechanics Mineral Science & Geomechanics Abstract*, 15, 237 247.
- Blankenship, D.A., Amadei, B., Stickney, G. (1983). Potential Applications of the Corejacking Test to Characterize the Mechanical Behavior of Rock Masses, Proc. 24th U.S. Symp. on Rock Mech., Texas A&M University (pp. 335-342).
- Brantut, N., Heap, M.J., Meredith, P.G., Baud, P. (2013). Time-dependent cracking and brittle creep in crustal rocks: A review. *Journal of Structural Geology*, 52, 17-43.
- Chung, C.K., Jang, E.R., Baek, S.H., Jung, Y.H. How contact stiffness and density determine stress-dependent elastic moduli: a micromechanics approach, Granular Matter, DOI 10.1007/s10035-013-0456-2.
- Clerici, A. (1993). Indirect determination of the modulus of deformation of rock masses Case histories. Proc. Conf. Eurock '93 (pp. 509-517).
- Coulson, J. (1979). Suggested methods for determining in situ deformability of rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, 16(3), 195-214.
- Damjanac, B., Fairhurst, C. (2010). Evidence for a long-term strength threshold in crystalline rock. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 43 (5), 513-531.
- Fahimifar, A., Karami, M. (2015). Modifications to an elasto-visco-plastic constitutive model for prediction of creep deformation of rock samples. *Soils and Foundations*, 55(6), 1364-1371.
- Fattahi, H., Moradi, A. (2018). A new approach for estimation of the rock mass deformation modulus: A rock engineering systems-based model. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 77, 363–374.

PARAMETRIC STUDY OF HIGH-LEVEL NUCLEAR WASTE STORAGE IN UNDERGROUND HARD ROCK CAVERNS

T.E. Altıntaş¹, A.A.A. Abduljabar¹, A.G. Yardımcı^{1,*}

¹Middle East Technical University, Department of Mining Engineering (*Corresponding author: ygunes@gmetu.edu.tr)

ABSTRACT

Rising global energy demand has set nuclear energy as a trending power generation method due to its production cost and efficiency advantages. Remnants of the reactive process create large amounts of radioactive waste that pose environmental risks in case of improper management. High-level wastes are widely isolated by burying into deep geological voids or man-made excavations due to continuous heat emission for hundreds of years. Although design and excavating large underground caverns is a part of ordinary Rock Engineering practice, high temperature leads to challenging mechanical problems due to changing rock mass properties. Unexpected fracture propagation is risky in terms of seepage of polluted groundwater. Hence, the thermal effect on rock mass geomechanical properties must be considered for a proper cavern design. This study presents an experimental and numerical work to assess nuclear waste storage in hard rock caverns. The thermal effect on geomechanical properties of andesite samples was explored. Parametric studies were performed on Finite Element simulations to investigate alternative cavern designs. Thermal damage on rock mass has proven to be an effective mechanism for stability of storage caverns.

Keywords: Nuclear waste storage, thermal damage, finite element analysis

INTRODUCTION

Industrial revolution was a milestone for fossil fuels to dominate the global energy supply. Today, due to rapidly depleting non-renewable resources, the world is on the verge of an energy crisis. The common sense in favor of cost-effective and carbon-free energy policies has made nuclear a popular alternative. Besides the advantages, nuclear end products, especially the high-level wastes, pose an environmental threat as radioactivity remains long. Waste burial into deep geological voids or man-made excavations assures maximum safety by isolating radioactive material (Plúa et al., 2021). Storage room stability is of utmost importance as groundwater seepage from wall, roof or floor fractures may allow transportation of polluted materials. Conventional means of empirical and numerical methods can handle the design tasks for large underground openings. However, the heat produced from nuclear wastes elevates rock mass temperature around the storage opening, and the thermal damage disturbs rock mass geomechanical properties. In other words, mechanical and thermal stresses work together and pose a multiphysics condition. Long-term exposure to high temperatures have the potential to trigger instability issues within the rock mass governed by the altered rock strength parameters (Heap, et al. 2013). Previous studies of different authors have shown that elastic (modulus of elasticity, Poisson's ratio), plastic (cohesion, internal friction angle) and strength parameters (uniaxial compressive strength) change by temperature (Brotóns et al., 2013; Ranjith et al., 2012). Therefore, characterization of temperature-dependent mechanical properties of rock in laboratory and field-scale is an essential step of a stable and reliable waste storage opening (Kim et al., 2011; Sygała et al. 2013). Rock mechanics testing at extreme temperatures is tricky as it requires a complicated electromechanical loading frame, special measurement instrumentation, and precise thermocouple units. Alternatively, rock specimens exposed to high temperatures for a certain time are tested to

measure the thermal damage and used as an estimator for the actual mechanical properties working under high temperature.

A review of the literature points out that temperature increase leads to a decreasing trend in overall for elastic modulus and uniaxial compressive strength of granite up to 1000°C; however, the trend is opposite only between 100°C and 200°C (Fang et al., 2016; Shao et al., 2015). The authors describe the anomalous behavior by evaporation of bounded water molecules at 100°C (Zhang et al., 2016). Another study mentions an increase in axial and radial borehole deformations due to temperature buildup induced by the radioactive wastes filling inside the borehole (Zhao et al., 2015). They claim that the hard rock elastoplastic properties deteriorate around 200°C. Observations on the stress-strain path of granite indicated an almost linear increase in stresses with increasing strain, creating a concave-up stress-strain graph (Jin et al., 2019). Even though this trend is constant among the observed temperature levels, the stress/strain ratios decrease with increasing temperature. The literature provides some useful experimental observations, however most of them are laboratory-scale studies, and they lack representation of the mass behavior (Zhao and Feng, 2019).

This paper aims to present a parametric study that investigates the stability of underground hard rock waste storage caverns under different temperature, rock mass quality, and opening geometry conditions. Experimental works constitute a base for the prediction of rock mass properties. Andesite specimen were tested to represent hard rocks. The elastoplastic parameters of pre-heated core samples were observed under uniaxial and triaxial loading conditions. The mass parameters were calculated for a range of rock mass quality, and finite element simulations were used to investigate the stability of manmade storage excavations. Ideal storage opening geometry and rock mass conditions were determined from numerical model interpretations.

METHODOLOGY

Core samples taken from hard rock blocks were prepared according to the suggested methods by the International Society of Rock Mechanics (ISRM) and flattened on the top and bottom ends using a rock surface grinder. Static deformability test, triaxial compression test, and indirect tensile strength tests were performed on samples. Experimental values for unit weight, modulus of elasticity, Poisson's ratio, uniaxial compressive strength, tensile strength, cohesion, and internal friction angle were calculated. Later, intact rock parameters were upscaled to the rock mass. Elastoplastic numerical models were simulated using Rocscience RS2 software and finite element method to investigate different excavation geometries, rock mass qualities, and temperature-dependent behavior. Staged analyses were done to observe the progress of stress and deformations within the rock mass by changing temperature.

EXPERIMENTAL WORK

Ankara Andesite was used to represent hard rocks. Intact cylindrical core samples with 54 mm diameter and 2.5:1 length/diameter ratio were taken from andesite blocks according to ISRM suggested methods. Core samples were exposed to different temperature levels (25 to 1000°C) for a period of fourteen days. In total, 55 specimens were heated up to 25, 100, 200, 400, 600, 800, and 1000°C. The specimens to be heated higher than 200°C were only exposed to the exact temperature level in the last four hours but were conditioned at 200°C in the first thirteen days. The specimens were cooled down to room temperature before testing. For each level, three static deformability tests and three indirect tensile strength tests were conducted. Some visuals from the test specimen and the set up can be seen in Figure 1. A servo-hydraulic stiff testing frame was used to conduct mechanical tests on core samples. Axial and lateral deformations were measured on static deformability and triaxial compression tests using extensometers and strain gauges. Induced loads are measured by means of an electronic load cell component. The rock samples were loaded on a displacement-controlled manner using an MTS 815



Figure 1. Experimental set up and test specimen

Figure 2 plots the fitted curves for uniaxial compressive strength and modulus of elasticity of andesite samples that are thermally conditioned for fourteen days. Both strength and elastic properties peak at 200°C and fall below the unconditioned state as soon as the temperature exceeds 800°C. A similar experimental outcome has been obtained with the literature that was presented in the previous sections. In other words, hard rock strength and elastic properties improve up to 200°C. However, the mechanical properties show a remarkable decrease around the temperature levels that are expected to be effective for high-level radioactive wastes (around 900°C).



Figure 2. Experimental results for temperature-dependent UCS and Modulus of Elasticity of Ankara andesite

ROCK MASS GEOMECHANICAL PARAMETERS

Generalized Hoek & Brown failure criterion was used to calculate rock mass parameters from lab test results obtained from intact rock samples (Hoek and Brown, 1980, 2004). The numerical model input parameters were calculated based on the Geological Strength Index (GSI) and the empirical equation given in (1).

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \left(m\frac{\sigma_3}{\sigma_c} + s\right)^a \tag{1}$$

Here σ_c indicates the uniaxial compressive strength of intact rock, σ_1 refers to the major principal stress, and σ_3 is the minor principal stress, the constants m, s, and a are characteristic parameters for Hoek&Brown criterion and they are a function of GSI as shown in equations (2)-(4)

$$\frac{m}{m_i} = \exp\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right)^a \tag{2}$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right) \tag{3}$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{-\frac{GSI}{15}} - e^{-\frac{20}{3}} \right)$$
(4)

Using RocData software, the numerical input parameters were calculated for a GSI range of 30 to 80. Figure 3 shows the calculated values for the internal friction angle, modulus of elasticity, cohesion, and tensile strength of rock mass. It is evident that experimentally observed relation between mechanical parameters and temperature increase remains on the mass scale, as also observed in previous studies (Peng et al., 2016). Besides, natural density of the rock was determined to be 2.3 g/cm³. Due to the insignificant change in Poisson's ratio, the average value of 0.2 was implemented for all levels.



Figure 3. Rock mass parameters for different GSI and temperature levels

NUMERICAL ANALYSIS

Temperature-dependent geomechanical properties shown in Figure 3 were used to simulate the thermal damage effect of radioactive wastes on a two-dimensional finite element code. A hypothetical

deep and large, underground cavity with dimensions of 30 m in width and 50 m in height was modeled 1000 m below the ground. Assuming plane strain condition, two alternative cross-sections, each with three different width/height ratio (0.6,1.0 and 1.6) governed by Mohr-Coulomb material model and hard rock mass elastoplastic properties were analyzed. A horse-shoe-shaped profile with vertical walls and a half-circle roof (30 m for width/height=0.6 and 1.0, and 50 m for width/height=1.6 in diameter) was compared to a rectangular opening with rounded corners on the roof (10 m in diameter). Preexcavation field stresses were implemented by a horizontal-vertical stress ratio of 1, and the vertical stress was calculated based on depth and gravity. Knowing heat dissipates radially, a circular temperature transition zone around the storage opening with an assumed effective radius of 150 m was created and the related material properties were assigned. Coupled numerical codes are capable of computing thermally developed stresses in charge of extra computational cost. This study follows an alternative modeling scheme, which is a modification of the conventional method. Thermal damage was induced in multiple model stages by individual material properties for each temperature level. Stress concentrations and deformations around openings were analyzed. A common application to preserve long-term stability in any underground opening is to have sophisticated support configurations. As our research focuses on mechanical effects of high temperature on rock mass in a progressive manner, unsupported openings were modeled and investigated.

RESULTS AND DISCUSSION

Total displacements on critical excavation points with different width/height ratios were extracted from FEM simulations and plotted for different opening geometry, rock mass temperature, and rock mass quality. Because we analyzed the unsupported state of openings focusing only on the mechanical behavior of rock mass with thermal damage, the models with low GSI computed extremely large displacements and therefore excluded from the plots. Only GSI 50 – 80 range is covered in the rest of the text.

Figure 4 presents the case where opening width/height ratio is 0.6. Independent of the excavation profile, a clear negative association was observed between the rock mass quality and the roof&wall deformations. Total displacements nonlinearly increase with decreasing rock mass quality. Larger wall displacements are related to the opening width/height ratio. While roof deformations are more sensitive to the opening geometry at low rock mass quality, the effect of geometry considerably decreases with increasing rock mass quality.



Figure 4. Total displacements on roof and wall at different temperatures when width/height ratio is 0.6

Figure 5 shows the total displacements on roof and wall of two different opening profiles when width/height ratio is 1.0. Unlike the tall profile in the previous case, roof and wall displacements are close to each other in rectangular cross-section with rounded edges. However, wall displacements are larger on the horse shoe, similar to the previous case. Overall, displacements both on roof and wall significantly decrease in horse-shoe shaped profile. Deformations significantly increase with decreasing rock mass quality.



Figure 5. Total displacements on roof and wall at different temperatures when width/height ratio is 1.0

Figure 6 shows a wide opening profile where the width/height ratio is 1.6. Unlike the previous cases, roof displacements are larger compared to the wall in the investigated rock mass quality range. The nonlinear increase of total displacements with decreasing rock mass quality is also valid for this case. Compared to the rectangular opening with rounded edges on the roof, the horseshoe induces less displacement on roof and walls and the difference is observed more clearly at low rock mass qualities.



Figure 6. Total displacements on roof and wall at different temperatures when width/height ratio is 1.6

At elevated temperatures independent of the rock mass quality, opening geometry, and width/height ratio, there appears to be a positive association with roof and wall displacements. Comparing the model stages at extreme temperatures, thermal damage leads to an increase in total displacements up to six times. Rock mass quality does not control the trend but the magnitudes of displacements are larger at low GSI values. Figure 7 showing the major principal stress contours for different opening geometry proves that stress concentrates more around the sharp edges. The yielded elements densify on the shoulders and the crown. The horseshoe shape apparently can be expected to mechanically perform better and be more reliable in long-term.



Figure 7. Major principal stress contours around openings with different geometry and width/height ratio at GSI = 70

Figure 8 shows the propagation of plastic region and total displacements around the excavation by changing the temperature. Considerable deformations are observed on a larger region around the excavation with the influence of thermal damage. This implies the conventional support design will be incapable of providing a sufficient configuration, and thermally degraded rock mass properties should be taken into consideration.



Figure 8. Total displacement contours and yielded elements around a storage opening under different temperatures when width/height ratio is 0.6

CONCLUSION

As an emerging problem related to the growing demand, the energy crisis enforces quick actions to match the required power supply. Recently, the nuclear alternative has been popular due to being the largest carbon-free source. The end-products of the reactive process pose a serious environmental risk. However, systematic and sustainable waste management policies established by governments and multinational organizations do not progress as fast as the new plants on order or under construction. The current waste disposal strategy is to bury the wastes away from the human interaction, in the deep ocean or geological voids. Low and medium-level wastes create no technical difficulty as they can be preserved in protected containers even at shallow depth storage caverns. On the other hand, high-level wastes produce heat from radioactive decay, and the thermal damage mechanically influences the rock mass covering the underground storage. Fracture growth and propagation around the storage cavern has potential for groundwater seepage and transportation of radioactive material. Considering the expected life of a storage cavern is limited by the half time of the waste, which may be up to thousands of years, the long-term stability must be satisfied.

This research investigates the influence of thermal damage on hard rock storage openings by experimental and numerical methods. Rock mechanics laboratory tests were applied on andesite core samples to characterize the overall mechanical properties of hard rocks. Test specimen were exposed to different temperature levels for a period of fourteen days. Mechanical tests were conducted on cool samples. An alternative numerical modeling approach was used by implementing thermal damage with reduced model input parameters. Finite element simulations for a single storage opening have shown that opening geometry influences the stability more dramatically at high temperatures and low-quality rock mass, and the geometry becomes less influential by increasing rock mass quality. Another research outcome is the positive association of deformations with the temperature increase. Although rock mass quality controls the displacement magnitudes, the deformation trend for the incremental temperature is similar irrespective of the rock mass quality. The plastic region around the excavation significantly expands around 800°C and classical support design systems lack of sustaining opening stability.

Finally, it is worth mentioning about shape distortion that was experimentally observed for conditioning at extreme temperatures (around 1000°C). It implies the post-failure behavior of the rock tends to have a transition from brittle to ductile. Although numerical simulations with reduced mechanical properties successfully represented the thermal damage at low temperatures, the rock material should be expected to behave significantly different at high temperatures compared to the cooled-down state.

REFERENCES

- Brotóns, V., Tomás, R., Ivorra, S., Alarcón, J.C., (2013). Temperature influence on the physical and mechanical properties of a porous rock: San Julian's calcarenite. Eng. Geol. 167, 117–127.
- E. Hoek and E T. Brown. (1980). Underground Excavation in Rock, London, U.K.:, Institute Mining Metallurgy.
- E. A. Hoek. (2004). Brief History of the Development of the Hoek-Brown Failure Criterion. [Online]. Available: http://www.rocscience.com
- Fang, X., Xu, J., Lui, S., & Wang, P. (2016). Research on splitting-tensile tests and thermal damage of granite under post-high temperature. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 35, 2687– 2694. https://doi.org/10.13722/j.cnki.jrme.2014.1631
- Heap, M. J., Mollo, S., Vinciguerra, S., Lavallée, Y., Hess, K.-U., Dingwell, D. B., Baud, P., & Iezzi, G. (2013). Thermal weakening of the carbonate basement under Mt. Etna Volcano (italy): Implications for volcano instability. *Journal of Volcanology and Geothermal Research*, 250, 42–60. https://doi.org/10.1016/j.jvolgeores.2012.10.004

- Jin, P., Hu, Y., Shao, J., Zhao, G., Zhu, X., & Li, C. (2019). Influence of different thermal cycling treatments on the physical, mechanical and transport properties of granite. *Geothermics*, *78*, 118–128. https://doi.org/10.1016/j.geothermics.2018.12.008
- Kim, JS., Kwon, SK., Sanchez, M. et al. (2011). Geological storage of high level nuclear waste. KSCE J Civ Eng 15, 721–737 (2011). https://doi.org/10.1007/s12205-011-0012-8
- Peng, J., Rong, G., Cai, M., Yao, M., Zhou, C. (2016). Comparison of mechanical properties of undamaged and thermal-damaged coarse marbles under triaxial compression. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. 83, 135–139.
- Plúa, C., Vu, M.-N., Seyedi, D. M., & Armand, G. (2021). Effects of inherent spatial variability of rock properties on the Thermo-hydro-mechanical responses of a high-level radioactive waste repository. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 145, 104682. https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2021.104682
- Ranjith, P.G., Viete, D.R., Chen, B., & Perera, M.S. (2012). Transformation plasticity and the effect of temperature on the mechanical behaviour of Hawkesbury sandstone at atmospheric pressure. Engineering Geology, 151, 120-127.
- Shao, S., Ranjith, P. G., Wasantha, P. L. P., & Chen, B. K. (2015). Experimental and numerical studies on the mechanical behaviour of Australian strathbogie granite at high temperatures: An application to geothermal energy. *Geothermics*, *54*, 96–108. https://doi.org/10.1016/j.geothermics.2014.11.005
- Sygała, A., Bukowska, M., & Janoszek, T. (2013). High Temperature Versus Geomechanical Parameters of Selected Rocks The Present State of Research. Journal of Sustainable Mining, 12, 45-51.
- Zhang, W., Sun, Q., Hao, S., Geng, J., & Lv, C. (2016). Experimental study on the variation of physical and mechanical properties of rock after high temperature treatment. *Applied Thermal Engineering*, *98*, 1297–1304.https://doi.org/10.1016/j.applthermaleng.2016.01.010
- Zhao, Y., Feng, Z., Xi, B., Wan, Z., Yang, D., & Liang, W. (2015). Deformation and instability failure of borehole at high temperature and high pressure in hot dry rock exploitation. *Renewable Energy*, 77, 159–165. https://doi.org/10.1016/j.renene.2014.11.086
- Zhao, P., & Feng, Z. (2019). Thermal Deformation of Granite under Different Temperature and Pressure Pathways. Advances in Materials Science and Engineering.

PATLATMA KAYNAKLI TITREŞİMLERİN 3 BOYUTLU NÜMERİK MODELLEME İLE TAHMİN EDİLMESİ PREDICTION OF BLAST INDUCED VIBRATION WITH 3D DYNAMIC NUMERICAL MODELING

C.O. Aksoy^{1,*}, G.G.U. Aksoy², H. E. Yaman³

 ¹ Dokuz Eylül Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü (*Sorumlu yazar: okay.aksoy@deu.edu.tr)
 ² Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü
 ³ Dokuz Eylül Üniversitesi Torbalı Meslek Yüksek Okulu

ÖZET

İnşaat ve madencilik sektöründe en çok kullanılan kazı yöntemi patlatmadır. Mühendislik projeleri kapsamında patlatmanın neden olduğu sismik dalgalar, çevredeki yapılara zarar verebileceği gibi stabilite sorunlarına da neden olabilir. Bu olumsuzlukların önüne geçebilmek için ölçekli mesafe teorisi kullanılarak patlama paternleri oluşturulur ve patlatma yapılır. Bununla birlikte, ölçekli mesafe kuramı ile güvenilir bir model oluşturmak için 20-30 ayrı patlatma verisine ihtiyaç vardır. Bu maliyetli, zaman alıcı olabilir ve olumsuzluğa neden olabilir. Bu çalışmada, daha önce patenti alınmış bir model ile tek bir pilot delikten elde edilen verilerden üretilen patlama modeli verileri kullanılarak grup patlama sinyalleri simüle edilmiş ve bu veriler 3D dinamik sayısal modelleme yöntemi ile analiz edilmiştir. Sonuçlar, tek bir pilot delikten elde edilen sismik sinyallerin, grup patlatmanın sahadaki etkilerini tahmin edebileceğini göstermektedir.

Anahtar Sözcükler: Nümerik modelleme, patlatma, sismik sinyal, pilot delik, kaynak

ABSTRACT

The most used excavation method in the construction and mining industry is blasting. Seismic waves caused by blasting within the scope of engineering projects can cause damage to structures in the vicinity and also cause stability problems. In order to prevent these negativities, blast patterns are created by using the scaled distance theory. Blasting is done with these patterns. However, in order to create a reliable pattern with the scaled distance concept, 20-30 separate blasting data is needed. This can be costly, time consuming and cause negativity. In this study, group blast signals were simulated using blast pattern data generated from data from a single pilot hole with a previously patented model and these data were analyzed by 3D dynamic numerical modeling method. The results show that the seismic signals obtained from a single pilot hole can predict the effects of group blasting on the field.

Keywords: Numerical modeling, blasting, seismic signal, pilot hole, source

GIRIŞ

Madenlerde üretim ve dekapaj faaliyetleri için patlatma birçok yönden çok önemlidir. Doğru ve verimli bir patlatma, maden işletmesine hem ekonomik olarak hem de patlatma sonrası madende yapılacak işler açısından rahatlık sağlar. Kaya kütlesinde bir patlatmanın neden olduğu titreşimleri etkileyen ana parametreler, hedef bölge ile patlatma grubu arasındaki mesafe, patlatma süresi, her bir delikteki patlayıcı miktarı, delikler ve sıralar arasındaki gecikmeler, patlatma kaynaklı oluşan dalgaların frekansları, bölgenin jeolojisi ve jeolojik oluşumdaki değişikliklerdir (Aksoy ve Aksoy, 2020; Blair, 2020).

Delik başına düşen patlayıcı miktarı optimum düzeyde değilse etkin parçalanma sağlanamayacaktır. Delikler arasındaki ve sıralar arasındaki gecikmeler doğru seçilmezse delikler birlikte patlayacak ve dolayısıyla titreşimler artacak ve en önemlisi bölgenin jeolojisi doğru belirlenmezse yanlış patlatma paterni uygulanması kaçınılmaz olacaktır.

Literatüre baktığımızda, kırıklı, eklemli kayalarda ve süreksizliklerde patlatma ölçümlerine ve modellemelerine nadiren tanık oluyoruz. Bu nadir çalışmalardan biri Singh ve Narendra'nın (2004) çalışmasıdır. Bu çalışma, özellikle 10, 20, 30, 45, 60 ve 90 derece eklemli yapılarda oluşan patlatma kaynaklı en yüksek parçacık hızlarının karşılaştırılması üzerinedir. Mesafe aynı kalmak koşulu ile, 10 derece eklemli yapıda yapılan patlatmadan kaynaklı parçacık hızı 228.5 mm/s iken, 45 derece eklemde parçacık hızı 111,3 mm/s olarak ölçülmüş, 90 derece eklem için hızın 272,9 mm/s'ye yükseldiği gözlemlenmiştir. Ayrıca Simangunsong ve Whayudi (2015) değişken oryantasyonlu ve değişken aralıklarla süreksizliklerdeki titreşimi ölçmüştür. Simangunsong ve Whayudi (2015) çalışmalarında süreksizlik sayısındaki artışın genel olarak titreşimin azalmasına neden olduğunu ortaya koymuştur. Bu durum Zou ve Gong (2017) tarafından tabakalanma düzlemi ve foliasyonlarla, kaya kütlelerinde ve kaya kütlelerinde titreşim ölçümleri yapan modelleme tahminleri ile örtüşmektedir.

Blair yaptığı çalışmada, anizotropik kaya kütlelerinde patlatma sonrası oluşan titreşimlerin yayılımını araştırmış; sismik dalga ve titreşimlerin davranışını sayısal modelleme ile tahmin etmeye çalışmıştır. Bu tahminde, patlama grubundaki her bir delikten üreyen sismik dalgaların tüm yönlere eşit olarak yayıldığı varsayımı kabul edilmiştir (Blair, 2008-2018). Oysa ki, doğada böyle bir şey söz konusu değildir. Çünkü jeoloji her yönde farklılık arz etmektedir.

Bu çalışma, patlatma yapılacak sahada yapılan bir pilot delik patlatmasından alınan sismik dalgaları veri olarak kullanmaktadır. Böylelikle, doğayı baz alan bir çalışma olarak, en doğru bilgiyi içermektedir. Bu sebeple, önerilen bu çalışma kapsamında patlatma yapılacak bölgedeki süreksizliklerin belirlenmesi için ayrıca bir çalışma yapmaya gerek bulunmamaktadır. Çünkü, ölçülen sismik dalgalar bahsi geçen süreksizliklerden geçerek ve onların etkileri ile form alarak sismograflara ulaşmaktadır. Bu nedenle, patlatma yapılacak sahada bulunan süreksizlik sayısı, eğimi, eğim yönü gibi parametreler ile ayrıca uğraşmaya gerek kalmamaktadır. Tek yapılması gereken kaynak ile hedef arasına birkaç jeofon yerleştirilmesi ve patlatma sonucu veri kaydı alınmasıdır. Bu mevcut çalışma iki aşamadan oluşmaktadır. Bir pilot delik patlatması ve bu patlatmanın neden olduğu sismik dalgalar sismograflar yardımıyla kayıt altına alınır ve elde edilen veriler bilgisayar ortamına aktarılır. İkinci aşama ise sayısal modelleme aşamasıdır. Bu aşamada kullanılan bilgisayar programında çalışma alanında yapılan işlemler tek tek yazılıma aktarılır ve elde edilen sonuçlar gerçek sonuçlarla karşılaştırılır.

Bu bildiride, patlatmaların etkilerinin tahmini için önerilen yeni metodun kullanılabilirliğini anlatmak amacıyla bir metal madeninde yapılmış uygulama verilmiştir.

Saha Çalışması

Saha çalışması bir metalik madende gerçekleştirilmiştir. Bu uygulama için 200 delikli bir grup patlatması ve grup içerisindeki her bir deliği simgeleyen bir tek delik pilot patlatması yapılmıştır. Şekil 1'de kayıt için kullanılan ekipman ve Şekil 2'de Grup ve Pilot patlatma yerleri ile sismograf lokasyonları verilmiştir.

Çalışma alanı volkanik kayaçlardan oluşmaktadır. Sayısal modelde kullanılan kaya parametreleri tarafımızca belirlenmiş olup bu parametreler Çizelge 1'de verilmiştir.



Şekil 1. Patlatma ölçümlerinin alındığı sismograf



Şekil 2. Patlatma grubunun, pilot patlatma deliğinin ve sismografların (12269, 14465, 13638, 12270, micromate) lokasyonu

Cizelge	1.	Kava	kütle	parametreleri
SIZCIBC	÷.	naya	Ratic	parametreien

Birim	۲ (kN/m²)	σc (MPa)	Ø (°)	v	C (kPa)	E (MPa)
VOLKANİK KAYA	23,61	18,53	22,62	0,22	667	553.20

Grup ve pilot patlatma deliklerinin patlatma geometrisine ait bilgiler Çizelge 2'de yer almaktadır.

Grup patlatması ve pilot patlatmasından kaynaklı sismik dalgalar, 5 adet sismografla kaydedilmiştir. Böylece patlatmalardan ortaya çıkan sismik dalgaların analizi, incelenmesi mümkün olabilmiştir. Sismograflar Şekil 2'de de görüleceği üzere patlatmalara çok yakın mesafelere yerleştirilmişlerdir. Buradaki amaç şudur; patlatmanın kaynağında, yani sıfır noktasında oluşan enerjinin tahmini edilmesidir. Bu yöntem kullanılarak sayısal modelleme ile kaynaktan istenilen mesafe uzaklıkta

oluşacak sismik dalga kaynaklı titreşimlerin belirlenmesi gerçekleştirilebilmektedir. Bu yöntem 114M566 no'lu Tübitak projemizde (Aksoy vd., 2017) Deformasyona izin vermeyen tahkimat sisteminin oluşturulması amacı için geliştirilmiş olup nümerik modelleme ile patlatma kaynaklı titreşimlerin tahmininde kullanılmaya başlanması, bahsi geçen projenin doğurduğu yeni Ar-Ge faaliyetlerinden biridir ve bu bildiri ile tanıtılmak istenmektedir.

Patlatma Lokasyonu	Delik çapı, (mm)	Ortalama Delik Boyu, (m)	Patlatma geometrisi	Patlayıcı miktarı, (kg)	Ateşleme Elemanı	Delik sayısı
SV-2 Grup	102	5.92	Yük mesafesi: 2.5m	Anfo: 18kg	Elektronik	200
			Delikler arası mesafe: 3 m	0.5kg yemleme	kapsül	
SV-2 Pilot	102	5.3		Anfo: 18kg	Nonel	1
				0.5kg yemleme	kapsül	

Çizelge 2. Kaya kütle parametreleri

Gerçekleştirilen grup patlatması sonrasında elde edilen sismik dalga formu Şekil 3'te verilmektedir.



Şekil 3. Grup patlatması sonrasında kaynakta (patlatma noktasında) hesaplanan parçacık hızı-zaman eğrisi

Sayısal Modelleme

Sayısal modelde, açık ocağın yüzeyi 1:1 ölçeğinde kullanılır. Modele, gerçek patlatma grubunun konumu temsil etmesi için topoğrafyanın beş metre altına bir yüzey eklenmiş olup, bu yüzeyin alanı eş alan hesaplamalarından ortaya konmuştur. Eklenen yüzeyin topografyanın beş metre altında tanımlanmasının nedeni, patlatma deliklerinin beş metre uzunluğunda olduğu ve dolayısıyla ana patlama kaynağının topografyanın beş metre altında olacağı varsayımından kaynaklanmaktadır. Grup patlatma sonucunda zamana karşı üç bileşende (yanal, dikey, boyuna) veriler elde edilmiş ve bu veriler Elastik-Plastik Enerji Dağılımı kuramına göre değerlendirildikten sonra sayısal modele eklenen patlatma yüzeyine kaynak verisi olarak tanımlanmıştır. Yani sayısal modelde, sanal patlatma senaryosu gerçekleştirilmiştir. Buradaki amaç, gerçek bir patlamadan elde edilen verileri sayısal modelde kullanmaktır. Çalışma alanının genel model görünümü ve modelde tanımlanan kaya parametresi Şekil 4'te verilmiştir.



Şekil 4. Oluşturulan sayısal modelin görünümü

Sayısal modelleme iki aşamadan oluşmaktadır. İlk aşamada, modelin yükleme koşulları oluşturulmuştur. Bu aşamada, modele gravite yüklemesi yapılmıştır. İkinci aşama, patlatma verilerinin modelde çalıştırıldığı ve dinamik analiz bölümünün yapıldığı aşamadır. Bu veriler, modelde patlatma için belirlenen yüzey üzerinde tanımlanmıştır. Çalışma alanındaki patlatma sonucunda üç bileşende elde edilen ve sayısal modelde eklenen yüzey üzerinde tanımlanan verilerin sinüsoidal grafikleri Şekil 5'de verilmiştir.



Şekil 5. Enine, düşey ve boyuna bileşenlerin sinüzoidal eğrileri

Tüm bu tanımlamalar tamamlandıktan sonra, çalışma alanına yerleştirilen sismografların konumları, gerçek konumlarıyla birebir örtüşecek şekilde sayısal modele entegre edilmiştir. Patlatma öncesinde, patlatma etkilerini yakın mesafede görebilmek adına patlatma bölgesinin yakınlarına sismograflar yerleştirilmiştir. Bu sismograflardan 13368 no'lu sismograf patlatma lokasyonuna 10 m ve Micro adı verilen sismograf ise 75 m uzaklıkta konumlandırılmıştır. Modelde ise Micro adlı sismografın tam lokasyonunda bir nokta bulunmadığı için patlatma bölgesine yaklaşık 80 m mesafede bir nokta seçilebilmiştir. Şekil 6 ve 7'de bu iki sismograf lokasyonlarında elde edilen model sonuçları V_x ve V_y olarak verilmektedir. Sonuçlar incelendiğinde, model ile sahada yerleştirilen sismograf verilerinin çok yakın olduğu görülmektedir. Şekil 6'da 13368 no'lu sismografın bulunduğu ve patlatmaya 10 m mesafede V_x değerinin 86 mm/sn ve V_y değerinin ise 56 mm/sn olduğu görülmektedir. Bu değerlerin sahada gerçek ölçülmüş değerleri sırasıyla 81 mm/sn ve 44 mm/sn'dir. Diğer taraftan, Micro adlı sismografı temsil eden model noktasında tahmin edilen V_x değeri 4,6 mm/sn iken V_y değeri 5,1 mm/sn olarak belirtlenmiştir (Şekil 7). Bu değerlerin gerçek patlatma sonucu ölçülen değerleri sırasıyla 7,015 mm/sn ve 7,15 mm/sn'dir. Buradaki temel amaç, patlatma sonucu ortaya çıkan gerçek veriler ile sayısal model sonucunda üretilen verilerin ne kadar örtüştüğünü belirlemektir.



Şekil 6. Sayısal modelde patlatma lokasyonuna 10 m mesafedeki 13368 no'lu sismografın Partikül hızızaman grafiği (Kırmızı: V_x, Mavi: V_y)



Şekil 7. Sayısal modelde patlatma lokasyonuna 80 m mesafedeki Micro adlı sismografın Partikül Hızı-Zaman grafiği (Kırmızı: V_x, Mavi: V_y)

SONUÇLAR

Günümüzde patlatmaların etkilerini önceden tahmin etmek ya da patlatma etkilerini minimize etmek için "Ölçekli Mesafe Kuramı"na dayalı çalışmalar yapılmaktadır. Ancak, bu çalışmalar tam doğru cevap verememenin ötesinde çok yoğun saha çalışması gerektirmektedir. Parçacık hızı-ölçeklli mesafe ilişkisinin yüksek doğrulukta çıkabilmesi için, en az 30 patlatma verisi gerekmektedir. Ayrıca, bu çalışmalarda patlatma yönü değiştiğinde saha çalışmalarının yenilenmesi gerekmektedir.

Tarafımızca önerilen yeni yöntemde ise sahada yapılacak bir pilot delik patlatmasından elde edilen sismik dalgaların sayısal model yazılımına entegrasyonu ile patlatma etkileri oldukça kolay şekilde tahmin edilebilmekte ve grup patlatması yapılmadan yeni tasarımların kontrolü kolaylıkla sağlanabilmektedir. Ek olarak, bu yöntem ile patlatmaların şev duraylılığına etkileri de incelenebilmektedir.

Bir metal madeninde yapılan çalışmaların sadece bir tanesinin sunulduğu bu makalede, öncelikle bir pilot delik patlatma verisi alınmıştır. Bu veriler ile patlatmanın kaynağındaki enerji hesaplanmış ve Elastik-Plastik Enerji Paylaşımı Kuramı ile kaynaktaki patlatmanın kaya parçalamaya harcanan bölümü hesaplanmıştır. Bu enerji sayısal modele kaynak enerjisi olarak tanımlanmış ve değişik mesafelerde maksimum parçacık hızı tahminlerinde bulunulmuştur.

Yapılan çalışma sonucunda gerek patlatma noktasına 10 m kadar yakında ve gerekse 80 m kadar uzaktaki veriler karşılaştırılmıştır. Elde edilen sonuçlar, yeni önerilen yöntemin oldukça sağlıklı şekilde çalıştığını göstermektedir.

KAYNAKLAR

- Aksoy, G.G.U., Aksoy C.O., (2020), Patlatma kaynaklı titreşimlerin tahmininde sismik kalite faktörü kullanımı, MT Bilimsel, Sayı:18, sayfa 133-146.
- Aksoy, C.O., Aksoy G.G.U., (2014) "Deformasyona İzin Vermeyen Tahkimat Sisteminin Geliştirilmesi", TübitakProje No:114M566, 2014-2017.
- Blair, D.P., (2020), Approximate models of blast vibration in non-isotropic rock masses, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, *128*
- Blair, D.P., (2018), Vibration modelling and mechanisms for wall control blasting. In: Twelfth Int.Symp. Rock Fragmentation by Blasting, Lulea., 269–280, 11-13.
- Blair, D.P., (2008), Non-linear superposition models of blast vibration. Int J Rock Mech Min Sci.,45:235–247.
- Simangunsong, G.M., Wahyudi S., (2015), Effect of bedding plane on prediction blast-induced ground vibration in open pit coal mines. *Int J Rock Mech Min Sci.*, 79,1–8.
- Singh, S.P., Narendrula R., (2004), Assessment and prediction of rock mass damage by blast vibrations. In: Proc. 13th Int. Symp. Mine Planning and Equipment Selection, Wroclaw., 317–322, 1-3. 2

POST-MINING LAND-USE PLANNING: AN INTEGRATION OF MINED LAND SUITABILITY ASSESSMENT AND SWOT ANALYSIS IN CHADORMALU IRON ORE MINE OF IRAN

S. Amirshenava¹, M. Osanloo^{1, *}

¹ Amirkabir University of Technology, Mining Engineering Dept (*Corresponding author: morteza.osanloo@gmail.com)

ABSTRACT

Post-Mining Land-Use (PMLU) planning is one of the crucial stages of mine comprehensive plan to obtain sustainable mining operations. However, the suitable PMLU selection is a challenging task for mine reclamation planner. According to the mine reclamation objectives, the selected PMLU option should be sustainable. To this end, the suitability and vulnerability of the PMLU should be maximum and minimum, respectively. Therefore, Mined Land Suitability Assessment (MLSA) is essential for evaluating the mined land's suitability for PMLU options. In addition to MLSA, it is required the PMLU option's vulnerability aspects are identified, and appropriate solutions are provided to reduce them, relying on the PMLU option's strengths and existing opportunities. The SWOT (Strengths, Weaknesses, Opportunities, and Threats) analysis method is one of the best tools for solving this problem. The aim of this study is to develop a new hybrid general PMLU planning approach based on the MLSA and SWOT analysis. This new approach will facilitate choosing the sustainable PMLU with high accuracy due to the assurance of mined land's suitability and providing appropriate strategies for ensuring mine reclamation plan success. This approach is verified in the Chadormalu iron ore mine of Iran and the results' reliability is confirmed by considering this mine's characteristics.

Keywords: Post-mining land-use, mine reclamation, mined land suitability assessment, SWOT analysis, sustainable mining

INTRODUCTION

Mining plays a vital role in economic growth and human development. However, these benefits have come with a cost to the environment and society that threaten Sustainable Development (SD) goals. Hence, one of the challenges of modern mining is to keep mining on an SD path (Amirshenava and Osanloo, 2019; Alves et al., 2020). Mine reclamation is an accepted stage in the Modern Mining Life Cycle (MMLC) to keep mining in an SD path by performing the responsible mining (Amirshenava and Osanloo, 2018). Post-Mining Land-Use (PMLU) is the most important element of the mine reclamation plan, and it should be raised and discussed in the primary stage of the mining study. PMLU profoundly affects all mine reclamation activities and their associated costs. PMLU is not necessarily similar to premining land-use, and other land-uses may be introduced according to the regional potentials and the community needs (Mborah et al., 2015; Amirshenava and Osanloo, 2018). Several studies have been conducted to present a classification of possible post-mining land uses regarding the importance of the type of PMLU in the mine reclamation planning and operation (Rowe, 1977; Dogan and Kahriman, 2008; Soltanmohammadi et al., 2008; Bielecka and Król-Korczak, 2010; Kaźmierczak et al., 2017; Amirshenava and Osanloo, 2018, 2021). By reviewing the literature, the latest and most comprehensive classification of general and specific PMLU alternatives has been presented by Amirshenava and Osanloo (2021) (Fig. 1). This clasification's main superiority is identifying and classifying all possible PMLU alternatives into

general and specific groups based on mine reclamation objectives and hierarchy, with minimal overlapping between groups. This classification covers all three environmental, social, and economic indexes of SD entirely.



Figure 1. The comprehensive classification of PMLU alternatives (Amirshenava and Osanloo, 2021b)

The suitable PMLU selection is the fundamental step in the mine reclamation plan so that a correct choice can guarantee the success of the reclamation project (Soltanmohammadi et al., 2010). According to mine reclamation objectives, PMLU as a permanent use for mined land should be sustainable (McHaina, 2001; Christoffersen *et al.*, 2019). To this end, the suitability and vulnerability of land-use should be maximum and minimum, respectively (Prakash, 2003). As the primary condition for the PMLU sustainability and to determine the applicable PMLU options, Mined Land Suitability Assessment (MLSA) has been investigated by many researchers, and several models have been developed in this field (Rowe, 1977; Sharma et al., 1996; Soltanmohammadi et al., 2008; Wang and Yang, 2011; Wang et al., 2011; Hao et al., 2015; Asmarhansyah et al., 2017; Cheng and Sun, 2019; Sukarman and Gani, 2020; Amirshenava and Osanloo, 2021). The MLSA process is responsible for evaluating the mined land's appropriateness for any PMLU and determining the applicable PMLU options (Ramani et al., 1990).

Although the mined land suitability is necessary for the PMLU option's sustainability, it alone is not enough. According to Amirshenava and Osanloo (2021), in addition to MLSA, the mine reclamation planner should also evaluate the vulnerability aspects of the chosen suitable PMLU option and provide the appropriate solutions to reduce them relying on the PMLU option's strengths and existing opportunities. The SWOT analysis technique is the best tool for identifying the internal strengths and weaknesses of the PMLU option and the opportunities and threats that exist from the external environment for that option. Hence, to minimize the PMLU option's vulnerability and ensure the option's implementation successfully, the appropriate strategies can be provided based on this method (Smyth and Krebs, 2019; Mhlongo et al., 2020).

The SWOT analysis technique is a strategic planning tool that was originated in the 1960s by Albert Humphrey in the Stanford Research Institute. The SWOT word is created by putting together the first letters of the four words Strengths, Weaknesses, Opportunities, and Threats. As a robust strategic planning and environmental analysis tool, this qualitative strategic technique is used to identify the key internal (strengths and weaknesses) and external (opportunities and threats) strategic factors that an organization (group, person, etc.) faces and affect its objectives. Based on this technique's results, appropriate strategies can be developed to maximize strengths, eliminate weaknesses, exploit opportunities, and counter threats. Despite the importance of SWOT analysis and the role that strategic planning can play in ensuring the PMLU option's sustainability, very few studies (Dias et al., 2008; Carrión-Mero et al., 2020; Kurniawan et al., 2020; Mhlongo et al., 2020) have addressed the SWOT analysis of PMLU options to the best of our knowledge. Based on the literature review, there is no universal and perfect study for strategic planning of all possible PMLU options while focuses on evaluating the strategic position of PMLU options quantitatively and determining the appropriate strategies to ensure the sustainable deployment of PMLU.

The aim of this study is to develop a new hybrid general PMLU planning approach based on the MLSA and SWOT analysis. In this regard, applying the MLSA model will determine the applicable PMLU options among all the possible general options. By identifying the possible strengths, weaknesses, opportunities, and threats of all the possible general PMLU options, the SWOT matrices are created for each PMLU alternative. Then, the External Factor Evaluation (EFE) and Internal Factor Evaluation (IFE) methods are applied to quantify the SWOT matrices. Based on the identified position in the Internal-External (IE) matrix, the best strategies for each PMLU option are proposed, leading to the sustainability of PMLU options. Finally, this approach is applied in the Chadormalu Iron Ore Mine as the case study, and the results are reported and discussed.

METHODOLOGY

The research framework of this study is shown in Figure 3. As shown in Figure 3, the first stage of PMLU planning is applying the MLSA model to identify the applicable PMLU options. After identifying the viable options, the strategic planning process of the PMLU options is performed based on the approach developed in this study.



Figure 2. Research framework of the study

Mined Land Suitability Assessment (Mlsa)

The first stage of the proposed PMLU planning approach is applying the MLSA model to identify the applicable general PMLU options. Indeed, the applicable PMLU options with an acceptable mined land suitability class, enter into the PMLU strategic planning approach. According to the literature review, Among the MLSA models presented by various researchers, the Amirshenava and Osanloo (2019) model, due to considering all possible general PMLU options, calculating the suitability score, determining the suitability level qualitatively, and classifying the suitability classes, is the most appropriate model. As a result, in this study, in order to MLSA of the general PMLU options, this model is applied as the newest and most efficient model in this field.

SWOT Analysis of PMLU Options

According to the comprehensive classification of post-mining land uses proposed by Amirshenava and Osanloo (2021) (Figure 1), each general PMLU alternative has several potential specific

PMLU options. This classification is so that the characteristics of the specific options in each group correspond to the general option's characteristics of the same group. Nevertheless, the strategic analysis of general PMLU alternatives can broadly cover the strategic factors related to their subgroup's specific options. Therefore, only general PMLU alternatives are evaluated in the PMLU planning approach. In order to determine the strategic factors of PMLU options, the following questions are raised:

Question 1. What *strengths* and advantages does this PMLU option have?Question 2. What are the *weaknesses* of this PMLU option?Question 3. What are the good *opportunities* for this PMLU option?Question 4. What are the *threats* of this PMLU option?

The SWOT matrices are formed after identifying the internal and external strategic factors. This matrix consists of 4 parts, 2 of which are related to internal factors, and the other sections are dedicated to external factors. Based on the results of this matrix, appropriate strategies can be proposed with the aims of maximum use of the strengths, minimizing and stopping the weaknesses, making the most of the opportunities, and preventing and treating potential threats. To achieve these objectives, the appropriate strategies are defined based on the identifies strategic factors in four general types (Table 1).

Table 1. The classification of strategies (David and David, 2017; Shahba et al., 2017)

ID	Type of strategy	Strategy title	Description
so	Strategies based on	Aggrossivo	Using strengths to take advantage of
30	Strengths - Opportunities	Agglessive	opportunities
sт	Strategies based on	Competitive	Using strengths to avoid the negative impacts of
51	Strengths - Threats	competitive	threats and even trying to eliminate the threats
	Strategies based on		Reducing weaknesses by taking advantages of
WO	Weaknesses -	Conservative	opportunities
	Opportunities		opportunities
\//Т	Strategies based on	Defensive	Preventing to be damaged due to weaknesses
VV I	Weaknesses - Threats	Defensive	against threats from external environment

Establishment of IFE Matrix

The IFE matrix is a strategic tool for quantitative analysis of internal strategic factors. In this method, firstly, the relative weights of internal strategic factors are determined. In this regard, the experts were asked to determine the importance of each factor with numbers from 1 (low importance) to 5 (high importance). Then, the mean value of each factor's score is calculated, and these values are normalized based on Eq. (1) to determine the relative weight of each internal factor (Tahernejad et al., 2013).

$$W_{IF_i} = \frac{MVIF_i}{\sum_{i=1}^{n} (MVIF_i)}$$
(1)

Where $MVIF_i$ is mean value of importance of internal factor i and W_{IF_i} is the weight of internal factor i. Each factor's weight indicates its relative importance compared to other factors, and the sum of these weights is equal to 1. Then, experts give each factor a score from 1 to 4 (1 and 2 for weaknesses

and 3 and 4 for strengths). The weighted score of each internal factors is calculated based on Eq. (2). Then, the total weighted score of internal factors is calculated according to Eq. (3).

$$WS_{IF_i} = W_{IF_i} \times S_{IF_i} \tag{2}$$

$$TWS_{IF} = \sum_{i=1}^{n} \left(W_{IF_i} \times S_{IF_i} \right)$$
(3)

where WS_{IF_i} is the weighted score of internal factors *i*, S_{IF_i} is the score of internal factor *i*, and TWS_{IF} is the total weighted score of internal factors. The minimum and maximum value of TWS_{IF} is 1 and 4, respectively. Therefore, the mean value of TWS_{IF} is 2.5. The TWS_{IF} below 2.5 represents the superiority of weaknesses over strengths, and TWS_{IF} equal to or above 2.5 indicates a strong internal position (David and David, 2017).

Establishment of EFE Matrix

The EFE matrix examines the external strategic factors quantitatively. Calculation of the EFE is similar to IFE, with the difference is that external factors (opportunities and threats) are examined in this method.

$$W_{EF_j} = \frac{MVEF_j}{\sum_{j=1}^{m} (MVEF_j)}$$
(4)

Where $MVEF_j$ is mean value of importance of external factor j and EF_j is external factor j and W_{EF_j} is the weight of external factor j. Then, experts give each external factor a score from 1 to 4 (1 and 2 for threats and 3 and 4 for opportunities). The weighted score of each external factor is calculated based on the Eq. (5). Then, the total weighted score of external factors is calculated according to Eq. (6).

$$WS_{EF_j} = W_{EF_j} \times S_{EF_j}$$
(5)

$$TWS_{EF} = \sum_{j=1}^{m} (W_{EF_j} \times S_{EF_j})$$
(6)

where WS_{EF_j} is the weighted score of external factor j, S_{EF_j} is the score of external factor j, and TWS_{EF} is the total weighted score of external factors. The minimum and maximum value of TWS_{EF} is 1 and 4, respectively. Therefore, the mean value of TWS_{EF} is 2.5. The TWS_{EF} below 2.5 represents the superiority of threats over opportunities (weak external position), and also TWS_{EF} equal to or above 2.5 indicates a strong external position (David and David, 2017)

Establishment of IE Matrix

In order to determine each PMLU option's strategic position, the IE matrix method is applied (Figure 3). The IE matrix examines the internal and external factors simultaneously. The horizontal and vertical axis of the IE matrix is dedicated to the TWS_{IF} and TWS_{EF} , respectively. As shown in Fig. 3, this matrix consists of 4 sections (blocks) that show the strategic position. (Ardeshir, Safaei and Abtahi, 2016). Based on the strategic position determined by connecting TWS_{IF} and TWS_{EF} in the axes, the most appropriate strategies are defined to ensure PMLU deployment success.



Figure 3. The IE matrix – Adopted from Ardeshir et al. (2016)

VERIFYING THE PROPOSED APPROACH

The proposed PMLU planning approach is implemented in the Chadormalu iron ore mine of Iran. Chadormalu iron ore mine is located in the central desert of Iran, 180 km northeast of Yazd, and 833 km from Tehran, capital of Iran (Figure 4). The total mineable reserve of the mine is 295 Mt with an average grade of Fe 55.2%, a total stripping ratio of 2:1, and an average annual production of 15.1 Mt. Chadormalu has a dry and cold climate in winter and hot in summer due to its geographical location in the desert. The annual average temperature of the region is 20.8 °c. The annual average wind speed is 52 Km/h, and the average yearly precipitation is 107mm in the area. The area's vegetation is low, and only in some places, plants resistant to drought, heat, and salinity can grow (About company, 2021). Based on Amirshenava and Osanloo (2021), the applicable PMLU options in the Chadormalu mine are given in Table 4. Therefore, strategic planning is performed for these five PMLU options (Table 2) with

an acceptable mined land suitability class.



Figure 4. Location and a view of the Chadormalu iron ore mine of Iran

No.	The applicable PMLU option	No.	The applicable PMLU option
1	A ₂ - Forestry & nature conservation	4	A ₇ - Renewable energy
2	A ₄ - Industrial & commercial	5	A ₈ - Landfill sites
3	A ₆ - Recreation & cultural services		

Table 2. The applicable PMLU options in the Chadormalu mine (Amirshenava and Osanloo, 2021)

For generating the SWOT matrices, by considering the characteristics of Chadormalu iron ore mine, the internal and external strategic factors are identified according to site analysis, experts' opinions, and literature review. In this study, the expert team includes 10 persons selected with great care to provide a good and accurate view of PMLU options' strategic factors (Table 3). The SWOT matrices of PMLU options for five applicable PMLU options are given in Tables 4 to 8.

Skill	Education	Number of persons
Academic persons	PhD	2
Public sector's stakeholders	MSc	1
	PhD	2
Private sector's stakeholders	MSc	2
Mining engineers	MSc	1
	PhD	1
Non-governmental organizations	MSc	1

Table 3. The experts' team characteristics

Table 4. SWOT matrix for the forestry and nature conservation PMLU alternative

Internal factors	External factors
Strengths (S):	Opportunities (O):
(S ₁ A ₂) - Improvement of the aesthetic appearance of the mined land	(O ₁ A ₂) - Creating job opportunities
(S ₂ A ₂) - Reverse the loss of biodiversity and wildlife populations	(O ₂ A ₂) - Opportunity to create added value by planting rare medicinal herbs
(S_3A_2) - Shelter and food supply for wildlife	(O ₃ A ₂) - Potential high demand in the timber market
(S ₄ A ₂) - Wood production	(O ₄ A ₂) - Opportunity to use native and drought- friendly species
(S ₅ A ₂) - Soil protection and improvement	(O_5A_2) - The potential of phytoremediation
(S_6A_2) - Improving per capita income of residents	(O ₆ A ₂) - Persian Gulf water transfer project to the central plateau of Iran
(S ₇ A ₂) - Improving the morale of mine workers and indigenous people (increasing life expectancy)	
Weakness (W):	Threats (T):
(W ₁ A ₂) - Requires intense earthwork and large volumes of topsoil	(T ₁ A ₂) - Environmental threats (e.g., drought, bushfire, etc.)
(W ₂ A ₂) - Difficulties of preparing and maintaining	(T ₂ A ₂) - Key threats for wildlife habitat (i.e., illegal

733
native plant species compatible with arid and semi-arid regions	hunting, etc.)
(W_3A_2) - Vulnerability to climate changes	(T ₃ A ₂) - Climatic condition of Chadormalu iron ore mine
(W ₄ A ₂) - Ecological and environmental vulnerability	(T ₄ A ₂) - Lack of legal requirement to implement the progressive reclamation plan by the mining company (T ₅ A ₂) - Soil erosion and salinity

Table 5. SWOT matrix for the industrial and commercial PMLU alternative

Internal factors	External factors			
Strengths (S):	Opportunities (O):			
(S ₁ A ₄) - Ensure continued economic activities in the region	(O ₁ A ₄) - Creating job opportunities			
(S ₂ A ₄) - High return on investment	(O ₂ A ₄) - New investment opportunities			
(S ₃ A ₄) - Improving per capita income of residents	(O_3A_4) - Reusing potential of mine infrastructures			
(S ₄ A ₄) - GDP improvement and wealth creation	(O ₄ A ₄) - Persian Gulf water transfer project to the central plateau of Iran			
(S ₅ A ₄) - Availability of market and trading places for residents	(O ₅ A ₄) - Development of local business opportunities			
	(O ₆ A ₄) - The potential of establishing the mining industries factory			
Weakness (W):	Threats (T):			
(W_1A_4) - Industrial pollution	(T ₁ A ₄) - The potential of intensification of mine closure environmental risks			
(W ₂ A ₄) - High dependence on the existence of infrastructures	(T ₂ A ₄) - Limited water resources			
(W ₃ A ₄) - lack of improvement of the aesthetic appearance of the mined land	(T ₃ A ₄) - Investment risk due to unstable political and economic conditions			
(W ₄ A ₄) - Does not address the environmental risks of mine closure	(T ₄ A ₄) - Legal restrictions (e.g., environmental permits, etc.)			
(W ₅ A ₄) - High maintenance and monitoring requirements	(T ₅ A ₄) - Hostility of natives			
	(T_6A_4) - Lack of legal requirement to implement the progressive reclamation plan by the mining company (T_7A_4) - Lack of proper monitoring and maintenance			

Table 6. SWOT matrix for the recreation & cultural services PMLU alternative

Internal factors	External factors
Strengths (S):	Opportunities (O):
(S₁A ₆) - Support of local and regional recreational and entertainment needs	(O ₁ A ₆) - Creating job opportunities
(S ₂ A ₆) - Improve the livelihood quality and longer life expectancy	(O ₂ A ₆) - New investment opportunities
(S ₃ A ₆) - Improving per capita income of residents (increase tourism incomes)	(O ₃ A ₆) - Reusing potential of mine infrastructures, welfare facilities, and the legacy of mining activities
(S ₄ A ₆) - Improvement of the aesthetic appearance of the mined land	(O ₄ A ₆) - Proximity to areas with tourism and cultural heritage potentials

(S₅A₆) - Preservation of mining heritage and (O₅A₆) - Existence of higher education centers with unique geological phenomena mining and earth sciences fields in the region (O_6A_2) - The potential of desert ecotourism Weakness (W): Threats (T): (W₁A₆) - Environmental pollution and (T₁A₆) - Climatic condition of Chadormalu iron ore destruction by tourists mines (W_2A_6) - High population density in the area and (T₂A₆) - Investment risk due to unstable political and increase in traffic economic conditions (W₃A₆) - High dependence on the existence of infrastructures and welfare facilities in the (T₃A₆) - Health and safety risks left by mine closure region (W₄A₆) - Strong dependence on climatic, geographical, anthropological, and cultural (T₄A₆) - Hostility of natives characteristics (T₅A₆) - Lack of legal requirement to implement the progressive reclamation plan by the mining company (T₆A₆) - Lack of proper monitoring and management

Table 7. SWOT matrix for the renewable energy services PMLU alternative

Internel festere	Eutomol factors
Strengths (S):	Opportunities (O):
(S ₁ A ₇) - Reducing ecological costs (reducing	(O_1A_7) - High demand to generate electricity in the
carbon footprints)	country
(S ₂ A ₇) - Lower cost and sustainable energy supply	(O_2A_7) - Creating sustainable job opportunities
(S_3A_7) - Improving the real estate value	(O ₃ A ₇) - High efficiency of solar energy in central desert of Iran
(S_4A_7) - Reduced earthwork requirements	(O ₅ A ₇) - Existence of energy-intensive industries in the surrounding areas
(S₅A7) - High revenue from electricity generation	(O ₆ A ₇) - Possibility of reusing existing infrastructure
(S ₆ A ₇) - Improving living standards Weakness (W):	(O ₇ A ₇) - Government support policies Threats (T):
(W ₁ A ₇) - Relatively high initial investment required	(T ₁ A ₇) - Technological weakness
(W ₂ A ₇) - Strongly depends on climatic and geographical conditions	(T ₂ A ₇) - Low energy prices in Iran and lack of sufficient incentives to invest in renewable energy sources
(W ₃ A ₇) - The advanced and complex nature of renewable technologies (requiring of specialized personnel)	(T ₃ A ₇) - Unpredictable weather events that disrupt these technologies
(W ₄ A ₇) - High maintenance and monitoring requirements	(T_4A_7) - Lack of proper maintenance and monitoring
	(T_5A_7) - Lack of founds
	(T ₆ A ₇) - Lack of legal requirement to implement the progressive reclamation plan by the mining company

Internal factors	External factors
Strengths (S):	Opportunities (O):
(S_1A_8) - Low investment requirements	(O ₁ A ₈) - Existence of need for a place to dispose of industrial and domestic waste
(S ₂ A ₈) - Low corrective measures requirements	(O ₂ A ₈) - Climatic condition of Iran's iron ore mine
(S₃Aଃ) - Eliminating safety risks of the mine pit (e.g., pit slope failure, etc.)	(O ₃ A ₈) - The potential of using the completed landfill site for other land uses in the future
	(O ₄ A ₈) - Creating job opportunities
Weakness (W):	Threats (T):
(W ₁ A ₈) - Low efficiency of land-use	(T ₁ A ₈) - Legal restrictions (e.g., environmental permits, etc.)
(W ₂ A ₈) - Environmental impacts of landfill sites	(T_2A_8) - Hostility of natives
(W_3A_8) - Negative impacts on aesthetic values	(T ₃ A ₈) - Lack of studies on the chemical composition of wastes and intensity of their risks
(W₄A ₈) - Does not address the environmental and socio-economic risks of mine closure	(T ₄ A ₈) - The potential of intensification of mine closure health and environmental risks
(W_5A_8) - Human and animals health problems	(T ₅ A ₈) - Lack of legal requirement to implement the progressive reclamation plan by the mining company
(W ₆ A ₈) - High maintenance and monitoring requirements	

Table 8. SWOT matrix for the landfill site PMLU alternative

After forming the SWOT matrices for all of the possible general PMLU options, the TWS_{IF} and TWS_{EF} are calculated based on the expert opinions, according to Eqs. (1) to (6). The total weighted scores of strategic factors and the strategic position of the PMLU alternatives in the IE matrix are shown in Table 9. The appropriate strategies for each of the PMLU options regarding their strategic position are defined in Table 10.

PMLU alternative	TWS _{IF}	TWS _{EF}	Strategic position in IE matrix	The type of strategy
A ₂ - Forestry & nature conservation	2.778	2.604	II	Aggressive (SO)
A ₄ - Industrial & commercial	2.744	2.554	Ш	Aggressive (SO)
A ₆ - Recreation & cultural services	2.528	2.478	IV	Competitive (ST)
A ₇ - Renewable energy	2.957	2.808	П	Aggressive (SO)
A ₈ - Landfill sites	2	2.333	Ш	Defensive (WT)

Table 9. The final scores of strategic factors and the strategic position of the PMLU alternatives

PMLU	Proposed strategies based on the PMLU alternatives'	The effective
alternative	strategic position in the IE matrix	strategic factors
	 Soil stabilization and improvement by planting the native and drought-friendly species and also using the potential of phytoremediation 	S ₅ A ₂ , O ₄ A ₂ , O ₅ A ₂
	 Creating a beautiful and eye-catching landscape by planting the native species and homogeneous with surrounding lands 	S ₁ A ₂ , S ₇ A ₂ , O ₄ A ₂
A ₂	 Creating shelter and food supply for wildlife by planting the native species 	S ₂ A ₂ , S ₃ A ₂ , O ₄ A ₂
	- Creating sustainable job opportunities and income by planting high value-added rare medicinal herbs	S ₆ A ₂ , O ₁ A ₂ , O ₂ A ₂
	project to increase the efficiency of wood production for economic purposes	$S_1A_2, S_4A_2, S_6A_2, O_1A_2, O_3A_2, O_6A_2$
	 Creating job opportunities by continuing intensive economic activities in the region through new investment opportunities 	S ₁ A ₄ , S ₂ A ₄ , S ₃ A ₄ , S ₄ A ₄ , O ₁ A ₄ , O ₂ A ₄ , O ₃ A ₄
A ₄	 Development of the mining industries factory through the potentials of re-using of mine infrastructures and utilizing the Persian Gulf water transfer project Improving per capita income of residents by development of local business regarding the market and trading 	$S_1A_4, S_2A_4, S_3A_4,$ $S_4A_4, O_1A_4, O_3A_4,$ O_4A_4, O_6A_4 $S_3A_4, S_5A_4, O_1A_4,$
	 Create a sustainable income for residents by employing local people in jobs related to tourism guidance and monitoring and maintenance Development of desert ecotourism due to the climation 	$S_{2}A_{6}, S_{3}A_{6}, T_{4}A_{6}, T_{6}A_{6}$
A ₆	 Development of desert ecotodrism due to the dimatic conditions of Chadormalu mine Implementing the progressive reclamation activities to develop mine geotourism with the aim of preserving the mining heritage and reducing investment risks 	$\begin{array}{c} & & J_1 A_6, \ J_4 A_6, \ J_5 A_6, \\ & & T_1 A_6, \ T_2 A_6 \end{array}$
	- Development of solar cells farm considering the high efficiency of solar energy in central desert of Iran	S ₂ A ₇ , S ₃ A ₇ , S ₅ A ₇ , S ₆ A ₇ , O ₁ A ₇ , O ₂ A ₇ , O ₃ A ₇ , O ₆ A ₇
A ₇	 Generation and transfer of electricity to the power gri using infrastructure in the mine in order to make incom and benefit from government support policies 	$\begin{array}{ccc} & S_2A_7, S_3A_7, S_4A_7, \\ a & S_5A_7, S_6A_7, O_1A_7, \\ & O_2A_7, O_3A_7, O_5A_7, \\ & O_6A_7 \end{array}$
	 Lower cost and sustainable energy supply for energy intensive industries in the surrounding areas 	S ₁ A ₇ , S ₂ A ₇ , S ₅ A ₇ , O ₁ A ₇ , O ₂ A ₇ , O ₃ A ₇ , O ₄ A ₇ , O ₅ A ₇
٨٥	- Establishing effective periodic monitoring to assess an control the environmental impacts and health problems of the landfill site	d $W_2A_8, W_5A_8,$ of $W_6A_8, T_1A_8, T_2A_8,$ T_3A_8, T_4A_8
- *8	 Implementation of this option as a last resort in area where the mined land is not suitable for other PMLU options 	$ \begin{array}{c} {}^{S} & {}^{W_{1}A_{8}}, {}^{W_{3}A_{8}}, \\ {}^{J} & {}^{W_{4}A_{8}}, {}^{T_{1}A_{8}}, {}^{T_{2}A_{8}} \end{array} $

Table 10. The strategic position of PMLU alternatives in the IE matrix

- Establishing waste management system	$W_2A_8, W_5A_8, W_6A_8, T_1A_8, T_3A_8, T_4A_8$
 Implementing progressive reclamation activities regarding the landfill site earthworks 	W ₃ A ₈ , W ₆ A ₈ , T ₅ A ₈

DISCUSSION

The PMLU planning approach presented in this study is a new approach that makes it possible to achieve a sustainable PMLU option. This approach effectively evaluates the mined land suitability as the most important condition for the sustainability of the chosen PMLU. Besides, to ensure the sustainability of PMLU, using the PMLU strategic planning model, the best strategies are provided to reduce the selected alternative's vulnerability. Due to the interdisciplinary nature of mine reclamation science, strategic planning helps the mine reclamation planner create a competitive advantage for the mine reclamation project and manage and even overcome fluctuations and uncertainties. Indeed, strategic planning can ensure the successful deployment of the PMLU by reducing the vulnerability of the PMLU option through defining and implementing appropriate strategies.

A novel strategic planning approach was developed for all the possible general post-mining land uses based on the SWOT analysis method. This approach's main superiority is defining internal and external strategic factors in the SWOT matrices for all the possible general PMLU alternatives that fully cover mine reclamation objectives and three indexes of SD. Besides, determining the strategic position of PMLU options in the IE matrix through the IFE and EFE matrices' outputs and defining the appropriate strategies corresponding to the PMLU options' strategic position are some of the other innovative aspects of this study.

In this study, to form SWOT matrices for 5 applicable general PMLU options in the Chadormalu iron ore mine, in total, 26, 23, 28, and 29 items of strengths, weaknesses, opportunities, and threats were identified, respectively. According to the obtained results of IFE and EFE matrices given in Table 9, except for PMLU options A_8 , TWS_{IF} for other PMLU alternatives is greater than 2.5. It indicates the superiority of strengths over weaknesses of these PMLU options. Given the positive role of mine reclamation activities in improving environmental and social conditions, ongoing economic activities in the region, generating GDP, and increasing the life expectancy of local people, these results are consistent with the actual situation. The PMLU option A_8 has the lowest value of TWS_{IF} among all options ($TWS_{IF} = 2$). Given that this option is a lower value land-use that is considered the last resort for mine reclamation, its weaknesses are more prominent than its strengths, and the results of this study confirm this point. The maximum value of TWS_{EF} is related to PMLU option A_7 ($TWS_{EF} = 2.808$), which means the superiority of opportunities over the threats of this option. The reason is the high potential of Chadormalu iron ore mines for the development of solar cells farm due to its climatic conditions.

Given the SWOT matrices and TWS_{EF} scores, many of the opportunities available for PMLU options are related to the positive aspects of mining activities, especially in developing infrastructures and facilities. These results confirm that the positive aspects of mining activities are not limited to the operating life of the mine. After the mine closure, these positive aspects can be considered as opportunities to implement the desired PMLU options, and local people will still be able to take advantage of these benefits. For example, the Persian Gulf Water Transfer Project to the central and east plateau of Iran is a megaproject. Large Iranian mining companies have the most significant contribution to this investment. In addition to supplying the water needed by these mines and their related industries during their lifetime of operation, this project creates tremendous opportunities to provide the water required for agricultural, drinking water, industrial, and other economic activities.

The proposed approach is a practical tool for decision-making in choosing the most appropriate PMLU option. So far, various models based on the decision theory approach have been proposed to

select the suitable PMLU option. In these models, the PMLU option with the highest rank is selected as the suitable option. However, the option with the highest rank will not necessarily be the most appropriate. In choosing the suitable PMLU option based on the decision theory approach, there is a shortcoming in the lack of considering the strengths, weaknesses, opportunities, and threats of the PMLU options. Therefore, it is necessary to analyze the SWOT of the options that have earned the highest ranking (first to third place) and updating the ranking by considering the *TWS*_{*IF*} and *TWS*_{*EF*}. The proposed strategic planning approach in this study is a good solution for this problem. Therefore, the most appropriate option is the option that, in addition to gaining the most points in terms of decision criteria, the most important of which is the mined land suitability score, also has the most appropriate strategic position. Indeed, its strengths and opportunities are superior to its weaknesses and threats, respectively. In this case, due to considering the MLSA and SWOT analysis processes in the Multi-Criteria Decision-Making (MCDM) problem to select the suitable PMLU option, the mine reclamation planner can ensure the sustainability of the chosen option. Besides, by defining appropriate strategies according to the strategic position of the PMLU option, the probability of successfully deploying the selected PMLU option will increase.

CONCLUSION

This study focuses on developing a new hybrid general PMLU planning approach based on the MLSA and SWOT analysis. This new approach ensures the achievement of a sustainable PMLU due to the assurance of mined land's suitability and providing appropriate strategies for ensuring mine reclamation plan success. The advantage of the proposed PMLU strategic planning approach is defining internal and external strategic factors for all the possible general PMLU options based on the mine reclamation objectives and consequently developing SWOT matrices. This general strategic planning approach is responsible for determining the strategic position of PMLU options in the IE matrix based on IFE and EFE matrices, which are applied to quantify the SWOT matrices. Defining appropriate strategies corresponding to the strategic position of PMLU options is another innovative aspect of the proposed approach that will lead to ensure the mine reclamation project's success. This PMLU planning approach paves the way for decision-making to choose the sustainable PMLU option and provide a general vision for the success of the mine reclamation project. The proposed approach was implemented in the Chadormalu iron ore mine. To form SWOT matrices for 5 applicable general PMLU options in this mine, in total, 26, 23, 28, and 29 items of strengths, weaknesses, opportunities, and threats were identified, respectively. It is worth noting that this number of strategic factors has not been identified and evaluated in similar studies. Based on the results of IFE and EFE matrices, the A_7 - renewable energy, A_2 forest & nature conservation, and A₄- Industrial & commercial alternatives are ranked first to third in TWS_{IF} and TWS_{EF}. The A7 option earned the best strategic position in the IE matrix. The obtained result is verified due to the climatic conditions of the Chadormalu iron ore mine. Based on the strategic position of PMLU options, a total of 18 strategies were defined. These strategies are defined so that each of them covers several strategic factors related to the type of strategy to overcome the overlap of strategies.

REFERENCES

About company. http://chadormalu.com/en-us/AboutCompany (accessed Apr. 21, 2021).

- Alves, W., Ferreira, P. and Araújo, M. (2020) 'Challenges and pathways for Brazilian mining sustainability', *Resources Policy*, (February), p. 101648. doi: 10.1016/j.resourpol.2020.101648.
- Amirshenava, S. and Osanloo, M. (2018) 'Mine closure risk management: An integration of 3D risk model and MCDM techniques', *Journal of Cleaner Production*, 184, pp. 389–401. doi: 10.1016/j.jclepro.2018.01.186.
- Amirshenava, S. and Osanloo, M. (2019) 'A hybrid semi-quantitative approach for impact assessment of mining activities on sustainable development indexes', *Journal of Cleaner Production*, 218, pp. 823–

834. doi: 10.1016/j.jclepro.2019.02.026.

- Amirshenava, S. and Osanloo, M. (2021) 'Mined Land Suitability Assessment: A Semi-Quantitative
Approach based on a New Classification of Post-Mining Land Uses', International Journal of Mining,
Reclamation and Environment, (Published Online). doi:
https://doi.org/10.1080/17480930.2021.1949864.
- Ardeshir, A., Safaei, A. and Abtahi, S. (2016) 'Providing an Example of Scheduling Model for Marine Transportation Companies', American Journal of Civil Engineering and Architecture, 4(5), pp. 165– 170. doi: 10.12691/ajcea-4-5-3.
- Asmarhansyah, A. *et al.* (2017) 'Land suitability evaluation of abandoned tin-mining areas for agricultural development in Bangka Island, Indonesia', *Journal of Degraded and Mining Lands Management*, 04(04), pp. 907–918. doi: 10.15243/jdmlm.2017.044.907.
- Bielecka, M. and Król-Korczak, J. (2010) 'Hybrid expert system aiding design of post-mining regions restoration', *Ecological Engineering*, 36(10), pp. 1232–1241. doi: 10.1016/j.ecoleng.2010.04.023.
- Carrión-Mero, P. *et al.* (2020) 'Quantitative and Qualitative Assessment of the "El Sexmo" Tourist Gold Mine (Zaruma, Ecuador) as A Geosite and Mining Site', *Resources*, 9(3), p. 28. doi: 10.3390/resources9030028.
- Cheng, L. and Sun, H. (2019) 'Reclamation suitability evaluation of damaged mined land based on the integrated index method and the difference-product method', *Environmental Science and Pollution Research*, 26(14), pp. 13691–13701. doi: 10.1007/s11356-018-2020-4.
- Christoffersen, L. *et al.* (2019) 'Innovative community engagement for the quantitative risk assessment for a mine closure and reclamation plan', *Proceedings of the 13th International Conference on Mine Closure*, pp. 355–368. doi: 10.36487/acg_rep/1915_29_christoffersen.
- David, F. R. and David, F. R. (2017) *Strategic Management: A Competitive Advantage Approach, Concepts and Cases.* 16th Ed. Pearson education, inc., ISBN: 0134167848.
- Dias, S., Panagopoulos, T. and Loures, L. (2008) 'Post-mining Landscape Reclamation : A Comparison between Portugal and Estonia', *4th IASME/WSEAS International Conference on ENERGY, ENVIRONMENT, ECOSYSTEMS and SUSTAINABLE DEVELOPMENT*, pp. 440–445.
- Dogan, T. and Kahriman, A. (2008) 'Reclamation planning for coal mine in Istanbul, Agacli Region', *Environmental Geology*, 56(1), pp. 109–117. doi: 10.1007/s00254-007-1144-5.
- Dong Wang and MuZhuang Yang (2011) 'Mining land reclamation and ecological restoration-a case study of Limestone Mine of GaoYao', in *2011 International Symposium on Water Resource and Environmental Protection*. IEEE, pp. 1790–1794. doi: 10.1109/ISWREP.2011.5893597.
- Hao, G. *et al.* (2015) 'Soil diagnosis and land suitability assessment for vegetation restoration on coal waste piles in Liupanshui, Guizhou, China', *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 30(3), pp. 209–216. doi: 10.1080/17480930.2015.1036519.
- Kaźmierczak, U., Lorenc, M. W. and Strzałkowski, P. (2017) 'The analysis of the existing terminology related to a post-mining land use: a proposal for new classification', *Environmental Earth Sciences*, 76(20). doi: 10.1007/s12665-017-6997-7.
- Kurniawan, A., Susanti, F. and Yunianti, S. R. (2020) 'Strategy to develop tourism objects at Ijobalit, a former pumice mine in East Lombok', *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, 413(1). doi: 10.1088/1755-1315/413/1/012028.
- Mborah, C., Bansah, K. J. and Boateng, M. K. (2015) 'Evaluating Alternate Post-Mining Land-Uses: A Review', *Environment and Pollution*, 5(1), p. 14. doi: 10.5539/ep.v5n1p14.
- McHaina, D. M. (2001) 'Environmental planning considerations for the decommissioning, closure and reclamation of a mine site', *International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment*, 15(3), pp. 163–176. doi: 10.1076/ijsm.15.3.163.3412.
- Mhlongo, S. E., Amponsah-Dacosta, F. and Kadyamatimba, A. (2020) 'Appraisal of strategies for dealing with the physical hazards of abandoned surface mine excavations: A case study of frankie and nyala mines in South Africa', *Minerals*, 10(2). doi: 10.3390/min10020145.
- Prakash, T. N. (2003) Land Suitability Analysis for Agricultural Crops: A Fuzzy Multicriteria Decision Making Approach. Master of Science Thesis, International Institue for Geo-information Sience and

Earth Observation.

- Ramani, R. V., Sweigard, R. J. and Clar, M. L. (1990) 'Surface mining', in Kennedy, B. A. (ed.) *Surface mining*. 2nd edn. Inc, Littleton: Society for mining, metallurgy, and Exploration, pp. 750–769.
- Rowe, J. E. (1977) 'A suitability matrix for selecting land use alternatives for reclaimed strip mined areas', *Landscape Planning*, 4, pp. 257–271. doi: 10.1016/0304-3924(77)90028-4.
- Shahba, S. *et al.* (2017) 'Application of multi-attribute decision-making methods in SWOT analysis of mine waste management (case study: Sirjan's Golgohar iron mine, Iran)', *Resources Policy*, 51, pp. 67–76. doi: 10.1016/j.resourpol.2016.11.002.
- Sharma, D. K., Saharan, M. R. and Parihar, S. K. (1996) 'Evaluation of land use potential for quarrying area around Ramganjmandi (Kota, Rajasthan), India', *International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment*, 10(1), pp. 13–16. doi: 10.1080/09208119608964789.
- Smyth, C. R. and Krebs, V. (2019) 'Application of SWOT-C analysis and state-and-transition modeling to the design of reclamation plans for abandoned or operating mines in British Columbia', [Online]. Available: https://open.library.ubc.ca/clRcle/collections/59367/items/1.0391912. [Accessed: 13-May-2021].
- Soltanmohammadi, H. *et al.* (2008) 'Achieving to some outranking relationships between post mining land uses through mined land suitability analysis', *International Journal of Environmental Science and Technology*, 5(4), pp. 535–546. doi: 10.1007/BF03326051.
- Soltanmohammadi, H., Osanloo, M. and Aghajani Bazzazi, A. (2010) 'An analytical approach with a reliable logic and a ranking policy for post-mining land-use determination', *Land Use Policy*, 27(2), pp. 364–372. doi: 10.1016/j.landusepol.2009.05.001.
- Sukarman and Gani, R. A. (2020) 'Ex-coal mine lands and their land suitability for agricultural commodities in South Kalimantan', *Journal of Degraded and Mining Lands Management*, 7(3), pp. 2171–2183. doi: 10.15243/jdmlm.2020.073.2171.
- Tahernejad, M. M., Ataei, M. and Khalokakaei, R. (2013) 'A Strategic Analysis of Iran's Dimensional Stone Mines Using SWOT Method', Arabian Journal for Science and Engineering, 38(1), pp. 149–154. doi: 10.1007/s13369-012-0422-z.
- Wang, S. D., Liu, C. H. and Zhang, H. B. (2011) 'Suitability evaluation for land reclamation in mining area: A case study of Gaoqiao bauxite mine', *Transactions of Nonferrous Metals Society of China (English Edition)*, 21(SUPPL. 3), pp. s506–s515. doi: 10.1016/S1003-6326(12)61633-1.

POTAŞ CEVHERİNİN AMİN TİPİ TOPLAYICI İLE FLOTASYONUNDA ŞLAM UZAKLAŞTIRMASININ ETKİSİ EFFECT OF SLIME REMOVAL IN THE FLOTATION OF POTASH ORE WITH AMINE TYPE COLLECTOR

A. Hamrayev¹, M. Terzi¹, C. Gungoren¹, I. Kursun Unver¹, O. Ozdemir^{1, *}

¹ İstanbul Üniversitesi-Cerrahpaşa, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü (*Sorumlu yazar: orhanozdemir@iuc.edu.tr)

ÖZET

Başlıca tarım sektöründe gübre olarak kullanılan potaştan cam, sabun, plastik ve ilaç yapımında da yararlanılmaktadır. Potaş cevherlerinin zenginleştirilmesi genellikle flotasyon yöntemiyle yapılmakta ve amin tipi toplayıcılar sıklıkla tercih edilmektedir. Potaş cevherleri başta silvin (KCl) ve halit (NaCl) olmak üzere suda yüksek çözünürlüğe sahip tuz tipi minerallerin yanı sıra kil ve karbonat mineralleri gibi suda çözünmeyen kısımlar da içermektedir. Silvin ve halitin sudaki yüksek çözünürlüğü sebebiyle flotasyon işlemi doygun potaş çözeltisi içerisinde yapılmaktadır. 6-7 mol/L'yi geçen bu konsantrasyonlar deniz suyu konsantrasyonundan yaklaşık 10 kat daha yüksektir. Çok yüksek konsantrasyonlardaki bu iyon varlığına ek olarak ortamda şlam bulunması arayüzeylerde gerçekleşen mineral/reaktif/hava kabarcığı etkileşimlerini de ciddi oranda etkilemekte ve flotasyon işlemini zorlaştırmaktadır. Bu çalışmada Türkmenistan'ın Karlyuk potasyum tuz yatağından temin edilen potaş cevher numunesi üzerinde amin tipi toplayıcı (dodesilamin hidroklorür-DAH) kullanılarak mikro-flotasyon deneyleri ve kabarcık-tane yapışma verimi ölçümleri gerçekleştirilmiştir. Deneyler sonucunda şlam varlığında yüksek flotasyon verimlerine ulaşılamadığı görülmüştür. Flotasyon verimini arttırmak amacıyla dağıtma ve filtrasyon işlemleri ile şlam uzaklaştırması yapılmış ve şlamsız cevherin mikro-flotasyonu gerçekleştirilmiştir. Sonuç olarak şlam uzaklaştırma işleminin silvin flotasyon verimini 5×10⁻⁴ mol/L toplayıcı konsantrasyonunda %41'den %83 seviyesine arttırdığı saptanmıştır.

Anahtar Sözcükler: Potaş, flotasyon, silvin, şlam uzaklaştırma, amin

ABSTRACT

Potash, which is mainly used as a fertilizer in the agriculture industry, is also used in the production of glass, soap, plastic, and pharmaceuticals. The beneficiation of potash ores is carried out by flotation method and amine type collectors are widely preferred. Potash ores contain salt-type minerals with high solubility in water, especially sylvite (KCl) and halite (NaCl), as well as insoluble parts such as clay and carbonate minerals. Due to the high solubility of sylvite and halite in water, the flotation process is carried out in a saturated potash solution. These concentrations exceeding 6-7 mol/L are approximately 10 times higher than the concentration of seawater. In addition to the presence of ions in very high concentrations, the presence of slime in the medium significantly affects the mineral/reagent/air bubble interactions at the interfaces, and hence hinders the flotation. In this study, the micro-flotation experiments and bubble-particle attachment measurements were carried out using potash ore sample obtained from the Karlyuk potassium salt deposit of Turkmenistan using an amine type collector (dodecylamine hydrochloride-DAH). As a result of the experiments, it was observed that high flotation recoveries could not be achieved in the presence of slime. In order to increase the flotation recovery, slime removal was carried out by dispersion and filtration processes, and microflotation of the de-slimed ore was carried out. As a result, it was determined that the slime removal process substantially increased the sylvite flotation recovery from 41% to 83% at 5×10⁻⁴ mol/L collector concentration.

Keywords: Potash, flotation, sylvite, slime removal, amines

GİRİŞ

Potasyum hem insanlara hem de hayvanlara besin kaynağı olan bitkiler için vazgeçilmez elementlerden biridir. Dünyada üretilen potasyum cevherinin ortalama %95'i gübre, geri kalan %5'i ise ilaç, boya ve kimyasal olarak kullanılmaktadır (Laskowski, 2008). Potaş, jeolojik ve hidrolojik süreçler sonucunda oluşan ve suda kolayca çözünmeye maruz kalan potasyum tuzları içeren bir kayaç türüdür. Potaş cevherlerinin içerisinde, silvit (KCl) ve karnalit [KCl.MgCl₂·6(H₂O)] yeterli miktar bulunduklarında ekonomik açıdan uygun cevher haline gelir (Warren, 2006; Barker ve Gundiler, 2008). Silvit mineralojik olarak, karnallit ve halit (NaCl) gibi flor, klor, brom ve/veya iyot içeren mineraller grubu olan halojenler grubuna ait bir mineraldir (Yager, 2016). Dünyanın en büyük potasyum ve sofra tuzu havzalarından birisi Asya kıtasında yer alan Türkmenistan'ın Gaurdak-Köytendağ bölgesinde bulunmaktadır. Bölgedeki potasyum tuz yatakları aktif olarak Karlyuk kasabasında özel bir şirket tarafından üretilmektedir.

Potaş cevherlerinin zenginleştirilmesi flotasyon ve kimyasal (halürjik) olmak üzere iki ana yöntemle gerçekleştirilir. Halürjik yöntem, 19. yüzyılın ikinci yarısında potaş endüstrisinin başlangıcından beri kullanılmaktadır. Bu yöntemle tarımda ve kimya endüstrisinde kullanılan %98'lik yararlı bileşen içeriğine sahip kimyasal olarak saf potasyum klorür elde etmek mümkündür (Pokrovsky, 2001).

Potasyum klorürün flotasyonu cevher suda çözündüğünden doygun çözelti içerisinde yapılmaktadır. Silvit cevherinin flotasyon yöntemi ile zenginleştirilmesi için potasyum klorürü hidrofobik hale getirmek gereklidir. Bunun için, yüksek hidrokarbon zincirine sahip aminler (C12-22) kullanılır (Laskowski, 1994; Ozdemir vd., 2011).

Şlam kaplama, flotasyonda yaygın olarak karşılaşılan bir sorundur ve potaş gibi tuz mineralleri de dahil olmak üzere birçok mineralin flotasyonunda meydana gelebilmektedir (Qian vd., 2019; Yu vd., 2017). Çok düşük kil içerikleri (%0,4-0,6) varlığında bile, potasyum klorür yüzeyindeki amin adsorpsiyonu keskin bir şekilde azalmakta ve dolayısıyla silvit mineralinin flotasyonu olumsuz olarak etkilenmektedir. Kil/karbonat yapılı şlam varlığının tuz tipi minerallerin katyonik flotasyonu üzerindeki bu olumsuz etkisinin önüne geçilebilmesi için, bu gibi minerallerin zenginleştirme proses akım şemalarında bir şlam uzaklaştırma kademesinin de bulunması gerekmektedir (Tiktov, 2004; Filippov vd., 2021).

Bu çalışmada Türkmenistan'ın Karlyuk potasyum tuz yatağından temin edilen potaş cevher numunesinin amin tipi toplayıcı (dodesilamin hidroklorür (DAH)) ile flotasyonunda şlam uzaklaştırma işleminin etkileri; mikro-flotasyon deneyleri ve kabarcık-tane yapışma verimi ölçümleri kullanılarak araştırılmıştır.

MALZEME VE YÖNTEM

Malzeme

Deneylerde kullanılan potaş cevheri, Türkmenistan'ın Lebap İli, Köytendağ Kasabası, Karlyuk Köyü bölgesinde silvinit cevherinin üretimini ve zenginleştirilmesini yapan özel şirketten temin edilmiştir. Cevherin mineralojik bileşiminin belirlenmesi amacıyla gerçekleştirilen X-Işını Kırınımı (XRD) analizi sonucunda numunedeki baskın mineral fazının silvit ve halit olduğu belirlenmiştir. Bu mineraller haricinde bişofit de ikincil mineral fazı olarak tespit edilmiştir. Bu mineraller haricinde numunede bulunan kil mineralleri ve diğer safsızlıklar, XRD yönteminin dedeksiyon limitleri altında kaldığı için doğal cevherin XRD analizinde tespit edilememiş olup, bu minerallerin varlığı çözünmeyen faz (~%4) üzerinde yapılan XRD analizlerinde ortaya konulmuştur. Bu analizler sonucunda cevherde dolomit, montmorillonit, kuvars ve manyezit gibi çözünmeyen minerallerin pikleri gözlenmiştir.

Ocaktan gelen cevher maksimum tane boyutunun ~2,5 cm olması nedeni ile deneysel çalışmalar öncesinde kırma ve öğütme işlemlerine tabi tutulmuştur. Bu kapsamda cevher numunesi merdaneli kırıcı ile kırma işleminden sonra elek açıklığı 1 mm olan elekle elenmiştir. Kapalı devre olarak gerçekleştirilen kırma-eleme işlemleri sonucunda boyutu kırma ile küçültülemeyen elek üstü malzeme bilyalı değirmende yine kapalı devre olarak 5 dk süre ile öğütülerek malzemenin tamamı -1 mm tane boyutuna indirilmiştir. Boyut küçültme işlemleri sonrasında malzemenin d_{80} ve d_{50} boyutları sırasıyla 0,78 mm ve 0,45 mm olarak belirlenmiştir. Ufalanan cevher doygun çözelti hazırlama işlemlerinde ve sınıflandırma sonrasında mikroflotasyon deneylerinde kullanılmıştır.

Potaş cevherlerinin ana bileşenleri olan silvit (KCl) ve halit (NaCl) suda çözünür tuzlar olduğundan, ticari potaş cevheri flotasyonu doygun çözelti içinde gerçekleştirilmektedir (Laskowski, 2013; Cahuas, 2015). Bu kapsamda doygun çözelti hazırlamak amacıyla, cevherin kendisi kullanılmıştır. - 1 mm boyutundaki cevher ve saf su karışımının (800 mL) manyetik karıştırıcıda 500 dev/dk hızda 360 dk karıştırılması suretiyle yapılan çözünme analizleri sonucunda, cevherin kendisinden hazırlanan doygun çözeltinin doyma noktasının 325 gr cevher/L olduğu belirlenmiştir. Deneysel çalışmaların tamamında belirlenen doygunluk derecesindeki çözelti, çözünen tuzların çökmesinin önüne geçilmesi amacıyla taze olarak hazırlanarak kullanılmıştır.

Flotasyon deneylerinde ve kabarcık-tane yapışma verimi ölçümlerinde toplayıcı reaktif olarak Sigma-Aldrich firmasından elde edilmiş dodesil amin hidroklorür (DAH, %99 saflıkta, CMC: 1,5×10⁻² mol/L) kullanılmıştır. Deneylerde kullanılan farklı konsantrasyonlardaki DAH çözeltileri 1×10⁻² mol/L'lik stok çözeltiden gerekli miktarlarda kullanılarak hazırlanmıştır.

Yöntem

Mikro-flotasyon Deneyleri

Flotasyon deneylerinde 155 mL hacme sahip cam mikro-flotasyon hücresi kullanılmıştır. Deneylerde kullanılan süspansiyonlar, 2 gr potaş cevheri üzerine 155 mL'ye tamamlanacak şekilde doygun çözelti eklenerek hazırlanmış olup, kondisyonlama ve adsorbsiyon süresi ise toplam 5 dk olarak uygulanmıştır. Bu kapsamında hazırlanan süspansiyonlar 2 dk boyunca karıştırılarak kondisyonlanmış, daha sonra reaktif eklemesi yapılarak mineral yüzeyine reaktif adsorbsiyonun gerçekleşmesi 3 dk daha karıştırmaya tabi tutulmuştur. Kondisyonlama ve adsorbsiyon sürecine tabi tutulan pülp, mikro-flotasyon düzeneğine beslenmiş ve 2 dk karıştırma sürecinden sonra sisteme 1 dk boyunca 50 mL/dk debi ile azot gazı verilerek flotasyon işlemi gerçekleştirilmiştir.

Zenginleştirme işlemine tabi tutulan cevherden elde edilen yüzen ürün konsantre, batan ürün ise artık olarak alınmış, ardından yüzen ve batan ürünler 4 µm açıklığa sahip filtre kağıdı ile vakum filtre kullanılarak, hızlı bir şekilde susuzlandırılmıştır. Ardından filtre edilen ürünler 80°C sıcaklıktaki etüvde kurutulmuştur. Kurutulan ürünler tartılmış ve flotasyon deneyleri sonucunda elde edilen verim değerleri gravimetrik olarak hesaplanmıştır.

Kabarcık-Tane Yapışma Verimi Ölçümleri

Flotasyon deneylerinde elde edilen sonuçların mikro ölçekte incelenmesi amacıyla kabarcık-tane yapışma verimi ölçümü deneyleri gerçekleştirilmiştir. Deneylerde temas süresi 100 ms olarak uygulanmış; doğal cevherin ve şlamdan arındırılmış cevherin 5×10⁻⁴ mol/L DAH varlığında ve yokluğundaki kabarcık-tane yapışma verimleri belirlenmiştir. Deneylerde kabarcık-tane yapışma süresi tayini cihazı (Bratton Engineering, ABD) kullanılmıştır (Şekil 1).



Şekil 1. Kabarcık-tane yapışma verimi ölçümlerinde kullanılan deney düzeneği (a) ve yöntemin şematik görünümü (b)

Şlam Uzaklaştırma İşlemleri

Cevherde varlığı XRD analizleri ile belirlenmiş olan kil minerallerinin uzaklaştırılması amacıyla şlam uzaklaştırma işlemleri gerçekleştirilmiştir. Bu kapsamda flotasyon deneylerinde kullanılacak 212×150 µm boyutlu cevher numunesi; cam beher içerisinde (250 mL), %10 katı oranında (cevher/doygun çözelti) olacak şekilde ve 10 dk'lık periyotlar ile cevher bünyesinde bulunan kil mineralleri serbest hale gelene kadar manyetik karıştırıcı kullanılarak karıştırılmıştır. Her bir karıştırma periyodu sonrasında iri boyutlu tanelerin çökmesi için 3 dk beklenmiş ve süspansiyonun üst kısmı dekantasyon yöntemi ile uzaklaştırılmıştır. Bu işlem süspansiyonun sıvı fazı çökme sonrasında berrak hale gelinceye kadar 4 kez tekrarlanmıştır. Doğal ve şlamı uzaklaştırılmış cevherin görünümü Şekil 2'de verilmiştir.



Şekil 2. Doğal (a) ve şlamı uzaklaştırılmış (b) cevherin görünümü

BULGULAR

Flotasyon Deneyleri

Doğal ve şlamı uzaklaştırılmış cevher üzerinde gerçekleştirilen flotasyon deneylerinin sonuçları Şekil 3'te karşılaştırmalı olarak verilmiştir.



Şekil 3. Doğal ve şlamı uzaklaştırılmış cevherin DAH konsantrasyonuna bağlı flotasyon sonuçları

Şekil 3'ten görüldüğü gibi 1×10⁻⁵ mol/L DAH varlığı her iki durumda da etkili bir flotasyonun gerçekleşmesi için yeterli olmamıştır. Bununla beraber, 5×10⁻⁵ mol/L DAH varlığından itibaren elde edilen verim oranları arasındaki fark açılmaya başlamıştır. Bu konsantrasyonda doğal cevherde elde edilmiş yaklaşık %4 olan flotasyon verimi, şlam uzaklaştırma işlemi sonrasında yine aynı konsantrasyonda 8 kattan fazla artış göstererek yaklaşık %26 seviyesine ulaşmıştır.

5×10⁻⁴ mol/L DAH varlığında elde edilen verimde de önemli derecede artış gözlenmiş olup, flotasyon verimi %100'den fazla bir oranda artış göstererek %41 seviyesinden %83 seviyesine yükselmiştir.

Doğal (şlamlı) ve şlamdan arındırılmış cevherin flotasyon davranışı karşılaştırıldığında, doğal cevher flotasyonu sırasında süspansiyonda bulunan kil minerallerinin cevher yüzeyini kapladığı, bu durumun toplayıcı reaktifin mineral yüzeyine etkili bir şekilde adsorblanmasını engellediği düşünülmektedir.

Sonuç olarak şlam varlığının silvit minerallerinin flotasyon verimini olumsuz yönde etkilediği belirlenmiştir. Şlam uzaklaştırma işlemi sonucunda ise bu durumun önüne geçilerek şlamı uzaklaştırılmış cevher tanelerinin yüzeyine DAH'ın etkin bir şekilde adsorbe olabilmesi sağlanmıştır.

Kabarcık-Tane Yapışma Verimi Ölçüm

Doğal ve şlamı uzaklaştırılmış cevher üzerinde gerçekleştirilen kabarcık-tane yapışma verimi ölçümü sonuçları Çizelge 1'de verilmiştir.

	Kabarcık-Tane Yapışma Verimi (%)			
Malzeme	Reaktifsiz	5×10 ⁻⁴ mol/L DAH		
Doğal	4,6	18,6		
Şlamsız	30,0	90,0		

Çizelge 1. Kabarcık-tane yapışma verimi ölçümü sonuçları

Kabarcık-tane yapışma deneyinde, doğal cevher yüzeyinde kil mineralleri olduğundan kabarcığa tane yapışmamıştır. Doğal cevhere reaktif eklendiğinde ise cevher yüzeyi aynı şekilde kil mineralleri ile kaplı olduğundan toplayıcı reaktif cevher yüzeyine yeteri kadar adsorbe olamamakta ve kabarcık-tane yapışması düşük bir verimde gerçekleşmektedir.

Şlamdan arındırılmış cevhere reaktif eklemeden yapılan kabarcık-tane yapışma deneyinde cevher yüzeyi kil minerallerinden arındırıldığından dolayı cevherin kabarcığa kısıtlı bir verim ile yapışabildiği belirlenmiştir. Şlamdan arındırılmış cevhere 5×10⁻⁴ M DAH eklenerek yapılan deneyde ise, eklenen reaktif cevher yüzeyine etkin bir şekilde adsorbe olabilmiş, bunun sonucunda da cevher taneciklerinin kabarcığa yüksek bir verimde (%90) yapışması sağlanmıştır. Kabarcık-tane yapışma verimi ölçüm görüntü örnekleri Şekil 4'te verilmiştir.



Şekil 4. 5×10⁻⁴ mol/L DAH varlığında doğal cevher (a), şlamsız cevher (DAH'sız) (b), 5 × 10⁻⁴ DAH varlığında şlamsız cevher (c)

 5×10^{-4} mol/L DAH varlığında doğal cevher ile tane arasında çok zayıf bir etkileşim tespit edilirken (Şekil 4.a), şlam uzaklaştıma işlemi sonrasında reaktif kullanılmaması durumunda bile 100 ms temas süresinde kabarcık yüzeyine tutunabilen tane miktarında artış gözlenmiştir (Şekil 4.b) Şlam uzaklaştırma işlemi sonrasında 5×10^{-4} mol/L DAH varlığında ise hem kabarcığa yapışan tane miktarının kayda değer oranda arttığı, hem de tanelerin hava kabarcığına daha stabil bir şekilde tutunabildikleri gözlenmiştir (Şekil 4.c).

TARTIŞMA VE SONUÇ

Bu çalışmada, Türkmenistan'ın Karlyuk potasyum tuz yatağından temin edilen potaş cevher numunesinin amin tipi bir toplayıcı (dodesilamin hidroklorür-DAH) ile flotasyonunda şlam uzaklaştırma işleminin etkilerinin mikro-flotasyon deneyleri ve kabarcık-tane yapışma verimi ölçümleri kullanılarak araştırılmıştır. Elde edilen sonuçlar, flotasyon ile zenginleştirme yönteminin Türkmenistan'ın Karlyuk yatağındaki potasyum tuz cevherlerinin zenginleştirilmesi için şlam uzaklaştırma prosesi sonrasında başarıyla uygulanabileceği ortaya konulmuştur.

KAYNAKLAR

- Barker, J., and Gundiler, I. (2008). New Mexico Potash–Past, Present, and Future. New Mexico Earth Matters, 8(2).
- Cahuas, L. B. (2015). Phase inversion and wettability in testing the extender oil for the flotation of coarse potash ore fractions (Doktora Tezi, University of British Columbia).
- Filippov, L. O., Filippova, I. V., Barres, O., Lyubimova, T. P., & Fattalov, O. O. (2021). Intensification of the flotation separation of potash ore using ultrasound treatment. *Minerals Engineering*, 171, 107092.
- Gündüz, M., & Doğan, R. (1997). Türkmenistan'ın maden kaynakları envanteri. İstanbul, TİKA yayın evi.

- Laskowski, J. S. (1994). Flotation of potash ores. Reagents for better metallurgy, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 225-243.
- Laskowski, J. S. (2013). From amine molecules adsorption to amine precipitate transport by bubbles: A potash ore flotation mechanism. *Minerals Engineering*, 45, 170-179.
- Laskowski, J. S., Yuan, X. M., & Alonso, E. A. (2008). Potash Ore Flotation–How does it work? In W. D. Duo, S. C. Yao (Eds.) Proceedings of the XXIV International Mineral Processing Congress (pp. 1270-1276). Science Press.
- Ozdemir, O., Du, H., Karakashev, S. I., Nguyen, A. V., Celik, M. S., and Miller, J. D. (2011). Understanding the role of ion interactions in soluble salt flotation with alkylammonium and alkylsulfate collectors. *Advances in Colloid and Interface Science*, 163(1), 1-22.
- Pokrovsky, P. (2001). Silvinitten potasyum klorür elde etmek için yüzdürme yöntemi. (Rusça) https://www.bestreferat.ru/referat-61505.html
- Qian, Y., Qin, X., and Peng, Y. (2019). Mitigating the coating of fine quartz in fluorite flotation using a triblock copolymer. *Minerals Engineering*, 136, 81-88.
- Titkov, S. (2004). Flotation of water-soluble mineral resources. *International Journal of Mineral Processing*, 74(1-4), 107-113.
- Warren, J. K. (2006). Evaporites: sediments, resources and hydrocarbons. Springer Science & Business Media.
- Yager, D. B. (2016). Potash—A vital agricultural nutrient sourced from geologic deposits (No. 2016-1167). US Geological Survey.
- Yu, Y., Ma, L., Cao, M., and Liu, Q. (2017). Slime coatings in froth flotation: A review. *Minerals Engineering*, 114, 26-36.

POTENTIAL DIFFERENCE BETWEEN PRE-PASSIVE AND NON-PASSIVE ANODES IN COPPER ELECTROWINNING PROCESS IN THE PRESENCE OF IRON IONS

H. L. Shahsavar¹, A. M. Beygian¹, E. K. Alamdari^{1,*}

¹Department of Material Science and Engineering, Amirkabir University of Technology (*Corresponding Author: alamdari@aut.ac.ir)

ABSTRACT

In copper electrowinning processes, the oxygen evaluation on the anode surface has a very oxidizing effect on the reactions performed. The amount of produced H⁺ ions around the anode reduces by the oxidation of Fe²⁺ to Fe³⁺ or Mn²⁺ to Mn⁴⁺ reactions, causing a decreasing effect on the anode materials corrosion. To investigate this process, two types of lead anodes, pre-passive and fresh (non-passive) anodes, were placed around the cathode with the same conditions. The potential difference between the anodes and the cathode was measured, and finally, the voltage difference between the two was calculated. Factors affecting the amount of potential include the concentration of acid, copper ions, iron ions, and the amount of forward and backward current flow through the circuit. Experiments at five different levels for these variables were performed by experimental design software based on the central composite method (CCM). Based on the obtained data, it was concluded that at concentrations of 10g/l copper, 22.44g/l acid, fixed 200g/l iron, 200A/m² forward current flow, and 700A/m² backward current flow, the potential difference is minimized. In this circumstance, the anode oxidation is expected to be minimal, resulting in reduced energy consumption.

Keywords: Copper electrowinning, lead anode, energy consumption, overpotential of OER

INTRODUCTION

Copper electrowinning (EW) is an electrolytic reduction of copper ions from an acidic solution to produce high purity copper material. The main anodic reaction in this process is the oxygen evolution reaction (OER)(Parada T and Asselin 2009, Tunnicliffe, Mohammadi et al. 2012). The overpotential for this reaction determines the anodic protection and influences the total cell potential of the process. The OER overpotential depends on the electro catalytical capacity of the anode material (Rüetschi and Cahan 1957, Matsumoto and Sato 1986). However, some other reactions occur on the surface of the anode that effects anodic protection and overall cell potential.

$$2H_2O \rightarrow O_2 + 4H^+ + 4e^- \quad E^+ = 1.23 V_{SHE}$$
 (1)

$$Cl_2 \rightarrow 2Cl^- + 2e^ E^+ = 1.35 V_{SHE}$$
 (2)

$$Fe^{3+} \rightarrow Fe^{2+} + e^{-}$$
 $E^+ = 0.77 V_{SHE}$ (3)

Although a wide variety of anode materials has been used in the electrowinning of copper, the characteristic features of lead, such as high corrosion resistance and electrical conductivity, as well as the reasonable economical price, make it the best choice as the anode material. Lead and lead alloys can form a continuous protective layer of PbO_2 which is highly conductive for the circuit and prohibits the corrosion

attack of the anode (Elrefaey, Gu et al. 2020). The fundamental efficacy of lead anodes depends on the properties of PbO₂ (Prengaman and McDonald 1980). Lead anodes are used predominantly in sulfate-based electrolyte systems because of the protective ability of PbO₂. In particular, the protective adherent α -phase, which is the brown PbO₂ layer closest to the anode surface, isolates the lead from the corrosive electrolyte. It is composed of large, rhombic, closely packed crystals. The formation of PbO marks the β -phase, Pb(OH)₂, PbSO₄, and other complex sulfates as reaction intermediates (Mirza, Burr et al. 2016). The first stage in lead oxidation is the presence of oxygen in the formation of lead monoxide (PbO) and lead sulfate (PbSO₄). As the anode potential increases, the surface layer of PbO/PbSO₄ transforms to Pb(OH)₂, followed by conversion to the insulating tetragonal PbO, and then finally by diffusion of oxygen through β -PbO₂ and react with the lead surface the protective and adherent α -PbO₂ layer is formed between beta layer and lead itself at higher potentials (figure 1). According to (Burbank 1956), it is necessary to maintain an anode potential above 1.77V to maintain the protective α -PbO₂ converts to the loosely adherent β -PbO₂ that flakes off and causes cathode contamination. This electrochemical layering effect explains the commercial success of lead-based anodes in sulfate media electrowinning in the last few decades.



Figure 1. lead anode corrosion layers in sulfuric acid (Prengaman and Siegmund 1999)

Invariably copper-bearing ores are associated with iron. During hydrometallurgical extraction of copper from these ores, the leach liquors often contain a substantial amount of iron. Recovery of copper from these solutions is generally achieved through cementation or electrolysis. Since low purity copper is produced by cementation, the electrolytic method is widely practiced. Copper is either directly electrowon from these solutions when iron contamination is relatively low, or won after purification from iron. Solvent extraction is usually adopted to separate copper from these solutions. The pregnant electrolyte thus generated often contains a substantial amount of Fe^{3+} . When the electrowinning step is coupled with solvent extraction, and a closed circuit is formed, Fe^{3+} contamination builds up during copper electrowinning. The presence of Fe^{3+} in the electrolyte causes a loss in current efficiency and often produces poor quality, cathode copper.

The present paper uses reverse (backward) current on an electrowinning circuit to achieve pure Cu from electrolyte that includes a high amount of Fe ions. In addition, the voltage difference between anodes was calculated by ADAMVIEW BUILDER software. This software gives voltage differences between each anode and cathode every second to investigate the effect of various factors such as copper and iron concentrations. Furthermore, the effect of forward and backward current on the potential difference between the pre-passive lead anode and fresh (newly used) lead anode was studied. So, the optimum amount of concentrations and current are carried out.

MATERIALS AND METHODS

Cell And Placement of Electrodes

The experimental work was carried out in a laboratory-sized cell (100×100×100mm) with a total electrolyte volume of 700cc, using stainless steel 716 as a cathode, with a total surface area of 0.025m² a pure rolled lead (7×5) as an anode. To prevent the formation of copper on top of the cathode, some nun conductive liquid was used to isolate it from the electrolyte. Electrodes (each anode and cathode) are first washed with a 1M caustic soda solution to clean their surface and then cleaned with distilled water and placed in the cell. Two types of anodes were used around the cathode, pre-passivate and fresh lead anode, to realize the voltage difference between anodes. The pre-passive anode was always used in the cell and had a passive layer before the experiment. The electrowinning cell used for this work is continuous, so it has two canals for solution input with the same rate of flow and one output canal. The construction of the cell is shown in figure 2. The duration of each experiment is 5 hours with a total of 4L (liter) solution.



Figure 2. Electrowinning cell configuration

Solution Preparation

All chemicals were reagent grade and were used without further purification. Sulfate-based electrolytes were prepared using $CuSO_4$;(7H₂O), FeSO₄;(7H₂O), and 98% pure H₂SO₄. All reagents were mixed with distilled water to produce 4L of electrolyte for copper electrowinning experiments. All electrolyte concentrations are listed in Table 1, and all experiments were performed at room temperature.

X-Ray Diffraction (XRD) Analysis and Voltage Difference Measurements

Using X-ray diffraction (XRD) analysis, information about the composition of the surface layer on the Pb anode was obtained. At the 5 hours of anodic polarization at different voltages listed in Table 1, the sample

was rinsed, dried, and analyzed as a powder of corroded lead, which separated quickly from the surface of the anode.

Runs	Cu	H_2SO_4	Fe	Forward current	Backward current
	(g/l)	(g/l)	(g/l)	(amp/m ²)	(amp/m²)
1	5.00	20.00	20	300.00	500.00
2	20.00	30.00	20	400.00	700.00
3	15.00	0.00	20	300.00	500.00
4	20.00	10.00	20	400.00	700.00
5	15.00	20.00	20	300.00	500.00
6	10.00	10.00	20	400.00	700.00
7	20.00	30.00	20	200.00	700.00
8	15.00	20.00	20	500.00	500.00
9	15.00	20.00	20	300.00	500.00
10	25.00	20.00	20	300.00	500.00
11	10.00	10.00	20	200.00	700.00
12	15.00	20.00	20	300.00	500.00
13	15.00	20.00	20	300.00	100.00
14	10.00	10.00	20	200.00	300.00
15	15.00	20.00	20	300.00	500.00
16	20.00	30.00	20	400.00	300.00
17	20.00	10.00	20	400.00	300.00
18	5.00	20.00	20	300.00	500.00
19	15.00	20.00	20	100.00	500.00
20	15.00	20.00	20	300.00	900.00
21	25.00	20.00	20	300.00	500.00
22	10.00	30.00	20	400.00	300.00
23	15.00	20.00	20	500.00	500.00
24	20.00	30.00	20	200.00	300.00
25	20.00	10.00	20	200.00	300.00
26	15.00	0.00	20	300.00	500.00
27	15.00	20.00	20	300.00	100.00
28	10.00	10.00	20	400.00	300.00
29	15.00	20.00	20	300.00	500.00
30	10.00	30.00	20	200.00	300.00
31	15.00	40.00	20	300.00	500.00
32	15.00	20.00	20	300.00	500.00
33	15.00	40.00	20	300.00	500.00
34	10.00	30.00	20	200.00	700.00
35	15.00	20.00	20	300.00	900.00
36	20.00	10.00	20	200.00	700.00
37	10.00	30.00	20	400.00	700.00
38	15.00	20.00	20	100.00	500.00

Table 1. Electrolyte concentrations and current at 38 experimental 5-hour run

The power supply used is a pulse generator made in International Silicon Power Conversion (IPC) in Iran, which switches the direction of DC (direct current) in the ratio of 40/1 Sec. The voltage difference between two types of anodes was measured every second using ADAM-4017-PLUS and ADAM-4561 manufactured by Advantech company also shunt used for accessible voltage measurements. The measured voltage differences data are recorded with the ADAMVIEW-BUILDER software. After five hours of electrowinning (18472 sec), approximately 18476 digits of voltage differences were claimed in every 38 runs; thus, the average voltage differences as a final data used for every run claimed by following the example formula. All data was analyzed and optimized by experimental design software based on the central composite method (CCM).

$$\frac{\int_{0}^{18476} V dt}{t_{18476} - t_0} = \overline{V}$$
(4)

RESULTS AND DISCUSSIONS

XRD Analysis

As shown in figure 3, XRD detection was carried out on the anodic layers, which are claimed as a powder after five hours of the electrowinning process. The results indicated that these anodic layers are mainly composed of PbSO₄ and β -PbO₂. Furthermore, as shown in figure 3 intensity of PbO₂ is higher than PbSO₄; it shows that more lead oxide components are formed than the lead sulfate. As (Zhang and Guo 2017) reported, because the α -PbO₂ is adherent to the surface, there is no α -phase, but on the other hand, there is too much β -phase that is visible in figure 3.



Figure 3. XRD of Pb after 5 hours of electrowinning process

Average Voltage Differences Analysis and Reasons for It

Design Expert Software Analysis

After all the experiments were performed, the results were analyzed at design expert software. The suggested model was linear with a reasonable R^2 —the sequential model sum of squares listed in Table 2. The

fit summary and analysis of variance (ANOVA) are visible in Table 3. The F-value and p-value are calculated at 31.79 and <0.0500, respectively. These facts release that this model is significant for these experimental data.

Sourco	Sum of	Degree of	Mean	Evalua	P-valuo	Suggestions
Jource	squares	Freedom	square	I-value	r-value	Suggestions
Mean vs total	0.4528	1	0.4528	-	-	-
Linear vs Mean	0.0452	4	0.0113	31.79	<0.0001	Suggested
2FI vs Linear	0.0018	6	0.0003	0.7922	0.5841	-
Quadratic vs 2FI	0.0003	4	0.0001	0.1938	0.9391	-
Cubic vs Quadratic	0.0047	8	0.0006	1.81	0.1522	Aliased
Residual	0.0049	15	0.0003	-	-	-
Total	0.5097	38	0.0134	-	-	-

Table 2. The sequential model sum of squares

Table 3. The fit summary and analysis of variance (ANOVA) for the linear model

Source	Sum of	Degree of	Mean	Evalue	D value	Description
	Squares	Freedom	Square	r-value	P-value	Description
Model	0.0452	4	0.0113	31.79	<0.0001	Significant
A-Cu(g/l)	0.0001	1	0.0001	0.2563	0.6161	-
$B-H_2SO_4(g/I)$	0.001	1	0.001	2.88	0.0992	-
C-I-F (amp/m ²)	0.0393	1	0.0393	110.55	<0.0001	-
D-I-R (amp/m ²)	0.0048	1	0.0048	13.49	0.0008	-
Residual	0.0117	33	0.0004	-	-	-
Lack of fit	0.0080	<u>20</u>	0.0004	<u>1.39</u>	<u>0.2753</u>	Not significant
Pure Error	0.0037	13	0.0003	-	-	-
Total	0.0569	37	-	-	-	-
R ²	0.7940	-	-	-	-	-
Adjusted R ²	0.7690	-	-	-	-	-
Predicted R ²	0.7256	-	-	-	-	-
Precision	20.4957	-	-	-	-	-

The Predicted R^2 of 0.7256 is in reasonable agreement with the Adjusted R^2 of 0.7690; i.e., the difference is less than 0.2. Precision measures the signal/noise ratio, and a ratio greater than four is desirable. The ratio of 20.496 indicates an adequate signal. This model can be used to navigate the design space. After 38 runs that some of them were repeated, some validation runs were carried out to confirm models results. These validation runs are reported in table 4.

Table 4. Validation runs values

Runs	A-Cu	B-H2SO4	C-I-F	D-I-R	Actual voltage	Predicted voltage	Standard	Repeat
	(g/l)	(g/)	(amp/m ²)	(amp/m ²)	difference (V)	difference (V)	deviation	
1	20	40	100	100	0.07243	0.0766	0.0189	3
2	20	20	200	500	0.08962	0.0758	0.0189	2

As shown in Table 4, the actual voltage difference and predicted one are close to each other according to standard deviation; additionally, the runs were repeated three or two times to confirm the voltage difference. As a result, the given model is acceptable. The maximum and minimum voltage difference between the two pre-passive and the fresh anode is calculated with DESIGN EXPERT software shown in Table 5.

ovtromum	A-Cu	B-H2SO4	C-I-F	D-I-R	voltage difference
extremum	(g/l)	(g/)	(amp/m ²)	(amp/m ²)	(V)
Minimum	10	22.44	200	700	0.053
Maximum	10	30	400	300	0.177

Table 5. Extremum of the voltage difference between two anodes

The design expert software was used to investigate the effect of parameters on the average voltage difference. Results indicated a linear relationship between X and Y. The linear equation for these parameters is as follows.

(5)

Average Voltage Difference = 0.1092 + 0.0017(copper concentration) + 0.0057 (sulfuric acid concentration) + 0.0350 (forward current voltage) - 0.0122 (backward current voltage)

Effect Of Sulfuric Acid Concentration on Corrosion of Lead and Voltage Difference

As shown in figure 4, the results indicate that increasing sulfuric acid from 0 to 30 (g/l) or even more cause more lead corrosion. Additionally, as shown in figure 4 average voltage difference between two anodes is slightly increased by increasing sulfuric acid; because the fresh anode consumes more power than the prepassive anode to form a passive layer. As (Cifuentes, Astete et al. 2005) reported, as the standard equilibrium potential for lead is more negative than the standard equilibrium potential for hydrogen, so metallic lead oxidation can couple spontaneously with hydrogen ion reduction. At the same time, increasing hydrogen ion concentration caused the exchange current density for the hydrogen reduction reaction to increase, thus increasing the corrosion current density for the lead/hydrogen couple.



Figure 4. Effect of sulfuric acid concentration on voltage differences between two anodes

Effect Of Copper Concentration on Corrosion of Lead and Voltage Difference

The results (figure 5) indicate that increasing copper concentration from 10 to 20 (g/l) will accelerate lead corrosion slightly. This result shows that, as backward current is applied, copper in solution allows spontaneous copper deposition on the lead anode. This phenomenon provides an added cathodic reaction to couple with anodic lead dissolution; it leads to accelerated lead anode corrosion. Copper deposition on the lead anode during backward current has been observed in laboratory tests and industrial plants. As lead anode corrosion increases, the average voltage differences also slightly increase because copper concentration does not play a significant role in forming the passive layer on the anode; this is more dependent on OER (oxygen evaluation reaction) and lead oxide formation on the anode surface.



Figure 5. Effect of copper concentration on voltage differences between two anodes

Effect Of Current Direction on Corrosion of Lead and Voltage Difference

The voltage difference of the two anodes is shown in figure 5 (A) effect of forward current and figure 5 (B) effect of backward current. It can be seen (figure 5 A), the voltage differences between the two pre-passive and the fresh anode are increased by increasing forward current density from 200 to 400 (amp/m²). The corrosion rate of the new anode at the beginning of the reaction is higher than the pre-passive anode because it consumes more power to form the passive layer. It means on the surface of the fresh anode, both main OER (oxygen evaluation reaction) and leads oxidizing reaction and other reactions like Fe²⁺ oxidizing and Cl⁻ reduction are happening simultaneously. On the other hand, only the OER is happening on the surface of the pre-passive anode. The oxidizing of lead plays a significant role in average voltage differences between two anodes. Figure 5 (A) shows that the average voltage differences and corrosion of 2 anodes increase each time the current density increases.

Figure 5(B) shows that average voltage differences between two anodes decrease with increasing backward current from 300 to 700 (amp/m²). The main reason for this could be the dissolving of the passive layer as lead oxide or even lead sulfide in the electrolyte. Also, because one of the anodes is pre-passivated, the passive layer of this anode will dissolve more than the fresh anode. As a result, the average voltage difference is decreases. It also seems that while backward current is applied, the placement of anode and

cathode changes, which means the oxidation reactions occur on cathode and reduction reactions appear on the anode; hence, Fe³⁺ reduces to Fe²⁺. As (Cifuentes, Astete et al. 2005) investigate, while the concentration of Fe²⁺ is more than Fe³⁺, corrosion of lead decreases, it causes a decrease in average voltage differences. Furthermore, iron ions (Fe²⁺) and lead components dissolved in electrolytes do not affect copper purity.



Figure 5. Effect of current direction on voltage differences between two anodes

Effect Of Iron on Corrosion of Lead And Voltage Difference

Although during the forward current applies for 40 seconds, Fe^{2+} oxidize to Fe^{3+} on the anode surface, during one second of backward current, Fe^{3+} reduced to Fe^{2+} , as (Dew and Phillips 1985) researched, electrowinning and extraction of copper with a high concentration of ferric ion cause higher energy consumption and non-adhesive copper on the cathode. As a result, backward current, even for one second, will help to lower the energy consumption for electrowinning. Additionally, it helps to reduce the corrosion of anodes and average voltage differences.

CONCLUSION

This investigation highlights the effect of some essential elements and operating parameters found in copper electrowinning electrolytes on corrosion of the lead anodes and the average voltage differences between two different anodes that one of them was pre-passive and another one was fresh anode. The XRD analysis of powder that separated from the surface of the anode indicates that it is mainly PbO₂ formed on the surface of the anode, and it is more than PbSO₄.

The results analyzed by the design expert software indicated that the linear model significantly fits with experiments. Additionally, validation runs were carried out that show the results match with the model concerning standard deviation. The final linear equation is gained after the model is accepted. The equation below shows the effect of parameters on average voltage difference ideally. The equation indicates that the forward current has the most impact on the average voltage differences, and the backward (reverse) current has a contrariwise effect. The effect of sulfuric acid and copper in the electrolyte is not as impressive as the current, but they positively impact lead corrosion.

Average Voltage Difference =

```
0.1092 + 0.0017(copper concentration) + 0.0057 (sulfuric acid concentration) + 0.0350 (forward current voltage) - 0.0122 (backward current voltage) (5)
```

Finally, the optimum average voltage differences were obtained through this equation, which shows how much the single reaction on the lead anode surface (lead oxidizing) can help toward energy consumption and corrosion resistance.

REFERENCES

Burbank, J. (1956). "Anodization of lead in sulfuric acid." Journal of the Electrochemical Society 103(2): 87.

- Cifuentes, L., E. Astete, G. Crisóstomo, J. Simpson, G. Cifuentes and M. Pilleux (2005). "Corrosion and protection of lead anodes in acidic copper sulphate solutions." Corrosion engineering, science and technology 40(4): 321-327.
- Elrefaey, A., Y. Gu, J. James, C. Kneen, I. Crabbe and J. Sienz (2020). "An investigation of the failure mechanisms of lead anodes in copper electrowinning cells." Engineering Failure Analysis 108: 104273.
- Matsumoto, Y. and E. Sato (1986). "Electrocatalytic properties of transition metal oxides for oxygen evolution reaction." Materials chemistry and physics 14(5): 397-426.
- Mirza, A., M. Burr, T. Ellis, D. Evans, D. Kakengela, L. Webb, J. Gagnon, F. Leclercq and A. Johnston (2016). "Corrosion of lead anodes in base metals electrowinning." Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy 116(6): 533-538.
- Parada T, F. and E. Asselin (2009). "Reducing power consumption in zinc electrowinning." JOM 61(10): 54-58.
- Prengaman, R. and A. Siegmund (1999). Improved copper electrowinning operations using wrought Pb-Ca-Sn anodes, Copper 99-Cobre 99 International Symposium (Phoenix, Arizona), October.
- Prengaman, R. D. and H. B. McDonald (1980). Stable lead dioxide anode and method for production, Google Patents.
- Rüetschi, P. and B. D. Cahan (1957). "Anodic corrosion and hydrogen and oxygen overvoltage on lead and lead antimony alloys." Journal of the Electrochemical Society 104(7): 406.
- Tunnicliffe, M., F. Mohammadi and A. Alfantazi (2012). "Polarization behavior of lead-silver anodes in zinc electrowinning electrolytes." Journal of the Electrochemical Society 159(4): C170.
- Zhang, Y. and Z. Guo (2017). "Anodic behavior and microstructure of Pb-Ca-0.6% Sn, Pb-Co3O4 and Pb-WC composite anodes during Cu electrowinning." Journal of Alloys and Compounds 724: 103-111.

PREDICTIVE MAINTENANCE: A VIABLE MAINTENANCE OPTION FOR MACHINES/EQUIPMENT/PLANTS IN MINING AND MINERAL PROCESSING

O. Dayo-Olupona¹, B. Genc^{1,*}, S. Bada², T. Celik³

University of the Witwatersrand, School of Mining Engineering (*Corresponding author: bekir.genc@wits.ac.za) ² University of the Witwatersrand, School of Chemical Engineering ³ University of the Witwatersrand, School of Electrical Engineering

ABSTRACT

Mining equipment requires significant capital investment; therefore, equipment failures and associated downtimes lead to significant increases in operating, production and maintenance costs and, in some instances, loss of revenue. Conservatively, the average mining equipment maintenance cost ranges from 20-40% of the mine's operating cost, and it is increasing gradually. Hence, the need for reliable maintenance initiatives designed to enhance equipment availability, reduce unscheduled downtime and minimize maintenance costs.

This study aims to give an up-to-date overview of equipment maintenance procedures in the mining industry as a prerequisite to establishing operational integration of artificial intelligence (AI) and machine learning technology for predictive equipment maintenance inside existing mining operations. Journal articles, reports and other publications were systematically reviewed and analysed to understand the historical development and evolution of equipment used in mining. In addition, machine maintenance, understanding of the reactive, preventive, and predictive maintenance environment in the industry were also examined. Other factors attributed to predictive maintenance, understanding the type of equipment failure and identifying critical data-worthy variables that are used to build a predictive AI model have been extensively analysed. The outcome of the review will provide decision-makers with some guidance in considering predictive maintenance as a viable maintenance option within their operations.

Keywords: Mining Equipment, Maintenance, Predictive Maintenance, Artificial Intelligence

INTRODUCTION

Breakdowns are typical of mechanical equipment and minimizing them over the useful lifespan of the equipment requires regular maintenance. For most organizations, the maintenance service helps reduce production losses and minimizes maintenance labour and material costs. A key determinant of a successful maintenance program is the healthy balance between too little and too much maintenance. The risk of breakdown is increased with the formal while the latter lead to a high operating cost. Another success factor is the willingness and commitment of the management. This usually comes down to how the interaction between the maintenance unit and the company's production unit is coordinated (Chan and Kuruppu, 2006).

A major difficulty in quantifying the benefits of servicing mining equipment is that equipment wears, and degradation occurs over a long period of time. These degradations are compounded by the complex processes and a large number of variables usually interacting with each other within and outside the machine (Jalili et al., 2015). Some of them are controlled by the operator, independently controlled, based on the properties of the ore and even variables based on the results.

As a precursor to developing the operational integration of Artificial Intelligence (AI) and machine learning technology for predictive equipment maintenance in existing mining operations. this study seeks to provide an up-to-date review of maintenance practices for equipment used in the mining industry. Journal articles, reports and other literature were reviewed and analysed to understand the historical development and evolution of equipment and machine maintenance. Predictive maintenance is further explored to understand the type of equipment failure and the identification of critical dataworthy variables/factors to be monitored and used to build a predictive AI model.

Equipment and Maintenance Cost

Mining equipment require significant capital investment; therefore, equipment failures and their associated downtime mean significant increase in operating, production, and maintenance costs, and in some cases revenue losses. Conservatively, the average mining equipment maintenance cost ranges from 20 - 40% of the mine's operating cost and it is increasing gradually (Dhillon, 2008). Hence, the need for reliable maintenance initiatives designed to enhance equipment availability, reduce unscheduled downtime, and minimize maintenance costs.

Factors Contributing to Equipment Maintenance Cost in Mines

Due to the increasing complexity of machines used in mining and mineral processing, several factors influence maintenance costs. Though not exhaustive, Dhillon (2008) points to eight factors that contribute significantly to the cost of maintenance. They are further categorized into 3 broad areas.

- 1. The machine/equipment;
- 2. The working environment; and
- 3. The labour involved.



Figure 1. Factors affecting mining equipment maintenance cost.

Similarly, Caterpillar claims that the cost of mining equipment repair and maintenance is typically influenced by the equipment's application, operating circumstances, ownership time, maintenance procedures, and age (Lashgari & Sayadi, 2013).

The realization from the above listed variables is that multiples factors are usually responsible for the equipment cost. The factors directly related to machine/equipment are usually subjected to wear and tears and can be effectively managed if prioritized. The working environment factors are the set of factors that are not usually directly controlled by the organization and it effects are usually quite significant. For example, decarbonization is forcing mining companies to adopt and significantly modernize the technologies used on majority of their equipment. This naturally increases maintenance related cost. Labour related factor in most cases can be controlled and managed by the host organizations.

Mining Equipment Downtimes and Maintenance Strategies

Downtime of equipment is not desirable, especially as mining equipment becomes larger, costly, and difficult to tow. Therefore, it is very important to maintain this equipment, as breakdown will cause significant production and revenue losses. Although these outages and downtime are not completely avoidable, a good maintenance program can help minimize them, thereby increasing the availability of the machine (Safiuddin, 1967). According to (Faitakis et al., 2004), maintenance has evolved through three major ages;

- **The first generation (1940 1950):** The approach to maintenance at that time was "fix when it broke" and that is because automation was minimal in the industry.
- **The second generation (1950 1980):** Here, due to the increased mechanization and automation of the industry, a fixed-time maintenance practice was adopted. However, maintenance costs have gone up significantly.
- The third generation (1980 present): A computerized maintenance approach has been gradually introduced because of the complexity of mining. In addition, there is a better understanding of the malfunction modes of the equipment.

One of the most notable features of the first generation was the lack of mechanization. Mine production was typically small-scale, and the consequences of breakdowns were less severe than they are now. However, rising globalization and the associated exponential mineral demand caused mining enterprises to boost production in the second generation. Following it, there was an increase in mechanization. The time-based maintenance strategy used here was more effective than the first generation, but the scale at which it was implemented quickly resulted in an exponential increase in associated operational expenses. In addition, the fact that not all of the components and parts being replaced are nearing their end-of-life indicated that the technique was ineffective. The computing age spread significantly in the third generation. In the third generation, the computing technology became widely adopted across several industry. Its combined use with mechanization allowed for a greater understanding of the various critical component and the operations of the equipment to which it was applied. This in-depth knowledge generated makes scalability easy. It also aids the management of the more complex future mining operations.

Similar to the once outline above, Carvalho et al. (2019) outlined three maintenance strategies:

- The Run-to-failure or Corrective
- Preventive; and
- Predictive maintenance.

•

All have gained ground over the three generations listed above, respectively.

Computerised maintenance has also evolved rapidly and remained relevant and profitable, as organizations are now dependent on the ability to adopt and adapt these emerging technologies to their existing and new operations. Over the past two decades, condition-based monitoring (CBM) has been on the rise in the mining industry (Faitakis et al., 2004). It is a subfield of the computerized maintenance approach, whose goal was to improve the predictability of failure and spur proactive maintenance

nature. In these situations, the maintenance team will be given sufficient time to implement corrective actions prior to equipment failures.

Despite the fact that CBM is a proactive approach to asset management, its underutilization, limited unitary conditioning monitoring capability, and restricted ability to analyze several datapoints or variables at the same time limit its maximum effectiveness (Faitakis et al., 2004; Kerr, 2021). As a result, decision-makers are forced to revert to corrective maintenance systems where maintenance is only carried out after a breakdown notification alarm (Emiling & Stan, 2001; Faitakis et al., 2004).

Although schedule/time-based maintenance or preventive maintenance, as recommended by original equipment manufacturers, is generally effective in avoiding failure, and increase in operating costs is unavoidable. In general, this involves corrections and replacements required for non-worn components. This necessitates predictive maintenance.

Human-Centred Maintenance

Even though predictive maintenance can be used to detect a number of failures and breakdowns in advance, its complementary use with the human-centred maintenance program makes it a success. Dhillon (2008) describes three basic human-centred maintenance processes that may be carried out on mining equipment. This involves a visual inspection, a physical inspection and routine work.

In visual inspection, checks are done on visible components such as fasteners, labels, windows, operational pushbuttons, and handles. These checks are conducted to detect cracks and imperfections and to ensure that the equipment is generally serviceable and free from dust.

In physical inspections, the aim is to ensure that there is no physical damage and that the general state of operation of the equipment is good. This includes checking wiring and electrical connections, making sure they are tight and not arching or overheating. Others include flame path verification, operational status of protective equipment, blank plugs/covers, etc.

Some routine work involves tasks such as lubrication and cleaning of threaded holes, fasteners, and flame paths to impede rust and oxidation; ensuring indicators instruments are operational; ensuring protection and control relays are functional.

Even though these inspections might seem simple, Jalili et al. (2015). highlighted their effectiveness in identifying wear in mechanical and electrical components of plants and other mining equipment provided the site maintenance program allows for it to be done frequently.

PREDICTIVE MAINTENANCE, ARTIFICIAL INTELLIGENCE, AND DATA.

Predictive maintenance uses predictive tools to determine when maintenance actions are necessary (Carvalho et al., 2019). It generally uses historical data which is obtained by continuous machine monitoring. This method makes it possible to detect faults quickly and in advance.

The use of artificial intelligence (AI) techniques has been a major component of the prediction tools used recently (over the past five years) (Ong & Gupta, 2019). This increase in global adoption reflects the efficiency of technology to surpass humans in a few specialized tasks, including prediction. This success has been attributed to the combined effect of the following:

- Ease of access to a large amount of data;
- Exponential improvement in computing power; and

Incremental improvement in data-driven machine learning (ML) algorithms (McCoy & Auret, 2019; Ong & Gupta, 2019).

The operational data to be used to build AI predictive algorithmic model can be collected from the existing equipment sensors and log files from the Computerized Maintenance Management System (CMMS) software. These will serve as input data used by data engineers for the AI/ML solution design. In addition, the AI/ML solution design process includes collecting, cleaning, and labelling operational data, constructing, and training the algorithmic ML model, and testing the model for accuracies and biases. Subsequently, they can be deployed in a coal or other mineral project.

Data Collection and Failure Patterns

Modelling the operating characteristics and failure patterns of a machine is important because it gives a blueprint of its operating conditions. In addition, it helps to design a suitable solution to minimize the recurrence of failures. However, before this can be done, Veganas et al. (1997) emphasised the need for a machine to be classified into systems and sub-systems. Data generated from each system or subsystem can be used and analysed independently or in an integrated format to generate useful insight about the machine. An example of system and sub-system classification for a load-haul-dump machine (LHD) provided by Veganas et al. (1997) is presented in Table 1.

No	Systems/Sub-system	Equipment components
1	Drive train	Drivelines, Torque Convertor, Transmission
2	Structural	Frame, Canopy, and Seat
3	Hydraulic system	Cylinders, Hoses, Pumps
4	Engine	Exhaust and Intakes Included
5	Electrical System	Charging, Wiring, Gauges, Starter
6	Bucket	-
7	Braking system	-
8	Tires	-
9	Fire suppression	-

Table 1. A mining LHD system & sub-system classification

Like the LHD, other mining machines and equipment can be classified into systems from which data can be systematically collected and analysed to understand the failure pattern and provide data-centric solutions.

Equipment Maintenance Data Analysis

The processing of data and the acquisition of meaningful information from this equipment data has been carried out in the past using several methods. Vegenas et al. (1997) highlighted two predominantly used processes, namely, basic graphical maintenance analysis and reliability maintenance analysis. Over time the condition-based maintenance analytic method has also evolved.

In the basic graphic maintenance analytical method, only static measurements of equipment behaviour are generated. This static measurement is then used to evaluate equipment variables such as system availability, repair frequency, total repair time, total number of repairs and hours of operation.

In reliability-based maintenance, a combined probabilistic and statistical approach is primarily employed. It is subsequently used to fit a probability distribution to the failure data. This result is used to evaluate the failure behaviour of the system or machine to be evaluated.

In condition-based monitoring, the emphasis is on integrating the equipment data from various data islands within the mining operation. It is usually real-time information capture and its integration with an alarm system make notification easy. Statistical and probabilistic approaches are also applied to select data from the pool of the integrated equipment data.

Possible Equipment Data Points

Safiuddin (1967) identified the following as the major contributors to wear on various components of electrical mining equipment:

- Excessive ambient temperature variation
- Dirty and contaminated air
- Mechanical shocks and vibrations
- Humidity and rainwater
- Momentary electrical grounds
- Electrical noise pickup
- Line voltage variations
- Operating conditions and operator abuse

All of these potential data sources that can be tracked serve as input data to the algorithms in order to predict potential wear and tear in advance. Çınar et al. (2020) further provided examples of how data were collect from this sources and used in the manufacturing industry. In accordance with the above list, Emiling & Stan (2001) and Çınar et al. (2020) described in more detail the data-dependent analyses that have been implemented in some operations to identify equipment degradation. The analyses are:

- Oil analysis/tribology: lubricants are examined for impurities such as the wear of the internal components.
- Thermography: heat variation in the different regions of a machine is measured and transformed into visible signals. They are useful for temperature measurement in rotating devices such as roller chocks or motor armatures. It is also used to monitor electrical devices such as switchgear, transformer bushings, transmission lines, reactor, DC Rectifiers, etc.
- Vibration monitoring: vibration signals and information generated over time are collected for processing. These are typically performed by hard wired sensors positioned to pick up data from a uniform location.

CONCLUSION

This paper provides an overview of the implications of equipment maintenance in the mining industry. The cost associated with mining equipment and the factors influencing this cost was highlighted. Maintenance strategies, their evolution over the last six decades and their transition to the current era of computerisation and digitisation were highlighted. Predictive maintenance was also studied to illustrate the categorization of equipment components into sub-systems. This has resulted in the systematic identification of critical data points from which an AI-infused predictive model can be built. The maintenance cost saving potential for adopting this predictive technology would be significant for any adopting mining operation. In addition, the increased knowledge of the operating condition of the machines and its various components used in the operations would provide a significant foundation on which more advance technology would be layered upon.

ACKNOWLEDGEMENTS

The work presented in this paper is part of a PhD research study in the School of Mining Engineering at the University of the Witwatersrand, Johannesburg, South Africa.

REFERENCES

- Carvalho, T. P., Soares, F. A. A. M. N., Vita, R., Francisco, R. da P., Basto, J. P. & Alcalá, S. G. S. (2019) A Systematic Literature Review of Machine Learning Methods Applied to Predictive Maintenance. *Computers & Industrial Engineering*, 137 November, p. 106024.
- Çınar, Z. M., Abdussalam Nuhu, A., Zeeshan, Q., Korhan, O., Asmael, M. & Safaei, B. (2020) Machine Learning in Predictive Maintenance towards Sustainable Smart Manufacturing in Industry 4.0. Sustainability, 12 (19), p. 8211.
- Dhillon, B. S. (2008) Mining Equipment Maintenance [Online]. In: *Mining equipment reliability, maintainability, and safety*. Berlin; London: Springer. Available from: <https://link.springer.com/content/pdf/10.1007%2F978-1-84800-288-3_8.pdf> [Accessed 14 November 2021].
- Emiling, W. H. & Stan, W. S. (2001) Integrated Condition Monitoring: The Future Direction of Predictive Maintenance Strategies. Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum.
- Faitakis, Y., Mackenzie, C. & Powley, G. J. (2004) Reducing Maintenance Costs through Predictive Fault Detection. *CIM Bulletin*, 97 (1076).
- Jalili, A., Murphy, B. & Tolvanen, P. (2015) Unlocking Value through Flotation Equipmemt Maintenance. Ottawa, Ontario,: Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum.
- Kerr, A. (2021) Predictive Maintenance for Productive Mining. Chege Publishing | Mining [Online blog]. Available from: http://chegepublishing.net/predictive-maintenance-for-productive-mining/ [Accessed 17 August 2021].
- Lashgari, A. & Sayadi, A. R. (2013) Statistical Approach to Determination of Overhaul and Maintenance Cost of Loading Equipment in Surface Mining. *International Journal of Mining Science and Technology*, 23 (3) May, pp. 441–446.
- McCoy, J. T. & Auret, L. (2019) Machine Learning Applications in Minerals Processing: A Review. *Minerals Engineering*, 132 March, pp. 95–109.
- Ong, Y.-S. & Gupta, A. (2019) AIR5: Five Pillars of Artificial Intelligence Research. *IEEE Transactions on Emerging Topics in Computational Intelligence*, 3 (5) October, pp. 411–415.
- Vagenas, N., Runciman, N. & Clément, S. (1997) A Methodology for Maintenance Analysis of Mining Equipment. *International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment*, 11 (1) January, pp. 33–40.

PREMATURE MINE CLOSURE, RISK ASSESSMENT AND POST-MINING LAND-USE OF GALALI OPEN-PIT IRON MINE OF IRAN

M. Zangeneh¹, M. Osanloo^{1,*}, S. Amirshenava¹

¹Amirkabir University of Technology, Department of Mining Engineering (^{*} Corresponding author: morteza.osanloo@gmail.com)

ABSTRACT

Premature closure of mine before fully extraction of mineable reserve cause deviation from the durability of life cycle and leads to a significant impact on the economy, social and the investment sector. This paper analyzes factors associated with the risks of premature closure for the Galali iron mine located in Kurdistan province of Iran. To this end, after determining the most significant risks involved in the closure of this mine, the optimal Post Mining Land Use (PMLU) selection is regarded as a risk management measure. To determine the causes, twenty-one factors, including economic, technical, social, environmental, safety, and health are identified. Based on the ten experts ' opinions, these factors were evaluated using the Technique of Order Preference Similarity to the Ideal Solution (TOPSIS). Two items had high safety and health risks in the two-dimensional risk matrix. Six alternatives based on 17 criteria were proposed to select the optimal PMLU. According to the experts' team opinions, using Analytic Hierarchy Process (AHP) and the TOPSIS as two of the Multi-Criteria Decision Making (MCDM) methods, the most suitable options for PMLU in the Galali mine were determined. Garden, agriculture, and pasture have the priority in this mine.

Keywords: Mine closure, mine reclamation, risk management, multi-criteria decision making.

INTRODUCTION

Earlier mine closure, which is often referred to as "premature mine closure (PMC)", may occur due to depletion of mineral reserves or environmental, social, and economic factors. Due to PMC occur in the unplanned form may lead to adverse impacts such as health and safety problems, job loss, loss of community services and facilities, water, air, and soil pollution on-site or off-site (Laurence, 2001; Unger et al., 2015; Venkateswarlu, 2016). These negative impacts can be considered a risk to PMC, threatening sustainable development goals. Therefore, PMC factors in the risk management process must be managed to reduce the negative impacts (Eggart, 2015; Espinoza and Morris, 2017; Laurence, 2006). One of the best methods for assessing the risks associated with mine closures is the 2D risk matrix (Gheisari et al., 2014; Laurence, 2001, 2006; Taveira and Sánchez, 2016). Mine reclamation is essential to keep mining activities sustainable development and protect future generations' rights. Choosing the appropriate Post Mining Land Use (PMLU) is the foremost step of the mine reclamation plan.

Since mine reclamation has a multidisciplinary nature, in this project, various fields of science and engineering such as soil mechanics and slope stability, soil fertilization, hydrology for quantitative and qualitative control of groundwater, agriculture for growing plants and trees, ecology as the basis of basic studies and sociology are used. In general, reclamation is not a separate operation from planning and mine design operations. Indeed, it is a part of the mining operation that begins in the exploration stage and continues until the decommissioning of the mineral processing plant. Due to the importance of mine reclamation, many researchers have worked on this issue, and many of them have considered Multi-Criteria Decision-Making (MCDM) methods to select the most suitable PMLU (Dimitrijevic et al., 2014; Narrei and Osanloo, 2011; Shenavar and Osanloo, 2016; Yavuz and Altay, 2015). Ruiz et al. (2020) proposed the construction of technosols from human and animal waste as a low-cost strategy for waste management and reclamation of mined lands, because these technosols create a favorable environment in mined areas for plant growth. Broda et al. (2020) offered a new method for reclamating abandoned open-pit mines using geotextiles. In the post-closure opencast lignite mine Zechau in Germany, they also used this method to create suitable housing areas for agricultural, forestry, and nature conservation.

In the present study, an attempt has been made to determine the factors of premature closure of the Galali iron mine by using Technique of Order Preference Similarity to the Ideal Solution (TOPSIS) method. Then, the PMC risks are evaluated with a 2D risk matrix, and finally, the optimal PMLU for the mined areas is offered by application AHP and TOPSIS method.

METHODOLOGY

This study consists of three main parts. The first part probes the causes of the PMC, the second step investigates the risk of PMC, and finally the third step suggests the optimal PMLU. In the following section, each of these steps is described in detail (Figure 1).



Figure 1. Flowchart of research method

PMC Causes Determination

PMC is associated with negative environmental and social impacts that needs to be managed to achieve sustainable mining. Therefore, it is notable to ascertain the causes of PMC to reduce these negative consequences. As displayed in Table 1, PMC causes are categorized into five groups, and each is divided into sub-categories. A questionnaire was created that asks experts to allocate the importance of each item by a number from 1 to 5. Number 1 means less likelihood of occurrence, while number 5 indicates high likelihood. Mean, and standard deviation of scores determined by experts are the criteria

for decision-making of TOPSIS method. Then, based on the results of questionnaires and the TOPSIS method, PMC causes are ranked from the most important to the least important.

Issue	Causes for PMC	
	Low prices	
	More appropriate use	
	Production difficulties	
Economic	Loss of markets	
ECONOMIC	High costs	
	Downturn	
	Financial problems of the mine owner in the development phase of	
	the mine	
	Geology or geotechnical problems	
	Open cut resource depleted (but remaining underground resource)	
	destruction of equipment	
Technical	lake of exploration	
	Poor grade estimation	
	Equipment/technical difficulties	
	Lack of mining planning	
	Regulatory or government intervention	
Social	Change of ownership	
	The hostility of natives with mine owners and mine activities	
Environmont	Environmental issues	
environment	Weather Conditions	
Health Safety	Safety and health issues	

Table 1. Causes for PMC

Risk Assessment by 2D Risk Matrix

The level of risk was characterized based on the questionnaire results. The questionnaire was provided to the experts team for this intention (Table2). Tables 3 and 4, are showing the probability and consequences of occurrence risk. The risk level of each declared case was calculated and determined using scores assigned by experts for each case, the 2D risk matrix in figure 2 and Equation 1.

Table 2. Classification of PMC risks

typ	Specific event	Explanation	
	Acid mine drainage	Contamination of water caused by seepage of acid mine drainage	
Environmental	Decreasing the water level	The decline in groundwater level caused by unconventional harvesting of water resources for mining purposes (extraction, processing, etc.)	
	Greenhouse gases	Air pollution and climate change due to greenhouse gases emission	
	Dust	Particulate material suspended by the wind causes air pollution	
I		1	
---	----------	---	--
		Aesthetic values	Dissatisfaction with the unpleasant landscape caused by mining activities
		Waste dump reshaping	Problems arising from the final shaping of the waste dump (e.g., slope stability problems, drainage problems, topographic problems)
		Soil contamination	Destruction of soil fertility due to pollution from heavy metals
		Overflowing of tailings dam	Overflowing of tailings dam caused by intense precipitation and/or flood (occurrence of environmental pollutions)
		The hostility of natives with	Natives dissatisfied due to lack of fair distribution of wealth in the
	nity	mine owners	community (sometimes natives think that the mine owners have plundered the resources without creating any infrastructure and development in the region)
	Commui	Damage to the business of residents around the mine	Decline business boom (that types of business which are directly or indirectly related to mining operation)
		Impact on residential property value	Reduce the value of residential property
		Impact on lifestyle	Adverse effects on lifestyle mainly because of unemployment
		The financial risk of employees	Problems caused by employee's financial issues (e.g., unpaid wages,
	_		etc.)
	Financia	The financial risk of contractors	Problems caused by the financial debts to the contractors (failure to pay the cost of the completed projects)
	w and	The financial risk of government	Problems due to unpaid taxes and royalties
	La	Financial provision for mine reclamation	Failure to finance the reclamation activities during mining operations or inaccurately estimation of reclamation cost
	cal	Mine closure plan	Failure to prepare a mine closure plan from the beginning of the mine's life
	Techni	Lack of a professional team for mine closure	Closure activities entail a group of highly knowledgeable persons in mining, environment, sociology, and economics. In some cases, the lack of such persons may impose risks to the project.
		Falling into the pit	Injuries due to falling of equipment, person, or animal into the pit
	afety	Unexploded blast hole	The possibility of unexpected blasting of previously charged blast hole
	and Sa	Pit slope failure	Safety problems caused by pit slope failure
	Health	Tailings dam failure	Slope failure caused by hydric erosion or an earthquake creates problems for residents around the mine (e.g., damage to homes and agricultural lands, etc.)
		Toxic gases	Respiratory diseases due to toxic gases emission

Toxic elements		Diseases o	aused by releasing toxic elements to t water resources	he surro
Table3. Probability of occur	rence		Table4. Consequences of the occur	rrence
Probability of occurrence	Score		Consequences of the occurrence	Score
Very High	5		Catastrophic	5
High	4		Major	4
Moderate	3		Moderate	3
Low	2		Minor	2
Very Low	1		Insignificant	1

Where RS indicates the risk score, L is regarded as the likelihood of occurrence, and C displays the potential of occurrence

5 (Catastrophic)						risk level
4 (Major)						
3 (Moderate)						Extreme
2 (Minor)						High
1 (Insignificant)						Moderate
-	1(Very Low)	2(Low)	3(Moderate)	4 (High)	5 (Very High)	Low

Figure 2. A schematic plan of 2D risk model

Reclamation and Post Mining Land Use (PMLU)

Selecting Appropriate Criteria for Determining PMLU

To determine the optimal PMLU for extracted lands, criteria are first specified to select alternatives based on them. These criteria include 17 items (Table 5).

Type of group	Criteria
	Capital cost
Foonomic factor	Operating cost
	Increasing local community income
	the potential of Capital attraction
	Employment opportunities due to implementation of PMLU
Social factors	Reducing immigration from the mining area
	Consistency with concerns and needs of locals
	Shape and size of the mined land
Technical factor	Distance to nearest water supply
	Current land use in the surrounding area of the mine
	Ability to implement the reclamation plan
	Properties of soil
Mine site factors	Land slope
	Precipitation
	Impact on the desertification stop
Landscape &	Environmental acceptability of the PMLU option
environmental factors	Landscape quality caused by the implementation of the PMLU

Table 5. Decision-making criteria in PMLU selection

Impact Matrix

The impact matrix illustrates the importance of each criterion to each alternative. The experts have assigned a number between 1 to 9 for each matrix element. Then, the weight of each criterion was determined by the AHP method. Finally, the proposed alternatives for PMLU were ranked using the TOPSIS method.

VERIFICATION OF PROPOSED METHOD

Galali open-pit iron ore mine is located in the west of Iran at 62 km from the center of Sanandaj Province. The approximate distance from the capital of Iran, Tehran, is 489 km (Figure 3). Its climate is cold and humid. Galali mine is located 1 km away from residential areas. The village's economy is based on agriculture, livestock, and gardening.



Figure 3. Location of the Galali iron ore mine of Iran.

To determine the most important causes for the PMC of the Galali iron mine, the questionnaire form was sent to experts (Table 7). They were asked to assign a number from 1 to 5 for 21 factors mentioned in the survey form. Fewer numbers mean that the option is less likely to occur. These numbers' mean and standard deviation were calculated, and the normalized and weighted matrix was formed. The positive and negative ideal solutions and distances from those were calculated in the next step. Finally, the similarity index was calculated, and causes for PMC were ranked (Table 8).

Table 7. Experts'	qualification
-------------------	---------------

Participant's job position	education		
	No. MSc	No. BSc	
Engineering team	5	1	
Management team	3	0	
HSE team	1	0	

able of similarly mack and ranking	Table 8.	Similarity	index	and	ranking
------------------------------------	----------	------------	-------	-----	---------

Causes for PMC	Similarity index
Environmental issues	0.7203
Downturn	0.6684
Low prices	0.6627
The hostility of natives with mine owners and mine activities	0.6029
High costs	0.5412
Loss of markets	0.5172
More appropriate use	0.4721
Regulatory or government intervention	0.469
Lake of exploration	0.4626
Production difficulties	0.4413
Weather Conditions	0.4072
Geology or geotechnical problems	0.3992

Poor grade estimation	0.3533
Equipment/technical difficulties	0.3533
Destruction of equipment	0.3266
Safety and health issues	0.3174
Change of ownership	0.2984
Open cut resource depleted (but remaining underground resource)	0.2576
Lack of mining planning	0.2234
Financial problems of the mine owner in the development phase of the mine	0.1918

As exhibited in Table 8, at Galali mine, environmental issues are the most important causes for the PMC. Therefore, it is required to investigate these issues and provide appropriate solutions to prevent premature closure of the Galali iron mine. The most critical environmental issues that cause the mine to close prematurely and the solutions presented to address them are as follows (Table 9):

Table 9. environmental issues and solutions

environmental issues that cause PMC	proposed solution
Dust	 Water spraying the traffic route by trucks and machines in summer Reduced dust caused by the explosion by modifying the pattern and methods of explosion Purchasing the surrounding agricultural lands and turning the lands into gardening and planting trees. Improving and renovating the local roads
Vibration and noise	 Modifying explosion pattern Recording earthquakes continuously at the time of the explosion, by using a seismograph
Acid Mine Drainage (AMD)	 Analysis water quality in the mine regularly Starting studies about AMD prevention methods

Determination the Most Important Mine Closure Risks in the Galali Iron Mine

After a survey from the Galali iron mine expert team, based on what was described in Section Risk Assessment by 2D Risk Matrix, obtained the mine risk matrix in Table 8. Then low, medium, and high risks were determined (Table 10). There are some ways to prevent and control them.

To stem the unexploded blast hole, it should make them discharge from the blast hole, which to do this, compressors can be used. Of course, some solutions such as operating skillful experts, carefully charging the explosion holes, and checking the expiration date of explosive material can be offered to prevent this from occurring.

Row	Risk type	Specific event	likelihood value	consequence value	risk	risk level
1		Acid mine drainage	2	3	6	Moderate
2		Decreasing the water level	1	4	4	Moderate
3		Greenhouse gases	1	1	1	Low
4	 Environmontal	Dust	3	3	9	Moderate
5	Environmentai	Aesthetic values	3	3	9	Moderate
6		Waste dump reshaping	2	2	4	Low
7		Soil contamination	2	1	2	Low
8		Overflowing of tailings dam	2	1	2	Low
9		Hostility of natives with mine owners	1	4	4	Moderate
10	Community	Damage to the business of residents around the mine	3	2	6	Moderate
11		Impact on residential property value	1	2	2	Low
12		Impact on life style	1	2	2	Low
13		Financial risk of employees	1	2	2	Low
14	Law and	Financial risk of contractors	1	3	3	Low
15	FINANCIAI	Financial risk of government	2	3	6	Moderate
16		Financial provision for mine reclamation	1	3	3	Low
17		Mine closure plan	1	2	2	Low
18	Technical	Lack of a professional team for mine closure	2	3	6	Moderate
19		Falling in to the pit	2	3	6	Moderate
20		Unexploded blast hole	3	4	12	High
21	Health and	Pit slope failure	2	5	10	High
22	Safety	Tailings dam failure	2	3	6	Moderate
23		Toxic gases	1	3	3	Low
24		Toxic elements	1	3	3	Low

Table 10. Risk analysis results

In order to decrease the risk of pit slope failure, the following measures are proposed, some of them are being used in the Galali iron mine:

1. Geotechnical measures include control of cracks on benches in the form of visual observation and use the compass

2. Detailed rock mechanics studies to correct the final pit slope

The pit slope should be adjusted after PMC. For this purpose, the edges of the benches are exploded, and the stones resulting from the explosion are accumulated at the toe of the benches; therefore, the pit shape has a proper appearance. Then, suitable soil can be provided to create vegetation by utilizing technosols. These technosols can be fertilizers, domestic refuse, and sewage sludge related to Galali village, which is adjacent to the mine. As the Garden choice is determined as the most suitable PMLU, walnut and almond trees can be cultivated in these fields after providing an appropriate environment for growing trees. These trees are the most suitable species for this region.

Selecting the Optimal PMLU

According to the criteria noted in Table 5 and conditions of the region, the proposed alternatives for PMLU, including six items, were presented in Table 11(Narrei and Osanloo, 2011; Wei et al., 2011; Vickers et al., 2012).

PMLU	Reasons
alternatives	Farning income
Agricultural lands	Reducing rehabilitating costs
	Previous use of these lands
	Adequate and sufficient rainfall
Garden	
	Favorable results from planting walnut and almond trees by mine owners
	The location of the mine is suitable for Pasture use because it is located
Pasture	around the village
	(Reduce health and environmental risks)
	Help create jobs
Pasture	Existence of a suitable market for the supply of agricultural and livestock
	products
	Creating favorable conditions for recreation and favorable weather for
Park	residents
i unit	
	Reduced opposition of the region natives
Residential	Attracting the population and village development
Industrial and	Reduce migration
Commercial uses	
	Create employment and income

Table 11. Proposed alternatives for PMLU and Reasons

Determination of the Most Suitable Option

The six offered alternatives for PMLU of Galali mine mentioned in Choosing the optimal PMLU Section were ranked using the AHP and TOPSIS methods. In the next step, calculate the positive and negative ideal solutions, and the distances from them were also calculated. Finally, the similarity index was calculated and ranked the proposed alternatives regarding the PMLU. Based on the results, the

order of optimal PMLU priority is shown in table 12:

PMLU alternatives	Rank of alternative
Garden	1
Agricultural Lands	2
Pasture	3
Industrial and Commercial Uses	4
Park	5
Residential	6

Table 12. Ranking of proposed alternatives for PMLU

Accordingly, the garden is the best alternative for PMLU and considering that this mine is located near the Galali village. In this village, most people are farmers and ranchers, and of course, the amount of rainfall is appropriate in this region, so creating a garden can be one of the best options for PMLU. In this regard, mine owners have planted some trees (walnuts and almonds) in this area, which had favorable results. Of course, because of the existence of suitable pastures and the previous land use of mine, which was agriculture, pasture and agriculture are suitable options for PMLU in this mine.

DISCUSSION

This paper aims to provide causes for closing and determine the most important risks due to PMC and the selection of optimal PMLU for the Galali iron mine in Iran. In this regard, environmental factors were identified as the most important causes for PMC by using the TOPSIS method and survey of experts team of this mine, including mine manager, Head of the technical office, HSE expert, and mining exploration manager, and six other experts. These environmental factors mainly include dust, ground vibration, and noise pollution from explosions and AMD. To prevent pollution and dust problems which were caused by explosions and machine traffic, proposed some solutions such as water spraying in mine roads, modifying the blasting pattern, purchasing surrounding lands of the mine, and changing their usage to the garden. In addition, using seismometers and sound level meters and correcting the explosion pattern suggested preventing the problem of ground vibration and noise pollution caused by extraction. High rainfall in the area and available springs periphery of Galali mine make the formation of AMD possible. Since these mine waters are used to irrigate agricultural lands, the quality of these waters is checked periodically. Although there are no worrying situations reported from water analysis yet, starting AMD studies were proposed because AMD studies are needed for warning situations to prevent contacting water with minerals.

In the next part of this study, among 24 possible risks due to the closure of this mine, the risks related to the safety and health sector, including pit slope failure and unexploded blast hole, were identified as a high level of risk in the 2D risk matrix. To prevent unexploded blast holes, some solutions such as ensuring the discharge of holes by compressors, using skillful experts, being careful in charging the explosion holes, and checking the expiration date of explosive material were suggested. To prevent the risk of pit slope failure, should adjust the pit slope after closing the mine. For this objective, the stones resulting from the explosion of benches should be accumulated at the toe of the benchs so that the pit's shape has a proper appearance. Then, using technosols makes it possible to create a suitable environment for vegetation creation.

In the final step of this study, to select the optimal PMLU, at first, 17 criteria affecting PMLU selection were determined. The mining experts' surveys and AHP, determined the weight of these criteria. Then, 6 PMLU alternatives were ranked by using the TOPSIS methods. Based on the results, optimal PMLU for extracted lands of the Galali iron mine were determined garden, agriculture, and pasture.

CONCLUSION

Economic, social, technical, environmental, health and safety factors cause PMC. PMC before the reserve exhaustion will significantly affect production planning and create environmental, social, and economic risks. Therefore, it is necessary to minimize the risks of PMC during the mine project life cycle. This paper will present a clear vision of premature closure on the Galali iron mine in Sanandaj province, west of Iran. To this end, after determining the most significant risks involved in the premature closure of this mine, the optimal PMLU selection is regarded as a risk management measure. To determine the causes for the PMC, twenty-one factors, including economic, technical, social, environmental, safety, and health issues, were identified. Based on the ten experts ' opinions, these factors were evaluated using the Technique of Order Preference Similarity to the Ideal Solution (TOPSIS) method. The environmental issues are identified as the PMC causes in this mine. Also, between twentyfour possible risks due to the PMC, only two items had a high level of safety and health risks (8.3 percentage) in the two-dimensional (2D) risk matrix. Six alternatives were proposed to select the optimal PMLU based on 17 criteria; four economic, three social, four technical, three mine site factors, and three landscape and environmental factors. Finally, according to the experts' team opinions, using the Analytic Hierarchy Process (AHP) and the TOPSIS as two of the MCDM methods, the most suitable options for PMLU in the Galali iron mine were determined. Garden, farmland, and pasture scored 0.84, 0.82, and 0.76, respectively, prioritize Galali Iron ore mine.

REFERENCES

Al-Harbi, K.M.A.-S., (2001). Application of the AHP in Project Management. *International Journal of Project Management*, *19(1)*, pp.19–27. Available at: http://dx.doi.org/10.1016/s0263-7863(99)00038-1.

Amirshenava, S. & Osanloo, M., (2018). Mine closure risk management: An integration of 3D risk model and MCDM techniques. *Journal of Cleaner Production, 184,* pp.389–401. Available at: http://dx.doi.org/10.1016/j.jclepro.2018.01.186.

Betrie, G.D. et al., (2013). Selection of Remedial Alternatives for Mine Sites: A multicriteria decision analysis approach. *Journal of Environmental Management, 119*, pp.36–46. Available at: http://dx.doi.org/10.1016/j.jenvman.2013.01.024.

Broda, J. et al., (2020). Reclamation of Abandoned Open Mines with Innovative Meandrically Arranged Geotextiles. *Geotextiles and Geomembranes, 48(3),* pp.236–242. Available at: http://dx.doi.org/10.1016/j.geotexmem.2019.11.003.

Delgado-Martin, J. et al., (2013). Four Years of Continuous Monitoring of the Meirama End-Pit Lake and Its Impact in the Definition of Future Uses. *Environmental Science and Pollution Research*, 20(11), pp.7520–7533. Available at: http://dx.doi.org/10.1007/s11356-013-1618-9.

Dimitrijevic, B. et al., (2014). Multi-criterion Analysis of Land Reclamation Methods at Klenovnik Open Pit Mine, Kostolac Coal Basin. *Journal of Mining Science*, *50*(*2*), pp.319–325. Available at: http://dx.doi.org/10.1134/s106273911402015x.

Espinoza, R.D. & Morris, J.W.F., (2017). Towards Sustainable Mining (Part II): Accounting for Mine Reclamation and Post Reclamation Care Liabilities. *Resources Policy, 52*, pp.29–38. Available at: http://dx.doi.org/10.1016/j.resourpol.2017.01.010.

Gheisari, N. et al., (2014). Closure Risk Assessment in Atashkooh Stone Quarry Using Risk Matrix. *Mine Planning and Equipment Selection*, pp.791–802. Available at: http://dx.doi.org/10.1007/978-3-319-02678-7_77.

Hwang, C.-L. & Yoon, K., (1981). Methods for Multiple Attribute Decision Making. *Lecture Notes in Economics and Mathematical Systems*, pp.58–191. Available at: http://dx.doi.org/10.1007/978-3-642-48318-9_3.

Jarvie-Eggart, M.E. ed., (2015). Responsible Mining: Case Studies in Managing Social & Environmental Risks in the Developed World. SME.

Laurence, D., (2001). Classification of Risk Factors Associated with Mine Closure. MineralResourcesEngineering,10(03),pp.315–331.Availableat:http://dx.doi.org/10.1142/s0950609801000683.

Laurence, D., (2006). Optimisation of the Mine Closure Process. *Journal of Cleaner Production*, 14(3-4), pp.285–298. Available at: http://dx.doi.org/10.1016/j.jclepro.2004.04.011.

Narrei, S. and Osanloo, M., (2011). Post-Mining Land-Use Methods Optimum Ranking, Using Multi Attribute Decision Techniques with Regard to Sustainable Resources Management, *OIDA International Journal of Sustainable Development*, *2(11)*, pp.65-76.

Ruiz, F. et al., (2020). Revealing Tropical Technosols as an Alternative for Mine Reclamation and Waste Management. *Minerals, 10(2),* p.110. Available at: http://dx.doi.org/10.3390/min10020110.

Shenavar, M. and Osanloo, M., (2016). Land Use Selection and Reclamation Layout Planning by MCDM–Case Study: Sangan Placer Iron Ore Mine Of Iran. In 16th International Symposium on Environmental Issues and Waste Management in Energy and Mineral Production (SWEMP) (pp. 5-7).

Taveira, A.L.S., Sánchez, L.E., (2016). A Risk-Based Framework for Managing Mine Closure. In: 24th World Mining Congress. Mining in a World of Innovation, Rio de Janeiro, Brazil, 18-21 October.

Unger, C.J. et al., (2015). A Jurisdictional Maturity Model for Risk Management, Accountability And Continual Improvement of Abandoned Mine Remediation Programs. *Resources Policy, 43,* pp.1–10. Available at: http://dx.doi.org/10.1016/j.resourpol.2014.10.008.

Venkateswarlu, K. et al., (2016). Abandoned Metalliferous Mines: Ecological Impacts And Potential Approaches For Reclamation. *Reviews in Environmental Science and Bio/Technology*, *15(2)*, pp.327–354. Available at: http://dx.doi.org/10.1007/s11157-016-9398-6.

Yavuz, M. & Altay, B.L., (2014). Reclamation Project Selection Using Fuzzy Decision-Making Methods. *Environmental Earth Sciences*, 73(10), pp.6167–6179. Available at: http://dx.doi.org/10.1007/s12665-014-3842-0.

PROPOSITION OF A NEW SCALED DISTANCE EQUATION IN OPEN PIT BLASTING AÇIK OCAK PATLATMALARINDA YENİ BİR ÖLÇEKLİ MESAFE DENKLEMİ ÖNERME

A. Tosun^{1,*}, S. Ercins², V.O. Tenorio³

¹ Dokuz Eylul University, Buca-Bergama-Izmir, Turkey (*Corresponding author: abdurrahman.tosun@deu.edu.tr) ² Cumhuriyet University, Sivas, Turkey ³ University of Arizona Department of Mining and Metallurgy Engineering, Tucson, Arizona, U.S.

ABSTRACT

Scaled distance equations used for estimating peak particle velocity have been investigated by some researchers. The most widely used equation among these is one formulated by Duvall and Fogelson. In this study, peak particle velocity values were measured by a number of blast tests that were conducted in a limestone quarry by using a vibration meter. Scaled distance values for each blast test were calculated according to the equation proposed by Duvall and Fogelson. Subsequently, a new equation that calculates the scaled distance was proposed. The proposed equation gave more realistic values than the equation proposed by Duvall and Fogelson.

Keywords: Blasting, peak particle velocity, scaled distance.

ÖZET

Açık ocak patlatmalarında en yüksek parçacık hız tahmininde kullanılan ölçekli mesafe denklemleri, bazı araştırmacılar tarafından araştırılmaktadır. Bunlar arasında en yaygın olarak kullanılan denklem Duvall ve Fogelson tarafından geliştirilen denklemdir. Bu çalışmada, bir kireçtaşı ocağında bir titreşim ölçer kullanılarak gerçekleştirilen bir dizi patlatma testi ile en yüksek parçacık hız değerleri ölçülmüştür. Her bir patlatma testi için ölçekli mesafe değerleri, Duvall ve Fogelson tarafından önerilen denkleme göre hesaplanmıştır. Ardından, ölçekli mesafeyi hesaplayan yeni bir denklem önerilmiştir. Önerilen denklemin, Duvall ve Fogelson tarafından önerilen denklemden daha gerçekçi değerlerin verdiği tespit edilmiştir.

Anahtar Sözcükler: Patlatma, en yüksek parçacık hızı, ölçekli mesafe

INTRODUCTION

The research method and idea in this study were taken from the research conducted by A. Tosun in 2020. This paper supports this research with data from a different field test.

As it is known from the literature, there are three controllable parameters that affect the peak particle velocity as a result of blasting operations. The first of these is the maximum amount of explosives used per delay. The second is the distance between the point of measured peak particle velocity and the blast point. The last of the controllable variables is the delay time. It is ensured that all blast holes do not explode at the same time with the delayed system used in blasting operations. Among the controllable parameters, the maximum amount of explosives blasted at once and the distance between the point of measured the peak particle velocity and blast point affect the peak particle velocities. Many researchers have carried out relations that predict peak particle velocity. (Duvall and Fogelson, 1962; Ambraseys and Hendron, 1968; Langefors and Kihlstorm, 1978; Ghosh and Daemen, 1984; Pal Roy, 1991; Singh et al., 2002). However, the most widely used of these is the relation developed by Duvall and Fogelson. In this relation, firstly, the relationship between the maximum amount of explosives blasted at once and the distance to the blast point is determined. This relationship is called scaled distance.

In this equation, the scaled distance is calculated as follows: (Duvall and Fogelson 1962).

$$SD=R/(\sqrt{Q})$$
 (1)

SD: Scaled distance

R: The distance between the point of measured PPV and the blast point (m.) Q: The maximum amount of explosives blasted at once (kg.)

According to Equation 1, the relation between the calculated scaled distances and the peak particle velocities caused by vibration is calculated by the equation 2 given below. (Duvall and Fogelson 1962).

$$V=K*(R/(\sqrt{Q}))^{-\beta}$$

(2)

V: The peak particle velocity (mm/s)

K and ß: The coefficients the uncontrollable parameters in the blast field

Here, the coefficients K and ß represent the uncontrollable parameters in the blast area. These coefficients can have different values for each field. In order for the K and ß coefficients not to have different values in the same area, the peak particle velocity measurements as a result of blasting must always be made in the same direction. With the Equation 2, the peak particle velocity is estimated according to the explosives and distance for subsequent detonations in the same area. The distance between the point of measured PPV and the blast point affects the peak particle velocity. As seen in Figure 1, this distance has two components, v and h distances. While v distance expresses the vertical distance reached by the blast energy; the h distance represents the horizontal distance reached by the blast energy.



Figure 1. The distance components between the point of the peak particle velocity measured and blast point.

The distances v and h can be calculated as follows: $v = y_1 - y_2$

(3)

$$h = x_1 - x_2 \tag{4}$$

 x_1 , y_1 are the coordinates of blast point, x_2 , y_2 are the coordinates of the point of measured peak particle velocity.

Vertical (v) and horizontal (h) distances can vary considerably in blasting operations. In some blasts, the vertical distance is very small and the horizontal distance is very high; In some explosions, the opposite situation may occur. For this reason, it is very important how much the R distance used in the equations estimating the peak particle velocity represents the vertical and horizontal distances. In this study, seven blast tests were conducted in a Turkish limestone quarry. For all blast tests, peak particle velocity values were first measured by using a vibration meter in the same direction. After that the distances R, v and h, the maximum amount of explosives blasted at once were determined. Scaled distances were calculated according to Equation 1, and correlation analyses were established between the peak particle velocities and scaled distances. Finally, the ratios h/v were determined for each blast test. These ratios were divided into groups with values of 0-0.7; 0.70–2.25; 2.25–3.00; 3.0–7.0; and over 7.0. A scaled distance equation was proposed by using these ratios, and new scaled distance values were determined for all blast tests. Correlation analyses were conducted between the peak particle velocities and new scaled distances again. The correlation analyses established according to the proposed scaled distance equation increased considerably according to the scaled distance equation developed by Duvall and Fogelson.

FIELD STUDIES

Seven blast tests were conducted to measure the peak particle velocities in a limestone quarry. Peak particle velocity measurements were performed in the same direction. Two geophones were used for the first blast test, and one geophone were used for the other blast tests to measure peak particle velocities. In the scope of the field studies, the coordinates of the blast points and the points of peak particle velocity measured were sensitively determined by using a GPS device. Subsequently, the distances between the point of measured peak particle velocity and the blast point were calculated by the following formula:

$$R = [(x_1 - x_2)^2 + (y_1 - y_2)^2]^{0.5}.$$
(5)

The obtained distances *R* are presented in Tables 1 and 2. Maximum amounts of explosives blasted at once were determined through observations in a sensitive manner for each blast test. Nitroglycerine based dynamite was used as the igniter and ANFO type explosive was used to provide the disintegration in all the performed blast tests. Afterwards, scaled distance values were calculated for all blast tests by using the equation proposed by Duvall and Fogelson.

EVALUATION

The value of h/v ratios were determined for each blast test. In general, PPV can be expressed as $V = K(R/\sqrt{Q})^{-\beta}$ Coefficient k was introduced to define the result more exactly, then the PPV expression takes the form:

$$V = K \left(k \frac{R}{\sqrt{Q}} \right)^{-\beta}.$$
 (6)

The values of coefficients K, k and β were determined by the experimental data. Then, the most suitable coefficients giving the PPV values measured realistically belonging to the first study site were determined by means of a computer program, by using these defined coefficients ranges. During the

determination of these coefficients, it was determined by creating a mathematical code with a software called Force 2.0. The main point here, h/v ratio values only allowed to be connected to coefficient k. A new equation used to calculate scaled distance is proposed by using the limitations belonging to the parameters in Table2. Coefficients k of the proposed equation are determined as 0.9; 0.7; 1.3; 0.4 and 1.6 in a fixed manner for performed blast tests belonging to the first study site. Depending on h/v value, the coefficient k was chosen. The same coefficients k corresponding to h/v values were applied for other study sites when processing the data of experimental blasts. Maximum amounts of explosives blasted at once in delay interval and scaled distances are given in Table 2. The PPV values are also given in that Table. Using the data obtained, the correlation analysis was made between scaled distance values calculated by both methods and PPV values (Fig. 2). In the study area, using the proposed equation, the coefficient of determination R^2 increased from 0.2550 to 0.6446 compared to formula (1),

Table 1. Intervals of change in h/v parameter and proposed equations to calculate scaled distance (Tosun, 2020)

Lim	its for h/v	0	0.7 < <i>h</i> / <i>v</i> < 2.25	2.25 < <i>h</i> / <i>v</i> < 3.00	3.00 < <i>h</i> / <i>v</i> < 7.00	<i>h</i> / <i>v</i> > 7.00
Proposed calculate $k(R / \sqrt{Q})$	equations scaled dist	to tance ^{0.}	$0.7 \frac{R}{\sqrt{Q}}$	$1.3\frac{R}{\sqrt{Q}}$	$0.4 \frac{R}{\sqrt{Q}}$	$1.6 \frac{R}{\sqrt{Q}}$

		Maximum	Distance between	Scaled		Scaled distance		
Blas	t Geophor	n amount of	blast point and	distance	PPV,	(according to	h mu m	h / 11
no.	e no.	explosives blasted	geophone point,	(equation	mm/s	proposed	<i>11,</i> 111 <i>V</i> , 111	nv
		at once, kg	m	(1)) <i>,</i> m		equation), m		
1	1	16	287.09	71.77	2.519	28.71	284 42	6.762
T	2	16	314.72	78.68	1.67	55.08	268 165	1.624
2	1	45	227.00	33.84	2.034	43.99	355 142	2.500
3	1	35	241.00	40.74	2.453	36.66	366 565	0.648
4	1	32	288.00	50.91	3.841	35.64	455 302	1.507
5	1	55	241.00	32.50	3.795	22.75	625 288	2.170
6	1	61	227.00	29.06	4.339	26.16	485 755	0.642
7	1	45	202.00	30.11	4.043	27.10	356 854	0.417





Figure 2. Relationship between the measured PPV and scaled distance calculated for study sites (a) according to formula (1), (b) according to Table 2.

It can be seen that PPV was estimated with a higher accuracy using the expression (6). Therefore, using this expression, it is possible to control the parameters of explosives and scaled distances effectively, for blast designing with a lesser effect on the environment. The limitation values of h/v parameters must be determined more sensitively by performing several blast tests in different sites.

RESULTS

In this study, the relation between peak particle velocity values caused by the blast and the scaled distance were examined by performing blast tests in four different sites with different rock mass characteristics. The distance *R* in the calculation was divided into two components—vertical *v* and horizontal *h* distances, which are required to calculate scaled distance. In this calculation, the h/v. ratio is an important parameter, and these ratios were determined separately for each study site. They were divided into groups with values of 0–0.7; 0.7–2.25; 2.25–3.0; 3.0–7.0; and over 7, and fixed coefficients *k* were developed by using the remaining h/v ratio. A new relationship developed by using fixed coefficients increased the correlation between the PPV and scaled distance (Fig. 2).

The research method and idea in this study were taken from the research conducted by A. Tosun in 2020. This paper supports this research with data from a different field study.

FUNDING

The authors wish to thank the management of Scientific Research Projects of Dokuz Eylul University (BAP) for providing funding for this research project whose number is 2019 K.B. FEN 046.

REFERENCES

Ambraseys, N.R. and Hendron, A.J. (1968). Dynamic behavior of rock masses. *Rock Mech.*, In: Stagg and Zeinkiewicz (eds.), Eng. Practice, John Wiley and Sons Inc., London.

Dowding, C.H. (1985). Blast Vibration Monitoring and Control, Prentice-Hall.

Duvall, W.I. and Fogelson, D.E. (1962). *Review of Criteria for Estimating Damage to Residences from Blasting Vibrations*, U.S. Bureau of Mines, RI 5868.

Ghosh, A.K. and Samaddar, A.B. (1984). Design of surface mine blast. *Min. Eng. J. Inst. Eng.*, , (I), pp. 52–57.

Hajihassani, M., Armaghani, D.J., Marto, A., and Mohamad, E.T. (2014). Ground vibration prediction in quarry blasting through an artificial neural network optimized by imperialist competitive algorithm. *Bul. of Eng. Geol. and Env.*, Sept., 4 online first articles.

Langefors, U. and Khilström, B. (1978). *The Modern Technique of Blasting*, 3rd Ed, Halsted Press, Sweden.

Roy, P. (1991). Prediction and control of ground vibrations due to blasting. *Colliery Guardian*, 239(7), pp. 210–215.

Singh, T.N., Amit, P., Saurabh, P., and Singh, P.K. (2002). Prediction of explosive charge for efficient mining operation. *Rock Eng. Problems and Approaches in Underground Construction*, South Korea, pp. 777–785.

Tosun, A. (2020). Modified scaled distance equation used for estimation of peak particle velocity. *Journal of Mining Science*, 56 (3), pp. 67-74

PULSE TIME RATIO OPTIMIZATION IN A PRC COPPER ELECTROWINNING SYSTEM

H. Zerafat¹, A. M. Beygian^{1,*}, E. K. Alamdari¹

¹Department of Materials and Metallurgical Engineering, Amirkabir University of Technology (^{*}Corresponding Author: ashkanmb@aut.ac.ir)

ABSTRACT

Iron removal is one of the necessities of extracting copper via electrowinning process. This substance causes a severe decrease in current efficiency in different stages of electrowinning. For this purpose, pulse reverse current (PRC) is applied with the aim of increased surface quality, increased current efficiency, optimal energy consumption and elimination of solvent extraction stage before electrowinning for small production workshops and rich electrolytes. The process of pulsed reverse current electrowinning was designed and performed in continuous cells. Copper, iron and sulfuric acid concentrations as well as forward (positive) and reverse (negative) current densities are fixed design parameters. The ratio of forward to reverse current time is the acquired variable and the experiments were performed at room temperature. The optimal state with 30 gpl copper, 5 gpl sulfuric acid and 10 gpl iron concentrations with a forward current density of 200 amps/m² and a reverse current density of 600 amps/m² was achieved through a pulse ratio of 40 to 1 seconds. Optimal current efficiency of 76.71% And energy consumption of 2.84 kwh per kg of produced copper were attained and also the cathode quality is acceptable.

Keywords: Copper electrowinning, iron removal, pulse reverse current, pulse time ratio

INTRODUCTION

Copper has high electrical and thermal conductivity as well as excellent machinability and formability, and for this reason it is considered to be a base metal in today's industry (Neikov, Naboychenko, and Murashova 2019). Hydrometallurgy is a common method of copper production. The electrowinning process is generally applied for the purpose of reduction and recovery of copper from an aqueous solution (Das and Krishna 1996). Electrowinning electrolyte is a highly acidic solution with a high concentration of copper. In this electrolyte, in addition to copper, there are amounts of elements such as sulfur, lead, manganese and iron (Najminoori et al. 2019). The presence of iron in this process reduces efficiency and increases costs in such a way that iron turns from Ferro to Ferric on anode surface and vice versa on cathode again stablishing a detrimental loop of current consumption (Subbaiah and Das 1994).

Most electrowinning cells have 316L reusable stainless-steel cathodes. these are almost identical to the electrical cathodes of the refining section. Older reservoirs use copper plate cathodes (Anderson 2016). Starter sheets are obtained from an electrical factory or made from electrowinning itself (Anderson 2016). Electrowinning anodes almost always consist of cold rolled Pb alloy (Mirza et al. 2016). In conventional electrowinning processes, electrolyte mixing and electrolyte flow through the electrochemical cell is produced by water decomposition reaction at the anode, producing oxygen bubbles on the anode surface (States 2003) which causes the electrolyte to mix and the oxygen bubbles reach the cell surface (Elrefaey et al. 2020). However, since the Ferro/Ferric iron anode reaction does not release any oxygen bubbles in the

anode, electrolyte circulation is the main source of mixing in the electrochemical cell (Cifuentes, Glasner, and Casas 2004).

In an industrial electrowinning process, reactions other than the reduction of copper play a role in the consumption of electric current, which reduce the cathode efficiency. Possible electrode reactions involved during copper electrowinning are as follows (Davenport et al. 2002).

On cathode surface (Cifuentes et al. 2007; Hannula et al. 2019):

$Cu^{2+} + 2e \rightarrow Cu (main \ reaction) (E = 0.34V)$	(1)
$Fe^{3+} + e^- \rightarrow Fe^{2+}$ (secondary reaction) ($E = 0.773V$)	(2)

 $2H^+ + 2e^- \rightarrow H_2 \quad (secondary reaction) \quad (E = 0.00V)$ (3)

On anode surface (Cifuentes et al. 2007):

 $Fe^{2+} \to Fe^{3+} + e^{-} (main \ reaction) \quad (E = -0.773V)$ (4) $H_2O \to 0.5O_2 + 2H^+ + 2e^{-} (secondary \ reaction) \quad (E = 1.23V)$ (5)

The duration of forward and reverse pulse may be from 20-200 seconds forward and 1-5 seconds reverse (States 2003). The aim of this study is to achieve the best ratio of forward and reverse pulse time. obtaining this ratio will result in the highest current efficiency and the lowest energy consumption combined with the best quality and surface adhesion of the cathode.

EXPERIMENTAL PROCEDURE

The electrolyte used in the electrowinning tests consists of copper sulfate heptahydrate and industrial iron sulfate heptahydrate with 98% assay sulfuric acid. In this study, a constant concentration of electrolyte contents was applied, which are 20gpl of iron, 30gpl of copper and 5gpl of sulfuric acid. In this experiment, a continuous solution injection system was used in a way that the electrolyte flows from a main reservoir to a chamber with a pump, which has 2 nozzles with specific output flows and the cell is filled with these nozzles. The cell has dimensions of 10 * 10 * 10 cm. The volume of the electrolyte solution in the cell is 700 ml, an electrolyte sink is provided to keep the volume constant throughout the experiment. The source of electric current is a pulse generator and shunts were applied to convert high current to suitable voltages. A copper cathode and 2 lead anodes were used as working electrodes. The electrodes were held by a brass clamp and placed in the electrolyte solution with specified dimensions of 5 x 5 cm. seven experiments were designed according to the existing conditions (table 1). The variable parameters are the forward-to-reverse pulse ratio and the frequency of each pulse, and the fixed parameters are 200 Amp/m² and 600 Amp/m² current densities, forward and reverse respectively; the test duration is 5 hours. A computer was used to record instantaneous data. Using Faraday's law, the amount of copper deposition was theoretically obtained when electrowinning was undergone for 5 hours, and the current efficiency was calculated by dividing the actual weight of the sediment by the theoretical amount of sediment. In addition, the amount of consumed energy was obtained through integration of the available data. m_{theoretical} is the theoretical weight of copper that is supposed to deposit on the cathode when applying a current I during a period of time t. It was calculated from Faraday's law:

$$m_{theoretical} = \frac{M \times i.dt}{n \times f}$$

$$C.E.(\%) = \frac{m_{measured}}{m_{theoretical}} \times 100$$
(6)
(7)

Test number	Forward to reverse	Forward time	Reverse time	Current
rest number	time ratio	(s)	(s)	condition
Test 1	40 to 2	40	2	PRC
Test 2	40 to 0	40	0	DC
Test 3	40 to 1	4	0.1	PRC
Test 4	40 to 1	40	1	PRC
Test 5	49 to 1	49	1	PRC
Test 6	40 to 1	400	10	PRC

Table1. Designed Experiment conditions

RESULTS AND DISCUSSION

DC and PRC Current Comparison

In this section, a comparison was made between Test 2 and Test 4. Current efficiency and energy consumption were calculated for both experiments. As shown in Figure 1, in DC mode the current efficiency was 89% and in PRC mode this value reached 77%. Converting DC current to PRC is associated with reduced efficiency because in PRC mode part of the current dissolves the reduced cathode at return. Power consumption was acceptable for both cases and its value is equal to 2.50 kWh in DC mode and 2.84 kWh in PRC mode. In DC mode, according to Figure 2 the cathode does not have good adhesion and separates as a powder, and it is difficult to collect the powder from the solution. Due to the surface quality of the cathode and its better adhesion in PRC mode, it was selected as the optimal mode despite lower current efficiency.



Figure 1. Current efficiency and energy consumption comparison.



Figure 2. Cathode surface quality in a) PRC mode and b) DC mode.

Forward-to-Reverse Time Ratio Comparison

In this section, experiments were performed in 3 different ratios. The forward to reverse current time ratios of 40:2, 40:1, and 49:1 was evaluated. According to the results presented in table 2, the current efficiencies and energy consumptions were calculated for each experiment.

Test Number	C.E. %	Energy (KWh/kgCu)
Test 1 (40:2)	67.56	3.03
Test 4 (40:1)	76.71	2.84
Test 5 (49:1)	74.34	2.85

Table2. Current efficiency and power consumption results

From this comparison (Figure 3) it was concluded that the highest current efficiency is in the ratio of 40 seconds forward and 1 second reverse in Test 4 and also the lowest amount of energy consumption is in this ratio. In addition, the surface quality of the cathode and the degree of adhesion comply with Test 4 as shown in Figure 4, hence the ratio of 40 to 1 is selected as optimal condition.



Figure 3. Current efficiency and energy consumption comparison in different forward-to-reverse time ratios.



Figure 4. PRC Cathode surface quality in a) Test 1 (40:2), b) Test 4 (40:1) and c) Test 5 (49:1).

Duration Comparison

According to the abovementioned results, experiments were performed in 3 different periods with a ratio of 40 to 1. These times include 0.1 of a second, 1 second and 10 seconds. This time means that by converting 1 second to 0.1 second, this coefficient is multiplied by a ratio of 40 to 1, and in fact there will be a forward current of 4 seconds and a reverse current of 100 milliseconds, and the same thing is done for 10 seconds which means there will be a forward current of 400 seconds and a reverse current of 10 seconds and a reverse current of 10 seconds to 10 seconds there will be a forward current of 400 seconds and a reverse current of 10 seconds and in these 10 second repetitions, a long time is expected to reach steady state. Table 3 provides the results of these performed experiments.

Table 3. Current efficiency and power consumption results in different duration

Test Number	%CE	Energy (KWh/kgCu)
Test 3 (0.1 sec)	60.02	3.28
Test 4 (1 sec)	76.71	2.84
Test 6 (10 sec)	79.52	2.81

Figure 5-a shows cathode surface is not of good quality and copper does not adhere well to the cathode surface. Figure 5-c also shows that the surface is powdery and not suitable, but Figure 5-b has both good surface adhesion and good cathode quality and separates as a sheet.



Figure 5. PRC Cathode surface quality in a) Test 3 (0.1 sec), b) Test 4 (1 sec) and c) Test 6 (10 sec).

According to the Figure 6 below and by comparing these 3 values, it should be concluded that duration 10 seconds have the highest current efficiency, but by comparing the quality of the cathodes and its adhesion, which is more important, duration 1 second is the best possible case.



Figure 6. Current efficiency and energy consumption comparison in different duration.

CONCLUSION

This study on the use of pulse reverse current on the surface of cathodes used for copper electrowinning has shown interesting and practical results:

- 1) Using reverse current, the quality of the cathode is much better than the direct current mode, and copper sits on the cathode in the form of a sheet.
- 2) In the ratio of 40 to 1, the highest current efficiency and the lowest energy consumption and the best cathode quality were observed.
- 3) The coefficient of 1 second, despite the lower efficiency than the duration of 10 seconds, has a much better cathode quality.

As a result, the optimal mode in this study is 40 to 1 with a duration of 1 second in the PRC mode.

REFERENCES

- Anderson, Corby G., (2016). Optimization of Industrial Copper Electrowinning Solutions. ,*IMPC 2016 28th International Mineral Processing Congress* 2016 (October). https://doi.org/10.4172/2090-4568.1000156.
- Cifuentes, L., J. M. Castro, G. Crisóstomo, J. M. Casas, and J. Simpson., (2007). Modelling a Copper Electrowinning Cell Based on Reactive Electrodialysis., *Applied Mathematical Modelling* 31 (7): 1308–20. https://doi.org/10.1016/j.apm.2006.02.016.
- Cifuentes, L., R. Glasner, and J. M. Casas., (2004). Aspects of the Development of a Copper Electrowinning Cell Based on Reactive Electrodialysis. *Chemical Engineering Science* 59 (5): 1087–1101. https://doi.org/10.1016/j.ces.2003.12.013.

Das, S. C., and P. Gopala Krishna., (1996). Effect of Fe(III) during Copper Electrowinning at Higher Current

Density. International Journal of Mineral Processing 46 (1–2), 91–105. https://doi.org/10.1016/0301-7516(95)00056-9.

- Davenport, W.G., M. King, M. Schlesinger, and A.K. Biswas., (2002). Electrowinning. *Extractive Metallurgy of Copper*, 327–39. https://doi.org/10.1016/b978-008044029-3/50022-8.
- Elrefaey, A., Y. Gu, J. D. James, C. Kneen, I. Crabbe, and J. Sienz., (2020). An Investigation of the Failure Mechanisms of Lead Anodes in Copper Electrowinning Cells. *Engineering Failure Analysis* 108. https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2019.104273.
- Hannula, Pyry Mikko, Muhammad Kamran Khalid, Dawid Janas, Kirsi Yliniemi, and Mari Lundström., (2019).
 Energy Efficient Copper Electrowinning and Direct Deposition on Carbon Nanotube Film from Industrial Wastewaters. Journal of Cleaner Production 207, 1033–39.
 https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2018.10.097.
- Mirza, A., M. Burr, T. Ellis, D. Evans, D. Kakengela, L. Webb, J. Gagnon, F. Leclercq, and A. Johnston., (2016). Corrosion of Lead Anodes in Base Metals Electrowinning. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy* 116 (6): 533–38. https://doi.org/10.17159/2411-9717/2016/v116n6a7.
- Najminoori, Mahjabin, Ali Mohebbi, Kambiz Afrooz, and Babak Ghadami Arabi., (2019). The Effect of Magnetic Field and Operating Parameters on Cathodic Copper Winning in Electrowinning Process. *Chemical Engineering Science* 199, 1–19. https://doi.org/10.1016/j.ces.2018.12.061.
- Neikov, Oleg D., Stanislav S. Naboychenko, and Irina B. Murashova., (2019). Production of Copper and Copper Alloy Powders. Handbook of Non-Ferrous Metal Powders. 2nd ed. Elsevier Ltd. https://doi.org/10.1016/b978-0-08-100543-9.00019-1.
- States, United., (2003). (12) Patent Application Publication (10) Pub. No .: US 2003 / 0124222 A1 Patent Application Publication. *Optics Express* 1 (19), 1–4.
- Subbaiah, T., and S. C. Das., (1994). Effect of Some Common Impurities on Mass Transfer Coefficient and Deposit Quality during Copper Electrowinning. *Hydrometallurgy* 36 (3), 271–83. https://doi.org/10.1016/0304-386X(94)90026-4.

REMOVAL OF ORGANIC MATTER FROM BLACK PHOSPHATES BY CALCINATIONS; CASE OFF DJEBEL ONK PHOSPHATE; ALGERIA

D. Nettour ^{1, *}, S. Grairia ², S. Bensehamdi ¹, M. Chettibi ¹

 ¹ Ecole Nationale Supérieure des Mines Et Métallurgie ENSMM Amar Laskri Annaba (*Corresponding author : djamel.nettour@ensmm-annaba.dz)
 ² Faculté des sciences de la terre Université Badji Mokhtar Annaba

ABSTRACT

The phosphates of Djebel Onk in the extreme east of Algeria constitute a part of a vast set of phosphate deposits formed during the Cretaceous period on the southern and south-eastern shores of the Mediterranean. These concentrations of economic interest are exploited near the town of Bir El Ater (Wilaya of Tébessa) by the national company SOMIPHOS, a subsidiary of the MENAL group. This work concerns the beneficiation of black phosphate ore of Kef Es Sennoun by wet process. The appropriate treatment of the latter is settling; after removing the clay from the concentrate phosphate, the product undergoes heat treatment. The objective of this work is to study the variation of the temperature of heat treatment (Calcination) of black phosphate settled out of the wet process of Kef Es Sennoun. In order to see the influence of the temperature on the organic matter (Moukannaa and al 2020), therefore the effect the optimization of this treatment on the chemical, physical and mineralogical characteristics of the various major elements (MgO, P_2O_5 , CO_2).

Keywords: Calcinations, djebel onk, phosphate ore, heat treatment, physico-chemical analyses.

INTRODUCTION

Despite of the Algerian underground conceals high potential of useful materials, namely the phosphate ores; in Djebel Onk deposits only, the proven reserves are about 2.2 billion tons, the production achieved remains relatively low, (about 1.5 million tons per year). (Nettour and al 2018). To respond to both increasing local and international demands for fertilizers, producing companies are expected to rise their production capacities and create strategies for the development and modernization of their production tools (Nettour et. al. 2018). To adopt an adequate technique to achieve this goal, a detailed identification and characterization of the ore in question is required.

This paper presents the calcinations method of Djebel Onk black phosphate; first the study is based on the particle size analysis of phosphate ore which has shown that the particle size range (00+63) µm represents the major part of the total mass of the sample, because of the friability of region phosphate ore, followed by a mineralogical analysis to determine the different mineralogical phases (carbonate apatite, carbonate hydroxyapatite, fluorapatite, and carbonate fluorapatite etc, as phosphate elements. The gangue is consisted of dolomite, silica, calcite, deerite, quartz, and ankerite). Thus, a chemical analysis was done to highlight the different elements that make up the phosphate ore of Djbel Onk and results in that the P_2O_5 contents vary from 27.932 to 34.249% with an average = 30.156 %. The contents of MgO vary from 0.508 to 3.214 %, hence the average content = 1.934 %) (Nettour D. and al 2019).

To lead to the rise of the fertilizers' production, this work targets the elimination of the organic matter of the product beneficiated by the wet way and to see the loss on ignition at different temperature degree of calcinations.

MATERIALS AND METHODS

A sample of black phosphate ore was taken from Bled Elhadba deposits; Djebel Onk - Tébessa; Algeria, was used in this study. The fragments of the raw ore samples were reduced by crushing to a particle size of -2 mm.

Then, the broken product was homogenized, divided into 100 g bags and stored for later use in grinding and granular analysis, and chemical analysis. After the crushing operation, the resulted phosphate ore samples were dried ground in a ceramic mortar mill (Figure 1). The granular analysis was carried out in narrow particle size intervals, the product crushed for 3 min, collected for sieving in an assortment of sieves classified as follows: 4000 m, 2000 m, 1000 m, 125 m, 63 and 45 m.



Figure 1. Ceramic mortar mill

Particle Size Analysis of Jebel Onk Ore

To identify the particle size composition of the ore, after the different stages of fragmentation, the sieving analysis is carried out by particle size analysis, to determine the respective size and weight percentage of the different families of grains called particle size fractions constituting the samples. Kechiched R. (2017). These fractions consist of particles whose size covers a relatively small range and decreases from one fraction to another. There are several methods of particle size analysis. Among them, the sieving method possibly used in our study, covers almost all ranges of particle sizes targeted. In addition, they allow the recovery of separate samples depending on the particle size. (Alain, 1994).

The collected sample is sent to the mechanical ore preparation laboratory, divided by the quartering (in two rifles), for the next chemical analysis as well as for the reserve. The sample is divided into four equal parts of which only half is retained by joining two opposite quarters. This selection is homogenized and a new quartering is carried out, the operation is repeated three or four times until 1.5 to 2 kg is obtained, Figure 2. The sample used is the black phosphate concentrate recovered by the wet process.



Figure 2. Quartering operation

A high precision balance and moisture meter were used to measure the humidity of our sample, Figure 3. After the weighing operation, samples of 10 g are treated at different temperatures, 6 degrees of temperature ranging from 600 to 900 $^{\circ}$ C, for different times 5mn, 10mn 15mn, 20mn.



Figure 3. Moisture instruments measurements

The process begins by introducing four samples of phosphate into the oven, such that each sample weighs 10g at 400C $^{\circ}$, after using a timer, we put a sample in the air for 5 minutes, and therefore the same is done for the rest of the temperatures up to 900C $^{\circ}$ to obtain samples as follows. Figure 4.



Figure 4. Muffle furnace used in the test

The ore is heated to below its melting point either in the absence of air or in limited quantities. This method is commonly used to convert carbonates and hydroxides to their respective oxides.

RESULTS AND DISCUSSION

To determine the nature of our ore and highlight the physico-mechanical properties, a particle size analysis is recommended, the results of this analysis are presented in the table 1.

The main mode represented by the mesh [-500 + 200] μ m, equals to 43.52% in weight; the weight yield of the second mode of mesh equals to -200 + 125 microns is about 16%; the third mode represents the coarse particle size range of a mesh of [-2000 + 1000] μ m with a yield of 6.6%; and finally the thin slice [- 45 +0] μ m presented the fourth mode with a weight yield of about 4%. Furthermore, the cumulative yields of passers-by are increasing as a function of sieve mesh. But the cumulative yields of the holdings are decreasing according to the openings of the sieves Figure 5.

Size fractions	Cumulative yield (%).			
(μm)	+γ(%)	–γ(%)		
+ 4000	3,16	100		
- 4000 + 2000	9,76	96,84		
- 2000 + 1000	13,92	90,24		
- 1000 + 500	27,56	86,08		
- 500 + 200	71,08	72,44		
- 200 + 125	87,15	28,92		
- 125 + 063	94,35	12,85		
- 63 + 45	96,40	5,65		
- 45	100	3,60		
sum				

Table 1. Granular analysis results of black phosphate ore



Figure 5. Variation of weighted fractions

Physico-Chemical Analyses

The purpose of the physico-chemical analyses is to determine the chemical composition of the various elements or combinations that go into the composition of the sample studied. To determine the content of P_2O_5 by the automatic spectrophotometer method (Auto analyzer), this technique of Auto Analyzer System is the latest in a comprehensive line of instruments for automatic liquid phase chemical analysis (Wissem et. al. 2016). But the determination of the magnesium oxide (MgO) is by atomic absorption (Atomic absorption spectrometry) to determine magnesium content in a test solution by

atomic adsorption spectrometry in the presence of lanthanum oxide, or lanthanum chloride. The absorbed photons being characteristic of absorbent elements, and their quantity being proportional to the number of atoms absorbent element, absorption makes it possible to measure the concentrations of the elements which one has decided to assay.

To determine the dioxide carbon, a calcimeter measures the volume of CO_2 released by the action of hydrochloric acid (HCl) on calcium carbonate (CaCO₃) in a soil or rock sample. The value of the ore is expressed by its tricalcic phosphate content of (% TPL) or P_2O_5 Such as: TPL = % P_2O_5 equal 2.185 see table 2.

Temperature	Duration in minutes	% loss on ignition	% CO ₂	TPL MgO	TPLP ₂ O ₅
	5 min	2.42 %	7.12	1.17	67.49
400° C	10 min	3.39 %	7.12	1.27	67.73
	15 min	3.73 %	7.04	1.27	67.93
	20 min	4.61 %	6.96	1.14	68.23

Table 2. The results of the fire loss at 400 (C°
--	----



Figure 6. Variation of major elements contents after calcination at 400 °C

Temperature	Duration in minutes	% Loss on ignition	% CO ₂	TPL MgO	TPLP ₂ O ₅
	5 min	3.2 %	6.96	1.26	68.23
500°C	10 min	4.18 %	6.96	1.24	69.04
	15 min	3.39 %	6.88	1.19	69.17
	20 min	4.6 %	6.88	1.26	69.28

Table 3. The results of the fire loss at 500 C°







Temperature	Duration in minutes	% Loss on ignition	% CO₂	TPL MgO	TPLP ₂ O ₅
	5 min	6.47 %	6.23	1.21	68.47
700°C	10 min	6.97%	5.81	1.12	68.91
	15 min	8.07 %	5.48	1.24	69.15
	20 min	10.42%	5.40	1.60	69.72

Table 4. The results of the fire loss at 700 C°



Figure 7. Variation of major elements contents after calcinations at 700 °C

Table 4.	The	results	of the	fire	loss	at 800 C	0
TUDIC 4.	THE	results	or the	in c	1055	ut 000 C	

Temperature	Duration in minutes	% Loss on ignition	% CO ₂	TPL MgO	TPLP ₂ O ₅
800°C	5 min 10 min	10.04 % 11.41%	3.77 3.03	1.27 1.24	70.07 71.34
	15 min	13.84 %	2.7	1.26	71.36
	20 min	13.93 %	2.37	1.29	70.94





Figure 10. Variation of major elements contents after calcinations at 900° C

CONCLUSIONS

This work was done on the black phosphate of Djebel Onk deposits it shows the evolution of the elimination of the organic matter at different temperature degrees. The results obtained and presented in figure 3-9 made it possible to conclude the following:

- 1 / From 400 to 650 ° C: elimination of surface water.
- 2 / From 650 to 750 ° C: elimination of organic matter and constitutional water.
- 3 / From 750 to 900 ° C: decomposition of carbonates.

Through the graphs, the magnesium element (MgO) was hardly affected by the heat treatment, and its content remained almost the same. Besides, from 400 to 650 $^{\circ}$ C, the surface water was eliminated.

The optimal conditions of the calcinations in time and temperature, makes the product meets the market profiles and the requirements of use. At 900 °C and in a time of about 20 minutes, the organic carbon decreases to 79.35% and TPL increases to 6.08% in the phosphate. Noting that the use of techniques for characterization and monitoring of mineral concentration and enrichment technologies is efficient and the mastery of these techniques can help to improve the quality of final and intermediate products used in the mineral industry, mentioning that in the research field, there is a wide application of these techniques.

ACKNOWLEDGEMENTS

I would like to thank our colleagues at SOMIPHOS research Center in Djebel Onk phosphate complex, for their assistance to complete the analysis tests.

REFERENCES

- Alain Lamotte (1997). L'échantillonnage du prélèvement à l'analyse Journées Laboratoires du 25 au 27 octobre 1994 Éditions de l'ORSTOM, Paris, 1997
- Gulsum. A and al (2020) Production, characterization, and cytotoxicity of calcium phosphate ceramics derived from the bone of meagre fish, Argyrosomus regius. Journal of the Australian Ceramic Society volume 57, pages37–46 (2021). Inorganic chemistry frontiers issue 18. 2021
- https://doi.org/10.1016/j.matchemphys.2020.123678

https://doi.org/10.33271/mining13.04.084

Kechiched (2017). Les phosphates du nord de Tébessa (dyr et elkouif): étude sédimentologique, gîtologique et géochimique. Doctoral thesis from Badji Mokhtar University - Annaba.

- Merabet et al (2003). Etude comparative des minerais de phosphate : noir (djemi-djema) et beige de Kef Es Ennoun)- djebel, Algerie. Technique de l'industrie minérale, N° 19 ISSN 1296-2981, 2003
- Moukannaa S.Bagheri A. Benzaazoua M. (2020) Elaboration of alkali activated materials using a noncalcined red clay from phosphate mines amended with fly ash or slag : A structural study. Materials Chemistry and Physics V 256, 12; 2020, 123678.
- Nettour D. and al (2018) Determination of physicochemical parameters of Djebel Onk phosphate flotation (Algeria), Solid State Physics, Mineral Processing DOI: 10.29202/nvngu/2018-4/8.
- Nettour D. Chettibi M., Bulut G., (2019) Beneficiation of Phosphate sludge rejected from Djebel Onk plant (Algeria), Solid State Physics, Mineral Processing DOI: 10.29202/nvngu/2018-4/8.
- Wissem et al (2016), Beneficiation of Phosphate Solid Coarse Waste from Redayef (Gafsa Mining Basin) by Grinding and Flotation Techniques Procedia Engineering 138) 85 94
- Xiaowen G. YuxiaXu Y. Yongcai Z. Huan P. (2019) Amorphous cobalt phosphate porous nanosheets derived from two-dimensional cobalt phosphonate organic frameworks for high performance of oxygen evolution reaction. *Applied Materials Today* Volume 18, March 2020, 100517; https://doi.org/10.1016/j.apmt.2019.100517

RISK ESASLI MADEN ATIK YÖNETİMİ *RISK BASED TAILINGS MANAGEMENT*

H. Ürkmez^{1,*}, Y.S. İnci¹, S. Ennis², E.R. Castro, G. Uzunçelebi

¹ TÜPRAG Efemçukuru Altın Madeni (* Sorumlu Yazar: halil.urkmez@tuprag.com) ² Stantec, CANADA

ÖZET

Madencilik endüstrisinin son yıllardaki büyüme ve gelişmesi, sektöre yeni teknolojileri ve yöntemleri kazandırdığı gibi beraberinde yeni sosyal ve çevresel riskleri de getirmiştir.

Kanada Madenciler Birliği Sürdürülebilir Madencilik - Atık Yönetim Protokolü'nün risk esaslı atık yönetimi/yaklaşımı, atık depolama tesisinin yaşam döngüsü boyunca (planlama, inşaat, işletme, kapatma ve kapatma sonrası) oluşabilecek sağlık, güvenlik, çevresel, sosyal, ekonomik ve yasal risklerin önceden tanımlanarak kapsamlı bir şekilde değerlendirilmesini içermektedir. Bu değerlendirme ile risklerin ortadan kaldırılması veya etkilerinin en aza indirilmesi hedeflenmiştir. Risk esaslı yönetim/yaklaşım ile atık tesislerinin performansı arttırılmakta ve temel madencilik risklerinin etkin bir şekilde yönetilmesi sağlanmakta ve sürekli iyileştirme sürecinde uygulanabilir en iyi teknoloji ve uygulamalar ile sorumlu madencilik gereklilikleri yerine getirilmektedir.

Atık depolama tesislerinin riskleri, maden sahası genel risk değerlendirmesinden ayrı olarak ele alınmalıdır. Her atık depolama alanının/tesisinin çevresel ve fiziksel özelliklerinin farklı olması tesise özgü bir performans ve risk yönetimini ortaya çıkarır.

Risk esaslı yönetimde/yaklaşımda sahaya özgü risk değerlendirmesi, sonuçları yüksek potansiyelli olaylar, kritik kontroller, Kademeli Eylem planı, acil durum müdahale ve hazırlık planları, performans değerlendirmesi ve sürekli iyileştirme için yönetim değerlendirmesi önemli yer tutmaktadır. Çevre yönetim sistemi ISO14001 gibi sistemler ile tutarlı olarak, atık yönetimi çerçevesi Planla - Uygula -Kontrol Et - Önlem Al döngüsünü izler ve kontrol ve sürekli iyileştirme için bir yönetim modeli oluşturulmasını sağlar.

Anahtar Sözcükler: Risk esaslı atık yönetimi/yaklaşımı, sonuçları yüksek potansiyelli olaylar, kritik kontroller, kademeli eylem planları (KEP), acil durum müdahale planları, acil durum hazırlık planları, mevcut en iyi uygulamalar (MEU – BAP), mevcut en iyi teknikler (MET- BAT)

ABSTRACT

The growth and development of the mining industry in recent years has brought new technologies and methods to the industry, as well as bringing new social and environmental risks.

The risk-based management/approach of the MAC-TSM Tailings Management Protocol includes pre-defined and comprehensive assessment of health, safety, environmental, social, economic and legal risks that may occur in tailings storage facilities throughout their lifecycle/life. With this evaluation, it is aimed to eliminate the risks or to minimize their effects. With a risk-based management/approach, the performance of waste facilities is increased and risks are managed effectively, and the responsible mining goal is fulfilled with the BAT and BAP in the continuous improvement process.

The risks of tailings storage facilities should be considered separately from the mine site overall risk assessment. The Different environmental and physical characteristics of each tailings storage facilities reveals a facility-specific performance and risk management.

In risk-based management/approach, site-specific risk assessment, potential high-consequence events, critical controls, TARPs, ERP, EPP, performance assessment and management assessment improvement have an important place. Consistent with systems such as the environmental management system ISO14001, the tailings management framework follows the Plan-Do-Check-Take Action cycle and ensures that a management model is established for control and continuous improvement.

Keywords: Risk-based tailings management/approach, risk assessment, potential high-consequence events, critical controls, tarp's, ERP, EPP, best available practices (BAP), best available techniques (BAT)

GİRİŞ

Maden endüstrisinin sürdürülebilir ve çevreye duyarlı (sorumlu) madencilik faaliyetleri için atık yönetim çerçevesini belirlemeleri önemlidir. Madencilik faaliyetleri sırasında ve özellikle Atık Depolama Tesisleri'nin oluşturabileceği fiziksel ve kimyasal riskler için riske dayalı bir yaklaşımla yönetim sistemleri oluşturulmalıdır.

Gelişmekte olan madencilik endüstrisinin değerlendirilmesi ve yönetilmesine katkı sağlaması için faaliyet gösteren kurum ve kuruluşların hazırladığı yardımcı sistemler mevcuttur. Kanada Madenciler Derneği (MAC), Sürdürülebilir Madencilik (Towards Sustainable Mining - TSM) Atık Yönetim Protokolü'nde (Tailings Management Protocol) özellikle Atık Depolama Tesisleri'nin risk esaslı yönetim çerçevesinde yönetilmelerini desteklemektedir. MAC Atık Depolama Tesisleri için hazırladığı Atık Yönetim Kılavuzu (Tailings Management Guide) ve İşletme, Bakım ve İzleme Kılavuzu (İŞBİK - Operation, Maintenance, and Surveillance Manual - OMS) Birleşmiş Milletler'in "Atık Yönetimine İlişkin Küresel Endüstri Standardı (Global Industry Standard on Tailings Management, 2020) İle çalışmalarını eş değer hale getirmiştir.

Maden işletmeleri risk esaslı yönetim sistemi kapsamında, tesis yaşam döngüsü boyunca (planlama, inşaat, işletme, kapatma ve kapatma sonrası) oluşabilecek riskleri tanımlayarak değerlendirmeli ve şirket taahhüt ve politikalarına eklenerek, uygulamalıdır. Risk esaslı yönetim sisteminde, Atık Depolama Tesisleri'nin yaşam döngüsü boyunca uygulanan risk stratejilerini sürekli ve düzenli olarak gözden geçirmeli ve iyileştirmelidir.

Atık Depolama Tesislerinde uygulanan risk stratejileri (uygulamaları) ve bu stratejilerin iyileştirmeleri için iç ve dış denetlemeler kritik önem taşımaktadır. Ayrıca tesis yönetiminin bağımsız gözden geçirilmesi ve performansının değerlendirilmesi, yönetimin ve tesisin iyileştirilmesini ve sürdürülebilir olmasını sağlayacaktır.

Bu iç, dış ve bağımsız denetlemeler sorumlu ve şeffaf tesisler oluşturmak için en iyi uygulamalardır. Atık yönetim çerçevesinde risk esaslı yaklaşım ve uygulamalarında Planla – Uygula – Kontrol Et – Önlem Al döngüsü takip edilerek sürekli iyileştirme ve geliştirme sağlanmaktadır.

Risk esaslı yönetim sistemi temelde aşağıdakileri içermelidir;

- Sahaya özel potansiyel riskleri belirlemek ve güncellemek ve düzenli olarak performansını değerlendirmek (İç-dış ve bağımsız denetimler)
- Sahaya özel riskleri yönetmek için Mevcut En İyi Teknolojilerin (MET) kullanılması
- Sahaya özel riskleri yönetmek ve performans hedeflerine ulaşmak için Mevcut En İyi Uygulamaların (MEU) kullanılması

RİSK ESASLI ATIK YÖNETİM ÇERÇEVESİ

Risk esaslı yönetim çerçevesi, hesap verilebilirlik ve sorumlulukları, hazırlanması gereken dokümanları, risklerin değerlendirilmesi ve eylem planlarının oluşturulması ve performansın değerlendirilerek denetlenmesi gibi temel konuları kapsamaktadır.

Hesap Verilebilirlik ve Sorumluluklar

Atık Depolama Tesisleri'nde rollerin ve rollere göre hesap verilebilirliğin, sorumlulukların ve yetkinin açıkça tanımlanması önemlidir. Her işletmenin ve Atık Depolama Tesisi'nin yönetim ve organizasyon yapısı farklılık gösterebilir. Bu nedenle rol tanımlamaları tesisin ihtiyacına ve yapısına göre şekillendirilmelidir.

Bu yapı içerisinde en azından Atık Depolama Tesisleri'nde aşağıdaki roller için hesap verilebilirlik, sorumluluklar ve yetkiler açıkça tanımlanmalıdır.

Yönetim Kurulu veya Üst Yönetim

Şirket büyüklüğüne bağlı olarak yönetimin en üst kademesidir. Şirket politika ve taahhütlerinin onay mekanizmasıdır.

Sorumlu Yönetici

Sorumlu Kişi(ler) ve Kayıtlı Mühendisinin tavsiyesi ile atık yönetimi için gerekli sistemlerin oluşturulması ve geliştirilmesi süreçlerinden sorumlu kişidir.

Sorumlu Kişi(ler)

Atık Depolama Tesisi'nin yaşam döngüsü boyunca (planlama, inşaat, işletme, kapatma ve kapatma sonrası) atık yönetim sisteminin uygulanması, geliştirilmesi ve performansının değerlendirilmesinden sorumlu kişidir.

Kayıt Mühendisi (KM) (Engineer Of Record – EoR)

İşletme için tesis yaşam döngüsü boyunca tesis güvenliğinden emin olmak, teknik yönlendirme sağlamak, atık yönetim sistemlerinin uygulanmasından, geliştirilmesinden ve performansının değerlendirilerek raporlanmasından sorumlu kişidir.

Yönetim ve Acil Durum Hazırlığı

İşletme Bakım ve İzleme Kılavuzu (İŞBİK)

İŞBİK, atık depolama tesisleri yönetimi için çevre ve güvenlik kriterlerini içeren bir atık yönetim sistemi çerçevesi sağlamak ve atık depolama tesislerinde yönetim ilkelerinin uygulanmasını ve tutarlılığını özetleyen ve rehberlik sağlayan, sahaya özel bir dokümandır ve referans materyalleri içeren modüllerden oluşur.

İŞBİK, risk yönetimi ve atık tesis performansının iyileştirilmesini, tasarım amacına ulaşılmasını ve yasal gerekliliklerin, kurumsal politikanın ve taahhütlerin yerine getirilmesini kolaylaştırmayı amaçlamaktadır. İŞBİK kapsamı, atık depolama tesisinin özellikleri ve yaşam döngüsü aşaması ve diğer
ilgili planlar ve prosedürlerle olan bağlantılar dikkate alınarak sahaya özel olarak tanımlanır ve aşağıdaki konuları da içermelidir.

İŞBİK Kapsam ve Amaç / Faaliyet Takibi

- Kalite Yönetimi
- Kaynaklar ve Planlama
- Raporlama

Roller, Sorumluluklar ve Yetki

• Eğitim ve Yeterlilik

İş Sağlığı ve Güvenliği

- Atık Depolama Tesisi Tanımı İşletme
 - Performans Hedefleri
 - İşletme Prosedürleri
 - Atık Taşıma ve Yerleştirme
 - Devam Eden Atık Tesisi İnşaatı
 - Atık Depolama Tesislerinin sınıflandırılması
 - Su Yönetimi
 - Kapatma
 - Site Erişimi

Bakım

- Bakım Faaliyetlerinin Tanımı
- Bakımla İlişkili Belgeler

İzleme

- Bir İzleme Programı için Tasarım Hususları
- İzleme Faaliyetleri
- Saha İzlemeleri ve Denetimleri
- İzleme Ekipmanları
- İzleme Sonuçlarının Analizi, İletişimler ve Karar Verme

Acil Müdahale Planları

• Kritik Kontroller ve Kademeli Eylem Planları

Performansın Değerlendirilmesi

- Yönetimin Gözden Geçirilmesi
- İç ve Dış Denetleme
- Bağımsız İnceleme

İŞBİK, risk kontrollerinin ve kritik kontrollerin etkin yönetimi için önemli bir kılavuzdur. İŞBİK dokümanı tüm personeller için kolay ulaşılır olmalıdır. İŞBİK amaç, kapsam ve uygulama eğitimleri kurum içi kaynaklar kullanılarak Kayıt Mühendisi desteği ile geliştirilmelidir. İŞBİK gözden geçirme sıklığı, tesisin risk profiline ve yaşam döngüsüne bağlı olarak düzenli olarak belirlenmelidir.

Risklerin Değerlendirilmesi

Risklerin değerlendirilmesi ve yönetimi hem işletmenin hem de Atık Depolama Tesisleri'nin etkin yönetilmesi konusunda önemli bir husustur. Riskler, maden yaşam döngüsü boyunca Atık Depolama Tesisleri'ne özel olarak, İş güvenliği ve sağlığı, çevre, mühendislik ve operasyonel, finansal, yasal, yönetimsel ve sosyal çerçevelerde değerlendirilmeli ve düzenli olarak güncellenmelidir. Riskler, Hata Türü ve Etkileri Analizi (Failure Mode Effect Analysis – FMEA) modelli bir olasılıksonuç matrisi veya benzer matrisler kullanılarak değerlendirilmelidir. Bu tür bir değerlendirmede riskler, aşırı yüksek, yüksek, orta ve düşük olarak tanımlanabilir.

Risk değerlendirmesi ile tehlikeler tanımlanarak risklerin potansiyel sonuçları, şiddeti ve olasılığı belirlenir. Böylece tehlikelerin ya da risk olasılığı ve şiddetinin, atık yönetiminde uygulanacak en iyi teknolojiler ve en iyi uygulamalar ile azaltılması veya ortadan kaldırılması sağlanacaktır.



Şekil 1. Atık Depolama Tesisleri İçin Risk Değerlendirme Tablosu Örneği Kısmi Görüntüsü

Kritik Kontroller

Kritik kontroller operasyonel, teknik veya yönetimsel kaynaklı sonuçları yüksek olayları önlemek veya olayın sonuçlarını hafifletmek için yapılan kontrollerdir. Kritik kontrollerin geliştirilmesi ve uygulanması katastrofik olayların olasılığını ve şiddetini önemli ölçüde azaltacaktır. Bu kontroller dolaylı yoldan birçok riski önleyerek olasılığını ve şiddetini azaltacaktır.

Potansiyel İstenmeyen Durum	İstenmeyen Durum Etkenleri	Performans Göstergeleri	Kritik Kontroller	Performans Değerlendirme Kriterleri
Depolama Tesislerinin Stabilitesinin Bozulması	Şev Duraysızlığı Sıvılaşma Oturma Göçme	 * VWP Piezometreleri ve Dikey Boru Su Seviyesi Kontrolleri * Atık Depolama Kriterleri * Şev Hareketi İzlemeleri * Deformasyon Ölçümleri 	 * Kaya Drenajları * Sıkışma Kriterleri ve QA/QC Denetimleri * Nitelikli Personel ve Kayıt Müh. Tarafından Düzenli Denetim * Bağımsız Değerlendirme 	 * Tasarım Kriterleri Sınır Değerleri * İŞBİK Kılavuzunda Belirtilen Operasyonel Sınırlar Değerler (KEP) * QA/QC denetimiyle İnşaat Programı Ve Şartnamelerine Uyumluluk

Şekil 2. Kritik Kontrol Tablosu Örneği Kısmi Görüntüsü

Acil Durum Eylem Plani (ADEP)

Tüm maden işletmeleri maden genelini kapsayan Acil Durum Eylem Planı ve Acil Durum Hareket Plan'ları geliştirmektedir. Ayrıca Atık Depolama Tesisleri'ne özel (özgü), tesis risk profili ile bağlantılı olarak Acil Durum Eylem Planı hazırlanarak, maden genelini kapsayan Acil Durum Eylem Planı içerisine entegre edilmelidir.

Atık Depolama Tesisleri Acil Durum Eylem Plan'ları, maden genelinde acil durum ilan edilmesine neden olacak, Atık Depolama Tesisi performansından veya operasyonel faaliyetlerden kaynaklı acil durumlara müdahaleyi hızlandırarak risk şiddetini azaltacaktır. Böylece maden genelinde acil durum ilan edilmesine gerek kalmadan, Atık Depolama Tesisi performansını ve operasyonel faaliyetlerini etkileyen acil durumlar Atık Depolama Tesisi Sorumlu Kişi ve ekibi tarafından yönetilebilecektir.

Atık Depolama Tesisi Sorumlu Kişi ve ekibi tarafından yönetilemeyen veya yönetilemeyecek acıl durumlarda, maden geneli Acil Durum Eylem Planı uygulanmasına hızlı bir şekilde geçiş sağlayacaktır.

Kademeli Eylem Planları (KEP)

Kademeli Eylem Planları, kritik kontroller ve sonuçları yüksek olaylar dahil olmak üzere Atık Depolama Tesisi risk kontrollerini yönetmek için kullanılan bir araçtır. Kademeli Eylem Planları, Atık Depolama Tesisleri'nin performans hedeflerine ve risk profiline bağlı olarak geliştirilen performans kriterleri için önceden tanımlanan Kademe (başlangıç) seviyelerini göstermektedir.

Her performans kriteri için ve her seviye için risk yönetim eylemleri tanımlanmalıdır. Her kademe seviyesi için belirlenen eylemler kademe seviyeleri aşıldığında (performans normal aralığın dışında olduğunda) uygulanmaya başlanmalıdır. Böylece, acil durum ilan edilmesi gereken kademe seviyesine gelinmeden önceki seviyelerde gerekli müdahaleler yapılmış olacaktır. Genel olarak dört kademe seviyeli (1. Seviye Yeşil, 2. Seviye Sarı, 3. Seviye Turuncu, 4. Seviye Kırmızı) Kademeli Eylem Planları hazırlanmaktadır.

	KEP – Aşırı Meteorolojik Koşullar (Aşırı Yağış)									
KEP Seviyeleri	Kademe Seviyesi	KEP NO: 02 Eylemler								
Kademe 1 Normal Risk	Yağış miktarı; 1-5 mm 12 Saat	Depolama çalışmalarına devam edilebilir. İzlemelere devam edilmelidir. Su yönetim sistemleri kontrol edilmelidir.								
Kademe 2 Orta Risk	Yağış miktarı; 6-20 mm 12 Saat	Filtre atık nakliyesi kontrollü bir şekilde sürdürülebilir. Yayma ve sıkıştırma çalışmaları yapılamaz. Malzeme alanda stoklanabilir. İzlemelere devam edilmelidir. Personel hava durumunu takip etmelidir. Su yönetim sistemi kontrol edilmelidir.								
Kademe 3 Orta Risk	Yağış miktarı; 20-100 mm 12 Saat	Filtre atık nakliyesi ve Yayma ve sıkıştırma çalışmaları durdurulmalıdır. Malzeme filtre tesisinde depolanır veya tesis durdurulur. Su yönetim sistemi gözden geçirilmelidir. İzlemelere devam edilmelidir. Personel hava durumunu takip etmelidir.								
Kademe 4 Yüksek Risk	Yağış miktarı; > 100 mm 12 Saat	Malzeme filtre tesisinde depolanır veya tesis durdurulur. Su yönetim sistemi gözden geçirilmelidir. KEP'in Bağlı olduğu ADEP başlatılmalıdır. Tasarım Sınırı aşılırsa; İş Güvenliği yöneticisini bilgilendirin ve Site genelinde Acil Durum başlatın.								

Şekil 3. Kademeli Eylem Planı Örneği

Kademeli Eylem Planları için Acil Durum Eylem Planı

Atık Depolama Tesisleri performans kriterleri kapsamında belirlenen Kademeli Eylem Planları tetik seviyelerinde, kritik kademe seviyesine gelindiğinde uygulanacak eylemler için senaryolar hazırlanmalıdır. bu seviyeler genel olarak Kademeli Eylem Planları'nda 3. Seviye turuncu ve 4. Seviye ise kırmızı renk ile gösterilmektedir.

Bu acil durum eylem planları maden genelinde acil durum ilan edilmesinden önce acil durum için yapılması gereken bilgi ve görselleri içeren (acil durum senaryosunu anlatan) ve sahada bulunan personele yol gösterici bir doküman niteliğindedir.

Atık yönetim çerçevesinde geliştirilen ve uygulanan risk değerlendirmeleri, kritik kontroller, acil durum eylem planları, Kademeli Eylem planları ve Kademeli Eylem planları için hazırlanan acil durum eylem planları düzenli olarak gözden geçirilmeli ve güncellenmelidir. Ayrıca periyodik olarak masabaşı ve genel saha tatbikatları planlanarak performansları denetlenmeli ve değerlendirilmelidir.



Şekil 4. Kademeli Eylem Planı İçin Acil Durum Eylem Planı Örneği

Performansın Değerlendirilmesi

Etkili risk yönetimi kararlarını destekleyen atık yönetim sistemleri, atık tesislerinin kullanım ömürleri boyunca stabilitesini korumak ve artırmak için kritik öneme sahiptir. Bunun için tesisin ve sistemlerin performansının periyodik olarak denetlenmesi ve değerlendirilmesi gerekmektedir.

Yıllık Gözden Geçirme Toplantısı

Atık Yönetiminin ve Atık Depolama Tesislerinin yıllık performansının değerlendirilmesi için Atık Depolama Tesisi performansını ve operasyonel faaliyetleri kapsayan bir rapor, ilgili ve sorumlu yöneticiler ve Kayıt Mühendisi'nin katılım sağladığı bir toplantıda sunulmalıdır. Rapor ve toplantı konularının aşağıdaki veya benzer konuları kapsaması faydalı olacaktır.

Operasyonel Faaliyetler – (Statik, su yönetimi, depolama kapasitesi, personel, ekipman, izlemeler, bakım, dokümantasyon, diğer faaliyetler) Çevre Finansal İş sağlığı ve güvenliği Sosyal Yasal gereklilikler Yönetimsel değerlendirme Yeni projeler – (gelecek planları)

İç ve Dış Denetlemeler

Yönetim ve Atık Depolama Tesisi performansı sorumlu kişi tarafından (iç) ve Kayıt Mühendisi tarafından (dış) denetlemeye tabi tutulmalıdır. Kanada Madencilik Derneği, Sürdürülebilir Madencilik performans programları ve benzer sistemlerin uygulanması, madencilik faaliyetlerine hesap verilebilirliği, ölçülebilirliği ve sürdürülebilirliği sağlayarak, faaliyetlerin yüksek standartlarda yürütülmesine yardımcı olacaktır.

MAC, TSM programı Atık Yönetim Protokolü ile işletmenin Sürdürülebilir Madencilik - Atık Yönetim Protokolü uygulamaları ve tesis ve yönetim performansları değerlendirilir. Bu değerlendirmeler aşağıdaki dokümanlar ile gerçekleştirilir.

Atık Yönetim Protokolü dokümanı ile protokolün her bir göstergesi ayrıntılı ve kapsamlı olarak not sistemiyle değerlendirilir.

Atık Kılavuzu Uygulama Kontrol Listesi (Tailings Guide implementation checklist) ile

Uygunluk Tablosu (Table of Conformance) ile Atık Yönetim Protokolü'nün her bir göstergesi için performans kriterleri ve uygulanması değerlendirilir.

OMS Manu	al: Assessment Criteria							
С	The company has not met all Level B criteria.							
	An OMS manual has been developed for the tailings facility but it is not in conformance with the O	MS						
В	Guide.							
	The company has developed an action plan to meet all requirements for a Level A.							
Α	An internal audit has been conducted and determined that an OMS manual has been developed a	and						
	implemented for the tailings facility that is in conformance with the OMS Guide.							
AA	An external audit has been conducted and determined that an OMS manual has been developed and							
	implemented for the tailings facility that is in conformance with the OMS Guide.							
ΑΑΑ	The external audit for Level AA included an evaluation of the effectiveness of the development a	and						
	implementation of the OMS manual.							
OMS Manu	al: Frequently Asked Questions							
#	FAQ PAGE							
5	What is an audit?							
6	What is an evaluation of effectiveness?							
8	How long are audits valid?							

Şekil 5. "TSM- Tailings Management Protocol" Kısmi Görüntüsü (MAC 2019a)

Section in Tailings Guide	Management Action	Responsibility	Performance Measure	Schedule	References
Overarching	; Principles				
Risk Assessr	ment and Management				
2.2.1	Addressed below under Planning				
BAT and BA	P for Tailings Management				
2.2.2	Have the following factors been considering in selecting the tailings management technology for a specific tailings facility: Are the likelihood or consequences of a failure of a tailings facility reduced? Is material separation required to manage a potential geochemical concern? How much water will be retained in the tailings during their transport and placement? Is there potential to place any tailings in mined- out areas? Is the post-mining land use best served by a given technology?				
Independen	t Review				
2.2.3	Has a mechanism been established for conducting Independent Review on a routine basis? Is Independent Review being implemented according to the established mechanism?				
Designing a	nd Operating for Closure				
2.2.4	Have long-term closure objectives and potential post-closure land uses been considered in the conceptual planning and design of the tailings facility?				
	Has the tailings facility been designed to remain physically and chemically stable for the long-term?				

Şekil 6. "Atık Kılavuzu Uygulama Kontrol Listesi (Tailings Guide Implementation Checklist)" Kısmi Görüntüsü (MAC 2019a)

Indicator 1: Tail	Indicator 1: Tailings Management Policy and Commitment											
Criteria	Document	Section	Yes	No	N/A	Description and Evidence to Support Response						
Does the Owner have a demonstrated commitment to:												
protection of public health and safety;												
responsible management of tailings with the objective of minimizing harm;	Tailings Guide	3										
allocation of appropriate resources to support tailings management activities;												
implementing a tailings management system through the actions of its employees, contractors and consultants?												

Şekil 7. "Uygunluk Tablosu (Table of Conformance)" Kısmi Görüntüsü (MAC 2019c).

Bu değerlendirmeler (Atık Yönetim Protokolü dokümanı, Uygunluk Tablosu) Sorumlu Kişi tarafından yapılarak bir iç denetleme sağlanır ve yıllık gözden geçirme toplantısında yönetime ve kayıt mühendisine sunulur. Değerlendirmelerin (Atık Yönetim Protokolü dokümanı, Uygunluk Tablosu) Kayıt Mühendisi tarafından yapılması ile bir dış denetleme sağlanır. Kayıt Mühendisi tarafından performans değerlendirmesini içiren bir rapor hazırlanarak yıllık gözden geçirme toplantısında yönetime sunulur.

Bağımsız İnceleme

Bağımsız inceleme; işletmelerin özellikle atık depolama tesislerinin yönetiminin ve risklerinin tanımlanmasını ve anlaşılmasını sağlamak ve sürdürülebilirliği ve sürekli gelişimi desteklemek için işletmeden bağımsız üçüncü taraf uzman kişi(ler) veya kuruluş tarafından yapılan denetleme ve bir dizi tavsiyelerden oluşur. Bağımsız incelemenin sıklığı, Atık Depolama Tesisi risk profiline ve yaşam döngüsüne bağlı ve tesise özel olarak, bağımsız inceleme temsilcisi, işletme yönetimi ve kayıt mühendisi ile birlikte belirlenmelidir.

Bağımsız incelemeyi gerçekleştiren üçüncü taraf uzman kişi(ler) veya kuruluş hazırladığı raporla sürekli iyileştirmeyi teşvik eden tavsiyelerde bulunur. Bu tavsiyeler sonrasında karar alma, uygulama ve sorumluluk işletmeye aittir.

Bağımsız inceleme programı genel olarak, aşağıdaki konuları da kapsayacak şekilde geniş bir çerçevede odaklanır;

Risk değerlendirmesi ve risk yönetim planları,

Tasarım ve inşaat bilgileri de dahil olmak üzere tesisin tanımı,

Kilit personel ve İşletme, Bakım ve İzleme Kılavuzu (İŞBİK)

İç ve dış denetlemeler ile performans değerlendirmeleri ve yönetimi gözden geçirme incelemelerinin sonuçlarına,

Önceki Bağımsız inceleme sonuç ve tavsiyelerine ve uygulanma durumuna,

Tesisin orta ve uzun vadeli planlarına,

Mevcut en iyi uygulamaların ve Mevcut en iyi teknolojilerin uygulanmasına,

Atık Depolama Tesisi'nin mevcut en iyi uygulama ve mevcut en iyi teknolojilere dayalı olarak yönetilip yönetilmediği,

Atık Depolama Tesisi'nin tasarım kriterlerine, yasal gerekliliklere, risk profiline uygun metodolojiler ile tutarlı olup olmadığı.

SONUÇ

Son yıllarda Madencilik sektöründe küresel çapta yaşanan, atık depolama tesislerinin performansından kaynaklı, Brezilya'nın Brumadinho kentinde meydana gelen atık barajı çökmesi (2019) gibi kazalar meydana gelmiştir. Madencilik sektörü bu kazalar sonrasında sistemlerini risk temelli/esaslı olarak hazırlamaya başlamışlardır.

Risk Esaslı Maden Atık Yönetim Sistemi, işletmedeki mevcut uygulanan yönetim sistemine entegre edilebilir. Bu sistemler, amacı çevre ve sosyal performansı iyileştirmek olan uluslararası sürdürülebilir performans programları ile desteklenebilir.

Böylece oluşturulan risk esaslı yönetim sistemleri, mevcut en iyi uygulama ve mevcut en iyi teknolojiler ile birlikte Atık Depolama Tesisileri'nin performanslarının arttırılmasını sağlayacaktır. Bu sonuç, sürdürülebilir madencilik sürecine ilişkin yapılan çalışmaların temelini oluşturacaktır.

KAYNAKLAR

- Dr. Franco Oboni, Prof. Cesar Oboni (2020). Tailings Dam Management for the Twenty-First Century. What Mining Companies Need to Know and Do to Thrive in Our Complex World.
- Environmental and Social Responsibility Risk Assessment For Tailings Management (23 Mar 2021 -Pages 9-24). K. M. Chovan, M. R. Julien, É.-P. Ingabire, E. Masengo, T. Lépine, M. James, P. Lavoie -CIM Journal, DOI: https://doi.org/10.1080/19236026.2020.1866336
- Global Tailings Review (2020). Global Industry Standard on Tailings Management. https://globaltailingsreview.org/global-industry-standard/
- Kuru Atık Depolama Yöntemi Dry Tailings Storage Method (IMCET 16 April 2019 Pages 1540-1530). Y.S. İnci, P. Kimball, G. Uzuncelebi, H. Ürkmez . ddcb03c09924b75 ek.pdf (maden.org.tr)
- Members And Associate Members Of The Mining Association Of Canada. *Firms İmplementing The MAC Risk-Based Management System* Our Members The Mining Association of Canada
- Mining Association of Canada (2019a). A Guide to the Management of Tailings Facilities Version 3.1. https://mining.ca/our-focus/tailings-management/tailings-guide/
- Mining Association of Canada (2019b). Developing an Operation, Maintenance, and Surveillance Manual for Tailings and Water Management Facilities Second Edition. https://mining.ca/our-focus/tailings-management/oms-guide/
- Mining Association of Canada (2019c). Table of Conformance. https://mining.ca/documents/table-ofconformance-2019/
- Mining Association of Canada (2019d). Towards Sustainable Mining Tailings Management Protocol. https://mining.ca/towards-sustainable-mining/protocols-frameworks/tailings-managementprotocol/
- Mining Association of Canada (2021a). TSM 101: A Primer. https://mining.ca/documents/tsm-101-aprimer/
- Mining Associaton of Canada (2021b). MAC Updates Tailings Management Guidance to Align with Global Standard. Press release issued in Ottawa, Canada, on 7 April, 2021. https://mining.ca/press-releases/mac-updates-tailings-management-guidance-to-align-with-global-standard/

Wikipedia. Tailings Dam - List Of Largest Tailings Dams. Tailings dam - Wikipedia

RMQR SISTEMININ HONAZ TÜNELİ İÇİN UYGULANABİLİRLİĞİNİN DEĞERLENDİRİLMESİ EVALUATION OF THE APPLICABILITY OF THE RMQR SYSTEM FOR HONAZ TUNNEL

E. Karakaplan^{1,*}, D. Alkaya², H. Başarır³

 ¹ Pamukkale Üniversitesi, Madencilik ve Maden Çıkarma Bölümü (*Sorumlu yazar: ekarakaplan@pau.edu.tr)
 ² Pamukkale Üniversitesi, İnşaat Mühendisliği Bölümü
 ³ Norwegian University of Science and Technology, Department of Geoscience and Petroleum

ÖZET

Tünellerin projelendirmesinde hâlihazırda birçok yöntem mevcutken teknoloji ve tecrübeler ile bu yöntemler geliştirilmekte veya literatüre yenileri eklenmektedir. Bu çalışmada; zayıf kaya kütlesinde açılan Honaz tünelinde, Kaya Kütle Kalitesi Puanlaması (RMQR) ile değerlendirme yapılarak sistem tarafından önerilen destekleme sistemi tasarımı sonlu elemanlar yöntemiyle analiz edilmiştir. Bu amaçla; Honaz dağında açılan 2540 m kazı uzunluğuna sahip tünel bölgesine ait jeolojik veriler elde edilmiştir. Söz konusu bölgeden elde edilen veriler ışığında RMQR değerleri hesaplanarak, sistem tarafından belirtilen desteklemeler sayısal modellemeye girilip deformasyon sonuçları elde edilmiştir. Elde edilen sonuçlar, tünelin kazısı ve desteklenmesinde kullanılan Yeni Avusturya Tünelcilik Metodu (NATM) ve sahada ölçülen deformasyon değerleri ile karşılaştırılmıştır. Kaya kütle özelliklerinin tahmininde kullanılan eşitliklerin çok zayıf kaya kütlelerinde gerçekten uzak sonuçlar vermesi bu eşitliklerin gözden geçirilmesi gerektiğini göstermektedir. RMQR sisteminin destekleme elemanı önerileri kullanılabilir olmakla beraber bu ve benzer çalışmalarla geliştirilmeye devam edilmelidir.

Anahtar Sözcükler: Tünelcilik, RMQR, NATM, destek tasarımı, sayısal modelleme

ABSTRACT

While there are already many methods for the design of tunnels, these methods are being improved with technology and experience or new ones are added to the literature. In this study; The quality of rock masses were assessed using Rock Mass Quality Rating (RMQR) along 2540 m long Honaz tunnel excavated in weak rock masses. Support systems were designed considering recommendations from RMQR system and analyzed by finite element method. The obtained results were compared with the New Austrian Tunneling Method (NATM) used in the excavation and support of the tunnel and the deformation values measured in the field. The fact that the equations used in the estimation of rock mass properties give results far from those measured in very weak rock masses indicates that these equations should be reviewed. Although the support element suggestions of the RMQR system can be used, they should continue to be developed with this and similar studies.

Keywords: Tunneling, RMQR, NATM, support design, numerical modeling

GİRİŞ

Ülkemizdeki araç sayısı her geçen gün daha da artmaktadır. Bu artış beraberinde geniş ve yüksek standartlı yolların yapımını getirmektedir. Ülkemiz coğrafyası düşünüldüğünde birçok doğal engelin mühendislik çözümleri ile aşılması gerekmektedir. Bu çözümlerden biri de karayolu tünelidir. Tüneller içinden geçilen kaya kütlesinin yapısı ve üzerine gelen yüklerin çeşitliliği açısından çok karmaşık yapılardır. Bu sebeple tünel kazı ve destekleme işleminin en az maliyet ve en uygun destek elemanı kullanılarak projelendirilmesi önemlidir. Tünelcilik ve madencilik amaçlı birçok araştırmacı (Terzaghi, 1946; Lauffer, 1958; Deere vd., 1967; Wickham vd., 1972; Bieniawski, 1974; Barton vd., 1974; Pacher vd., 1974; Palstörm, 1985; Rabcewicz, 1964) tarafından kaya kütlesi ile ilgili sınıflama sistemleri geliştirilmiştir. Geliştirilen bu sistemler analitik (Aydan vd., 1993; Hoek vd., 1995; Carranza-Torres vd., 2000) ve sayısal (Sonlu elemanlar, sonlu farklar, ayrık elemanlar vb.) yöntemler ile birlikte kullanılarak, mühendislik projelerinin hesaplamalarında gerçeğe çok yakın sonuçlar vermektedir.

Bu çalışmada, kazı ve destekleme işlemi tamamlanan Honaz Tüneli araştırılmıştır. Tünel, Honaz dağında bulunmakta ve Denizli çevre yolunun önemli bir parçasını oluşturmaktadır. Şekil 1'de çalışma alanını içeren yer bulduru haritası verilmiştir.



Şekil 1. Honaz Tüneli yer bulduru haritası

Denizli şehir merkezinden geçen İzmir – Antalya karayolu, Ege ve Akdeniz bölgelerini birbirine bağlayan en önemli karayollarından biridir. Mevcut karayolu şehir merkezi trafiğini yoğunlaştırmakta ve trafik güvenliğini azaltmaktadır. Bu sorunu ortadan kaldırmak için 2007 yılında yapımına başlanan Denizli çevreyolu inşasının 2. kısmında Honaz tüneli yer almaktadır. Honaz dağında açılan 2540 m çift tüp uzunluklarına sahip bu tünelin kazı genişliği 12,5 m kazı yüksekliği 10 m'dir. İki tüp merkezi arası mesafe 28 m ve tüpler arası 5 adet bağlantı tüneli mevcuttur. Tünel boyunca dokuz farklı kaya birimi ile karşılaşılmaktadır.

Tünelin projelendirilme aşamasında kaya sınıflarının belirlenmesinde, Jeomekanik Sınıflandırma Sistemi (Q) ve Kaya Kütle Puanlama (RMR) Sistemlerinden yararlanılmış ve NATM sistemine göre kazıdestekleme uygulanması yapılmıştır (Karayolu Teknik Şartnamesi, 2013). Tünelde NATM (ÖNORM B2203) sınıflama sistemine göre 3 sınıftan geçilmektedir (B3i, C2, C3). Bu sınıflarda farklı türde destekleme sistemi uygulanması yapılmaktadır. Bu bölümlere ek olarak tünel giriş-çıkış portları, çeşitli istasyonlar ve bağlantı tünellerinin boyutlandırılması ile destekleme sistemi uygulanması NATM sisteminin önerilerine göre yapılmaktadır. Bu çalışmada RMQR sistemi kullanılarak kaya kütle puanlamaları yapılmıştır. NATM ve RMQR sistemlerinin önerdiği destekleme elemanları kullanılarak farklı koşullar için sayısal analizler yapılmıştır.

MATERYAL VE METOT

Bölgenin Jeolojisi

Denizli'nin Honaz ilçesi ve çevresi Menderes masifinin güney bölümünde yer almaktadır. Masifin temelinde Paleozoyik yaşlı, her seviyede metamorfizmaya uğramış kayaç toplulukları içeren gnayslarla, migmatitlerden oluşan bir çekirdek kısmı ile, şist, kuvarsit ve mermerden oluşan, bu çekirdeği çevreleyen örtü zonları görülmektedir. Bölgede, Neojen birimler gölsel ortamda çökelmişlerdir. Bu birimler Menderes masifinin kuzeyinde ve güneyinde, kristalin temelli kayaçlar üzerine uyumsuz olarak gelmişlerdir ve kalınlıkları yer yer yüzlerce metreye kadar çıkmaktadır. Neojen yaşlı birimler çeşitli irilikte kum ve çakıllardan, konglomera, kumtaşı, kil, marn-kil ardalanmasından oluşmuştur. Bölgede kuru ve sulu dere ağızlarında ve dik yamaçlı topoğrafyanın ovaya girişte bıraktığı kesimlerde yamaç molozları, alüvyonlar ve alüvyon yelpazeleri izlenmektedir. Bu birimler, temeldeki birimler üzerine uyumsuz olarak çökelmişlerdir. Bölgede ayrıca Pliyokuvaterner yaşlı birimler ya da karbonatlı suların bıraktığı travertenler de görülmektedir. Bu birimler Menderes masifinin her iki yanında da çökelmişlerdir (Okay, 1989).



Şekil 2. Honaz Tünel güzergahının jeolojik kesiti

Kaya Kütle Kalitesi Puanlama (RMQR) Sistemi

Kaya Kütle Kalitesi Puanlama (RMQR) Sistemi, nicel ve güncel kaya kütlesi sınıflama sistemlerinde kullanılan önemli parametreler de dikkate alınarak ve parametre tekrarından kaçınılarak, kaya kütlelerinin fiziksel durumunun daha iyi tanımlanması amacıyla Aydan vd. (2014) tarafından geliştirilmiştir. Bu sınıflama sistemi Çizelge 1'de verilen, beş ana girdi parametresi ile bunlardan

bazılarına ait alt parametrelerden oluşmaktadır. Ölçülen veya tanımlanan bu parametrelerle Çizelge 1'de verilen puanların toplamından kaya kütlesine ait RMQR değeri hesaplanmaktadır.

Bozunma Derecesi (BD)	Taze		Leke	eli Yüze	ey	Az Bozunn	านรุ	Orta Derecedo Bozunmo	e Jş	İleri Derece Bozunı	ede muş	Ta Bo	mame zunm	en uş
Puan	15		12			9		6		3		1-0		
Süreksizlik Takım Sayısı (STS)	Yok (veya	(sağlam masif)	Tek Rasg	Takım gele	+	İki Takım + Rasgele		Üç Takım Rasgele	ן +	Dört Ta Rasgel	akım + e	Ezi Pa	ilmiş v rampa	veya arça
Puan	20		16			12		8		4		1-0		
Süreksizlik Aralığı (SA) veva	Yok y SA ≥	veya 24m	24m ≥6m	> SA		6m> SA ≥1.2m		1.2m> SA ≥0.3m	4	0.3m> SA ≥0.07m		0.07m> SA		SA
RQD	100							100> RQ ≥75	D	75> RC)D ≥35	35	> RQE)
Puan	20		16			12		8		4		1-(0	
Süreksizliklerin Durumu (SD)	rin İyileşmiş) Yok veya Aralıklı		dı	Pürüzlü		Nispeten Pürüzsüz Sıkı	ve	İnce Do veya A Kaygar Yüzey (t<5mr	olgulu yrık n n)	Kalın Dolgulu veya Ayrık (t>10mm)		lgulu rık n)		
Puan	in 30 26 22 15 7							1						
veya alternatif ol	arak,	"Yok" ve	e "İyile	eşmiş v	/ey	a Aralıklı" s	sin	ıf yüzeyleri	i hariç	2				
	Açıklık		Yok veya Çok Sıkı <0.1mm		eya liki nm	a 0.1- 0.25mm		0.25- 0.5mm	0.5-2	2.5mm	2.5- 10mm		> 10r	nm
	Puan (R _{sDA})		6			5		4	3		2		1	
Durumu (SD) + R _{SDD} + R _{SDP}	Dolgu		Yok		Sadece Yüzey Sıvaması		İnce Kaplama <1mm	İnce 1mn <10r	Kalın • Dolgu Dolgu m< t 10mm mm t <60mi		i< m	Çok Kalın Dolgu veya Makaslama Zonu		
zlik ^{Ssba}	Puar	n (R _{sdd})		6		5		4	3		2		1-0	
Süreksi R _{sp} = F		Tanımla	іуісі	Çok Pürüz	zlü	Pürüzlü		Düz - Dalgalı	Düz Düzl	- emsel	Kayga	n	Maka Zonu	aslama
	Pürüzlülük	ISRM (2007)'o profil numara	deki sı	10	9	8	7	6	5	4	3	2		1-0
	Puar	n (R _{SDP})		10	9	8	7	6	5	4	3	2		1-0
Yeraltı Suyu Sızma Durumu (YSSD)	Kuru		Nem	nli		Islak		Damlama	а	Sürekli	Akış	Fış	kırara	ık Akış
Puan	9		7			5		3		1		0		
Yeraltı Suyu Emme Durumu (YSED) Emici Olmayan Stical veya Elektriksel Su Emen			Orta Derecede Emen	e Su	Çok Su	Emen	Aş	ırı Su	Emen					

Çizelge 1. RMQR sistemi girdi parametreleri

Puan	6	5	4	3	2	1-0

Çizelge 1'deki girdi parametrelerinden biri olan yeraltı suyu sızma koşulu ve su emme durumunu daha iyi hesaplayabilmek için araştırmacılar tarafından sunulan ek çizelgeler de kullanılmaktadır. RMQR değerine göre tüneller için önerilen destekleme miktarı ve türü Çizelge 2'de (Aydan vd. 2015) verilmiştir. Destek elemanlarının uzunluk, aralık ve kalınlıklarının hesaplanması için kullanılan formüller ilgili çalışmada yer almaktadır.

RMQR Aralığı	Kaya Bulonu		Püskürtme Beton	kürtme Çelik on Kafes		Çelik Hasır	Beton Astar	Taban I	Kemeri
	L_b	eb	ts	Тір	er		(mm)	Astar	Bulon L
100≥RMQR>95	-	-	-	-	-	-	-	-	-
95≥RMQR>80	2-3	2.5	50	-	-	-	-	-	-
80≥RMQR>60	3-4	2.0	100	Hafif	1.5	Evet	200	-	-
60≥RMQR>40	4-5	1.5	150	Orta	1.2	Evet	300	300	-
40≥RMQR>20	5-6	1.0	200	Ağır	1.0	Evet	500	500	5-6
20≥RMQR	6-7	0.5	250	Çok Ağır	0.8	Evet	800	800	6-7
L: uzunluk (m)			e: aralık (m)	t _s : kalın	lık (mn	n)			

Çizelge 2. Tüneller için RMQR sistemi destekleme önerisi (10m açıklık)

Kaya Kütle Özellikleri

Bu çalışmada laboratuvar deneyleri sonucu elde edilen kaya malzemesi özellikleri ve saha gözlemlerine dayalı kütle özellikleri kullanılarak; RMR (Bienawski, 1989), Q (Barton vd., 1974), NATM (Rabcewicz, 1964), RQD (Deere, 1963), GSI (Hoek, 1994), RMQR (Aydan vd. 2014) kaya kütle sınıflama sistemlerinde dokuz kaya birimi için puan hesaplaması yapılmıştır. Bu sistemler kaya kütlesini karakterize eder ve kaya kütle dayanım parametrelerinin tahmininde kullanılan eşitliklerin girdisini oluştururlar. Jašarević ve Kovačević (1996), Aydan vd. (1997), Hoek ve Brown (1998), Hoek ve Diederichs (2006) gibi araştırmacılar tarafından önerilen eşitlikler kullanılarak; kaya kütlesi deformasyon (elastisite) modülü gibi tasarım parametreleri hesaplanmıştır. Tünel güzergahı boyunca geçilen jeolojik birimleri temsil eden kaya kütlesi türleri ve sınıflama sistemlerine göre hesaplanan puanlar Çizelge 3'te verilmiştir.

Çizelge 3. Kaya kütle sınıflama sistemlerinin puanları

No	Kaya Birimi	RMQR	NATM	NATM*	GSI	RQD	RMR	Q
1	Mikritik Kireçtaşı	42	B2	B3i	35	10	40	1.32
2	Mikritik Kireçtaşı	32	B3	B3i	30	12	35	0.528
3	Kristalize Kireçtaşı	49	B2	B3i	39	18	44	4.752
4	Breşik Kristalize Kireçtaşı	35	B3	B3i	25	10	30	0.176
5	Kalk – Kuvars Şist	22	C2	C2	23	6	24	0.010417
6	Demir Oksit Çimentolu Kumtaşı	25	C2	C2	22	5	27	0.020833
7	Karbonat Çimentolu Çakıltaşı	17	C3	C3	16	3	17	0.007333
8	Yamaç Molozu	10	C4	C3	8	1	10	0.0022
9	Fay Breşi	14	C4	C3	11	1	13	0.0055
	*: Tünel projesinde kullanılan puanlar	ma						

Destek Tasarımı

RMQR ve NATM sistemleri tarafından, kaya kütlesi puanına göre önerilen destekleme elemanı türü ve miktarları Çizelge 4 ve Çizelge 5'te verilmiştir.

No	RMQR Puanı	Kaya Birimi	Kaya Bulonu L _b (m)	Kaya Bulonu e _b (m)	Püskürtme Beton (mm)	Çelik Kafes Tipi	Çelik Kafes e _r (m)	Çelik Hasır	Beton Astar (mm)	Taban Astar (mm)	Taban Bulon (m)
1	42	Mikritik Kireçtaşı	5	1.5	150	Orta	1.2	Evet	300	300	Yok
2	32	Mikritik Kireçtaşı	6	1	200	Ağır	1	Evet	500	500	6
3	49	Kristalize Kireçtaşı	5	1.5	150	Orta	1.2	Evet	300	300	Yok
4	35	Breşik Kristalize Kireçtaşı	6	1	200	Ağır	1	Evet	500	500	6
5	22	Kalk – Kuvars Şist	6	1	200	Ağır	1	Evet	500	500	6
6	25	Demir Oksit Çimentolu Kumtaşı	6	1	200	Ağır	1	Evet	500	500	6
7	17	Karbonat Çimentolu Çakıltaşı	7	0.5	250	Çok ağır	0.8	Evet	800	800	7
8	10	Yamaç Molozu	7	0.5	250	Çok ağır	0.8	Evet	800	800	7
9	14	Fay Breşi	7	0.5	250	Çok ağır	0.8	Evet	800	800	7

Çizelge 4. RMQR puanına göre sistem tarafından önerilen destekleme elemanı türü ve miktarları

Çizelge 5. NATM sınıfına göre sistem tarafından önerilen destekleme elemanı türü ve miktarları

No	NATM Sinifi	Kaya Birimi	Çelik Kafes	Kaya Bulonu (m)	Kaya Bulonu (adet)	Süren (m)	Çelik Hasır	Püskürtme Beton (mm)
1	B2	Mikritik Kireçtaşı	Hafif	4	17-18	6	2 kat	250
2	B3	Mikritik Kireçtaşı	Hafif	4-6	17-18	6	2 kat	250
3	B2	Kristalize Kireçtaşı	Hafif	4	17-18	6	2 kat	250
4	B3	Breşik Kristalize Kireçtaşı	Hafif	4-6	17-18	6	2 kat	250
5	C2	Kalk – Kuvars Şist	Orta	6-8	22-23	6	2 kat	300
6	C2	Demir Oksit Çimentolu Kumtaşı	Orta	6-8	22-23	6	2 kat	300
7	C3	Karbonat Çimentolu Çakıltaşı	Ağır	8-12	24-25	6	2 kat	350
8	C4	Yamaç Molozu	Ağır	8-12	24-25	6	2 kat	350
9	C4	Fay Breşi	Ağır	8-12	24-25	6	2 kat	350

Sayısal Modelleme

Hazırlanan saha verilerinin 2 boyutlu çözüm yapan RS2 (Rocscience 2021) yazılımına girişinde Kulhawy (1974) dikkate alınarak, dış sınırlar tünel çapının 5 katı olacak şekilde oluşturulup, sonrasında alan sonlu elemanlar örgüsüne (mesh) ayrılmıştır. Çizelge 6'da verilen formüller kullanılarak deformasyon modülü değerleri hesaplanmış ve bu değerlerin ortalaması alınmıştır. Kaya malzemesi ve kaya kütlesine ait Çizelge 7'de yer alan (tek eksenli basınç dayanımı, kohezyon, içsel sürtünme açısı, endirekt çekme dayanımı, poisson oranı, arazi yükü gibi) özellikler yazılıma aktarılmıştır. Mohr-Coloumb yenilme modeli ve plastik malzeme türü seçilmiştir. Açıklıklara NATM ve RMQR sistemlerinin önerdiği destek elemanları (kaya bulonu, püskürtme beton, çelik hasır, çelik kafes türünden) uygulanmış iki sistem için hesaplama sonuçları elde edilmiştir.

Deformasyon Modülü (E _m) Eşitlikleri	Birim	Oneren	Yıl	No
$E_m = e^{(4.407 + 0.081 * RMR)}$	MPa	Jašarević ve Kovačević	1996	(1)
$E_m = 0.0097 * RMR^{3.54}$	MPa	Aydan vd.	1997	(2)
$E_m = 10^{\left(\frac{RMR-10}{40}\right)}$	GPa	Serafim and Pereira	1983	(3)
$E_m = \left(1 - \frac{D}{2}\right) * \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} * 10^{\left(\frac{GSI - 10}{40}\right)} \left(\sigma_{ci<100MPa \ icin}\right)$	MPa	Hoek vd.	2002	(4)
$E_m = 100 \frac{(1-0.5D)}{1+e^{\left(\frac{75+25D-GSI}{11}\right)}}$	GPa	Hoek ve Diederichs	2006	(5)
$E_m = 0.135 \left[\frac{E_i \left(1 + \frac{RQD}{100} \right)}{WD} \right]^{1.1811}$	MPa	Kayabaşı vd.	2003	(6)
$E_m = 5.6 * RMi^{0.3}$ (RMi>0,1 için)	GPa	Palmström	1996	(7)
$E_m = 5 \sqrt{Q'}$	GPa	Diederichs ve Kaiser	1999	(8)
$E_m = 0.876 * RMR + 1.056(RMR - 50) + 0.015(RMR - 50)^2$	GPa	Galera vd.	2005	(9)
$E_m = 10 Q^{\frac{1}{3}}$	GPa	Barton	1995	(10)
$E_m = 10 \left(Q \frac{\sigma_{ci}}{100} \right)^{\frac{1}{3}}$	GPa	Barton	2002	(11)
$\frac{E_m}{E_i} = \frac{RMR}{RMR + \beta(100 - RMR)}$		Aydan ve Kawamoto	2000	(12)
$\frac{E_m}{E_i} = \frac{RMQR}{RMQR+6*(100-RMQR)}$		Aydan vd.	2014	(13)
$\frac{E_m}{E_i} = 0.009e^{RMR/22.82} + 0.000028 * RMR^2$		Nicholson ve Bieniawski	1990	(14)
$\frac{E_m}{E_i} = \frac{(1-0.5D)}{1+e^{((60+15D-GSI)11)}}$		Hoek ve Diederichs	2006	(15)

Çizelge 6. Çeşitli araştırmacılar tarafından önerilen kaya kütlesine ait deformasyon modülü eşitlikleri

Çizelge 7. Sayısal modellemede kullanılan kaya malzemesi ve kaya kütlesine ait veriler

Kaya Birimi Numarası	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Tek eksenli basınç – σ _{ci} (MPa)	48.81	24.71	39.40	41.49	11.67	22.17	2.05	0.25	0.25
Kohezyon – C (MPa)	9.29	5.47	7.80	8.12	3.49	5.06	0.28	0.10	0.10
İçsel sürtünme açısı – φ	38	44	40	39	27	28	25	22	24
Endirekt çekme – σ _t (MPa)	0.27	0.48	0.41	0.42	1.13	0.30	0.15	0.00	0.00
Poisson oranı – v	0.31	0.27	0.29	0.30	0.38	0.37	0.39	0.41	0.40
Doğal yoğunluk – ρ (kg/m³)	2.68	2.65	2.65	2.60	2.42	2.72	2.30	1.90	2.00
Deformasyon modülü – E _i (MPa)	4757	3082	4028	3436	1128	2366	-	-	-
Deformasyon modülü – E _m (MPa)	3134	2139	3984	1747	978	1141	675	418	505
Derinlik (m)	150	150	200	150	150	150	25	10	25

Sayısal analiz sonuçlarının elde edilmesini gösteren yazılıma ait ekran görüntüsü Şekil 3'te verilmiştir. Sahadan ölçülen tünel ekseni, sağ omuz ve sol omuzdaki deformasyon değerleri ile NATM ve RMQR sistemlerinin analiz sonuçları Şekil 4'te verilmiştir.



Şekil 3. RS2 yazılımında oluşturulan tünel kesiti ve analiz sonucu



Şekil 4. Kaya kütlesi türüne göre tünel eksen ve omuzlardaki deformasyon değerleri

Tünel eksen ve omuzlarında meydana gelen düşey yönlü deformasyon miktarlarının ortalamasının RMQR, NATM ve sahada ölçülen değerler ile karşılaştırmasını içeren grafik Şekil 5'te verilmiştir.



Şekil 5. Kaya kütlesi türlerine göre ortalama deformasyon değerleri

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Bu çalışmada, sahadan ve laboratuvardan elde edilen bilgiler ile kaya kütlelerini karakterize etmek için RMR, Q, RQD, GSI, NATM ve RMQR sınıflama sistemlerinden yararlanıldı. Hesaplanan deformasyon modülü, tek eksenli basınç dayanımı, içsel sürtünme açısı, poisson oranı parametreleri ile destekleme önerileri sayısal analizler için girdi olarak kullanıldı.

NATM sistemine göre projelendirilip yapılan Honaz Tünelinin jeolojik birimleri için kaya kütle kalite puanlaması (RMQR) sistemine göre puanlama yapıldı. Bu iki sistem tarafından önerilen destekleme elemanlarının duraylılıkları sayısal modelleme ile analiz edildi. Elde edilen sonuçlar saha ölçüm değerleri ile karşılaştırıldığında tam olarak örtüşmese bile tutarlı sonuçlar elde edildi. RMQR tasarımlı sayısal modellerde NATM sistemine göre benzer sonuçlar gözlendi. Sahada ölçülen deformasyon değerleri ile karşılaştırma yapıldığında, çok zayıf kaya kütlesi olan karbonat çimentolu çakıltaşı, yamaç molozu ve fay breşi olan bölgelerde gerçek değerlere yakın sonuç elde edilse de diğer birimlere göre benzerlik açısından uzak kalmıştır. Deformasyon modülü ve diğer kaya kütle özelliklerinin tahmininde kullanılan eşitliklerin çok zayıf kaya kütlelerinde gerçekten uzak sonuçlar vermesi bu eşitliklerin gözden geçirilmesi gerektiği göstermektedir.

Kaya özelliklerinin tahmini, kesin bir sonuç vermediğinden hem sayısal modellemeler hem de tünel yapımı sırasında elde edilen gözlemler bu sonuçların gerçeğe daha yakın olmasını sağlamaktadır. Bu çalışmada yapıldığı üzere tünel davranışının analizi, sadece kaya kütle özelliklerinin belirlenmesinde kullanılan empirik eşitliklerin geliştirilmesine katkıda bulunmakta kalmayıp aynı zamanda RMQR sistemi destek önerilerinin gelişmesinde de katkıda bulunabilir.

TEŞEKKÜRLER

Bu çalışma Pamukkale Üniversitesi Bilimsel Araştırma Projeleri Koordinatörlüğü'nce 2019FEBE053 numaralı proje kapsamında desteklenmiştir.

KAYNAKLAR

Aydan, Ö., Akagi, T., Kawamoto, T. (1993). Squeezing potential of rocks around tunnels; theory and prediction. Rock Mechanics and Rock Engineering, *26*, 137-163.

Aydan, O., Ulusay, R. and Kawamoto, T. (1997). Assessment of rock mass strength for underground excavations. International Journal of Rock Mechanics and Mining Science *34* (*3*/4), 777-786.

- Aydan, Ö, Kawamoto, T. (2000). Assessing mechanical properties of rock masses through RMR rock classification system. In: Proceedings of the GeoEng 2000 symposium, Sydney, Australia, November 2000. Paper no. OA0926 (on CD).
- Aydan, Ö., Ulusay, R. and Tokashiki, N. (2014). A new Rock Mass Quality Rating System: Rock Mass Quality Rating (RMQR) and its application to the estimation of geomechanical characteristics of rock masses, Rock Mech. and Rock Eng., 47:1255-1276.
- Aydan, Ö., Tokashiki, N. and Ulusay, R. (2015). Rock Mass Quality Rating (RMQR) for Rock Engineering, International Journal of the Japanese Committee for Rock Mechanics, 11:17-20.
- Barton N., Lien R., Lunde J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. NGI Publication No. 106, Oslo, 48.
- Barton N. (1995). The influence of joint properties in modelling jointed rock masses. In: Proceedings of the 8th international congress on rock mechanics, Tokyo, Japan, September 1995, pp 1023–1032.
- Barton, N. (2002). Some new Q-value correlations to assist in site characterization and tunnel design. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. *39 (1),* 185- 216.
- Bieniawski, Z.T. (1974). Geomechanics classification of rock masses and its application in tunneling. Proceedings of the third international congress on rock mechanics, s. 27-32. Denver: International Society of Rock Mechanics.
- Carranza-Torres, C., & Fairhurst, C. (2000). Application of the convergence confinement method of tunnel design to rock masses that satisfy the Hoek-Brown failure criterion. Tunneling and Underground Space Technology, *15(2)*, 187-213.
- Deere, D.U. (1963). Technical Description of Rock Cores for Engineering Purpose. Rock Mechanics and Engineering Geology, Vol. 1, No. 1, pp. 16-22.
- Deere, D.U., Hendron, A.J., Patton, F.D., Cording, E.J. (1967). Design of surface and near-surface construction in rock. In: Fairhurst, C. (Ed.), Proceedings of the US Rock Mechanics Symposium, Failure and Breakage of Rock. Society of Mining Engineers of AIME, New York, pp. 237–302.
- Diederichs, M.S., Kaiser, P.K. (1999). Tensile strength and abutment relaxation as failure control mechanisms in underground excavations. Int J Rock Mech Min Sci 36:69-96.
- Galera, J.M., Alvarez, M., Bieniawski, Z.T. (2005). Evaluation of the deformation modulus of rock masses: comparison of pressuremeter and dilatometer tests with RMR prediction. In: Proceedings of the ISP5-PRESSIO 2005 international symposium, Madrid, Spain, August 2005, pp 1-25.
- Grimstad, E., Barton, N. (1993). Updating the Q-system for NMT. In: Proceedings of the international symposium on sprayed concrete modern use of wet mix sprayed concrete for underground support, Fagernes, Norway, October 1993. Norwegian Concrete Association, Oslo, pp 25–32.
- Hoek, E. (1994). Strength of Rock and Rock Masses. ISRM News Journal, 2, 4-16.
- Hoek, E., & Brown, E. (1980). Underground excavations in rock. London: Instn Min. Metall.
- Hoek, E., Kaiser, P., & WF, B. (1995). Support of underground excavations in hard rock. Rotterdam: AA Balkema.
- Hoek, E., & Brown, E. (1997). Practical estimates of rock mass strength. Int. J. Rock Mech. Min. Sci., 1165-1186.
- Hoek, E. (2000). Big tunnels in bad rock. ASCE journal of geotechnical and geoenvironmental engineering, 726-740.
- Hoek, E., Carranza-Torres, C. and Corkum, B. (2002). Hoek-Brown Failure Criterion 2002 Edition, Proceedings of the 5th North American Rock Mechanics Symposium, Toronto, Canada, Vol. 1, p. 267 – 273.
- Hoek E, Diederichs MS (2006) Empirical estimation of rock mass modulus. Int J Rock Mech Min Sci 43(2),203–215.
- Jašarević I., Kovačević M.S. (1996). Analyzing applicability of existing classification for hard carbonate rock in Mediterranean area. In: Proceedings of EUROCK'96, Turin, Italy, September 1996, pp 811–818

- Karayolu Teknik Şartnamesi (2013). Yol Altyapısı, Sanat Yapıları, Köprü ve Tüneller, Üstyapı ve Çeşitli İşler, T.C. Ulaştırma Denizcilik ve Haberleşme Bakanlığı Karayolları Genel Müdürlüğü, Ankara.
- Kayabaşı A., Gökçeoğlu C., Ercanoğlu M (2003). Estimating the deformation modulus of rock masses: a comparative study. Int J Rock Mech Min Sci 40(1), 55-63.
- Kulhawy, F.H. (1974). Finite Element Modelling Criteria for Underground Openings in Rock, Int. J. Rock mech. Min. Sci. Geomech. Abstr., Vol. 11, No. 12, New York, p. 465 472.
- Nicholson, G.A., Bieniawski, Z.T. (1990). A nonlinear deformation modulus based on rock mass classification. Int J Min Geol Eng *8*,181–202.
- Okay A.İ. (1989). Geology of the Menderes Massif and The Lycian Nappes South of Denizli, Western Taurides, Mineral Res. Expl. Bull., *109*, 37-51.
- Pacher, F., Rabcewicz, L. V., Golser, J. (1974). Zum derzeitigen stand der gebirgsklassifizierung im stollenund tunnelbau. *Straßenforschung*, (18).
- Palmström, A. (1985). Application of the volumetric joint count as a measure of rock mass jointing. International Symposium on Fundamentals of Rock Joints, September, Sweden, Proceedings book: 103-110.
- Palmström, A. (1996). RMi—a system for characterizing rock mass strength for use in rock engineering. J Rock Mech Tunn Technol 1(2):69–108.
- Rabcewicz, L. (1964). The New Austrian Tunneling Method. Water Power, 453-457.
- Rocscience RS2. (2021). Finite element analysis of excavations and slopes. Toronto: Rocscience Inc. https://www.rocscience.com/help/rs2 (Mayıs 2021).
- Terzaghi K. (1946). Rock defects and loads on tunnel support. Introduction to rock tunneling with steel supports. Eds, R.V., Proctor and White, T.L., Commercial Sheering & Stamping Co., Youngstown, Ohio, U.S.A., 271.

SCALE INHIBITION IN HIGH SOLIDS SLURRY – FINANCIAL AND PRODUCTION IMPACT IN A GOLD MINE OPERATION

K. Bakeev¹, O. Toprak^{2,*}, V. Lugo-Gonzalez², F. Espinosa², F. Ramirez², L. Danks², A. Zhang³, E. Martinez⁴, W. Vargas⁴

¹ Global Technology, IWT, Solenis ² Commercial, IWT, Solenis (*Corresponding author: otoprak@solenis.com) ³ Equipment Design and Development Team, Solenis, USA ⁴ Operations, Metal Extractions Circuits, Barrick PVDC, Dominican Republic

ABSTRACT

Gypsum saturation in lime-neutralized, high-density, sulphide ore slurries combined with high temperature triggered scale deposition at the Barrick (PVDC) slurry cooling towers' (SCT) discharge pipelines to the carbon-in-leach (CIL) plant contributed to inflow restrictions and throughput constraints. Mechanical cleaning to restore pipeline flow was implemented but it was expensive and labour intensive, it required a cleaning frequency of approximately every 2.5 months and subjected operators to safety hazards. PVDC approached Solenis to help solve this problem. Solenis mimicked the process conditions, developed an antiscalant product, and proposed it for field validation. Following its implementation, the time between cleanings of the discharge pipelines increased from 2.5 to 21 months, resulting in cost savings of \$6,5 million per year, and ore throughput increased by 28,380 tons per year. The prior antiscalant dosing setup was a manually adjusted pump that targeted a fixed dosage. Solenis implemented an OnGuard™i Controller system that used a dosing algorithm. The automation eliminated excess consumption of the antiscalant. No environmental impact was noted on effluent containing the antiscalant, and the antiscalant did not inhibit the gold or silver recovery process.

Keywords: Antiscalant, cost saving, high temperature, high density slurry

INTRODUCTION

The Pueblo Viejo gold mine (PVDC), located in the Dominican Republic, is the second largest Gold mine in the Americas and the fourth largest in the world with ownership shared between Barrick Gold Corporation and Newmont Corporation. The PVDC mine started production in 2012 and reached plant processing capacity of 29,000 tons of ore per day in 2021. The projected life of the mine is 20–25 years with ore grades of 2.5 g/t gold, 17.4 g/t silver and 0.1% copper dating back to 2017. Current gold reserves are 6.2 MM oz, (Barrick, 2020).

An important unit of operation for the PVDC is its slurry cooling towers (SCT) circuit, which is composed of five cooling towers, processing 2,400 m³/h slurry at 40% approximately solids with temperature reduction from 95 °C to 45 °C. The lime boil tank (LBT), located upstream of the SCT circuit, is where hot acidic slurry gets neutralized with lime as part of the silver recovery process. The SCT circuit is a high efficiency operation, critical to overall mine production. However, significant and progressive scaling of the SCT circuit, mainly of the discharge piping from the SCT to the CIL circuit, required the operation to be disrupted every 2–3 months to swap the pipes and conduct descaling to correct inflow restrictions and throughput constraints. This paper addresses the innovative technical solutions that improved the SCT circuit operation, improved throughput to achieve higher production targets and reduced cleaning costs.

EXPERIMENTAL

Scale formation within the SCT circuit is the result of lime neutralization of acidic, sulphate containing, slurry occurring in the LBT. Gypsum, Calcium Sulphate Dihydrate, scale readily forms in highly saturated slurry streams, creating bottlenecks in the piping and pumps of the SCT as the slurry discharges to the CIL, as shown in Figure 1, with ~40wt% slurry and temperature is 90 °C.



Figure 1. Process flow chart for SCT and adjacent circuits

Solenis and Barrick PVDC partnered together to validate and launch a novel antiscalant Zalta[™] MA11-556 product, which had been designed for high slurry, medium to high pH and high temperature process conditions with gypsum as the pre-dominant scale. The original goal was to extend up to 12 months continuous operation of treated with antiscalant SCT circuit without negative impact on gold and silver recovery. The analysis conducted by the Solenis and Barrick PVDC laboratories confirmed the scale type and addressed the dry slurry and process water compositions. For this analysis, we employed well-established industry protocols and used the methods of XRF/XRD for dry samples analysis and ICP (Inductively Coupled Plasma) spectroscopy (Blue, manufactured by Spectro) for process water analysis. Additionally, we used the Brookhaven 90Plus zeta analyser to measure Z-potential and the Horiba LA-950 laser diffraction particle size analyser to determine dry slurry particle size (P80).

Scale type analysis indicated mainly, up to 90 percent, gypsum with minor impurities of pyrophyllite, kaolinite and quartz. Dried slurry analysis indicated quartz as main component with Fe, Al and Ca oxides as well as Al-silicates present in smaller quantities. Particle size (P80) of dried solids was 150 microns. Slurry had Z-potential of -31 mV and pH=7-8. Process water analysis revealed lonized calcium concentration of 850 ppm average and sulphate ion concertation of 2100 ppm average. Ionized calcium concentrations varied in the field between (580-1100) ppm, as measured two times per day. Figures 2 represents pipe with scale deposited.



Figure 2. Scale deposited in pipe section

The initial analysis of scale formation and inhibition using the novel Zalta[™] MA11-556 antiscalant in the laboratory while mimicking the field conditions was conducted using a proprietary scale deposition test. A set of metal alloy jars were placed on an airtight shaker platform, shown in Figure 3, and a shaking motion was subsequently applied at fixed rotations per minute (rpm) under a constant temperature.



Figure 3. Jar scaling test

Threshold inhibition for soluble lonized calcium measurements by ICP was used for scale formation/inhibition tests using Solenis-designed 316 stainless steel jars. To screen for multiple conditions, shaker tests were conducted at temperatures ranging from 60 to 80 °C, for 16 hours per test at 200 rpm. Testing of gypsum scale formation and inhibition was conducted with process water from LBT. Slurry content in the laboratory tests was limited to 20wt% to ensure good mixing conditions. The impact of the process water pH, wt% slurry and the Zalta[™] MA11-556 antiscalant ppm on scale inhibition was measured using this setup. Percent of threshold scale inhibition (by Ionized calcium ICP) was calculated as follows.

Conc. of Ca in treated Jars (ppm) – Conc. of Ca in Blank (ppm) Total amount of Ca used (control run every test) (ppm) – Conc. of Ca in Blank (ppm) X 100

The Zalta[™] MA11-556 antiscalant was developed by Solenis using a three-phase approach: a scale deposition test without slurry, a high temperature shock test followed by a deposition test and a scale inhibition test of the impact of the slurry composition. The results of the laboratory tests and the results of the trial are discussed in the next section.

RESULTS AND DISCUSSION

Scale inhibition tests were conducted in the Solenis laboratory for the LBT slurry at various pH values and temperatures. The results are presented in Figures 4–6.



Figure 4. Scale inhibition for LBT tank 20% slurry, pH=11

In this test, the mimic water contained 840 ppm Ionized calcium total and 6000 ppm added SO_4 ion with 20% dried LBT tank slurry per 200 ml total mimic water. These test results support product efficacy at the 13 and 18 ppm doses with the 18-ppm dosage showing improved scale inhibition.

Test results with lower pH are shown in Figure 5. In this case, mimic water contained 900 ppm lonized calcium total and the same other components amounts, as in Figure 4, except for slurry pH was adjusted with HCl down to 7–8. Product efficacy was retained at ~18 ppm dose level but reduced significantly at 13 ppm versus high pH test.



Figure 5. Scale inhibition for LBT tank 20% slurry, pH is 7–8

Scale inhibition results for 18 ppm and different temperatures are shown in Figure 6 with the same other conditions as for Figure 4. Product efficacy is retained at 60 and 80 °C although higher temperature reduces scale inhibition.



Figure 6. Scale inhibition for LBT tank 20% slurry, pH is 11, T – impact

For the impact of the LBT tank slurry concentration on scale inhibition, we measured adsorption of the scale inhibitor onto the slurry. The results are summarized in Figure 7.



Figure 7. Scale inhibitor adsorption onto gold ore slurry, pH and Ionized calcium impacts

In the adsorption test, 500 ppm of the Zalta[™] MA11-556 antiscalant was added to the gold ore slurry in high density propylene jars and placed on the shaker at 60 °C for 16 hours. Ore was then filtered out and the product concentration in the aqueous phase was analysed by size exclusion chromatography. The percentage of the antiscalant retained on the ore surface compared with the original amount added to the slurry (500 ppm) was then calculated. Product adsorption onto the ore varied with lonized calcium and the pH level. However, only a minimum change in precent adsorption occurred after reaching the 20 wt% slurry level.

To verify that the antiscalant product would not inhibit gold and silver recovery, tests were conducted at the PVDC metallurgical laboratory using mixtures of LBT tank slurry and the antiscalant, simulating the lime boil and leaching processes. The results are summarized in Table 1.

Conditions/Essay repeat	Essay 1		Essay 2			Essay 3		
Amount of Slurry (g)	1200		1200			1200		
Solid WT%	50		44			44.4*		
grams of Ca(OH)2 added (35 kg/Ton)	21		18.48			18.65		
mL of water added to get to 40%WT	3	00		120		132		
Dose of Zalta MA11-556	0 ppm	30 ppm	0 ppm	15 ppm	30 ppm	0 ppm	15 ppm	30 ppm
average pH of Blend before Lime Boil simulation	13.04	13.02	12.46	12.46	12.46	12.32	0.32	12.42
Temp at the beginning of Lime Boil simulation	95	95	91	91	91	88.1	88.1	88.1
Average pH of Blend after Lime Boil simulation	12.78	10.75	11.48	11.74	11.79	12.08	12.25	12.24
Average Make-up water due to evaporation losses	n.a.	n.a.	40	47	105	0.0	44.0	36.0
Au recovery	77.6%	77.7%	88.6%	89.4%	89.5%	76.7%	77.5%	78.2%
Ag recovery	89.8%	85.5%	76.9%	87.7%	87.7%	89.5%	87.7%	88.6%

Table 1. Gold and silver recovery data and the impact of Zalta™ MA11-556

Table 1 data refer to laboratory tests conducted to simulate LBT conditions of gold ore pretreatment as is and with added variable amounts of the antiscalant. Subsequently, gold and silver recovery tests were completed. The results achieved indicate that, for the range of dose applied, 0–30 ppm, and within the test's margin of error, the antiscalant did not inhibit gold and silver recovery.

The successful results achieved in the laboratory using the antiscalant for scale inhibition efficacy and gold and silver recovery encouraged us to pursue field trials with the antiscalant. Initially, two trial campaigns were conducted with product doses in the range of 13–18 ppm, dose adjusted manually per slurry flow rate while and collecting Ionized calcium data over the same period, however, inconsistently. The trials lasted 8 and 7 months, well above 2-3 months Blank operation, but each resulted in abrupt scaling of the SCT pipelines. Scale monitoring was challenging because the coupons installed in the SCT circuit did not result in any scale deposit that was due to the abrasive properties of the slurry. The only remaining option was a visual inspection of the pipes, as shown in Figure 7, during a brief period, typically, prior to shut down.



Figure 7. Scaling severity assessed in SCT discharge pipelines during brief shutdown

Based on our research, we concluded that to improve the continuous run time of the SCT circuit using the antiscalant, while continuing to provide cost savings, we would need to implement a dosing algorithm. Consequently, several changes to protocols were made, including more systematic collection of lonized calcium data, generating product dose ppm versus lonized calcium ppm trend based on laboratory scale inhibition data and extrapolation method. Additionally, the team introduced the OnGuard[™] i Controller dosing system as part of the dosing skid, with additional sensors, to automate dosing of the antiscalant based on distributed control system (DCS) data for lonized calcium and the defined product parts per million trend. The automated dosing equipment and the Ionized calcium data that was or were collected are shown in Figures 8 and 9, respectively.



Figure 8. The Solenis OnGuard[™] i Controller installed at the SCT circuit, PVDC

Programmed algorithm for product dose level with systematic DCS input of Ionized calcium data, slurry flow rate, was automatically managed by OnGuard[™] i Controller as well as providing alarms with various sensors indicating level of the product left in a tote, Temperature, pH, etc.



Figure 9. Soluble Ionized calcium data measured and fed to OnGuard[™] i Controller

Measurements of soluble lonized calcium were conducted by the PVDC mine two times per day and logged into the DCS. Algorithm design was based on tying in lonized calcium data to Zalta[™] MA11-556 dose level for minimum 90% level of inhibition. Initial performance data were generated using laboratory testing. Table 2 shows the test results.

Table 2. Scale inhibition for Zalta[™] MA11-556, 20 wt% LBT tank slurry, pH=11 - effect of dose level, Temperature.

Temp.°C	Ionized calcium/ppm	-556/ppm	% Inhibition
60	900	13	62.5
60	900	18	79.2
80	900	18	67.7

The results in the table were further extrapolated to $T=(80-90)^{\circ}C$ and 35wt% slurry concentration noted as average in the field.

The following assumptions were made to complete the extrapolation.

(1) Linear relationships existed between the % Inhibition and the

- Product dosage per parts per million
 - Ionized calcium per parts per million
 - Scale(s) saturation indices

(2) Targeting minimum 90% inhibition results for laboratory data to ensure required field performance.

(3) "Active" product in solution = {total product} - {product adsorbed onto ore} in the slurry. As the results of it, extrapolated data were generated, Table 3.

Table 3. Dosage for Zalta[™] MA11-556 versus Ionized calcium ppm for 90% inhibition, (20 wt% LBT tank slurry, pH=11, 35wt% LBT tank slurry, T=80–90 °C).

Ionized calcium/ppm	580	650	700	750	800	850	900	1100
Zalta™ MA11-556/ppm	17	19	21	22	24	25	27	33

Figure 10 shows the Ionized calcium content plotted over time and further assigned dosing levels of Zalta™ MA11-556.



Figure 10. Ionized calcium data plotted as 21-day averages over a few years period with assigned Zalta™ MA11-556 dosages

The blue points in Figure 10 are a rolling 21-day averages for Ionized calcium, not immediately available on OnGuard^M i Controller; the grey points are exponential smoothing with α = 0.05 for Ionized calcium, available on OnGuard^M i Controller:

$$S_t = (1 - \alpha)S_{t-1} + \alpha X_t$$
 where $S_0 = X_0$

Color changes from green to red indicate enhanced scaling trends associated with higher Ionized calcium content in the slurry, with average dose levels of Zalta[™] MA11-556 assigned to five ranges/bands of Ionized calcium. At the top of the plot are comments associated with scaling tendencies in the field based on visual observations and two original events when there were shutdowns prior to implementing dosing algorithm.



The result of dosing algorithm implementation can be seen in Figure 11.

Figure 11. Overlay for Ionized calcium data (red) and Zalta™ MA11-556 dosing (blue) over time

As shown in Figure 11, after we implemented the dosing algorithm, we were able to achieve a very robust match between the 21-day average of the Ionized calcium data and the Zalta[™] MA11-556 antiscalant dosed with the OnGuard[™] i Controller programmer dosing for Zalta[™] MA11-556. More importantly, that step was crucial to make substantial progress towards further extension of continuous operation for SCT circuit without scaling events.

As the result of combined benefits for novel Zalta[™] MA11-556 scale/deposit inhibitor with implemented dosing algorithm powered by OnGuard[™] i Controller, the time between cleanings of the SCT discharge pipes increased significantly, from an average of 2.5 to 21 months, resulting in cost savings of \$6,5 million per year, and ore throughput increased by 28,380 tons per year.

This positive outcome is also manifested in significantly reduced scaling rates in the field, as shown in Figure 12.



Figure 12. Scaling rates for SCT five tours with Zalta™ MA11-556 and implemented dosing algorithm with automation

CONCLUSIONS

In summary, the use of a novel antiscalant product combined with a systematic approach to validation and algorithm-controlled product dosing have proven critical to the success of large scale mining operations.

The cooperation between Solenis and Barrick PVDC allowed us to meet and exceed the original targeted return on investment to the PVDC plant while maintaining safe operations with a reduced frequency of shutdowns and pipe cleaning, which typically had required two separate teams to be scheduled and present at the same time. The time between cleanings of the discharge pipelines increased from 2.5 to 21 months, resulting in cost savings of \$6,5 million per year, and ore throughput increased by 28,380 tons per year.

The antiscalant approach is further helping mines with water management issues by reducing cleaning frequency for SCT pipes, thereby improving sustainability of operations.

ACKNOWLEDGMENTS

The authors acknowledge Markus Broecher and Erin Dougherty, Solenis Global Technology, and Michael Hagarty, Solenis Commercial, for their support and key input at various stages, which ensured technical success of the project. Andrew DiMaio's, Solenis Global Technology, contribution was invaluable in conducting laboratory testing. Martin Zalite's, Solenis Equipment Group, installation of OnGuard[™] i Controller and sensors was critical to overall project success. Carmen DeLeon, PVDC Metallurgy Group, was instrumental in coordinating the project at PVDC.

REFERENCES

Barrick PVDC Annual Report, 2020.

SINTER TESISINDE SO2 EMISYON AZALTICI ÜRE UYGULAMASI SO2 EMISSION REDUCTION UREA APPLICATION IN SINTER PLANT

B.E. Kesemen^{1,*}, V. Kızılay¹, S. Balaban¹

¹ *iSDEMiR A.Ş.* (*Sorumlu yazar: ekesemen@isdemir.com.tr)

ÖZET

Günümüzde, SO2'nin büyük bir endüstriyel emisyon kaynağı olduğu kabul edilmiş bir gerçektir. Demir cevherinin sinterlenmesi, demir celik endüstrisindeki ana SO₂ emisyon işlemidir. Çin'de, ülke çapındaki toplam endüstriyel emisyonların %10,3' ünü temsil eden yıllık olarak yaklaşık 2x106 ton SO2, demir ve çelik endüstrisi tarafından işletilen tesislerden ve bu 2x106 ton SO₂' nin %70' inden fazlası da demir cevheri sinterleme işleminden deşarj edilmektedir. Demir cevheri sinterlemesindeki baca gazları, yüksek yatırım ve işletme maliyetine neden olan kükürt giderme ekipmanlarıyla temizlenmeye çalışılmaktadır. Baca gazı kükürt giderme (FGD) işlemleri, dünyadaki sinter tesislerinde yaygın olarak kullanılmaktadır. FGD işlemleri yaş, yarı ve kuru işlemler olarak ayrılabilir. Bu işlemlerin üçü de büyük yatırım gereksinimleri ve yüksek işletme maliyetleri olarak nitelendirilmektedir. Demir cevheri sinterleme işleminde SO₂ emisyonlarını düşük maliyetle azaltmak için yeni teknolojilerin geliştirilmesi ihtiyacının karşılanmasına yönelik çalışmalar devam etmektedir. Bu çalışmada, demir cevheri sinterleme işlemi sırasında baca gazı emisyonunun azaltılmasına yönelik yeni bir teknoloji "üre eklenmesi" incelenmiştir, üre ilavesiyle kükürt gidermenin uygulanabilirliği amacıyla bir sinter işletmesinde çalışmalar yapılmış ve kullanıma geçilmiştir. Sonuçlar, baca gazı içindeki SO₂ emisyon konsantrasyonunun, üre eklenerek önemli ölçüde azaldığını göstermektedir. Endüstriyel uygulama sonuçları değerlendirilmiş olup sinterleme indeksleri ve nihai sinter kalitesi üzerinde olumsuz bir etkisi görülmemiştir.

Anahtar Sözcükler: Sinter fabrikası, demir cevheri sinterlemesi, sinter, üre, çevre, sürdürülebilirlik, SO₂ emisyonu, değişkenlik

ABSTRACT

It is an accepted fact that SO₂ is a major source of industrial emissions today. Sintering of iron ore is the main SO2 emission process in the iron and steel industry. In China, approximately 2x106 tons SO2, which represents 10.3 wt% of the total industrial nationwide emissions, are discharged annually from facilities operated by the iron and steel industry, and over 70% of this 2x106 tons SO2 is discharged from the iron ore sintering process. Flue gases in iron ore sintering are tried to be cleaned with desulfurization equipment, which causes high investment and operating costs. Flue gas desulfurization (FGD) processes are widely used in sinter plants around the world. FGD processes can be divided into wet, semi and dry processes. All three of these transactions qualify as large investment requirements and high operating costs. In order to reduce SO2 emissions in the iron ore sintering process. In this study, a new technology "urea addition" for reducing flue gas emissions during iron ore sintering process was investigated, studies were carried out in a sinter plant for the applicability of desulfurization with the addition of urea and it was put into use. The results show that the emission concentration of SO2 in the flue gas is significantly reduced by adding urea. Industrial application results have been evaluated and no adverse effect on sintering indexes and final sinter quality has been observed.

Keywords: Sinter plant, iron ore sintering, sinter, urea, environment, sustainability, SO2 emission, variability

GİRİŞ

Demir cevherinin sinterlenmesi; kireç taşı, kok tozu, geri dönüş tozları ve diğer flaks yapıcılarla 1100-1200°C'de toz formundaki malzemelerin aglomerasyonu şeklinde daha büyük tanelere boyutlandırılmasıdır. Sinter üretiminde amaç, toz cevherin yüksek fırında kullanımının sağlanmasıdır. Diğer demirli malzemelerin yerine yüksek fırında sinter kullanımı maliyet avantajı sağlayabilmektedir. Yüksek fırınlara şarj edilen demirli malzemeler içinde sinter malzemesi, diğer demirli malzemelere göre üretim maliyeti en düşük olandır. Bir aglomerasyon işlemi olan demir cevherinin sinterlenmesinde, toz formunda sinterlik harman, kok tozu/antrasit, kireç taşı, dünit/dolamit, geri dönüş sinter tozu, yanmış kireç, silobas tozları ana girdileri oluşturur. Değişen cevher cinsi, kok tozu/antrasit vb. kükürt girdisi olan hammaddeler ve proses parametrelerinin optimizasyon yetersizliği baca gazında kükürt dioksit değerlerinin yüksek seviyede gerçekleşmesine sebep olabilmektedir. Bunun için üretim verimini ve çevresel sorumlulukları esas alan bir işletmenin sürdürülebilir çözümleri uygulama zorunluluğu bulunmaktadır.

Sinter tesisleri, Şekil 1'de gösterildiği gibi stok-harman sahaları, kırma-eleme üniteleri, dozajlama sistemleri ve sinter makineleri gibi kısımlardan oluşur. Cevher, kok ve ilave malzemeler karıştırılıp nemlendirilerek sinter makinesine aktarılır. Sinter makinalarında ilk tutuşturma sinter fırınlarında gerçekleşir. Burada üst yüzey kok gazı ve hava yardımı ile tutuşturulur. Üst bölgede başlayan bölge fan emişi sayesinde makinanın alt bölgelerine doğru ilerler ve sinterleme reaksiyonları gerçekleşir. Emiş yapılan hava elektrostatik çöktürücü ünitesine girer ve burada akımı geçen hava içerisinden tozlar tutulur. Sinterleşme esnasında açığa çıkan gazlardan biri de kükürt dioksit gazıdır.



Şekil 1. Demir cevheri sinterleme işleminin şematik diyagramı (Wang et al., 2020).

Sinter prosesi entegre demir çelik üretimi yapılan tesisler için önemli bir işletmedir. SO₂ ve NO₂ sinter prosesi sonucu oluşmaktadır ve baca gazı emisyonlarına neden olmaktadır. Günümüzde sinter prosesinde ortaya çıkan emisyonlarının azaltılabilmesi adına yüksek verimli fluttering teknolojisi, fiziksel absorblama teknolojisi ve katalitik dekompozisyon teknolojileri dünyada yapılan çalışmalarda genişçe yer alan metotlardır. Bu metotlar bir şekilde efektif olsa da; komplike teknoloji nedeniyle bir takım sorunlar ortaya çıkmakta, sürecin akışı, sürekliliği ve büyük yatırım maliyetleri uygulamaları kısıtlamaktadır.

Sinter prosesinde, baca gazındaki SO₂ emisyonlarını azaltmak için sinterlemede üre ekleyen yeni bir teknoloji önerilmektedir.

Sinter prosesi esnasında sıcaklığın yükselmesiyle birlikte ürenin aşağıda belirtilen reaksiyon mekanizmalarını takip ederek parçalandığı ve SO₂'yi amonyum sülfata dönüştürdüğünü söylemek mümkündür.

 $(NH_2)2CO + H_2O = NH_4COONH_2$ (1)

 $NH_4COONH_2 = 2NH_3 + CO_2$

 $SO_2 + 2NH_3 + H_2O + 0.5O_2 = (NH_4)2SO_4$

(2)

(3)

Üre (Latince Urea Pura), organik bir bileşiktir. Formülü H₂N-CO-NH₂'dir. Karbonik asidin diamidi olan üre aynı zamanda karbamik asidin de amidi olduğundan karbamid adı ile de bilinir. En çok gübre ve hayvan yemi olarak kullanılan üreden ilaç ve plastik yapımında da faydalanılır.

Sinter tesislerinin SO2 emisyonunun önemli bir kaynağı olmasından dolayı konuyla ilgili önemli araştırmalar yapılmıştır. H. Long ve arkadaşları yaptıkları çalışmada, üre eklenmeden yapılan baz testte, sinterleme hammaddelerinden elde edilen toplam kükürtün %59,93' ünün sintere girdiğini ve geri kalanının sinterleme baca gazına girdiğini göstermiştir. Üre ilave edilen kükürt giderme testinde, toplam kükürtün %53,62' si sintere girmiş, %36,22'si amonyum sülfat (NHSO₄) 'a dönüştürülmüş ve sadece %4,77'si sinter baca gazına girmiştir (Long et al., 2016). Diğer bir çalışmada H. Long ve arkadaşları, ticari bir sinter tesisinde pilot ölçekli bir deney yapılmıştır. Sonuçlar, üre ilavesiz baca gazı içindeki SO2 konsantrasyonuyla karşılaştırıldığında, SO₂ konsantrasyonunun ağırlıkça %0,10 üre eklendiğinde önemli ölçüde 694.2'den 108 mg/m³'e düştüğünü göstermiştir. Üre ile ayrıştırılan NH₃, (NH₄) 2S0₄ üretmek üzere S0₂ ile reaksiyona sokulmuş ve baca gazı içindeki S0₂ konsantrasyonunu düşürmüştür (Long et al., 2016). T. Chun ve arkadaşlarının çalışmasında, baca gazı içindeki SO₂ emisyon konsantrasyonunun, yatağa üre eklenerek önemli ölçüde azaldığını göstermektedir. Yatakta %0,05 üre yatak tabanından 70-150 mm yükseklikten eklendiğinde, kükürt giderme oranı %85'ten daha yüksek elde edilmiştir (Chun et al., 2017). H. M. Long ve arkadaşlarınan yaptığı çalışmada, sinterleme deneylerinden çıkan atık gazın analizinde, %0,05, 0,1 ve %0,5 oranında üre eklendiğinde, dioksin emisyonlarının sıfır üre ile karşılaştırıldığında %63,1, 66,8 ve %72,1 oranında azaldığını göstermektedir (Long et al., 2011). H.Long ve arkadaşları başka bir çalışmada İnhibitör olarak üre ilavesiyle demir cevheri sinterlemesinden çıkan egzoz gazı dioksinin emisyon azaltma deneyleri gerçekleştirilmiştir ve sonuçlar % 0,05, % 0,1 ve % 0,5 (w) üre eklendiğinde, dioksinin emisyon konsantrasyonlarının 0,187 0.258 ve 0.217 ng-TEQ/m³ olduğunu, dioksin emisyon oranı üre içermeyen 0.777 ng-TEQ/m³ ile karşılaştırıldığında önemli ölçüde azaldığı tespit edilmiştir (Long et al., 2010). Chin-Lu Mo' nun çalışmasında deneysel sonuçlar sinter karışımına ağırlıkça %1 şeker ilavesinin sinterleme süresini 23'50" ila 19'16" arasında kısalttığını göstermiştir. Azot fragmanlarının azot oksitlere dönüşüm oranı önemli ölçüde azaltılmış, emisyon kütlesi 533.8'den 283.3 g/t.sinter'e düşürülmüş ve emisyon konsantrasyonu 223'ten 160 ppm'e (%15 0₂ baz) düşmüştür (Mo, 1997).

Ayrıca Britishsteel uygulamasının; harmanda %0,0125 oranında, ortalama 90 kg/saat granül formda mikser öncesi vibromotorlu bir bunkerden beslendiği bilgisi edinilmiştir.

DENEYSEL ÇALIŞMA

Sinter tesisinde SO₂ emisyon azaltıcı üre uygulaması, İsdemir A.Ş. Sinter ve Hammadde Maniplasyon işletme tesisleri' nde yapılmıştır. Entegre demir-çelik tesisi olan İsdemir A.Ş.' de, ana ham maddeler olan demir cevheri ve kömür deniz yolu ve demir yolu vasıtası ile gelir. Ham maddenin tesislere getirilmesiyle birlikte üretim süreci başlamış olur. Kömür, koklaştırma süreci için kok

fabrikalarına; toz cevher ise yüksek fırınlarda kullanılabilmesi için sinterleştirmek amacı ile sinter fabrikasına iletilir. Kok fabrikası silosuna konveyör bant sistemi ile taşınan kömür, fırınlara şarj edilerek yüksek sıcaklıkta ve oksijensiz ortamda koka dönüştürülür, böylelikle yüksek fırınların ihtiyacı olan kok üretilir. Toz cevher, demirli baca tozları ve tufal, sinter fabrikasında yüksek fırınların kullanılabileceği ebata getirilerek sinter üretilir ve konveyör bant sistemi ile yüksek fırınlara gönderilir. Yüksek fırınlar sıvı ham demir üretir. Sıvı ham demir üretimi için demir cevheri, sinter, pelet ve kok girdi olarak kullanılır. Üretilen sıvı ham demir cüruftan arındırılarak torpidolara alınır. Torpidolardaki sıvı ham demir kükürt giderme tesislerinde kükürdü giderildikten sonra üretime girmek üzere çelikhaneye nakledilir. Çelikhanede; sıvı ham demir, hurda ve istenilen kaliteye göre farklılık gösteren çeşitli alaşım elementleri kullanılarak saf oksijen üfleme yöntemi ile sıvı ham demirdeki karbon oranı düşürülür, böylelikle sıvı ham demir, sıvı çeliğe dönüştürülür. Üretilen sıvı çelik sürekli döküm tesislerinde kalıplara kesintisiz olarak dökülüp, istenilen ebatlarda katılaştırılarak yarı mamuller olan slab veya kütük haline getirilir. Şekillendirilen çelik, slab ise sıcak haddehanelere; kütük ise kangal haddehanesine gönderilir. Slabtan yassı sıcak ürünler olan bobin ve levha, kütükten ise uzun ürün olan kangal üretilir. Tesisler üretilen ürünler deniz yolu, demir yolu ve kara yolu ile müşterilere ulaşır (İsdemir).

Sanayi Kaynaklı Hava Kirliliğinin Kontrolü Yönetmeliği 03.07.2009 Resmî Gazete'de yayımlanmıştır. Sanayi Kaynaklı Hava Kirliliğinin Kontrolü Yönetmeliği Ek1' deki Kirletici Vasfı Yüksek Tesisler İçin Özel Emisyon Sınırları Ek-5' teki Beşinci Grup Tesisler kapsamına giren Demir Sinterleme Tesisleri için Tesisten kaynaklanan kükürt dioksit emisyonu %16 hacimsel oksijen oranına göre 500 mg/Nm³ değerini aşmamalıdır şeklinde tanımlama mevcuttur (T.C. Çevre ve Şehircilik Bakanlığı).

Kullanılan cevhere göre harman analizlerinde dönemsel farklılıklar yaşanabilmektedir. Seviye 1-2-3 gibi otomasyon, yazılım sistemleri ve laboratuvar sonuçlarıyla proses değişkenlikleri izlenmektedir ve proses parametreleriyle ilgili değişkenlikler kontrol altında tutulmaktadır.

Yüksek fırın girdisi olan sürün sintere ait tipik analiz değerini gösterir tipik ürün sinter değerleri Çizelge 1.' de verilmiştir.

Ürün Sinter	Değer
ISO Tumbler Index (+6.3 mm)	~81 %
Sinter Boyut Aralığı	5-150 mm
-5mm Oranı	Max. 5 %
+50mm Oranı	Max. 8 %
Sinter Deşarj Sıcaklığı	Max. 100 °C
Fe total	~56,40 %
CaO	~10,35 %
SiO2	~5,75 %
MgO	~1,32 %
AI2O3	~1,73 %
Р	~0,069 %
S	~0,018 %
CaO/SiO2	~1,8

Çizelge 1. Tipik ürün sinter değerleri

Tesiste üre beslemesi amacıyla, vibromotoru bulunan seyyar bir bunker tesisin besleme noktasına montajı yapılmıştır.

Beslenen üre malzemesi; 1-2 mm arası granül tane iriliğinde, minimum %46 azot, maksimum %0,7 nem içeriğine sahiptir. Karışımda toprağa, bitkilere ve canlılara zararlı madde bulunmamaktadır.



Şekil 1. Beslenen üre malzemesi

Tesiste deneysel çalışmalar kapsamında farklı zamanlarda 20 adet deneme yapılmış olup 1 adet deneme sonucu aşağıda grafiklerle paylaşılmıştır.

Deneme

Farklı denemeler yapılarak harmanın yaklaşık %0,88' i kadar üre beslemesinin optimum oran olduğu değerlendirilmiştir. Üre Beslemesi yapılan 16:20 ile 23:30 arasında en düşük 20,82 mg/Nm³ en yüksek 424,11 mg/Nm³ ortalama 126,03 mg/Nm³ olarak SO₂ ölçümü gerçekleşmiştir. Üre beslemesi yapılmayan zaman dilimlerinde en düşük 193,795 mg/Nm³ en yüksek 482,198 mg/Nm³ ortalama 369,95 mg/Nm³ olarak SO₂ ölçümü gerçekleşmiştir.



Şekil 2. Deneme çalışmasının sonuçları

Diğer 8 deneme çalışmasına ait değerler Çizelge 2.' de verilmiştir.

Denemeler		En Düşük SO₂ mg/Nm³	Ortalama SO ₂ mg/Nm ³	Beslenen Süre	
1 Denemo	Üre Beslenen 97,031		262,391	02.12	
1. Deneme	Normal	123,906	446,652	03:12	
2 Donomo	Üre Beslenen	118,564	420,351	07:56	
z. Deneme	Normal	116,154	Emisyon Sınırına Yakın Değer		
2 Donomo	Üre Beslenen	172,637	401,196	25:00	
3. Deneme	Normal	239,183	Emisyon Sınırına Yakın Değer		
1 Danama	Üre Beslenen	176,304	387,087	10.24	
4. Deneme	Normal	117,943	Emisyon Sınırına Yakın Değer	10:24	
E Donomo	Üre Beslenen	154,481	298,472	14:34	
5. Deneme	Normal	240,954	Emisyon Sınırına Yakın Değer		
Üre Beslenen		156,172	397,553	24.10	
6. Deneme	Normal	222,596	Emisyon Sınırına Yakın Değer	24:19	
7 Denemo	Üre Beslenen	310,471	443,755	21.12	
7. Deneme	Normal	253,768	Emisyon Sınırına Yakın Değer	21:12	
9 Donomo	Üre Beslenen	270,34	459,26	6.25	
o. Deneme	Normal	169,636	Emisyon Sınırına Yakın Değer	0:25	

	Cizelge 2.	Diğer sekiz	deneme	calismasinin	sonuclari
--	------------	-------------	--------	--------------	-----------

Çizelge 2.' de görüleceği üzere 3 saatten 25 saate kadar farklı sürelerde ve farklı zamanlarda üre beslemesi yapılmıştır, böylece işletme şartlarındaki değişkenlikler ile deneysel çalışmasının kararlılığı gözlenebilmiştir.

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Demir cevherinin sinterlemesinde baca gazı emisyonunun azaltılmasına yönelik yeni bir teknoloji olan "üre eklenmesi" deneme çalışmaları endüstriyel bir işletmede yapılmış ve sinter tesisinden salınan kükürt dioksit emisyon değerleri istenen sınırlar içinde tutulmuştur. Bu sayede birçok atık malzeme ve düşük kalite hammaddelerin harman içinde kullanılması ile üretim maliyetinin düşürülmesi sağlanırken çevreye duyarlı üretim anlayışında da devamlılık sağlanmıştır. Yapılan 20 adet deneme çalışması sonucunda, beslenen harmanın yaklaşık %0,8 'i kadar üre beslemesi yapılmıştır ve SO₂ emisyon değerinde %25 iyileşme tespit edilmiştir. Deneme çalışması yapılan tesiste SO₂ emisyonundaki sınır değer aşımı riski göründüğünde saatlik yaklaşık 6,1 ton üre kullanımı gerçekleşmiş olup kabul edilebilir seviyelerde üre beslenmemiştir.

Çalışma öncesi ve sonrası dönem performansını karşılaştırmak amacıyla analizler yapılmıştır. Analizler yapılırken, Sanayi Kaynaklı Hava Kirliliğinin Kontrolü Yönetmeliği Ek1' deki Kirletici Vasfı Yüksek Tesisler İçin Özel Emisyon Sınırları Ek-5' teki Beşinci Grup Tesisler kapsamına giren Demir Sinterleme Tesisleri için mevcut bulunan yönetmelik dikkate alınmıştır. Çalışma öncesi ve sonrası dönemde yönetmelikte belirtilen hususlar için süreç yeterlilik analizleri yapılmıştır, yönetmelikte belirtilen sınır değerlere tam uyum sağlandığı görülmüştür. Çalışma öncesi-sonrası dönem sonuçları karşılaştırıldığında kükürt dioksit emisyonlarının proseste %25 oranında azaltılmıştır. Yapılan teknolojik testlerde üre beslemesinin ürün sinterde olumsuz sonuçları tespit edilmemiştir. Sinter proses şartlarına ve proses değerlerine de olumsuz yönde etkisi olmamıştır. Bu sayede daha fazla atık malzeme ve düşük kalite hammaddeler değerlendirilerek maliyet avantajı sağlanabilir. Sonuçta yönetmeliklere tam uyum sağlanarak çevre dostu tesis anlayışında da devamlılık sağlanmıştır.

Ayrıca, yüksek fırın prosesinde yapılan gözlemlerle, üre beslemesinin olumsuz sonuçlarına rastlanılmamıştır.

Bu çalışmada İsdemir A.Ş. Sinter ve Hammadde Maniplasyon işletme tesislerinden salınan SO₂ emisyonunun yeni bir yaklaşım olan üre beslenmesi işletme uygulamaları hayata geçirilebilir. Bu çalışmalar ile SO₂ emisyonundaki sınır değer aşım risklerindeki kararsızlıkların önüne geçilebilir. Bu sayede hem ilgili yönetmeliğe tam uyum sağlanarak çevre dostu üretim anlayışı devam ettirilmiş olup hem de maliyet avantajı elde edilebilir.

KAYNAKLAR

- H. Long, X. Chen, T. Chun, Q. Meng, P. Wang, Sulfur Balance Calculation of New Desulfurization Technology in The Iron Ore Sintering Process, Metallurgical Research Technology, Volume 113, Number 1, 2016
- H. Long, X. Wu, T. Chun, Z. Di, P. Wang, Q. Meng A Pilot-Scale Study of Selective Desulfurization Via Urea Addition in Iron Ore Sintering, International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials 23, 1239-1243, 2016
- H. M. Long, J. X. Li, P. Wang, G. Gao, G. W. Tang, Emission Reduction of Dioxin in Iron Ore Sintering by Adding Urea as Inhibitör, Ironmaking & Steelmaking, Processes, Products and Applications, Volume 38, 2011 - Issue 4
- H.Long, J. Li, P. Wang, G. Gao, J. Zhang, Reaction Mechanism of Emission Reduction of Dioxin by Addition of Urea in Iron Ore Sintering Process, The Chinese Journal of Process Engineering, Volume 10, Issue 5, 944-949, 2010
- https://www.isdemir.com.tr/kurumsal/celigin-hikayesi/
- Mo, C. L., A study of in-plant de-NOx and de-SOx in the iron ore sintering process, 1997
- T. Chun, H. Long, Z. Di, X. Zhang, X. Wu, L. Qian, Novel Technology of Reducing SO2 Emission in the Iron Ore Sintering, Process Safety and Environmental Protection, Volume 105, 297-302, 2017.
- Türkiye Cumhuriyeti, Çevre ve Şehircilik Bakanlığı, Yönetmelikler, Sanayi Kaynaklı Hava Kirliliğinin Kontrolü Yönetmeliği, RG:03.07.2009-27277
- Y. Wang , L. Qian , Z.Yu, T. Chun, H. Long, X. Wu, J. Li Inhibition Behavior of PCDD/Fs Congeners by Addition of N-containing Compound in the Iron Ore Sintering, Wang et al., Aerosol and Air Quality Research, 20: 2568–2579, 2020
STATE OF THE ART BULK DOZING IN MINING MADENCILIKTE DOZERLE YIĞIN ÖTELEME İŞINDEKİ EN SON TEKNOLOJILER

M. Doktan^{1,*}, Y.S. İnci²

¹ Mining Engineer, Brisbane (*Corresponding author: m.doktan@gmail.com) ²TÜPRAG, Efemçukuru Altın Madeni

ABSTRACT

Dozers are playing an increasing role in strip mining in Australian Opencut mining. Not only they are supporting draglines, shovels, diggers and do rehab work but also, they are widely used in bulk overburden removal reducing mining costs and Carbon Emission.

A typical strip mine in Australia starts with a cast blast followed by bulk dozing and finally dragline or digger stripping to uncover the coal. "Cast to Final" volume typically varies from 10 - 20% of the Insitu prime depending on drill and blast design and rock mass characteristics and possibly the cheapest waste removal. Dozer horizon level and dozer waste volume on the other hand depends on many other factors, including strip width, depth, cast profile, fragmentation and fluffiness of the muck pile, traction, dozer size and type and equivalent digger or dragline unit cost for the waste in question and may be 10-30% of the total waste volume. The cut off level for dozing is defined by conducting iterative slicing analysis using either 2D modelling (Vulcan, Deswik) or 3D simulation tools such as 3Ddig.

This paper sums up the current "State of the Art" developments in bulk dozing and planning in open cut mining in Australia for improved efficiency, reduced cost and hence reduced carbon emissions.

Keywords: Strip Mining, cast blast, dozer horizon level, iterative slicing analyse, cut of level, bulk dozing

ÖZET

Dozerler Avustralya Madenciliğinde yüzey sıyırma işlerinde artmakta olan bir role sahiptir. Dozerler sadece dragline, yükleyici, kazıcıları desteklemekte kalmamakta rehabilitasyon, ayrıca hafriyatın uzaklaştırılması işlerinde madencilik maliyetini ve karbon salınımını düşürerek, yaygın olarak kullanılmaktadır.

Avustralya' da yüzey sıyırma işi tipik olarak öteleme-dökme patlatması ile başlar ardındanda dozerler ile sıyırma, dragline ile kazı sıyırması ile kömür yüzeyi açığa çıkarılır. Nihai duruma ötelenendökülen malzemenin hacmi, delme-patlatma dizaynı ve kaya kütlesinin karekteristiklerine bağlı oarak, yerindeki hacmin %10-20' si oranındadır ve işin bu kısmı pasa uzaklaştırma işinin en ucuza mal olan kısmıdır. Diğer yandan dozerle yapılan sıyırma işine ait yüzey ve hacim miktarı, dilim genişliği, derinliği, döküm profili, yığın malzemesinin kırılganlığı, kabarması, dozer gücü ve boyutu ve muadili bir kazıcı veya dragline' ın birim maliyetine bağlı olarak, toplam pasa hacminin %10-30' u dur. Dozer ile yapılacak işin durdurulacağı seviye 2D modelleme (Vulcan, Deswik) veya 3DDig gibi 3D simülasyonları kullanılarak belirlenir. Bu bildiri, Avutralya Açık Ocak Madenciliğinde kullanılan ve maliyet ile karbon salınımında düşüş sağlayarak verimliliği artıran dozerler ile yüzey sıyırma işi ve planlanmasına ait en son teknolojik gelişmeleri anlatmaktadır.

Anahtar Sözcükler: Dilimli madencilik, öteleme-dökme patlatması, dozer basma seviyesi, ardışık dilimleme analizi, duruş seviyesi, dozerle yığın öteleme

INTRODUCTION

Bulk dozing is a significant component of strip mining in Australia and many parts of the world. Properly designed and implemented, it would have significant cost benefits compared to other stripping methods (Figure 1).



Figure 1. Typical Bulk Dozing in an Opencut mine

A typical strip mine takes advantage of cast blasting techniques to move 10-20% of the Insitu material to its final position. The resulting profile then is either generally dozed to either fully up to coal roof or to a predetermined level. Then the rest of the waste can be taken as postrip by a digger fleet uncovering coal. Prestrip, Doze, Postrip proportions of the cast waste need to be defined precisely by the dozer engineer to minimize the waste removal cost. If draglines are used as the last pass, then the cut off levels need to be defined for draglines working range. The method is collectively called "Cast, Doze and Excavate" or CDX (shown in Figure 2 and 3).



Figure 2. "CDX" or "Cast-Doze-Excavate" Process



Figure 3. Prestrip, Doze and Postrip Levels and Typical Mining Sequence

Doktan (1998) has conducted an industry wide research on the status of bulk dozing in Australia and the world as part of an ACARP project. He has identified further opportunities for bulk dozing in coal mines, developing a calculator to estimate dozer push and rip productivity based on first principals. In an open cut mine, generically speaking, dozers can benefit from the unit cost gap between the cast and dig & haul processes (Figure 4).



Figure 4. Example typical stripping unit costs at a strip mine with the cost gap opportunity for dozing

Sinclair (2019) has conducted a comprehensive study and proved the cost effectiveness of an excavator side casting on the highwall in a dozer operation compared to dozer side cutting.

Remote dozing technology that allows a single operator to control multiple machines from a remote operator station is already in use at several sites across Australia. The system has been delivering consistent results and high productivity. Fortescue Metals Group in Western Australia has also been trialling remote dozing technology since October 2019 and has now successfully implemented in their operations. They claim to have achieved 15% or more increases in utilisation and productivity.

While remote dozers are successfully operating, significance of fully autonomous dozers are rapidly increasing due to increased demand for mining products and Net Zero Emission commitments in mining.

Kulkaev, 2021 developed a novel mathematical framework called the two-level hierarchical search algorithm. It was found that constraints on bulldozer operations is often non-linear and finding an approach to address them can be crucial to developing a computationally feasible planner. Additionally, the search space would grow exponentially with the number of terrain discretisation (i.e. the accuracy at which the terrain is being represented in the model), and how far ahead the

model is planning. An accurate estimation of the volumetric capacity is also a crucial parameter as a small deviation can drastically alter the optimal solution.

The University of Queensland (McAree, 2021) and a prominent dozer manufacturer are now trialling fully automated STAM dozer technology at a QLD coal mine site. Remote or fully autonomous dozers are soon to be part of regular operations in Australia and mining companies are looking at reducing their costs and increase dozer utilizations through fully autonomous operation.

Various path planning algorithms and methodologies with minimal operating time have been developed for fully Autonomous dozers (Hirayama et all,2019).

COST DRIVERS in BULK DOZING

Cost effectiveness of bulk dozing is dependent on several factors. These can be broadly classified into design, material and work conditions and may include but not limited to hourly operating costs, push and reverse distances, grades, dozer rehandle, soft or hard wall conditions, highwall cutting methodology, dozer tactics, pivot point location, dozer/blade size and capacity, traction, fragmentation, fluffiness, elevation, and operator experience. Out of all these and assuming similar work conditions, the push tactics is the most important and can be optimized to suit the geometry and mining conditions at site for the maximized return of investment. To that end, most companies in Australia have developed a "Dozer Management Plan" which covers site specific dozer design and operational practices and "How to Guides".

Dozer hourly operating costs can be built from first principals and forms an important component of an optimization study. This would normally incorporate cost items such as and similar to the digger& haulage fleet hourly cost, operator costs, fuel, amortisation, GET, other consumables and maintenance costs.

While dozer hourly operating cost may be fixed, the dozing unit cost (\$/bcm "Dozed to Final" -DtF) varies based on rehandle, push and reverse speeds and grades. Dozer prime productivity drops asymtothically with longer and steeper pushes. The design therefore should try to minimize rehandles, push distances and grades through smarter design tactics.

DOZER TACTICS (PUSH DESIGN AND PLANNING)

A typical dozer push design involves several steps and usually an iterative and evolving process. Figure 5 below demonstrates the process at high level and in workflow diagram format.

Set up	Import Surfaces Create Dozer surfaces
Model	Model in 2D and / or 3D Bulk Simulations (wide slots) – Develop Alternatives (Vulcan, <u>Deswik</u> , 3DDig) Costs – Define cut offs, Push Envelop
Refine	Fine Tune (Narrow slots, <u>TipHead & BackStack</u> modelling) Define (Distance, Grade, Rehandle, Dozed to Final, Coal Edge Wedge)
Vnalyse	Compute Volumes & Productivities Finalize Costs slice by slice
\checkmark	Present / Discuss / Feedback and Output / Formalize



Dozer engineer builds a project data folder including the following items: Pre-cast and Postcast surfaces, Roof & Floor surfaces (including mid burdens), mine design data (New Highwall, Lowwall and Endwall, Ramps, Roads, Accesses and Bridges, Strip and Block lines, Structural data). A number of equally spaced sections are cut using Vulcan, Deswik or 3DDig and are then studied for physical dozing limits such as rehabilitated areas, Endwalls, lease limits, offsets and any risk areas, or structural challenges such as intrusions, faults, and structures. At this stage, a decision is made and agreed on whether to use a 3D or 2D modelling tool. If the geology or mining geometry is complicated and/or if it is a short-term design then 3D modelling should be used.

Once potential dozing limits are established, and mining & geological conditions are understood, equivalent dig & haul costs are estimated using strings constructed from "dig point to dump location" and site's cost matrix. The "Rise and Run" (R&R) unit costs for the proposed dozing location should be estimated, if possible, in 5m height increments. These costs provides a roof line for dozing costs may go up to (Figure 6). Then several sections are created perpendicular to the strip lines an at regular intervals for volume balance and to establish push limits and potential split between prestrip, dozer and postrip. Each section is then divided into several slices, slice lines passing through the Pivot Point" and in a fanning manner.

The maximum slope of the steepest slice should not exceed 26% (or a site specific defined & tested grade) downhill (or uphill). It is important to keep push slices downhill as much as practical to utilise gravity for the dirt in front of blade roll down. Then using centroid to dump point push distances and grades, dozer productivities for each slice are estimated. Productivity and rehandles, dozer hourly costs are then used to calculate dozer unit cost for "Dozed to Final" volumes (DtF) and compared with the equivalent digger fleet R&R costs.



Figure 6. Rise&Run (R&R) costs for digger fleet and Calculated Dozing Costs (DtF)

Based on these numbers, a decision is made to define the cut off level for dozing for each slide and finally a combined surface is created from all sections.

Tipheading

Tip heading refers to pushing waste downhill and tipping ahead of dozer creating a flat surface as seen in Figure 7 below. The maximum downhill grade is a site and muckpile dependent parameter and needs to be defined by a site trial program but usually less than 26%. The idea of

maximizing tipheading in any dozer operation comes from the fact that the gravity helps to reduce drawpull force required to push the same dirt on a flat surface and speed ups the dozer. It is in some cases ideal to raise the pivot point to maximize tiphead volume while incurring a slight increase in rehandle.



Figure 7. Simplified Tipheading

Backstacking

Backstacking is on the other hand involves dozing the lower section of HW in slices and stacking the dirt in inclined surfaces in the lowwall side past the Pivot Point (Figure 8). Gravity is working against the push, hence Backstacking is naturally lower in productivity and needs to be minimized as much as possible. Backstacking is done in successive cuts and dumps moving away from the pivot point towards HW.



Figure 8. Typical Backstacking

Slot Dozing

Slot dozing has been proved to be 10-15 % more productive compared to surface dozing. Slot walls prevent material spilling from the side of the blade and hence keeping full blade along the push. Slot walls are usually as high as blade and removed at the end of completion of each slot as rehandle.

Defining Dozer Push Limits/Envelop

The cost effectiveness of CDX mining (or dozer push alone) is related to the waste allocation and hence defining splits precisely. Then question is asked when to stop dozing? The answer lies in another question which is:

"What should be the dozer productivity to achieve a cost breakeven point with the digger fleet?"

When you reach to that point (digger unit cost = dozer unit cost), dozing is no longer cost beneficial and hence postrip (dig&haul) needs to be considered.

To this end, a process (Figure 9) and unique "Dozer Push Limit Calculator" has been developed as part of this study. The process of defining dozer limits involves dividing dozer area (cast) into a number sub regions represented by a section and each section into a reasonable number of slices. Then productivity and cost can be estimated for each slice until equivalent digger cost is reached. These can be done using Vulcan or 3DDig (Figure 10).



Figure 9. High Level Process to Define Dozer Push Limits or Envelop



Figure 10. Defining Dozer Push Envelope

Slicing Analysis

When the mining conditions allow 2D slicing method using software such as Vulcan or Deswik can be used to assess the viability of dozing and define the cut off limits. This is particularly suitable for Long term and Midterm planning purposes. The method involves creating several section

lines along the pit and then each section is divided appropriate number of slices (Figure 11 and 12) and volume balance for each slice is obtained. The push parameters such as distance and grade are recorded and used for productivity estimate using a spreadsheet model. This method is quite manual and may requires a set of iteration to reach the goal.



Figure 11. Slicing Method – 1





Pivot Point and Importance

Pivot point or Pivot Line is a conceptual point (or line) along push profile (usually at around midway more towards LW side) which separates dig or cut area from dump area and where push grade break point occurs. It is often accepted or defined as intersection of cast profile with a line draw from coal toe at the appropriate undercut angle (low pivots are at 45° or raised ones are at or up to 90° measured from LW floor). These are usually accepted as standard at each site and commonly not modified or optimized according to the muckpile profile for each cast. This may however result in higher rehandle, reduced dump space or reduced tiphead volumes. It is hence important to optimize pivot point at each section according to cast profile and volumetric balance for each cast.

Rehandle in Bulk Dozing

The primary objective in bulk dozing is to move prime material to its final location in a safe and cost-effective manner. But doing that as with other mining equipment, some rehandle inevitable occur. The rehandle in dozing can be classified into two categories:

Operational

- Establishing pads
- Establishing slots
- Removal of slot walls
- Cutting Highwall
- Dirt Spilling side of blade

Sectional

- Building bridge
- Tipping ahead to ride on

Operational rehandle in dozing cannot be physically measured by surveys and only discernible to the dozer engineer or to the dozer operator. On the other hand, still not measured by surveys, the sectional rehandle (Figure 13) can be easily estimated by the dozer engineer.

If rehandle is not considered and productivities are estimated based on pre and post dozing surveys, a much lower dozer (total) productivity estimate is obtained. Experience indicates up to 30% dozer rehandle may incur if the design is not detailed enough and not due attention paid to minimizing it.



Figure 13. Sectional Rehandle

Cast Profile

Cast blast is the cheapest way of moving dirt and often operations try to maximize it. However, it must be noted that if the cast profile is lowered below certain level to maximize cast, the dozing may become costly as the tip head component of the push is significantly reduced and the benefits from the additional cast can be cancelled out by the increase in dozing cost.

3DDIG MODELLING TOOL & SIMULATIONS

It is important to identify the differences in 2D and 3D planning. In long term or midterm schedules, 2D approach may possible be appropriate provided there is no significant anomaly exists in the existing mining conditions or geology. For short term planning and implementation, a 3D dimensional approach needs to be adapted. A typical pit may have some significant complications due to intrusions, faults, seam rolls, buffer requirements, bridges, ramps (LW and HW) and access logic. Hence relying on sectional models will not suffice on its own and these need to be supported and verified by 3D models.

The Earth Technology's Dozer Simulation Module of 3DDig offers a set of modelling tools where a bench can be cast blasted, swelled to appropriate swell factors, and dozed in a way the user defines. The riling of material and volume balance are simulated close to reality. It also offers manual or automatic slot generation facilities (Figure 14).



Figure 14. Modelling Dozing in 3DDig (Post-Doze surface)

MONITORING AND RECONCILIATION

In order to reconcile and improve dozer design and planning, dozer engineers need to be able to monitor and measure how dozers are performing at least 1/3 and 2/3 of the implementation if not all the time. While this can be done through conventional surveying or drone scanning, surface surveys do not provide sufficient data on its own to assess the ongoing performance. The current instrumentation and data capture systems (IControl, IVolve or Blueview) (Figure 20) on the other hand, although they provide some indication, do not provide KPI data that are necessary to assess and improve the performance of the dozing either. These KPIs include dozer push direction, push grades, push distance, cycle time (forward and return) and dozing speed in both ways.

A unique automated data acquisition and reporting system has been developed by the primary author of this paper and data science engineers. The reporting system generates all these KPIs automatically in a standardized format and on a shift basis (Figure 15,16 and 17).



Figure 15. Example of Spatial data of Operating Dozers (GPS Locations)

The following KPIs are reported for each dozer and summarized automatically as a shift report.



Figure 16. Automatic Reporting of Dozer KPIs-1



Figure 17. Automatic Reporting of Dozer KPIs-2

DOZER MANAGEMENT PLAN

The scope of a site specific "Dozer Management Plan" should ideally include but not limited to the following documents and processes:

- Detailed list of site specific cost drivers in dozing & how to manage them
- Guidelines to define maximum push distances and grades for each waste horizon and
- How to create cost efficient dozing envelops
- Site specific documenttaion where to use 2D and 3D modelling tools
- Step by step process how to define dozer and digger fleet cut off
- Ways to maximize dozer waste while still staying economic
- Guidelines to optimize Pivot point location and how to vary its position
- Identifying the sources of rehandle in dozing and ways to reduce them
- Step by step "How to Guides" for design and planning
- Criteria for wall cutting with a small digger
- Demonstrating the impact of Cast profile and fragmentation on dozer productivity
- Discussing available tools to measure dozer performance real time (or near real time)
- Providing examples of the use of a calculator for dozer operators to define dozing limits (cycle time calculator)
- Dozer operator training manuals & schedule
- Dozer related TARPs and safety manuals

A recent successful installation and implementation of a "Dozer Management Plan" at a mine site resulted 20% increase in productivity and cost reduction in dozer stripping.

Every site with a dozer fleet needs to develop site specific "Dozer Management Plan" to help engineers and operations people to maximize the benefit from dozing.

CONCLUSIONS

Dozers are being increasing used in open cut mining due to their flexibility, low capital cost and low operating costs. They also help reduce "Carbon Emissions" in mines simply by reducing Truck

Excavator Fleet (TEX) requirements at a given operation. A set of novel methodologies, processes, and tools (calculators) have been developed and presented here to help dozer engineers plan, design, and implement a cost-effective and low emission dozer operation at their respective operations.

REFERENCES

Doktan, M. 1998. Optimization of Dozer Operations in Open Cut Coal Mines, ACARP Project Report. Brisbane.

Doktan, M. 2020-21, Various Dozer Projects Unpublished. Brisbane.

- Hirayama, M., Whitty, J., Katupitiya, J., Guivant, J., 2018. An Optimized Approach for Automatic Material Distribution Operations of Bulldozers. International Journal of Advanced Robotic Systems 15 (2).
- https://im-mining.com/2018/06/30/mining-contractor-wolff-first-australia-see-benefits-catcommand-dozing/
- https://im-mining.com/2021/06/21/australian-first-demonstration-remote-dozing-fmg-display-resources-technology-showcase/
- Kulkaew, P. 2021. Optimisation of bulldozer earthmoving plans. PhD Thesis, School of Mechanical and Mining Engineering, The University of Queensland.
- McAree, R. 2019. Personal Correspondence, School of Mechanical and Mining Engineering, The University of Queensland.
- Sinclair, N. 2016. A Cost Benefit Analysis of comparing Dozer Side Cutting and Excavator Side Casting Techniques on The Highwall in a dozer bulk Push Operation, The UQ Honours Thesis. Brisbane.

SURFACE CHEMISTRY OF THE LOCKED PARTICLES FOR SULPHIDE MINERALS SÜLFÜRLÜ MINERALLERDE BAĞLI TANELERIN YÜZEY KİMYASI

D. İzerdem

Hacettepe Universitesi, Maden Muhendisligi Bolumu (damlagucbilmez@hacettepe.edu.tr)

ABSTRACT

The electrochemical methods have been used in flotation of sulphide minerals by utilizing the semiconductor properties of the minerals. Electrochemistry is one of the tools that can be preferred to identify problems in flotation systems faster and to achieve more effective flotation results. In this study, some of the electrochemical methods such as open circuit potential (OCP), cyclic voltammetry (CV), and electrochemical impedance spectroscopy (EIS) were used to determine the galvanic interactions between locked and liberated sulphide particles. As it was assumed that the surface area of the sulphide minerals effects the flotation characteristics, some mineral electrodes were prepared to simulate this phenomenon. For this purpose, a three-electrode system was set up to investigate the electrochemical responses of galena-pyrite (0.52 cm²), pure galena (0.20 cm²) and pure pyrite (0.18 cm²) minerals. The tests were carried out in a buffer solution at pH 9.2. The changes of the surface chemistry of the minerals, with (10⁻⁴ M NaEX) and without collector, were also examined. During the process, charge transitions between the minerals were occurred due to the galvanic interactions regardless of the surface area and changed the flotation behavior of these minerals by reducing and oxidizing each other.

Keywords: Electrochemistry, sulphide minerals, surface chemistry

ÖZET

Flotasyonda elektrokimyasal yöntemler, sülfürlü minerallerin yarı iletken özelliklerinden yararlanılarak kullanılmaktadır. Elektrokimya, flotasyon sistemlerindeki problemleri daha hızlı tespit edebilmek ve daha etkili flotasyon sonuçlarına ulaşabilmek için tercih edilebilecek araçlardan biridir. Bu çalışmada, bağlı ve serbest sülfürlü taneler arasındaki galvanik etkileşimleri belirleyebilmek için, açık devre potansiyeli (OCP), voltametrik (CV) ve empedans (EIS) ölçümleri gibi bazı elektrokimyasal yöntemler kullanılmıştır. Kazanılmak istenilen sülfür minerallerinin yüzey alanının, flotasyon özelliklerini etkilediği düşünüldüğünden, hazırlanan mineral elektrotlarıyla çeşitli deneysel çalışmalar yapılmıştır. Bu amaçla, galen-pirit (0.52 cm²), saf galen (0.20 c cm²) ve saf pirit (0.18 cm²) minerallerinin elektrokimyasal tepkilerini araştırmak için üç elektrotlu bir sistem kurulmuştur. Testler, pH 9.2'de bir tampon çözelti içinde gerçekleştirilmiştir. Minerallerin yüzey kimyasındaki değişimler, toplayıcılı (10⁻⁴ M NaEX) ve toplayıcısız olarak da incelenmiştir. Uygulama sırasında, yüzey alanından bağımsız olarak, galvanik etkileşimler nedeniyle mineraller arasında yük geçişlerinin meydana geldiği ve bu minerallerin birbirlerini indirgeyerek veya yükseltgeyerek flotasyon davranımlarını değiştirdiği gözlenmiştir.

Anahtar Sözcükler: Elektrokimya, sülfürlü mineraller, yüzey kimyası

INTRODUCTION

Most of the sulphide minerals have semi-conductive properties. Thus, surface changes and reagent adsorptions occur mainly through electrochemical mechanisms (Ekmekçi, 2008). Electrochemical properties of these minerals enable them to be used as electrodes (Peters, 1977) so electrochemical techniques can easily be applied to these minerals.

Electrochemical methods are faster to evaluate surface responses and low cost compared to the other techniques. Some of the most common electrochemical techniques used in the sulphide minerals are open circuit potential (OCP), cyclic voltammetry (CV), electrochemical impedance spectroscopy (EIS).

Open circuit potential is a method that is often used to find the resting potential of a system. In sulphide mineral flotation, OCP measurements are useful for monitoring changes either in the liquid phase or at the mineral/solution interface.

Cyclic voltammetry is one of the most common electrochemical methods used to determine the reactions on the surface of sulphide minerals. In this technique, the potential of the mineral electrode is varied linearly at a desired rate using a potentiostat. When a current peak is observed during potential scanning, it can be used to identify the undergoing reaction.

Electrochemical impedance spectroscopy (EIS) is based on measurement of conductance and resistance at of the electrode surface to the electrical current flow and it can be used to determine the species formed on mineral surfaces regardless of the reaction type (Zhao, Guo, Peng, & Mai, 2017). This method is used for characterization of solid/liquid interfaces. As the formation of non-conductive layer of oxides, hydroxides, elemental sulphur or collector reagents cause increase in resistance, the EIS method can be combined with the floatability of sulphide minerals.

Since the mineral-collector interaction is electrochemical in nature, a sulphide mineral can be measured by the above-mentioned electrochemical techniques. The electrochemical methods can only be used successfully if there is measurable electron transfer due to adsorption of collector molecules at mineral electrode surface. EIS can successfully be used to measure adsorption of different types of collectors on mineral electrode surface.

The effects of the locked particles on flotation are thought to depend on the surface area of the mineral to be recovered (Vianna, Franzidis, Manlapig, Silvester, & Ping-hao, 2003). However, galvanic interactions between minerals are observed in the locked particles, regardless of the area (Liu, Li, & Zhou, 2009). Due to the galvanic interactions, charge transitions between minerals are observed. So that, they reduce and oxidize each other which results the change in the flotation behavior (Urbano, Meléndez, Reyes, Veloz, & González, 2007). Investigating the galvanic interactions of the sulphide minerals by electrochemical techniques have been studied by many researchers (Mielczarski & Mielczarski, 2003; Moslemi, Shamsi, & Alimohammady, 2012; Rao & Finch, 1988).

In this study, open circuit potential (OCP), cyclic voltammetry (CV) and electrochemical impedance spectroscopy (EIS) techniques were performed in an alkaline solution (pH 9.2), where the galena and pyrite electrodes were used to simulated free particles. Galvanic interactions occurring between the minerals and their effects on the surface chemistries were investigated by simulating the locked particle behavior. For this purpose, mineral pieces of galena and pyrite were paired to be in contact with each other and prepared

binary-bounded mineral electrodes. Effects of the addition of collector (NaEX) to possible surface reactions were also studied.

MATERIALS AND METHODS

Sulphide ores are adequate to get some reasonable electrochemical responses according to their natural semi-conductor properties. For better electrochemical responses, it is known that the sulfide content of a mineral sample should be high. For this purpose, mineral electrodes composed of high purity sulphide ore samples (pure galena and pure pyrite) were tested to investigate the surface characteristics, in this study.

Mineral electrodes (working electrodes) were prepared by cutting a rectangular cross section of the minerals (0.18-0.80 cm² surface area) from a massive mineral specimen, mounting the mineral piece into an electrochemically inert epoxy resin and placing it in a glass tube. The mineral electrode was connected to a potentiostat by a copper wire.

Two sulphide minerals were also adhered to one another to simulate the locked particle behavior, besides single use of mineral piece in a mineral electrode. For this purpose, galena-pyrite mineral electrode was prepared. The mineral percentages of the mineral electrodes are given in Table 1.

Table 1. Mineral contents and the surface areas of the mineral electrodes

Electrodes	Galena (%)	Pyrite (%)	Surface Areas (cm ²)
Galena El.	100	-	0.20
Pyrite El.	-	100	0.18
Galena + Pyrite El.	50	50	0.52

After each experiment, the surfaces of the mineral electrodes were polished by alumina paste to remove any kind of contaminants for the next electrochemical process. The electrode was rinsed with distilled water and immediately transferred to the cell after polishing the surface.

Gamry Reference 600 model potentiostat was preferred to perform electrochemical techniques in this work. To isolate the system form the outer noises, the potentiostat was placed in a Faraday cage. A conventional three-electrode electrochemical cell was used throughout the tests. A saturated calomel electrode as reference electrode, a platinum plate electrode with 1 cm² area as counter electrode and mineral electrodes (galena, pyrite and galena + pyrite) were used in the electrochemical cell.

All electrochemical experiments were performed in a buffer solution of pH 9.2 (0.05 M $Na_2B_4O_7 \cdot 10H_2O$) and at room temperature (~25 °C). Buffer solution was used to keep the pH value at the same level during the measurements and to prevent possible pH changes as a result of the reactions between the minerals and the solution. Prior to each run for 15 minutes, high purity nitrogen gas was introduced to the cell for intensive bubbling through the buffer solution to eliminate the fluctuations during measurements due to oxygen presence in the system. During the electrochemical measurements, nitrogen flow was ended and the cell was completely sealed to prevent the diffusion of any atmospheric oxygen into the system.

The electrochemical methods were studied in the absence and presence of 1×10^{-4} M sodium ethyl xanthate (NaEX) to investigate the possible electrochemical reactions upon adsorption of the collectors on the minerals.

In this study, the electrochemical techniques such as Open Circuit Potential (OCP), Cyclic Voltammetry (CV) and Electrochemical Impedance Spectroscopy (EIS) were tested to investigate the changes in the surface characteristics of locked and liberated particles.

RESULTS AND DISCUSSION

The electrochemical responses of the mineral electrodes (galena and pyrite) were studied in the absence of collector by three methods; open circuit potential, cyclic voltammetry and electrochemical impedance spectroscopy tests. To observe oxidation/reduction reactions between the locked particles and their possible galvanic interactions, two mineral pieces (galena + pyrite) were glued together so that one more mineral electrode was produced. Adsorption of 1×10^{-4} M sodium ethyl xanthate (NaEX) collector was also investigated in all the above-mentioned mineral electrodes by using the same techniques.

The OCP Method Results

Open circuit potential measurements of the samples were performed to compare their electrochemical reactivity in the presence and absence of the collector. The OCP values were recorded continuously for 20 minutes (Figure 1).



Figure 1. Open Circuit Potential measurements

According to the OCP results, galena mineral itself has lower potential values than being associated with pyrite mineral. However, pure pyrite mineral showed similar potential values as galena + pyrite locked particle after a while during the potential measurements. This indicates that different minerals have varying electrochemically reactive surfaces under significant conditions.



Figure 2. A schematic view of the OCP comparisons of all the studied minerals in the presence and absence of the collector (nil: absence of collector, NaEX: collector)

In Figure 2, the OCP changes of the minerals in all conditions are presented. According to this, the voltage values decreased regardless of the mineral type when there was collector in the system. To reveal the surface characteristics of the mineral electrodes, further tests such as CV and EIS were conducted.

The CV Results

Comparative voltametric studies were performed to identify galvanic interactions. Figure 3 and Figure 4 show voltammograms of the mineral electrodes in the absence of collector and in the presence of 1 \times 10⁻⁴ M NAEX. In the voltammogram obtained from the collectorless condition, galena had very narrow response interval in terms of current density throughout the studied potential range (-0.80 V to +0.40 V). When the scan potential was initiated in positive direction in the presence of collector, an oxidation process was observed with one small peak that begins near 0.20 V value. This indicates the oxidation of galena to form PbX.

In the voltammograms of the pyrite electrode, as the scan potential becomes negative, a reduction peak was observed at nearly -0.450 V both in the presence and the absence of collector. More apparent peak in the oxidation phase was observed at -0.365 V with collector.

In order to identify different processes in the locked particles, involving the oxidation of galena, voltametric studies were carried out using galena + pyrite mineral electrode. Typical voltammograms of the positive scans on these electrodes were shown in Figure 4.



Figure 3. Cyclic voltammograms of galena (left) and pyrite (right) minerals in the presence and absence of the collector



Figure 4. Cyclic voltammograms of galena + pyrite mineral electrode in the presence and absence of the collector

The peak in the galena + pyrite electrode is related to the formation of PbX on the electrode surface by anodic oxidation of galena with the collector. The analysis of the voltammograms obtained in those

conditions showed that the galena oxidation was associated to peaks at 0.20 V and 1.20 V in the mineral electrodes of galena and galena + pyrite electrodes, respectively.

The EIS Results

Differences between the surface characteristics of the studied mineral electrodes were also demonstrated by EIS measurements. The EIS experiment results of different mineral samples are given as Bode diagrams in the form of Phase Angle and Magnitude plots in Figure 5 and Figure 6, respectively.

When the Bode diagrams are evaluated at the lowest frequency (0.01 Hz), it was observed that the galena electrode have higher rates than pyrite electrode. However, when galena + pyrite electrode was used as a locked particle representative, the phase angle or Zmod values were determined in between each of the individual mineral electrodes.

There were significant differences when the collector was absent or present in the system, especially in galena electrode. The results also help interpreting the collector adsorption mechanisms. For instance, at low frequencies high phase angle values imply that the adsorption rates are low and diffusion controlled (Ertekin, Pekmez, & Ekmekçi, 2016).



Figure 5. EIS results (Phase Angle) of all the studied minerals in the absence (left) and presence (right) of collector NaEX

In Figure 6, at higher frequencies, Zmod values were typically low and mostly constant, reflecting the solution resistance. At medium frequencies, the relationships between Zmod and the frequencies are linear. That explains as capacitive behavior caused by the electrical double layer at the mineral/solution interface and the adsorption of NaEX (Ekmekci, Becker, Tekes, & Bradshaw, 2010).



Figure 6. The EIS results (Magnitude) of all the studied minerals in the absence (left) and presence (right) of collector NaEX

CONCLUSIONS

The surface changes of the pure mineral electrodes (galena and pyrite) and the locked-particle electrode (galena + pyrite) were observed by open circuit potential (OCP), cyclic voltammetry (CV) and electrochemical impedance spectroscopy (EIS) methods.

The galvanic interaction plays a major role in the locked-particle electrode surface and it completely changes the surface properties. When two sulphide minerals interacted with each other in the bulk solution as locked-particle electrode, it was observed from the measured electrochemical techniques that their responses changed compared to liberated pure mineral electrode responses.

Collector (NaEX) adsorptions to the electrode surfaces were also clearly observed from the electrochemical responses of the measured techniques. Although NaEX adsorption on the galena electrode was obvious in the CV results, the collector adsorption on the galena + pyrite electrode was not clear enough. This was attributed to the galvanic effect. The presence of pyrite together with galena caused a decrease in galena reactivity and avoid its free oxidation.

REFERENCES

- Ekmekçi, Z. (2008). Electrochemistry in sulphide mineral research. In *"Surface Chemistry and Flotation" lecture notes* (Vol. Chapter 2, pp. 8–26). Ankara.
- Ekmekci, Z., Becker, M., Tekes, E. B., & Bradshaw, D. (2010). An impedance study of the adsorption of CuSO4 and SIBX on pyrrhotite samples of different provenances. *Minerals Engineering*, 23(11–13), 903– 907. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2010.02.007.
- Ertekin, Z., Pekmez, K., & Ekmekçi, Z. (2016). Evaluation of collector adsorption by electrochemical impedance spectroscopy. *International Journal of Mineral Processing*, 154, 16–23.

https://doi.org/10.1016/j.minpro.2016.06.012.

- Liu, Q., Li, H., & Zhou, L. (2009). Experimental study of pyrite-galena mixed potential in a flowing system and its applied implications. *Hydrometallurgy*, *96*(1–2), 132–139. https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2008.09.002.
- Mielczarski, E., & Mielczarski, J. A. (2003). Influence of galvanic effect on adsorption of Xanthate on pyrite, galena and chalcopyrite. In XXII International Mineral Processing Congress (pp. 866–873).
- Moslemi, H., Shamsi, P., & Alimohammady, M. (2012). Electrochemical properties of pyrite, pyrrhotite, and steel: Effects on grinding and flotation processes. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 112(10), 883–890.
- Peters, E., (1977). The Electrochemistry of Sulphide Minerals. In *Trends in Electrochemistry* (pp. 267–290). Boston, MA: Springer US. https://doi.org/10.1007/978-1-4613-4136-9_16
- Rao, S. R., & Finch, J. A. (1988). Galvanic interaction studies on sulphide minerals. *Canadian Metallurgical Quarterly*, *27*(4), 253–259. https://doi.org/10.1179/cmq.1988.27.4.253.
- Urbano, G., Meléndez, A. M., Reyes, V. E., Veloz, M. A., & González, I. (2007). Galvanic interactions between galena-sphalerite and their reactivity. *International Journal of Mineral Processing*, *82*(3), 148–155. https://doi.org/10.1016/j.minpro.2006.09.004.
- Vianna, S. M., Franzidis, J., Manlapig, E. V, Silvester, E., & Ping-hao, F. (2003). The influence of particle size and collector coverage on the floatability of galena particles in a natural ore. In XXII International Mineral Processing Congress (pp. 816–826).
- Zhao, S., Guo, B., Peng, Y., & Mai, Y. (2017). An impedance spectroscopy study on the mitigation of clay slime coatings on chalcocite by electrolytes. *Minerals Engineering*, *101*, 40–46. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2016.09.027.

ŞLAM KÖMÜRDEN ORGANİK REAKTİFLERLE SÜPER TEMİZ KÖMÜR ÜRETİMİ

SUPER CLEAN COAL PRODUCTION WITH ORGANIC REAGENTS FROM SLIME COAL

A. Akın^{1,*}, H. Hacıfazlıoğlu¹

¹İstanbul Üniversitesi-Cerrahpaşa, Mühendislik Fak. Maden Müh. Böl. ISTANBUL (Sorumlu yazar: aydadikici@gmail.com)

ÖZET

Bu çalışmada, %29.67 küllü Zonguldak şlam kömüründen tamamen organik bir prosesle süper temiz kömür üretimi hedeflenmiştir. Bu amaç doğrultusunda, şlam kömür önce flotasyonla zenginleştirilmiş, daha sonra organik asitlerle liç yapılarak süper temiz kömür üretilmiştir. Laboratuvar ölçeğinde yapılan çalışmalarda sadece organik sarf malzemeleri kullanılmıştır. Bu sayede, çevreye zararlı herhangi bir kimyasal kullanılmadan tamamen yenilenebilir kaynaklarla süper temiz kömür (kül <%3) üretilmiştir. Proseste kullanılan yenilenebilir kaynaklar sırasıyla ayçiçek yağı (kollektör), okaliptüs yağı (köpürtücü) ve liç reaktifi olarak çeşitli organik asitlerdir. 2 kademeli zenginleştirme sonucunda kül %29.67'den %2.92'ye kadar düşürülmüştür.

Anahtar Sözcükler: Süper temiz kömür, şlam kömür, flotasyon, liç

ABSTRACT

In this study, it was aimed to produce super clean coal from Zonguldak slime coal with 29.67% ash with a completely organic process. For this purpose, slime coal was first enriched by flotation, and then super clean coal was produced by leaching with organic acids. Only organic consumables were used in laboratory-scale studies. In this way, super clean coal (ash <3%) was produced with completely renewable resources without using any chemicals harmful to the environment. Renewable resources used in the process are sunflower oil (collector), eucalyptus oil (frother) and various organic acids as leaching reagents, respectively. As a result of the 2-stage enrichment, the ash of the coal was reduced from 29.67% to 2.92%.

Keywords: Super Clean Coal, Slime Coal, Flotation, Leaching

GIRIŞ

Kül içeriği %3'ün altında olan kömürlere süper temiz kömür denir. Süper temiz kömürler, yüksek karbon içerikleri ve düşük mineral madde içerikleri ile yüksek teknolojinin ihtiyacı olan hammaddedir. Süper temiz kömürler; aktif karbon, karbon elektrot, karbon nanotüp ve aromşlam kimyasalların üretiminde kullanılmaktadır. Ayrıca, gıda, kozmetik ve askeri amaçlar için de kullanılabilmektedir. Yapılan çalışmalar göstermiştir ki, ham kömürden süper temiz kömür üretmek fiziksel zenginleştirme yöntemleri ile mümkün değildir. Çoğu çalışmada, ham kömür kimyasallarla muamele edilerek süper temiz kömüre (kül <%3) ya da ultra temiz kömüre (kül <%1) dönüştürülmektedir. Yüksek korozif etkilere sahip olan HF, HCL, HNO₃, H₂SO₄ gibi kimyasallarla yapılan liç işlemi sonucunda ham kömürden süper temiz kömür üretilebilmektedir. Ancak, literatürde daha zayıf, çevre dostu ve yenilenebilir olan organik asitlerle süper temiz kömür üretimine yönelik herhangi bir çalışma yapılmamıştır (Bolat, vd., 1998; Steel vd.,2003; Gülen vd.,2013; Hacıfazlıoğlu, vd. 2016, Hacıfazlıoğlu ve Dikici, 2019).

Zonguldak havzasında yer altı madenciliği ile üretilen ham kömürler, üretim yöntemine ve kömürün kırılganlığına bağlı olarak, farklı boyutlarda (0-300 mm) ve farklı kül içeriklerinde (%20-%60) olabilmektedir. Tüvenan kömür, bir yıkama tesisine girmeden önce, 100 mm açıklıklı bir elekten elenmekte ve elek üstü genellikle elle ayıklama (triyaj) yöntemi ile zenginleştirilmektedir. 100 mm'nin altındaki kömür ise ağır ortam esaslı yıkama makinesine girmektedir. 1-18 mm boyut grubu ağır ortam siklonu ile zenginleştirilirken, 18-100 mm boyut grubu ağır ortam tamburu veya Drewboy teknesi ile zenginleştirilir. 1 mm'nin altındaki kömür ise önce hidrosiklona beslenmekte, hidrosiklon üst akımı şlam (~30 µm'lik çok ince boyutlu killi şlam kömür) uzaklaştırılmakta, alt akım ise spiral bataryasına gönderilmektedir. Spiralden elde edilen temiz kömürler metalurjik kömür (kül ~%10) olarak isimlendirilmekte ve demir çelik sektörüne verilmektedir. Hidrosiklon üst akımı çok ince boyutlu killi şlam kömürler ise suyun geri kazanımı amacıyla tikinere ve ordan da ya şlam havuzuna ya da filtrelere basılmaktadır. Her iki durumda da kömür içerikli çamurlar (şlamlar) oluşmaktadır. Bu şlamlar içersinden kömürün kazanılmasına yönelik çeşitli çalışmalar yürütülmektedir. Dünya genelinde şlam kömürlerin zenginlestirilmesi icin kullanılan yegane yöntem flotasyon yöntemidir. Özellikle, bir jet flotasyonu tekniği olan Jameson hücresi bu alanda başı çeken flotasyon makinesidir. Çok ince boyutlu şlamların zenginleştirilmesi için pek çok araştırmacı jet flotasyonu ve kolon flotasyonu tekniklerini önermektedir. Şlamların klasik flotasyon hücreleri ile zenginleştirildiği uygulamalarda mevcuttur. Kömür flotasyonunda genellikle gazyağı ve dizel gibi petrol türevi ürünler kullanılmaktadır. Bu ürünler toplayıcı olarak kullanılır. Köpürtücü olarak MIBC ve Octanol en yaygın kullanılan reaktiflerdir. Bu reaktifler, fosil yakıtlardan üretildiği için bir gün tükenecektir. Bu bakımdan araştırmacılar yeni reaktif arayışına girmiş ve yenilenebilir kaynaklardan üretilen reaktifleri kullanmaya başlamışlardır. Özellikle yemeklik bitkisel yağların ve pişirme işlemleri sonucunda ortaya çıkan atık bitkisel yağların kömür flotasyonunda etkili bir sekilde kullanılabileceği pek çok araştırmacı tarafından belirtilmektedir (Alonso vd., 2000; Vasumati vd., 2013; Lang, 2017; Hacifazlioglu ve Senol-Aslan, 2017).

Bu çalışmada, Zonguldak şlam kömürden süper temiz kömür üretimi için flotasyon ve liç yöntemlerinden faydalanılmıştır. Hem flotasyonda hem de liç yönteminde sadece organik yenilenebilir sarf maddeleri kullanılmıştır. Flotasyonda, köpürtücü olarak okaliptüs yağı, toplayıcı olarak ayçiçek yağı kullanılmış, liç deneylerinde ise sitrik (limon asidi), formik (karınca asidi), asetik (sirke asidi) ve oksalik asit (bitki asidi) gibi organik asitler tercih edilmiştir.

MALZEME VE YÖNTEM

Şlam Kömür Numunesi Hakkında Bilgi

Şlam kömür numuneleri, Zonguldak-Çatalağzı beldesinde faaliyet gösteren bir kömür yıkama tesisinin artık havuzundan 3 hafta boyunca biriktirilerek alınmıştır (Şekil 1). Alınan numuneler laboratuar ortamında büyük bir kova içerisine dökülmüş, bir mikser yardımıyla karıştırılmış ve homojenleştirilmiştir. Homojenleştirme çalışmalarından sonra, numuneler kurutulmuş ve deneysel çalışmalarda kullanılmıştır. Numuneye öncelikle kuru bazda ASTM standartlarına göre kısa kimyasal analiz yapılmıştır. Daha sonra yaş eleme yöntemi ile boyutu belirlenmiştir. Şlam kömürün kül, kükürt ve uçucu madde içeriği sırasıyla %29.67, %0.70 ve %30.10 bulunmuştur. Ortalama tane boyutu (d₅₀) 30 mikron civarındadır.



Şekil 1. Kömür yıkama tesisi (Zonguldak) artık havuzu ve şlamların görüntüsü

Deneylerde İzlenen Yöntem

Süper temiz kömür üretme çalışmaları tamamen organik yenilenebilir reaktiflerle yürütülmüştür. Süper temiz kömür üretimi için 2 kademeli zenginleştirme işlemi uygulanmıştır. Şekil 2'den de görülebileceği gibi, önce flotasyon yöntemi ile kül belli ölçüde azaltılacak ve ardından daha maliyetli bir işlem olan organik asitlerle liç yapılacaktır. Bu sayede, flotasyon ile önce serbest kül giderilecek ve ardından liç yöntemi ile bünye külü giderilmeye çalışılacaktır. Ön zenginleştirme işlemi olarak flotasyon yönteminin tercih edilmesinin nedeni, şlam kömürünün çok ince boyutlu ve oldukça hidrofobik özellikte olmasıdır. Denver hücresindeki flotasyon işleminde 10 kg/t ayçiçek yağı toplayıcı olarak ve 0.1 kg/t okaliptüs yağı köpürtücü olarak kullanılmıştır. 2 kademe temizleme işlemi uygulanmış ve bir konsantre ile 3 artık elde edilmiştir. Kaba flotasyon işleminde 10 dakika kıvamlanma süresi sonrasında 600 sn köpük alma işlemi yapılmış ardından alınan temiz kömür testin devamı için ayrılmış, çıkan artık ise ürün 1 olarak isimlendirilmiştir. Testin ilk kısmından alınan temiz kömür aynı şartlarda temizleme flotasyonuna tabii tutulmuş ve alınan temiz kömür devam edecek temizleme flotasyonu için ayrılmış, alınan artıkbatan ise ürün 2 olarak isimlendirilmiştir. Testin son kısmında temiz kömürün ikinci temizleme flotasyonuna tabi tutulmuş ve buradan bir nihai konsantre alınmıştır.



Şekil 2. Şlam kömürden süper temiz kömür üretimi için izlenen yöntemin akım şeması

Liç deneyleri, manyetik karıştırıcılı hot-plate üzerine yerleştirilen 500 ml'lik kapaklı beher içerisinde farklı asit tipleri ve farklı asit miktarlarında yapılmıştır. Ayrıca, sıcaklık ve liç süresinin etkisi araştırılmıştır. Liç deneylerinde ayrı ayrı sitrik asit, formik asit, asetik asit ve organik asit kullanılmıştır. Test edilen asit miktarları; 25, 50, 100, 150 ve 200 kg/t'dur. Her deneyde kullanılan kömür miktarı 20 gr, su miktarı ise 200 ml'dir. Asit ilavesi de dikkate alındığında katı oranı yaklaşık %8.5 civarındadır. Manyetik balığın dönüş hızı ise 200 rpm'dir. Liç deneyleri ekonomik olması bakımından önce ortam sıcaklığında (25 °C) ve kısa süreli (30 dk) olarak gerçekleştirilmiştir. Daha sonra liç süresi arttırılmış ve 180 dk'ya çekilmiştir. Son aşamada, en maliyetli yöntem olan pülpü ısıtma işlemi uygulanmış ve 65 °C'de deneyler yürütülmüştür. Liç parametresi değişikliği süper temiz kömür elde edinceye kadar devam etmiştir. Elde edilen liç çözeltileri, liç işlemi sonrasında 3 mikronluk filtre kağıtlarından süzülmüş (Şekil 3) ve asidinden tam ayırma için birkaç defa sıcak suyla yıkanmıştır. Filtre kağıdı üzerinde kalan süper temiz kömür önce 105 °C'lik etüvde kurutulmuş ve daha sonra kül analizine tabi tutulmuştur. Deneysel çalışmaların sonuçların değerlendirilmesi için "yanabilir verim" ve "kül giderim" değerlerinden faydalanılmıştır.



Şekil 3. Liç ve flotasyon işlemi sonrasında ürünlerin filtrasyonun görüntüsü

BULGULAR

Flotasyon Deney Sonuçları

Flotasyon test sonuçları Tablo 1'de verilmiştir. Buna göre, şlam kömüre toplamda 3 kademe flotasyon zenginleştirmesi uygulandığı zaman elde edilen nihai konsantrenin kül içeriği %6.10'a kadar düşebilmektedir. %6.10 küllü ürünün alınması durumunda ağırlıkça verim %13.60 olmaktadır. Yanabilir verim ise %18.16'dır. Ayçiçek ve okaliptüs yağı ile yapılan flotasyon deneylerinin bir görüntüsü Şekil 4'de verilmiştir. Bu fotoğraflardan görüldüğü gibi söz konusu ikili ile oldukça temiz bir artık atmak mümkün olmaktadır.

	Ağırlıkça Verim	Kül (%)	Yanabilir Verim	Toplamlı Miktar	Toplamlı Kül	Toplamlı Yanabilir Verim(%)
Ürünler	(%)		(%)	(%)	(%)	
Konsantre	13.60	6.10	18.16	13.60	6.10	18.16
Ürün 3	29.90	9.50	38.48	43.50	8.44	56.63
Ürün 2	34.50	28.75	34.95	78.00	17.42	91.59
Ürün 1	22.00	73.10	8.41	100	29.67	100
Toplam	100	29.67	100	-	-	-





Şekil 4. Ayçiçek ve okaliptüs yağı ile flotasyonun başlangıcı ve bitiş anı görüntüleri

Liç Deney Sonuçları

Ayçiçek yağı ile yapılan flotasyon çalışmaları sonucunda elde edilen %6.10 küllü temiz kömürler biriktirilerek liç deneylerinde kullanılmıştır. Organik reaktiflerden, sitrik asit, formik asit, asetik asit ve oksalik asit ile ayrı ayrı deneyler yapılmış ve kül giderimi için en uygun asit tipi belirlenmiştir. İnorganik asitlerin kül gideriminde oldukça başarılı olduğu, süper temiz kömür hatta HF ile ultra temiz kömürün (kül<%1) bile üretilebileceği pek çok çalışmada belirtilmiştir (Steel vd., 2001; Steel vd., 2003; Yılmaz, 2004; Hacıfazlıoğlu, 2016; Hacıfazlıoğlu ve Dikici, 2019). Bu bakımdan, bu çalışmada süper temiz kömür üretimi için yalnızca yenilenebilir organik asitler kullanılmıştır.

Liç deneylerinin ekonomik olması bakımından, öncelikle ortam sıcaklığında (25 ^oC) ve kısa süreli (30 dk) liç yapılmıştır. Bu deneylerin sonuçları Tablo 2'de verilmiştir. Bu deneylerde organik asitlerle pülpün pH değeri 2.60'a kadar düşmüştür. Tablo 2 incelendiği zaman, hiçbir organik asit ile temiz kömür külü %3'ün altına düşürülememiştir. En yüksek kül giderim değerleri sitrik ve formik asitle elde edilmiştir. 200 kg/t asit miktarında, sitrik asitle liç sonucu elde edilen kömürün kül içeriği %3.70, formik asit ile %3.80 bulunmuştur. Asetik ve okzalik asit kömürün kül içeriğini %4'ün altına indirememiştir. Diğer koşullar sabit tutulmak koşuluyla liç süresinin 30 dk'dan 180 dk'ya çıkarılması durumunda (Tablo 3), sitrik asit kömürün kül içeriğini %6.10'dan %3.50'ye düşürebilmiştir. Liç süresinin 6 kat arttırılması durumunda kül giderim değeri %39.34'den %42.62'ye yükselmiş, kül içeriği ise %3.70'den 3.50'ye kadar düşürülebilmiştir. Ancak, ortam sıcaklığında liç süresinin arttırılması da süper temiz kömür üretimini sağlayamamıştır. Formik, asetik ve oksalik asitler ile de kül içeriği %3.5'in altına düşürülememiştir. Bu bakımdan, ortam sıcaklığı arttırılarak deneylere devam edilmiştir. 65^oC'lik ortam sıcaklığında yapılan deneylerin sonuçları Tablo 4'de verilmiştir.

ASİT MİKTARI (kg/t)	SİTRİK ASİT		TARI SİTRİK FORMİK ASETİ ASİT ASİT ASETİ		SETİK SETİK	OKSALİK ASİT		
	Kül	Kül Gid.	Kül	Kül Gid.	Kül	Kül Gid.	Kül	Kül Gid.
	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
0	6.10	0.00	6.10	0.00	6.10	0.00	6.10	0.00
25	5.30	13.11	5.50	9.84	5.90	3.28	5.90	3.28
50	4.90	19.67	5.30	13.11	5.50	9.84	5.90	3.28
100	4.60	24.59	4.90	19.67	5.15	15.57	4.80	21.31
150	4.20	31.15	4.50	26.23	4.80	21.31	4.30	29.51
200	3.70	39.34	3.80	37.70	4.80	21.31	4.25	30.33

Tablo 2. Farklı asitlerin ürün kül içeriğine ve kül giderimine etkisi (25^oC - 30dk)

ASİT MİKTARI	SİTRİK		FORMİK		ASETİK		OKSALİK	
(kg/t)		ASİT		ASİT	А	SETİK		ASİT
	Kül	Kül Gid.	Kül	Kül Gid.	Kül	Kül Gid.	Kül	Kül Gid.
	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
0	6.10	0.00	6.10	0.00	6.10	0.00	6.10	0.00
25	5.20	14.75	5.50	9.84	5.80	4.92	5.70	6.56
50	4.90	19.67	5.00	18.03	5.30	13.11	5.20	14.75
100	4.45	27.05	4.60	24.59	4.80	21.31	4.50	26.23
150	4.00	34.43	4.10	32.79	4.50	26.23	4.00	34.43
200	3.50	42.62	3.60	40.98	4.00	34.43	3.90	36.07

Tablo 3. Farklı asitlerin ürün kül içeriğine ve kül giderimine etkisi (25^oC - 180dk)

Tablo 4. Farklı asitlerin ürün kül içeriğine ve kül giderimine etkisi (65^oC - 180dk)

ASİT MİKTARI (kg/t)	SİTRİK ASİT		F	ORMİK ASİT	A A	SETİK SETİK	Oł	KSALİK ASİT
	Kül	Kül Gid.	Kül	Kül Gid.	Kül	Kül Gid.	Kül	Kül Gid.
	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
0	6.10	0.00	6.10	0.00	6.10	0.00	6.10	0.00
25	4.20	31.15	4.50	26.23	4.80	21.31	4.70	22.95
50	3.90	36.07	4.00	34.43	4.30	29.51	4.30	29.51
100	3.45	43.44	3.65	40.16	3.70	37.70	3.70	39.34
150	3.02	50.49	3.10	49.18	3.20	47.54	3.20	47.54
200	2.92	52.13	2.98	51.15	3.10	47.54	3.10	49.18

Tablo 4 verilerine göre, 65°C'lik bir liç sıcaklığında 180 dk liç süresinde sitrik asit ile yapılan deneyler sonucunda elde edilen temiz kömürün kül içeriği %2.92 bulunmuştur. Benzer koşullarda formik asitte süper temiz kömür üretmiş olup, elde edilen kömürün kül içeriği %2.98'dir. Organik asitlerle süper temiz kömür üretiminde, liç süresinden ziyade liç sıcaklığı daha etkin bir parametre olup, kül gideriminde önemli etkilere sahiptir. 65°C'lik liç sıcaklığında ve 180 dk liç süresinde sitrik, formik asetik ve oksalik asidin 200 kg/t miktarlarında kül giderim değerleri sırasıyla %52.13, %51.15, %47.54 ve %49.18 bulunmuştur. Yukarıdaki sonuçlar ışığında, tamamen organik reaktiflerle şlam kömüründen süper temiz kömür üretilebileceği görülmüştür. Şlam kömürden süper temiz kömür önce kıvam tankına alınıp, 5 dk süresince ayçiçek yağı (10 kg/t) ve okaliptüs yağı (0.2 kg/t) ilavesi ile kıvamlandırılır. Daha sonra, 10 dk flotasyon uygulanır. Elde edilen şlam sistemden uzaklaştırılır. Elde edilen konsantreye 2 kademe daha temizleme uygulanır. Sonuçta %6.10 küllü bir temiz kömür elde edilir. Bu temiz kömür alınarak 65 °C'de 180 dk boyunca ve 200 kg/t sitrik asit ilavesiyle liç yapılır. Liç işleminden sonucunda elde edilen bulamaç filtrelere gönderilir ve filtrasyon işlemi sonucunda %2.92 küllü süper temiz kömür elde edilmiş olur. Filtrasyon çözeltisi ayarlanarak tekrar tekrar liç işleminde kullanılır.



Şekil 5. Şlam kömürden organik bir prosesle süper temiz kömür üretiminin akım şeması

SONUÇLAR

Bu çalışmada tamamen organik reaktifler ile Zonguldak kömür şlamlarından süper temiz kömür üretilmiştir. Üretim prosesinde kömürün çok ince boyutlu olması nedeni ile öğütmeye ihtiyaç duyulmamıştır. Proseste öğütmenin olmaması enerji tasarrufu için önemli bir avantajdır. Süper temiz kömür üretimi 2 kademeli zenginleştirme işlemi ile yapılmıştır. İlk aşamada flotasyon, ikinci aşamada liç işlemi uygulanmıştır. Kullanılan reaktifler sırasıyla ayçiçek yağı, okaliptüs yağı ve sitrik asittir. Burada sitrik asite alternatif olarak formik asitte kullanılabilir. Üretim prosesinde en önemli maliyet unsuru reaktiflerin yüksek dozajlarda kullanılmış olmasıdır. Ancak, tamamen organik reaktiflerle süper temiz kömür üretilebiliyor olması, sürdürülebilirlik ve çevrenin korunması açısından büyük önem arz etmektedir.

Laboratuvar ölçeğinde ayçiçek yağı (10 kg/t) ve okaliptüs yağı (0.2 kg/t) ile yapılan flotasyon çalışmaları sonucunda %29.67 küllü kömürden %6.10 küllü bir temiz kömür üretilmiştir. Bu ürün için, 1 kaba, 2 temizleme flotasyonu yapılmıştır. Elde edilen temiz kömürün 200 kg/t sitrik asitle 65°C'lik bir sıcaklıkta 3 saat liç edilmesi sonucunda, kül %6.10'dan %2.92'ye kadar düşmüştür. Aynı liç işleminin formik asitle yapılması durumunda, kül %2.98 bulunmuştur. Asetik ve oksalik asit ile süper temiz kömür üretilememiştir.

KAYNAKLAR

- Alonso, M.I. Castano, C. and Garcia, A.B. (2000). Performance of vegetable oils as flotation collectors for the recovery of coal from coal fines wastes, *Coal Preparation 21-4*: 411-420.
- Bolat, E. Sağlam, S. Pişkin, S. (1998). Chemical demineralization of a Turkish high ash bituminous coal, Fuel Processing Technology 57: 93–99
- Drake, S. S., O'Carroll, D. M., Gerhard, J. I. (2013). Wettability contrasts between fresh and weathered diesel fuels. *Journal of Contaminant Hydrology*, 144(1), 46-57.
- Gulen, J., Doymaz, I., Piskin, S., and Ongen, S. (2013). The effects of temperature and mineral acids on the demineralization degree of nallihan lignite, *Energy Sources, Part A: Recovery, Utilization, and Environmental Effects* 35: 202–208.
- Hacifazlioğlu H. ve Dikici A. (2019). "Zonguldak-Karadon Kömüründen Liç Yöntemi ile Ultra Temiz Kömür Üretimi", Yer Altı Kaynakları Dergisi, ss.35-41.
- Hacifazlioğlu H. ve Dikici A. (2019). "Kömür Flotasyonu için Yeşil Kollektör: Şlam Bitkisel Yağ", *Türkiye 26. Uluslararası Madencilik Kongresi Bildiriler Kitabı*, pp.1169-1176
- Hacıfazlıoğlu, H. (2011). "Jameson Hücresinden Bitümlü Şlam Kömürden Flotasyon İçin En Uygun Köpürtücü ve Toplayıcı Tipinin Araştırılması", Dicle Üniversitesi Mühendislik Dergisi, s.33-34
- Hacifazlioglu, H. (2016). The production of ultra-clean coal from Zonguldak bituminous coal by chemical leaching, *Energy Sources, Part A: Recovery, Utilization, and Environmental Effects, 38* (24): 3586-3592.
- Hacifazlioglu, H. and Senol-Arslan, D. (2017). Sunflower oil as green collector in bituminous coal flotation, Energy Sources, *Part A: Recovery, Utilization, and Environmental Effects, 39:15*, 1602-1609.
- Lang, X. (2017). Application of cyclonic microbubble flotation column in Xiezhuang coal preparation plant: From laboratory to industrial scale. *Int. J. of Coal Preparation and Utilization*. https://doi.org/10.1080/19392699.2017.1365065
- Sönmez, İ. ve Cebeci, Y. (2006). Performance of classic oils and lubricating oils in froth flotation of Ukraine coal, Fuel, 85, 1866-1870.
- Steel, K. M., and Patrick, J. W. (2003). The production of ultra clean coal by sequential leaching with HF followed by HNO₃, *Fuel* 82:1917–1920.
- Steel, K.M., Besida, J., O'Donnell, T., Wood, D.G. (2001). Production of Ultra Clean Coal Part I—Dissolution behaviour of mineral matter in black coal toward hydrochloric and hydrofluoric acids, *Fuel Processing Technology*, 70, 171–192.
- Vasumathi, N. Vijaya Kumar, T.V., Subba Rao, S. Prabhakar, S. Bhaskar Raju, G. Shiva Kumar S. and Raman, U. (2013). Eco Friendly and Cost-Effective Reagent for Coal Flotation, *International Journal* of Engineering Research 2-7: 418-423.
- Yılmaz, S. Katı fosil Yakıtlarda Mineral Giderme Üzerine Etkisi, Karaelmas University, Msc Thesis (2004). Zonguldak, Turkey.
- Zhou, G., Xu, C., Cheng, W., Zhang, Q., Nie, W. (2015). Effects of oxygen element and oxygen-containing functional groups on surface wettability of coal dust with various metamorphic degrees based on XPS experiment. *Journal of analytical methods in chemistry*, 1-8.

TEMEL SÜRTÜNME AÇISI TESTİNDE DENEY ÖRNEĞİ ŞEKLİNİN ETKİSİ EFFECT OF EXPERIMENT SAMPLE SHAPE ON BASIC FRICTION ANGLE TEST

M. Özdemir^{1,*}, S. Beyhan¹, A. Özgür¹

¹ Kütahya Dumlupınar Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü (*Sorumlu yazar: mehmet.ozdemir@dpu.edu.tr)

ÖZET

Kaya şev stabilitesinin değerlendirilmesinde jeolojik süreksizlikler önemli bir parametredir. Doğal süreksizlik yüzeyleri genellikle pürüzlüdür ve kayma mukavemetleri üzerinde önemli bir etkiye sahiptir. Doğal, dolgusuz ve pürüzlü süreksizliklerin kesme mukavemeti, doğrusal olmayan bir yenilme kriteri ile tahmin edilebilmektedir. Bu kriterin ana girdilerinden biri, tilt testi sonucu elde edilen veya doğrudan kesme testi ile belirlenen temel sürtünme açısıdır. Bu çalışmada; düzlemsel, dairesel ve kama modelde hazırlanmış 5 farklı bölgeye ait mermer örnekleri üzerinde tilt cihazı ile eğim testleri gerçekleştirilmiştir. Böylece, farklı kayma modellerinin temel sürtünme açısına etkisi ile aşınmanın yüzeyler üzerindeki etkisi araştırılmıştır. Düzlemsel ve dairesel tip modellerin kama modele oranla temel sürtünme açısı değerlerinin daha düşük çıktığı belirlenmiştir. Ayrıca, aynı yüzeyler üzerinde yapılan test tekrarında ve artan her test sayısında, sürtünme açısının azalma eğiliminde olduğu tespit edilmiştir.

Anahtar Sözcükler: Temel sürtünme açısı, tilt test, numune şekli, aşınma

ABSTRACT

Geological discontinuities are an important parameter in the evaluation of rock slope stability. Natural discontinuity surfaces are generally rough and have a significant effect on their shear strength. The shear strength of natural, unfilled and rough discontinuities can be estimated using a nonlinear failure criterion. One of the main inputs to this criterion is the basic friction angle, which is obtained as a result of the tilt test or determined by the direct shear test. In this study; tilt tests were carried out on marble samples belonging to 5 different regions prepared in planar, circular and wedge models. Thus, the effect of different sliding models on the basic friction angle and the effect of wear on the surfaces were investigated. It was determined that the basic friction angle values of the planar and circular type models were lower than the wedge model. In addition, it was concluded that the friction angle tended to decrease in the repetition of the test on the same surfaces and with each increasing number of tests.

Keywords: Basic friction angle, tilt test, shape of sample, weathering

INTRODUCTION

Discontinuities have significant effects on engineering properties of rocks. Especially, discontinuities must be taken into consideration in slope stability studies. These discontinuities could be geological structures such as joint, fault, crack and fissure. These types of discontinuities cause different types of slope shear failures in engineering studies. Planar, circular, wedge and toppling types of failures could be seen in open pit mines, highway and railway access slopes. It is of great importance to determine the properties of the discontinuities that cause these failure types (Alejano et al., 2012). Within this scope, Equation 1 proposed by Barton and Bandis (1982) is used to determine the residual internal friction angle of discontinuities.

$$\tau = \sigma_n tan \left[\varphi_r + JRC \log \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) \right] \tag{1}$$

where τ shear strength of the joint, σ_n normal stress to the joint, φ_r residual friction angle, JRC the joint roughness coefficient, JCS the compressive strength of the joint surface. The residual friction angle, φ_r is estimated according to Barton and Choubey (1977) and as follows (Equation 2):

$$\varphi_r = (\varphi_b - 20^\circ) + 20\frac{r}{R} \tag{2}$$

where ϕb is the basic friction angle, r is the Schmidt hammer rebound number for a weathered and wet discontinuity, R is the Schmidt hammer rebound number for the unweathering surfaces of the same rock.

In this study, experiments have been carried out by considering the ISRM standards proposed by Alejano et al. (2018), to determine the basic friction angle which is one of the nonlinear failure criterion input. Unlike other studies, 5 different marble samples with dimensions of 150x100 mm were prepared as planar, circular and wedge type, similar to some slope slide types and subjected to the test. Besides, three core and two core surface contact tests were carried out in accordance with the standards. Tilt device was used to determine the basic friction angle. As a result, the effect of the sample shape (according to the slope slide type) and the number of tests on basic friction angle were specified.

MATERIAL AND METHOD

In this study, metamorphic marbles named Afyon White (AW), Afyon Grey (AG), Marmara (M), Muğla White (MW) and Kemalpaşa White (KW) belonging to the marble fields from different regions of Turkey were used. Experimental studies were carried out in Kütahya Dumlupınar University Rock Mechanics Laboratory. In the study; samples with dimensions of 150x100 mm which were prepared similarly to slope slide types such as planar, circular and wedge types were used. These samples were prepared with dimensions of 55x60 mm for planar slide model, diameter of 55 mm for circular slide model and 55 mm length and 60 mm height for wedge type (Figure 1).

Basic internal friction angles can be measured by tilt device or portable shear box (Alejano et al., 2012; Hencher and Richards, 2015; Jang et al., 2018; Muralha et al., 2014; Ulusay and Karakul, 2016; Zhang et al., 2018). In this study, basic internal friction angle of samples were measured by specially designed tilt device (Beyhan and Özdemir, 2021). The device is driven by an electric motor system. The measurement is conducted on an inclined plate with dimensions of 30×40 cm on the device. Apparatuses are placed around the plate to fix the samples. The measuring incline rate can be adjusted between 5.2° /min and 21° /min. The sensor on the device, deactivates test device automatically when the test sample slides >16 mm. Additionally, a mobile digital inclinometer with ±0.1° precision is used to measure the tilt angle (Figure 2).



Figure 1. Dimensions of sample models prepared for tilt test



Figure 2. Tilt device used in experimental studies

According to ISRM standards (Alejano et al., 2018), 5 measurements were made for each sample and their medians were taken (Equation 3). The contact surfaces of samples were cleaned after every measurement. In this way, the negative effect of dust or particles accumulating on the surfaces on the

experiment is prevented (Figure 3). The incline speed is set to be between 5°/min-20°/min. When the test samples slid up to 10% of their 100 mm length, the sensor deactivated the device and measurement was performed with inclinometer.



Figure 3. Samples used in the experimental study

To determine the basic internal friction angle, according to the ISRM standards proposed by Alejano et al. (2018); rectangular plate cut in half, rock core samples cut in half lengthwise, three core system and two core surface contact (Figure 4a) test methods are used (Alejano et al., 2012; Kim et al., 2016; Ruiz and Li, 2014). In this study, in addition to the sample types recommended in the standards, planar, circular and wedge type slide models, the dimensions of which are given in Figure 1, were designed and the basic internal friction angles of the geometric structures in these models were evaluated (Figure 4b). The samples were tested after drying at 105 °C for 24 hours and cooling for 30 minutes in a desiccator by preventing moisture from the air. Three core and two core surface contact tests were also carried out under the same conditions (Figure 5).



Figure 4. a) Cutting methods recommended by ISRM (Alejano vd., 2018), b) planar, circular and wedge cutting methods applied in this study



Figure 5. a) Two-cores set up b) Three-cores set up

EXPERIMENTAL RESULTS

Experimental studies were carried out to determine the physical properties of each marble sample used in this study, such as unit weight, apparent porosity and water absorption. Experimental study results are given in Table 1. Accordingly; it was determined that the water absorption and apparent porosity values of AG and KW samples were lower than the other samples. The unit weights of the samples vary between approximately 25-27 kN/m³ (Table 1).

The basic internal friction angle values can vary between 25°–30° for sedimentary rocks and 30–35° for igneous and metamorphic rocks (Alejano et al., 2012). In this study, the results of the basic internal friction angle values of the samples obtained by applying different cutting models are given in Figure 6 and 7. According to these results, as the basic friction angle varies between 20°-33° for planar and circular forms of all samples (Figure 6a ve 6b), approximate values between 31°-41° were obtained for wedge type slide model (Figure 6c).

Test Na		F	Rock Typ	e		
		AW	Μ	MW	AG	KW
Jnit weight (kN/	m³)	26,24	25,89	25,57	25,80	26,06
Apparent porosit	ty (%)	0,25	0,20	0,23	0,12	0,12
Water absorption	n (%)	0,09	0,08	0,09	0,05	0,05
40						
38						
36						
34						
° 32						
e 30						
28 0						
26						
24						
22						
20						
	AW	Μ	MW	AG	K	W
			Rock Typ	е		

Table 1. Physical properties of test specimens




(c)

Figure 6. a) Results of planar sliding model b) Results of circular sliding model c) Results of wedge type sliding model



Figure 7. Tilt test results of all models

Experimental studies were also carried out in order to compare the planar, circular and wedge type samples with two and three surface contact test results specified in standards. According to the study conducted in compliance with ISRM standards (Alejano vd., 2018), higher values were obtained from the two cores set up than the three cores set up. The greatest results were obtained from MW sample in all experiments (Figure 8).



Figure 8. Two-three cores experiment set-up results

CONCLUSION

The basic internal friction angle is one of the important input parameters in the transition to the residual internal friction angle in rocks. In this study, the basic internal friction angles were determined by applying the tilt test to marble samples, which were cut similar to some slope slide types (planar, circular and wedge). Thus, the effect of different cutting patterns on the basic friction angle was investigated.

In the experiments with planar and circular type slide models, values in the range of 20-33° were obtained. In the wedge type slide model, values in the range of 31-41° were determined. It was observed that the results obtained using the wedge type slide model and the two-three cores set-up in accordance with ISRM standards were close to each other.

In planar and circular cut types, minimum results were obtained from Afyon White marble samples (AW) and maximum results were obtained from Marmara marble (M) samples. After the tests, wear on the sliding surfaces or surface roughness may decrease. For this reason, as the number of experiments increased, there was a decrease in the basic internal friction angle values.

Five different types of marble have different crystal structures. It is thought that these crystal structures cause the basic friction angles to be of different values. Therefore, it is considered that it is important to research the crystal structures in marbles in future studies.

In basic internal friction angle tests, it would be more appropriate to use samples of different shapes and sizes as well as standard samples. Especially, the use of sample shapes similar to slope slide models will provide the conditions in the field environment. As seen in the results obtained from this study; the different shapes and sizes of the test sample caused the test results to be different. Specially

for rock types with different lithology, it would be more appropriate to use samples similar to the slope slide types as suggested in this study, in order to obtain more optimal basic internal friction angle values. It is thought that this will be useful for comparing the basic internal friction angle values for different types of sample models.

ACKNOWLEDGEMENTS

The tilt device used in experimental studies was financed by Kütahya Dumlupinar University BAP project no: 2019-05.

REFERENCES

- Alejano, L. R., González, J. ve Muralha, J. (2012). Comparison of different techniques of tilt testing and basic friction angle variability assessment. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, *45*(6), 1023–1035. doi:10.1007/s00603-012-0265-7.
- Alejano, L. R., Muralha, J., Ulusay, R., Li, C. C., Pérez-Rey, I., Karakul, H., ... Aydan, Ö. (2018). ISRM Suggested Method for Determining the Basic Friction Angle of Planar Rock Surfaces by Means of Tilt Tests. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 51(12), 3853–3859. doi:10.1007/s00603-018-1627-6.
- Barton, N. R. ve Bandis, S. (1982). Effects of block size on the shear behavior of jointed rock. *The 23rd U.S Symposium on Rock Mechanics (USRMS)* içinde (ss. 739–760). California. doi:10.1016/0148-9062(83)91360-8.
- Barton, N. R. ve Choubey, V. (1977). The shear strength of rock joints in theory and practice. *Rock Mechanics*, *10*, 1–54. doi:10.1016/j.ijfatigue.2014.08.012.
- Beyhan, S. ve Özdemir, M. (2021). Evaluation of the basic friction angle in dry and conditioned fluids by tilt tests. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science* içinde (C. 833). doi:10.1088/1755-1315/833/1/012028.
- Hencher, S. R. ve Richards, L. R. (2015). Assessing the Shear Strength of Rock Discontinuities at Laboratory and Field Scales. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, *48*(3), 883–905. doi:10.1007/s00603-014-0633-6.
- Jang, H. S., Zhang, Q. Z., Kang, S. S. ve Jang, B. A. (2018). Determination of the Basic Friction Angle of Rock Surfaces by Tilt Tests. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, *51*(4), 989–1004. doi:10.1007/s00603-017-1388-7.
- Kim, D. H., Gratchev, I., Hein, M. ve Balasubramaniam, A. (2016). The Application of Normal Stress Reduction Function in Tilt Tests for Different Block Shapes. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 49(8), 3041–3054. doi:10.1007/s00603-016-0989-x.
- Muralha, J., Grasselli, G., Tatone, B., Blümel, M., Chryssanthakis, P. ve Yujing, J. (2014). ISRM suggested method for laboratory determination of the shear strength of rock joints: Revised version. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 47(1), 291–302. doi:10.1007/s00603-013-0519-z.
- Ruiz, J. ve Li, C. (2014). Measurement of the basic friction Angle of rock by three different tilt test methods. *ISRM Regional Symposium EUROCK 2014* içinde (ss. 260–266). Vigo, Spain: ISRM.
- Ulusay, R. ve Karakul, H. (2016). Assessment of basic friction angles of various rock types from Turkey under dry, wet and submerged conditions and some considerations on tilt testing. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, *75*(4), 1683–1699. doi:10.1007/s10064-015-0828-4.
- Zhang, N., Li, C. C., Lu, A., Chen, X., Liu, D. ve Zhu, E. (2018). Experimental studies on the basic friction angle of planar rock surfaces by tilt test. *Journal of Testing and Evaluation*, 47(1), 256–283. doi:10.1520/JTE20170308.

THE ARCHAEOLOGICAL USE OF MINING AND ROCK MECHANICS KNOWLEDGE

G.G.U. Aksoy^{1,*}, C.O. Aksoy²

 ¹ Hacettepe University Mining Engineering Department, Ankara, Turkey (*Corresponding author: gulsevaksoy@hacettepe.edu.tr)
 ² Dokuz Eylül University Mining Engineering Department, İzmir, Turkey

ABSTRACT

Geological and Geotechnical Investigation and Reinforcement of the Ancient City Hasankeyf in Turkey, is carried out by a private company under the control of General Directorate of State Hydraulic Works (DSI). In the related site on the cliffs there are huge rock blocks which might cause a serious damage to the environment and historic fabric around. Prior to the reinforcement and protecting studies of stronghold the controlled dropping of the blocks mentioned must be performed. Knowledge and prediction of the seismic effects will be caused by dropping of the blocks to the historic fabrics called" Orta Kapı" and "Küçük Saray" and keeping induced effects below the thresholds existing in the literature are crucially important in means of reducing the blocks sizes before dropping. During the dropping of blocks previously specified which are of numbers 2, 3, 6 and 24 respectively, probable induced accelerations at "Orta Kapı" and "Küçük Saray" are determined and then the verification of the acceleration values whether they remain below or above the thresholds limiting maximum allowable accelarations to prevent any damage might be caused, is done. When the acceleration values originate at the locations where the blocks are dropped are previously calculated, small samples of rocks are dropped, acceleration for unit mass is determined and used as a scale factor in subsequent calculations. Effective absorption factor on the route between the points where the blocks are dropped and the target, is evaluated by performing in-situ tests and induced amplitudes are calculated after the absorption is applied to the equations.

Keywords: Acceleration, hasankeyf, seismic effects.

INTRODUCTION

The study was conducted at Batman/Hasankeyf historical places at Turkey. Hasankeyf location map of Batman Province is given in Figure 1.



Figure 1. Location map of Batman/Hasankeyf region

Within the scope of the work of "Investigation and Strengthening of the Hasankeyf Ancient City in terms of Geological and Geotechnical Ways" undertaken by the contractor company, there are activities to reduce the hazardous rocks in the region. In case the large block stones on the cliffs in the region are dropped, it is determined that the historical texture in the area and especially in the protection works of the company; serious damages can occur in historical buildings called ancient "Orta Kapi-Middle Gate" and "Kucuk Saray-Small Palace". In order to know the seismic effects that may occur in these structures in advance and to prevent the threshold values permitted in the literature to be exceeded, the blocks should be reduced and reduced in a controlled manner. At this stage, to determine the vibrations that will be created during the dropping of the blocks, to make modeling studies with physical and geophysical approaches; it is the main purpose of the study to predict how important the structures will be affected by the acceleration value during the block drops by determining the important historical buildings as targets. Thus, the rocks in the literature that have the risk of exceeding the threshold-values in the acceleration / damage charts used in the earthquake-structure interaction will be determined and these rocks, which have been reduced in size by splitting into smaller pieces, can be lowered over the hill. The blocks to be dropped are named blocks numbered 2, 3, 6 and 24, respectively. The volume and ground heights of the blocks are given in Table-1, respectively.

Rock no	Volume (kg/m³)	Height (m)
2	60	69
3	80	69
6	6000	53
24	500	72

Table 1. Volumes and height of blocks to be dropped

As rocks 2, 3, 6, and 24 fall to the ground, the acceleration value that occurs on the ground when the falling mass hits the ground and absorbed acceleration have been calculated.

According to the literature, the maximum acceleration value that can be allowed to occur at the target points is 0.025 g, the results related to the reduction of the specified rocks into one or more parts have been obtained in order not to exceed this acceleration value.

MATERIAL AND METHOD

The method applied in the study was carried out in two stages. A formulation study was carried out using the data from the experiments carried out in these two stages. At this point, the aim is to predict the acceleration values that will occur when the blocks are lowered and to reduce the blocks to the required dimensions so as not to exceed the maximum acceleration value determined at the target points as 0.025 g.

The stages of the method:

- 1. Reducing small size stones from the inn of the rocks numbered 2, 3, 6 and 24, which are planned to be dropped in a controlled manner; It is the calculation of the acceleration per unit mass by measuring the accelerations they create at the target point and where they fall.
- To calculate the absorption between the place where the rocks fall and the target points (Orta Kapi-Middle Gate, Kucuk Saray-Small Palace), artificial accelerations are created with an external effect.

CASE STUDY

The coordinates of the blocks (2-3-6-24 Nolu Kaya) where the impact effect will be predicted when they are dropped and the target points (Orta Kapı and Küçük Saray), which are the aim of the experiment, are given in Figure 2.



Figure 2. Coordinates of target places and the rocks (2 Nolu Kaya, 3 Nolu Kaya, 6 Nolu Kaya, 24 Nolu Kaya) planned to be dropped.

First Stage of The Field Study

In the first stage, accelerations formed on the ground as a result of dropping only sample rocks were calculated (particle velocities were measured, converted to accelerations). Thus, particle-acceleration, k (scale coefficient) per unit mass and unit height could be calculated in the calculations section. The damping along the road could not be calculated at this stage, since the geophones on the foot of the door and on the door could not record. For this reason, the second stage was planned, and the experiment was carried out.

Second Stage of the Field Study

At this stage, in order to calculate the absorption in the route between the location where the rocks will be dropped and the target points (the route between the rocks to be dropped and the target (Middle Gate / Small Palace), the JCB backhoe loader has been hit on the ground at certain intervals with the bucket of the machine; 3 seismographs were also on the same line. The vibrations created by measuring at intervals were measured. These measurements were completed in 7 stages between the source and the target, since the vibrations caused by hitting the bucket to the ground were damped at short distances. The absorption factor between average and source-target was found. The positions of the devices along the line and 7 stages are shown in Figure 3 in different colors. Vibrations obtained from JCB measurements done at 7 stages are given in Table 2.



Figure 3. Geophone positions along the line

Stages	Instrument	Particle Velocity, Vector-Sum, mm/s
1	13638	2.117
	12269	1.078
2	13638	3.378
	12269	1.000
	12270	0.554
3	13638	2.685
	12269	0.751
4	13638	2.896
	12269	1.198
	12270	0.751
5	13638	1.856
	12269	0.696
	12270	1.171
6	13638	3.219
	12269	0.730
	12270	0.539
7	13638	2.789

Table 2. Vibration records

CALCULATIONS

In the calculation phase, Linear-System Theory assumption is valid. The α absorption coefficient, which is effective between the near station A and the remote station B (two seismograph with a certain distance between them on the same line on the route where JCB hits when performing the absorption test), is defined in Formula (1). The absorption coefficient is calculated from the formula (2) (Mares et al., 1984).

$$\alpha = \frac{\ln \frac{A}{B}}{\Delta x}$$

$$\alpha_{e} = \frac{\sum_{i=1}^{n} \alpha_{i} \Delta x_{i}}{\sum_{i=1}^{n} \Delta x_{i}}$$
(3)

(2)

(5)

- A : Acceleration from Near-Station (g)
- *B* : Acceleration from Far-Station (g)
- Δx : Distance between two stations (m)
- α : Absorption coefficient (m⁻¹)
- α_e : Affective absorption coefficient (m⁻¹)
- *n*, *i* : Number of measurements

Formula (4) gives the relationship between sample particle-acceleration A_0 and potential energy. k scale coefficients are calculated from Formula (5). The effective scale coefficient is calculated from the weighted-average of particle-accelerations with the help of Formula (6).

$$A^2_0 = km_0 Gh_0 \tag{4}$$

$$k = \frac{A_0^2}{m_0 G h_0} = \frac{A_0^2}{V_0 d_0 G h_0}$$

- *A*₀ : Sample particle acceleration (g)
- k : Scale coefficient (g kg⁻¹ m⁻¹)

 m_0 : Sample mass (kg)

- *G* : Gravity acceleration (= 1 g)
- *h*₀ : Sample height (m)
- V_0 : Sample volume (m³)
- d_0 : Sample density (kg/m³)

$$k_{e} = \frac{\sum_{i=1}^{l} k_{i} A_{0,i}}{\sum_{i=1}^{l} A_{0,i}}$$
(6)

 k_e : Affective scale coefficient (g kg⁻¹ m⁻¹)

l, i : Number of measurements

Particle accelerations of A_{kaya} ar calculated by Formula 7. Particle accelerations at target B_{hedef} are calculated by Formula 8. The target corresponds to Orta Kapı (Middle Gate) and Küçük Saray (Small Palace).

$$A_{kaya} = \sqrt{k_e V dGh}$$
⁽⁷⁾

$$B_{hedef} = A_{kaya} e^{-\alpha_e x}$$
(8)

- A_{kaya} : Particle accelerations at the rock (g)
- B_{hedef} : Particle accelerations at the target (g)
- *V* : Volume of rock (m³)
- d : Density of rock (kg/m^3)
- *h* : Height of rock (m)
- *x* : Distance between the rock and the target (m)

$$R_{limit} = \frac{ln \frac{A_{kaya}}{B_{limit}}}{\alpha_e}$$
(9)

*R*_{limit} : Limit radius (m)

 B_{limit} : Limit particle acceleration (= 0.025 g)

The target particle accelerations in Table 3 and Table 4 were calculated from Formula 8 and 9.

Rock no	Volume (kg/m³)	Density Kg/m ³	Height (m)	X(m)	A _{kaya} (g)	B _{hedef} (g)
2	60	2000	69	166	6.9235	0.000410463
3	80	2000	69	217	7.9946	0.000023827
6	6000	2000	53	290	60.6795	0.000002503
24	500	2000	72	48	20.4164	1.223766000

Table 3. Particle Acceleration calculated at Orta Kapi-Middle Gate (Bhedef)

Table 4. Particle Acceleration calculated at Küçük saray-Small Palace (Bhedef)

Rock no	Volume (kg/m³)	Density Kg/m ³	Height (m)	X(m)	A _{kaya} (g)	B _{hedef} (g)
2	60	2000	69	256	6.9235	0.00002097
3	80	2000	69	306	7.9946	0.00000129
6	6000	2000	53	397	60.6795	0.00000005
24	500	2000	72	135	20.4164	0.007452716

EVALUATIONS AND CONCLUSIONS

When Table-3 and Table-4 are examined, the accelerations are below 0.025g, which is determined as the limit value on the Middle Gate and Small Palace, except that the rocks number 24. For this reason, it is suggested that only rock numbered 24 should be divided into small pieces. Particle accelerations (g) at the place where rocks 2, 3,6 and 24 are dropped (o point) and at distances ranging from 0-150m are given in Figure 4. Threshold value of 0.025 g was chosen.



Figure 4. Particle accelerations vs distance

According to these calculations:

- Accelerations induced from dropping of rock-2 falls below 0.02g at a distance of 96 m from the source,
- Accelerations induced from dropping of rock-3 falls below 0.02g at a distance of 98 m from the source,
- Accelerations induced from dropping of rock-6 falls below 0.02g at a distance of 133 m from the source,
- Accelerations induced from dropping of rock-24 falls below 0.02g at a distance of 114 m from the source.

ACKNOWLEDGEMENTS

The authors would thank to Prof. Dr. Berkan Ecevitoğlu for his theoretical approaches used in the study and Ozan Gungor for helping in field studies.

REFERENCES

Mares S., "Introduction to applied geophysics", Publisher: Dordrecht, holland; Boston: D. Reidel Pub. Hingham, MA, Sold and distributed in the U.S.A. and Canada by Kluwer Academic Publishers group, 1984

THE DETERMINATION OF SYNERGIC EFFECTS OF DIFFERENT TYPES OF FROTHERS IN FLOTATION

G. Güven¹, B. Tunç¹, Ş.B. Aydın^{1,*}, G. Bulut¹

¹ Istanbul Technical University, Mineral Processing Engineering Department (*Corresponding author: beste.aydin@itu.edu.tr)

ABSTRACT

Frothers that are surfactants are used in flotation to reduce bubble size and produce stable froth. The term critical coalescence concentration (CCC) is described the minimum concentration giving the minimum bubble size. The aim of this study is to examine the effect of single and dual-use of different types of frothers on bubble coalescence and bubble size. The bubble size was stated as Sauter mean bubble size (d₃₂) which is expressed as the ratio of bubble volume to the area is measured by ImageJ program. Aliphatic alcohol type frother (MIBC) and polyglycol type frother (Dow Froth 250) were used in this study. Depending on the increase of the frother concentrations, critical coalescence concentration (CCC), froth height, surface tension measurements were performed for single and dual-use of the frothers. According to the results, it was determined that MIBC reached the CCC value at a higher concentration compared to Dow Froth 250. Besides, smaller size froth was produced with the Dow Froth 250. However, better results were obtained in terms of bubble size when using frother blend.

Keywords: Frothers, critical coalescence concentration, froth height, surface tension

INTRODUCTION

Froth flotation method patented in 1905 has been widely used for separating minerals based on the difference in surface properties of hydrophobic and hydrophilic minerals. In its application, the air or gas bubbles are introduced into suspension and the collision of air bubbles and mineral particles is performed. The bubbles attached to hydrophobic particles carry these particles to the froth phase (Wills and Finch, 2016; Ata 2012).

Frothers in flotation are used to facilitate air dispersion into fine bubbles by preventing bubble coalescence in the pulp phase, and stabilization of flotation froths (Gupta et al., 2007). They are mainly heteropolar organic reagents that provide strength to the air bubbles to transport the collected hydrophobic particles as the froth products. It is known that the surface tension of the solution decreases because of the heteropolar nature of the reagent when the frothers are added to water. As the surface tension of solution lowers, more stable froths are generated and bubble coalescence is prevented in pulp phase (Klimpel and Hansen, 1988). Froth structure and froth stability have a significant role to determine mineral grade and recovery. The type and amount of frother, particle hydrophobicity, particle size, quality of process water, gas dispersion and particle contact angle influence froth stability (Farrokhpay, 2011; Schwarz and Grano, 2005).

Frothers can be classified into three groups. The first group is alcohols which contain aromatic alcohol such as α -creasol and 2, 3-xylenol and aliphatic alcohols such as 2-ethylhexanol, diacetone and methyl isobutyl carbinol (MIBC). A second group is the alkoxy types such as triethoxy butane (TEB). Finally,

the third group is synthetic frothers consisting of PEO (polyethylene oxide), PPO (polypropylene oxide) and PBO (polybutylene oxide) types have been formed (Gupta et al, 2007; Gelinas and Finch, 2005).

Critical coalescence concentration (CCC) is the most useful parameter used to evaluate frothers. Cho and Laskowski introduced this parameter in 2002. CCC is defined as a particular concentration at which the bubble size decreased with increasing frother concentration and then became stable. Critical coalescence concentration is the minimum frother concentration that effectively prevents air bubbles from joining during flotation (Szyszka, 2018).

The aim of this study is to determine the effect of frothers and their blends on flotation. Therefore, first of all, the influence of frothers and their blends were examined in two phases systems. Sauter mean bubble diameter and the critic coalescence concentration of the bubbles were obtained in the usage single and blend of frothers. In addition, froth height and surface tension measurement were undertaken.

MATERIALS AND METHODS

The tests were carried out in a two-phase system (water- nitrogen gas) using microflotation cell in order to specify their characteristics and differences depending on the concentration of frothers used as single or blend. Methyl isobutyl carbinol (MIBC) and Dow Froth-250 were used as frothers. The tests were performed with distilled water. After the images of the bubble formed in the froth zone in the microflotation cell were taken by a camera, the bubble diameter was determined with image analysis program (Image J). The experimental procedure for the measurements of bubble size has been described in Figure 1. Sauter mean diameter was calculated with the bubble diameter values. In addition, surface tension measurements were done for usage single and the blend of frothers. The froth height was measured with a scale placed at the edge of the microflotation cell.



Figure 1. The experimental setup for the measurements of bubble size

Microflotation

The microflotation tests were conducted in the modified Hallimond tube. 100 ml nitrogen gas per minute at a constant pressure of 1 bar was supplied to the microflotation cell with a volume of 170 ml through frit of 15 μ m pore diameter located at the bottom of the cell. Frothers and their blend were added at 1, 3, 5, 8, 10, 15, 20, 25, 30, 40, 50 ppm concentrations and volume of 100 ml into microflotation cell. The frother blend was prepared adding at a ratio of 50:50 from both of the frothers.

Bubble Size Measurement

In the test technique, after the rising bubbles through the microflotation cell were collected on the froth zone, the Digital USB microscope with 1000X zoom (Bushman CMOS 8 Led Microscope) connecting to the computer was used for taking photos from the froth zone. The diameters of all the bubbles taken in each image were measured with Image J software (version 1.8.0) to figure the Feret diameter. Sauter mean diameter formula was used for the transformation Feret diameter of the bubble.

Sauter mean diameter is one of the main indications to define bubble size of frothers. Equation (1) was utilized to calculate Sauter mean diameter, which is given below;

$$d_{32} = 6\frac{v_p}{Ap} \tag{1}$$

 $A_{\rm p}$ and $V_{\rm p}$ are the surface area and volume of the bubbles, respectively.

Surface Tension Measurement

A Du Nouy Ring Tensiometer (Krüss[®]) was used to measure the surface tension of frothers at varying concentrations. Surface tension was measured to determine the effect of concentration on their surface activity. For each frother, stock solution (2000 ppm) was prepared with distilled water and then diluted for desired concentration. Surface tension measurements were carried out for MIBC, Dow Froth 250, and their blend in the range of concentration of 0-300 ppm. The blend was prepared by mixing the frothers in half the proportions.

RESULTS AND DISCUSSION

Bubble Size

The tests were performed in the microflotation cell based on concentration of MIBC, Dowfroth 250 and their blend. After the bubble size diameters were determined on the froth zone using Image-J programme at the end of the tests, they were calculated into Sauter mean diameters. In Figure 2, the sample images of MIBC, Dowfroth 250, and their blend at 50 ppm concentration are given. Figure 3 shows the effect of frother concentration on the Sauter mean diameter (d₃₂) for the frothers and their blend. The results indicated that the bubble size decreased with increasing frother concentration. When the frother concentration above the CCC value did not have any effect on the size of air bubbles. The CCC value for MIBC was found to be the highest as 11.0, while that for the blend was the lowest as 6.0. The CCC value for Dowfroth 250 was between that for MIBC and blend. The minimum bubble sizes obtained using these frothers were correlated with their CCC values. The results indicate that MIBC- Dow Froth 250 blend is the most effective in terms of bubble size reduction and the least effective one is MIBC. The Sauter mean diameter values for MIBC, Dow Froth 250, and blend were obtained as about 3.55, 2.70, and 1.30 mm, respectively.



Figure 2. The images of MIBC, Dowfroth 250 and their blend at 50 ppm concentration





Froth Height

In general, frothers reach the highest froth height between 30 - 40 ppm concentrations. Afterward, the froth heights mostly remain constant or there are small increases. Concentrations of less than 10 ppm are typically used to measure froth height in flotation applications (Cappucitti and Finch, 2008). Figure 4 shows the froth heights based on frother concentration. While MIBC has the lowest froth height, Dow Froth 250 and the blend have the highest height at 10 ppm concentration. However, the froth height of the blend at concentrations higher than 10 ppm increased more than Dow Froth 250. As a result, it can be said that the polyglycol type frother (Dow Froth 250) has a higher froth height than the alcohol type frother (MIBC)



Figure 4. The effect of MIBC, Dow Froth 250 and their blend on froth height

Surface Tension

Surface tensions for MIBC, Dow Froth 250 and blend used in this study were measured and the results are shown in Figure 5. It is known that the frother molecules disrupt the hydrogen bonding between water molecules which lowered surface tension (Gelinas and Finch, 2005, An et al., 2018). According to the results, it can be seen that the surface tension decreased with increasing frother concentrations. It was found that the decrease in surface tension for Dow Froth 250 was more than MIBC, indicating that Dow Froth 250 is more surface-active. Surface tension for the blend was between that for MIBC and Dow Froth 250. The surface tension of the frother from the highest to the lowest is as given below. Dow Froth 250 < Blend (MIBC-Dow Froth 250) < MIBC

CONCLUSION

Flotation of fine particles has become particularly important in recent years. One of the significant reasons for the decrease in flotation recoveries is stated as the inability of fine particles (<10 μ m) to adhere to the bubble. It is necessary to produce small sized bubbles in order to increase of particle–bubble interaction. In this study, the synergic effect of the mixtures of frothers on the formation of small bubbles was investigated. The behaviour of industrial frothers such as MIBC and Dow Froth 250 and their blend in terms of critical coalescence concentration (CCC), surface tension and froth height were determined. The frothers showed the same characteristic with increasing concentration changes in all bubble diameter measurement tests. The bubble diameters first decreased rapidly and were almost fixed when they reached a certain concentration (CCC) and from this value, they were not affected by the frother concentration. While Dow Froth 250 was the frother with the lowest CCC value, the frother with the highest CCC value was MIBC in single use of frothers. However, the blend prepared with the mixture of both frothers has the lowest CCC value. In the froth height stests, it was determined that polyglycol type frother (Dow Froth 250) has a higher froth height than the alcohol type frother. In addition, the tests related to surface tension of

frothers indicated that Dow Froth 250 was more surface-active due to its low surface tension. These data, which are measured in a binary system (liquid and gas), should also be examined with systems including ore or solid. Thus, the effects of frothers and their mixtures will be presented in a more realistic way for practice.



Figure 5. Surface tension measurements of MIBC, Dow Froth 250 and their blend

ACKNOWLEDGMENTS

This study was financially supported by the Istanbul Technical University, BAP (Scientific Research Project) Department with the project ID 42787.

REFERENCES

- An, M., Liao, Y., Zhao, Y., Li, X., Lai, Q., Liu, Z., He, Y., (2018). Effect of frothers on removal of unburned carbon from coal-fired power plant fly ash by froth flotation. Separation Science and Technology, 53(3), 535-543.
- Ata S., (2012). Phenomena in the froth phase of flotation-A review. International Journal of Mineral Processing, Vol. 102–103, 1-12.
- Cappuccitti, F., Finch, J. (2008). Development of new frothers through hydrodynamic characterization. Mineral Engineering, vol. 21, 944-945.
- Farrokhpay S., (2011). The significance of froth stability in mineral flotation A review. Advances in Colloid and Interface Science, 166, 1-7.
- Gelinas, S., Finch, J.A., (2005). Colorimetric determination of common industrial frothers. Mineral Engineering, 18, 263–266.

- Gupta, A.K., Banerjee, P.K., Mishra, A., Satish, Pradip, P., (2007). Effect of alcohol and polyglycol ether frothers on foam stability, bubble size and coal flotation. International Journal of Mineral Processing, 82, 126–137.
- Klimpel, R.R., Hansen, R.D., (1988). Frothers. In: Somasundaran, P., Moudgil, B.M. (Eds.), Reagents in Mineral Technology. Marcel Dekker, New York, 385–409.
- Schwarz, S., Grano, S., (2005). Effect of particle hydrophobicity on particle and water transport across a flotation froth, Colloids and Surfaces A, 256, 157-164.
- Szyszka, D., (2018). Critical Coalescence Concentration (CCC) for surfactants in aqueous solutions. Minerals, 8, 431.

Wills, B., Finch J., (2016). Wills' Mineral Processing Technology, chapter 12th, Elsevier, 265-380.

THE EFFECT OF FINE GRINDING ON CYANIDE LEACHING OF GOLD MINE TAILINGS

B. Bıyıklı^{1,*}, S. Sevgül¹, H. Dündar²

¹ Koza Altın Co.
 (*Corresponding Author: beril.bykli@gmail.com)
 ² Hacettepe University, Mining Engineering Department

ABSTRACT

Ultra-fine grinding has been employed mainly to extract gold from refractory ores in which the gold particles are encapsulated. The liberation of gold particles, as well as the increased surface area achieved by ultra-fine grinding enhance the cyanide leaching performance. In contrast to refractory gold ores, oxidized ores are processed at relatively coarser sizes obtained by conventional grinding. This study is focused on the recovery of gold from oxide ore residue by utilizing fine grinding. The ore residue from a plant processing by agitated tank leaching was used in this study. The particle size (d_{80}) of the residue is approximately 75 micrometers (μ m) and according to the chemical analysis results, it contains 0.52 ppm (g/tonne) Au. It is aimed to increase the gold dissolution efficiency by decreasing the particle size by fine/ultrafine grinding, allowing the gold to be liberated. After the grindings carried out at different times, the particle sizes of leaching were determined as 75, 38, 31, 20, 12 and 6 (μ m) (d_{80}), respectively. For each particle size, leaching (bottle roll) tests were carried out in the laboratory under predetermined test conditions, and recovery of gold dissolution found as 15,62% and 36.37%, 40.12%, 57.65%, 63.99%, 91.48%, respectively. These results showed that, as expected, fine grinding had a positive effect on the dissolution of not only refractory but also oxidized gold ore.

Key words: Oxide gold ore, gold tailings, fine grinding, ultrafine grinding, cyanide leaching

INTRODUCTION

Cyanide has been widely used in metal extraction worldwide since 1887, especially in gold extraction. There are a few chemical reagents that dissolve gold in water, cyanide is readily available and economical compared to others. Extremely dilute solutions of sodium cyanide, typically in the range of 0.01% to 0.05% cyanide (100 to 500 parts per million) is used in gold mining operations (Logsdon, *et al.*, 1999). One of the main factors affecting the gold dissolution rate in cyanide leaching is the surface area of the particle. Particle size and shape are the main factors affecting the surface area of a mineral particle. The exposed surface area is directly related to the grain size, distribution and release properties of the feed material and is affected by the efficiency of the pre-leaching milling processes. Efficiency generally increases with decreasing grain size due to an increase in gold liberation and/or surface area of gold particles (Marsden & House, 2006). Because of both the capital and maintenance costs of the equipment and the energy consumption, grinding cost can reach up to 70% of the operating costs of a mining facility. This plays an important role like the decision of the required process method for the ore extraction. In order to determine the ideal grain size of the ore by fine or ultrafine grinding, the mill efficiency and cost comparison should be made optimally (Gao & Holmes, 2008).

Today, while free milling high-grade ore deposits are decreasing, the economic value of low grade ore deposits has increased with fine liberalization grain size. As a result, demand for fine and ultra-fine grain size in industrial minerals and the need for reprocessing of mine tailings has increased therefore the importance of Fine and Ultra Fine Grinding has also increased (Wills & Napier–Munn, 2006). In 1990, accepted technology for economically regrinding to ultrafine sizes in the processing of metallic minerals was almost negligible. According to the 1990 and 1991 test studies, high-speed horizontal mills can efficiently grind to 80% of product passing 7 microns at laboratory scale, consequently metallurgical performance increase significantly (Harbort, Hourn & Murphy, 1998). Pretreatment processes are required for the extraction of refractory gold ores before direct cyanide leaching. There are certain conditions for a gold ore to be classified as refractory. Some of these are;

- Presence of gold grains in physical inclusions, sulfide, oxide mineral and/or silicate structures (Afenya 1991; Brooy ve diğ, 1994).
- Presence of gold grains in sulfide structures (mostly arsenopyrite) in sub-microscopic sizes as "invisible gold" or "solid solution" (Brooy ve diğ, 1994; Chen ve diğ, 2002; Komnitsas ve Pooley, 1989).

Ultrafine grinding (<10µm) can be used as an alternative to other pretreatments, especially for sulfide gold ores, because, it is a more environmentally and economically advantageous method (Corrans & Angove, 1991). Processes of fine and ultrafine grinding are carried out by mechanisms consisting of mechanical activation, effect of liberation and removal of the passivating film layer that will form on the grains (Balaz, 2003).

In this study, the effects of fine grinding on the dissolution efficiency of gold in the tailings of an agitated tank leach plant were investigated. Firstly, the sample was ground at different times to obtain different particle sizes, after that, cyanide leaching was performed for each particle size. Finally, gold dissolution rates were calculated for each different particle sizes.

MATERIAL AND METHODS

In this study, the gold mine tailings from an agitated tank leach plant was used. The tailings obtained as pulp from the Detox unit and it was washed with water to purify the chemicals, and then solid-liquid separation was carried out using laboratory-scale pressure press filters. The chemical composition of the sample (Table 1.) was determined by wet chemical analysis method using ICP-OES, LECO and AAS after hot digestion in aqua regia for Au-Ag analysis.

Elements	Au	Ag	Cu	Ni	As	Sb	Fe	S	С
Units	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	%	%
Equipments	AAS	AAS	ICP-OES	ICP-OES	ICP-OES	ICP-OES	AAS	LECO	LECO
Gold Mine Tailings	0,52	2,11	71,76	1462,00	2687,00	49,32	64403	1,09	0,48

Table 1. Chemical Composition of the Gold Mine Tailings

In order to determine the composition of the minerals, backscatter mapping and linear and point spectrum analysis were performed on sample's surface. The texture, shape and content properties of ore minerals and gangue minerals were tried to be determined using SEM-EDX.

The sulfide minerals observed in the sample by the optical mineralogy method are mainly pyrite, and the goethite mineral representing the oxidation zone (Figure1 and Figure 2). The pyrites, which are observed in places as free, have a porous structure. The porous structure of pyrites develops due to high temperature. It shows anisotropy in bluish tones, but its anisotropy is partially masked by its internal reflection in red, orange or yellowish colors. Pyrite crystals are very fine-grained, usually completely transformed into secondary goethite, and rarely partially replaced by goethite and manifest as residual pyrites.

Barite (BaSO₄) mineral, approximately 5 micron in size, was observed in the study sample in the analyzes made by SEM-EDS method. When the samples are examined in general, the density of Fe, O and S elements draws attention. Pyrite, Arsenopyrite, associations were determined. Accordingly, it was determined that the ore mineral determined as a result of mineralogy and petrographic analysis and the minerals observed in SEM-EDX support each other. No Au can be found in the samples in optical and electron microscopy examinations.



Figure 1. Goethite Mineral within the Fe-Ox Group



Figure 2. General View of the Pyrites

First of all, the samples are divided homogeneously for the tests to be performed. The particle size distribution analysis of the feed sample was determined using Malvern Master Sizer 2000 and the particle size distribution graph is shown Figure 3.



Figure 3. Particle Size Distribution Graph of Feed

According to the particle size distribution plot, d_{20} , d_{50} and d_{80} sizes of the sample were determined as 7.55 μ m, 25.35 μ m and 74.87 μ m, respectively.

In order to determine the amount of Au in the particle size fractions for the gold mine tailings, a sieve analysis was carried out using the Retzsch AS200 Basic wet sieving device and the distribution of Au in different size groups is given in Table 2.

Particle Size Ranges (mm)	Amount (%)	Au Amount (ppm)	Au Amount (%)
+0,106	9,11	0,54	10,22
-0,106,+0,075	5,81	0,55	6,65
-0,075+0,053	17,22	0,55	19,68
-0,053+0,038	9,60	0,53	10,57
-0,038+0,020	12,26	0,50	12,74
-0,020	46,00	0,42	40,15
Total	100,00		

Table 2. Au in the Different Particle Size Fractions

NETZSCH vertical batch mill and zirconia balls as grinding media, shown in Figure 4, were used for laboratory scale fine/ultrafine grinding. Zircon balls used as grinding media were selected in 2 different sizes, 1.5 mm and 3.5 mm. It was decided that the ball charge would be 35%, and 80% of this was composed of 1.5 mm and 20% 3.5 mm balls. The grinding was carried out as wet grinding and the pulp solid ratio was determined as 30%.



Figure 4. Vertical Batch Mill and Zirconia Balls

For each sample, five grindings were carried out separately, with different durations. After that, d_{80} sizes of the samples 37.66 µm, 30.68 µm, 21.31 µm, 12.74 µm and 6.14 µm were reached. It can be seen from the Figure 5. that as the milling time increases, greater size reduction is achieved and more milling energy is required to obtain finer particle sizes.



Figure 5. Particle Size vs Grinding Time Graph



Particle size distributions of these ground samples and the feed sample are shown Figure 6.

Figure 6. Particle Size Distribution of Ground Samples

The ore was used in this study, is the gold mine tailings from an agitated tank leach plant therefore, for determining the leaching behavior of the ores lab scale bottle roll tests were used. The conditions for this study are shown in the Table 3.

Table 3.	Cyanide	Leach (Conditions
----------	---------	---------	------------

Pulp Density (%)	30
NaCN (g/L)	2
Dissolved Oxygen (ppm)	15-25
Residence Time (h)	48
pH (Controlled with Ca(OH) ₂)	10,5-11

Cyanide leaching tests were carried out in a 3 L glass bottle, agitated at 1000 rpm under these conditions. After the tests were completed, solid-liquid separation of the pulp was carried out using press filters and the residues dried for chemical analysis. Silver nitrate titration ($0.02mol/L AgNO_3$) using p-dimethylamino-benzal-rhodanine (0.02%w/w in acetone) as the indicator was used for to determine the concentration of NaCN in final solution. The consumption of NaCN and Ca(OH)₂ was recorded.

RESULT AND DISCUSSION

In this study, six different particle sizes were studied: d80 = 75 μ m, 38 μ m, 31 μ m, 21 μ m, 13 μ m and 6 μ m, including the feed particle size.

The gold recovery of the ground samples after cyanide leaching is shown in the Figure 7. According to the figure, the initial gold dissolution rate is faster up to the first 4 hours and reaching almost its maximum value after 24 hours. Although the amount of gold dissolution between 24 and 48 hours is slightly difference compared to the first 24 hours, it is seen that these differences are more significant especially in fine grain sizes.



Figure 7. Gold Recovery of the Ground Samples

The Figure 8. presents the gold recovery and cyanide consumption for each grain size. Reduction in particle size means increasing the surface area, therefore it is clear from the Figure 8. that while the gold dissolution increases as the particle size decreases, the cyanide consumption also increases at the same proportion. One of the reasons for this is the dissolution of not only gold but also other metals due to the increased surface area.





CONCLUSION

Considering the absence of Au in the samples in both optical and electron microscopy examinations and the results of the sieve analysis performed to determine the amount of Au in the particle size fractions, it can be interpreted that the gold in the studied sample is highly fine-grained.

The gold mine tailings studied (initially at a feed size of 75 μ m) contained 0.52 g/t Au. Only 15.6% of the gold from this tailing could be obtained directly by cyanide leaching. The gold recovery rate reached 95% when the ore was ground to 6 μ m, confirming the expectation that the recovery would increase as the particle size decreased. Also, it was observed that the minerals liberated with the decreasing grain size caused an increase in NaCl consumption during the leaching stage. For the same reason, it can be said that an increase is also expected in the consumption of chemicals such as CaOH used for pH adjustment and flocculant used in most mineral processes where there is a need for sedimentation, filtration or centrifugation.

An IsaMill Cost-Benefit Study was conducted for this gold mine in 2013. The energy consumption of the ball mill is about 20 kW/m3 whereas IsaMill operates at a high energy levels (up to 350 kW/m3). According to the report of this study, it has been observed that the recovery of this ore, which is produced with a particle size of 70 μ m and an average gold recovery of 88.2%, increases up to 94% by grinding below 10 μ m. However, it is necessary to use approximately 96 kW/m3 of power to reach 9 μ m. In general, it was observed that the recovery increased significantly when the grain size decreased below 20 μ m.

While the samples used in this study and the study conducted in 2013 were different, a similar trend was observed in recovery increase depending on particle size. Therefore, similar results are expected in parameters such as grinding and chemical consumption costs.

Although grinding is an expensive process, according to different studies, there are much more efficient mills today (Harbort et al., 1998; Ellis, 2003; Ellis and Gao, 2003; Jankovic, 2003; Deschenes et al., 2005). The economic balance of energy and other consumptions required for ultrafine grinding is not considered within the scope of this study.

IMCET 2022 / ANTALYA / TURKEY / March/Mart 22 - 25

REFERENCES

- Afenya, P. M. (1991). Treatment of carbonaceous refractory gold ores. Minerals Engineering, 4(7–11), 1043–1055.
- Baláž, P. (2003). Mechanical activation in hydrometallurgy. *International journal of mineral* processing, 72(1-4), 341-354.
- Brooy, S. R. La, Linge, H. G. I., & Walker, G. S. (1994). Review of gold extraction from ores. Minerals Engineering, 7(10), 1213–1241. https://doi.org/10.1016/0892-6875(94)90114-7
- Chen, T. T., Cabri, L. J., & Dutrizac, J. E. (2002). Characterizing gold in refractory sulfide gold ores and residues. Jom, 54(12), 20–22.
- Corrans, I. J., and J. E. Angove. "Ultra-fine milling for the recovery of refractory gold." Minerals Engineering 4.7-11 (1991): 763-776. (91)
- Deschenes, G., McMullen, J., Ellis, S., Fulton, M., & Atkin, A. (2005). Investigation on the cyanide leaching optimization for the treatment of KCGM gold flotation concentrate—phase 1. *Minerals Engineering*, *18*(8), 832-838.
- Dikmen, S., & Ergün, Ş. L. (2004). KARIŞTIRMALI BİLYALI DEĞİRMENLER. Bilimsel Madencilik Dergisi, 43(4), 3-15. (54)
- Ellis, S., & Gao, M. (2003). Development of ultrafine grinding at kalgoorlie consolidated gold mines. *Mining, Metallurgy & Exploration, 20*(4), 171-177.
- Ellis, S., Mines, K. C. G., & Kalgoorlie, W. A. (2003). Ultra fine grinding-a practical alternative to oxidative treatment of refractory gold ores. In *Eighth Mill Operators Conference* (pp. 11-17). Townsville QLD, Australia.
- Gao, M., & Holmes, R. (2008). Developments in fine and ultrafine grinding technologies for the minerals Industry. *The Institute of Materials and Mining (IOM3) Mining, Feature, March*, *1*, 20078.
- Harbort, G., M. Hourn, and A. Murphy. "IsaMill ultrafine grinding for a sulphide leach process." AJM (1998): 1-6.
- Jankovic, A. (2003). Variables affecting the fine grinding of minerals using stirred mills. *Minerals Engineering*, *16*(4), 337-345.
- Komnitsas, C., & Pooley, F. D. (1989). Mineralogical characteristics and treatment of refractory gold ores. Minerals Engineering, 2(4), 449–457
- Logsdon, M. J., Hagelstein, K., & Mudder, T. (1999). *The management of cyanide in gold extraction* (p. 10). Ottawa: International Council on Metals and the Environment.
- Marsden, J., & House, I. (2006). *The chemistry of gold extraction*. SME.
- Wills, B. A., & Napier–Munn, T. J. (2006). Mineral Processing Technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery, Elsevier Science & Technology Books.

THE EFFECT OF STATIC ELECTRIC ON SETTLING BEHAVOUR OF AN INDUSTRIAL BLAST FURNACE WASTE WASTE WATER

E. Gülcan

Hacettepe University, Mining Engineering Department (ergingulcan@hacettepe.edu.tr)

ABSTRACT

Dewatering process has critical importance in terms of waste and process water treatment, reduction of harmful environmental effects of waste water, and reusability of scarcing water resources. Domestic and industrial (especially ore beneficiation) processes produce large volumes of wastewater contaminated with fine particles. The most common method used in dewatering is the conditioning and precipitation of pollutants with special chemical agents. The equipment commonly used for this purpose in mining industry is called thickener.

The aim of this study is to examine the effect of static electricity on the sedimentation behavior, in addition to the methods used for dewatering industrial wastes. In this context, the flocculation and coagulation behavior of the sludge obtained from a blast furnace used in the iron and steel industry was investigated. Following the determination of the optimum flocculant and coagulant dosage, precipitation tests were performed using natural (without chemicals) and triboelectric implementation. Two commonly used methods (Talmage-Fitch and Coe-Clevenger) were used and compared for the determination of settling rates.

Results of this preliminary study under certain conditions showed that triboelectricity yields higher rate of precipitation results compared to tests performed without chemicals and with the use of coagulants. However, they are quite low compared to the settling times obtained with the use of flocculants.

Keywords: Dewatering, static electric, settling rate

INTRODUCTION: BASICS of STATIC ELECTRICITY and DEWATERING

Triboelectricity is based on the principle of changing the natural surface charges of the grains by the effect of static electric. Chemical bonds are formed at the molecular level between the particles touching/rubbing each other, and electron exchange takes place between the molecules with the breaking of these bonds (Bittnera et al., 2014; luga et al., 2001). Triboelectric series, on the other hand, is the name given to the material scale that provides a very general information about the amount and direction of the charges that will be formed by the touching/rubbing of different materials. Polymer structures, metals, minerals, many materials that we use in our daily life are located in different levels in the triboelectric series. When a material on the positive side of the triboelectric series is rubbed/touched with any material on the negative side, one of them is positively charged and the other negatively charged. The farther these materials are from each other on the triboelectric series, the higher the charge density (Diaza and Felix-Navarrob, 2004; Park et al., 2008; Wu et al., 2013; Panat et al., 2014).

Micronized solid particles are widely used as intermediate or final product in many industries, especially in mining. These charged particles tend to suspend in the air and in the liquid which can cause

serious problems in the processes and in overall environment. For example, charged particles that encounter electrostatic forces on conveyor belts cause adhesions and thickening on equipment walls, reducing equipment performance. In another example, uncontrolled static electricity causes explosions with serious discharges in the air (Nifuku et al., 1989; Guardiola et al.; Yao et al., 2004; Ohsawa, 2003). On the other hand, many useful applications have been developed by utilizing the movements of static electrically charged particles in the electric field. Some of these are electrostatic separators (Dizdar et al., 2019), electrostatic dust collectors (Kleber and Makin, 1998) and dry electrostatic precipitators (Lawless, 1999).

Although static electricity has been studied by many researchers for many years, this subject still contains many unknowns and conflicting results have been published. The reasons for this are briefly listed in the study compiled by Matsusaka (et al., 2010). There are many factors affecting the static electric based processes such as chemical, physical and electrical properties of materials and environmental conditions, uncertainties in the distribution of the amount of charge on the grains, and the difficulty of estimating and controlling the electrostatic charge. In this context, it is important to measure the electrostatic charge and evaluate the electrostatic properties in order to analyze and control the loading of the particles. However, it is also important to explore new areas of industrial applicability of static electric. Dewatering process has a critical importance in terms of purification of water from solid particles and recycling, reduction of harmful environmental effects and reusability of water. The aim of this study is to examine the effect of static electricity on the sedimentation behavior broadly in combination to the methods used for dewatering industrial wastes. In this context, the flocculation and coagulation behavior of the sludge sample obtained from a blast furnace used in the iron and steel industry was investigated. Experimental studies covered the determination of the optimum flocculant and coagulant dosages, precipitation tests with static electricity and comparing common methods used for the determination of settling times.

Coagulation, Flocculation and Settling Time

Coagulation and flocculation process are the unit physicochemical methods used for wastewater management (AWWA, 1999; Gregory, 2006). The purpose of this process is to 'flocculate' the particles in the water into larger particles using chemicals (Davis, 2010). Flocculants are small molecules or polymers that can be inorganic or organic (Tian et al., 2007). Polymeric flocculants can be classified as anionic, nonionic and cationic.

Blast furnace sludge wastes are generally treated with polyacrylamides and FeCl3 (ferric chloride) for efficient dewatering. Polyacrylamides are a type of high molecular weight nonionic flocculants well known in mineral processing applications (Owen et al., 2002). FeCl3, which is a coagulant agent, is used in water treatment to precipitate sulfide and in wastewater treatment plants to precipitate phosphate, but it is very ineffective as a flocculant (Abbasi and Taheri, 2013). With the effect of static electric, there is a change in the natural surface charges of the grains. When the grains touch each other, they form a molecular level chemical bond (Dizdar et al., 2018). A flocculant and/or coagulant, which has an electric charge opposite to the electric charge of the particle, has to be used in order to reduce the zeta-potential and to accelerate the sedimentation/dewatering. For this reason, within the scope of this study, it is aimed to compare the precipitation times calculated using polyacrylamide, FeCl3 and static electricity.

Industrial dewatering is primarily performed with thickeners in mineral processing operations, followed by industrial filters. Coe - Clevenger and Talmage - Fitch approaches are the most commonly used methods to determine the area and settling time of the thickener equipment (Parsapouret al., 2014). In these methods, the settling time is calculated by measuring the change with time (**Figure 1**). The equations used to calculate the thickener areas with Coe-Clevenger and Talmage-Fitch approaches



Figure 1. Experimental method used to calculate the thickener area is schematized

$$A = 1.25 x W x \frac{tu}{\cos x Ho}$$
(1)

$$A = \frac{W(1/C - 1/Cu)}{(H - Hu)/tu}$$
(2)

Where;

A= thickener area (m²)
W= tph dry solids fed to the thickener
F= liquid to solids ratio by weight at any region within the thickener
D= liquid to solids ratio of the thickener discharge
S= specific gravity of liquid (kg/lt)
C= pulp concentrations (kg/lt)



Figure 2. Exemplary batch settling curves and t_u determination with Talmage-Fitch (a) and Coe-Clevenger (b) methods.

MATERIALS AND METHODS

Sample Preparation and Characterization

Slag samples obtained from a blast furnace used in the iron and steel industry was used in experimental studies. This reaction by-product material was obtained from the existing thickener downstream located in the industrial plant. The analyzes of this material, whose contents and solid ratios radically change with time, were evaluated over average values. The sample was delivered to the laboratory having approximately 34% solids. The particle size distributions of the sample taken from different points (A, B, C, D and E) and the average contents of the feed sample are given in Figure 3 and Table 1, respectively.

Approx. 150 ml samples from master sludge batch with 34% solids were obtained via a pulp sampler after strongly shaking the container. Solid amount of each 150 ml was also measured after completing sedimentation tests. Required calculations were performed according to measured weights.



Figure 3. Particle size analyzes of samples taken from different parts of the thickener (top and bottom) at different times

Content	%, W
Total Fe	34.377
SiO ₂	7.591
CaO	2.
	97955
MgO	0.
	86625
Al2O3	2.
	45
Na2O	0.
	0755
K2O	0.
	178
TiO2	0.
	157
S	0.
	636
Loss of	3
Ignition	4.555

Table 1. Average chemical contents of the sample

Experimental Studies

Flocculation tests were initially carried out with approx. 150 ml of sludge samples (50 gr solids) with Polyacrylamide solutions (concentration=0.1%). Applied flocculant dosages were 10, 20, 30, 40, 50, 60, 70, 80, 90 and 100 g/t for 50 grams of solids at each test. Following, coagulation tests were performed out with also 150 ml of sludges at dosages of 500, 1000 and 1500 g/t by using a FeCl₃ solution (concentration=10%).

In order to provide static-electricity, a laboratory scale static electricity generator unit was designed and used. In this setup, "rolls" and "bands" were produced from the materials at opposite ends of the triboelectric series in order to produce static electricity. Copper brushes were used to collect the generated electrical charges. By connecting the copper brushes to an electrode, the generated charge could be able to measured. The schematic and general views of the static electric generation unit are given in Figure 4. In the previous studies, it was determined that static electricity generation performance could reach a max of 35 kV when positively charged woven nylon-kestamide is used. When woven nylon-teflon and woven wool-delrin (Polyoxymethylene) are used, generated charges were measured as 28 kV and 28.6 kV, respectively. Experimental studies were carried out using a positively charged woven nylon-kestamide/teflon pair tape and roller at highest possible static charge. Settling tests with static electric was performed at the highest static charge possible.

Natural settling times with no chemical addition were also tested. In both flocculation and coagulation tests, actual solid amounts were determined by drying the precipitate after the tests, and the applied dosages were recalculated according to actual weights. Each settling test was performed in 3 repetitions and the average values were used in the calculations. Settling time determination with static electric application was performed at highest generated charge possible with 3 repetitions. Results of the settling times obtained with flocculant and coagulant were used to compare settling times calculated with Talmage-Fitch and Coe-Clevenger methods, along with the optimum dosage determination. Finally, results with optimum settling times obtained with flocculant, static electric and natural conditions were compared.



Figure 4. Generation and transfer of static electric to settling unit with schematical and actual images

RESULTS AND DISCUSSIONS

Collection and Evaluation of Settling Data

The raw data obtained within experimental studies are given in Figure 5, collectively. Settling heights were noted for 24 hours of periods for each test. Afterwards, the settling time (t_u) was calculated for test series using the Talmage-Fitch and Coe-Clevenger methods.

Repeated tests were used to measure the error values in the settling rate calculations. The effect of polyacrylamide dosage on the settling rate calculated by Talmage-Fitch and Coe-Clevenger methods is given comparatively in Figure 6. It is seen that the optimum settling rate is around 50-60 g/t. Similarly, the effect of FeCl₃ dosage on the precipitation rate calculated by Talmage-Fitch and Coe-Clevenger methods separately and given comparatively in Figure 7. Here, it is observed that the optimum settling rate has been achieved around 1000 g/t FeCl₃ dosages. As stated in previous studies, Talmage-Fitch method has been found to give relatively lower rates (Parsapour et al., 2014). Since, Talmage-Fitch method is considered to be relatively more reliable.



Figure 5. Average settling curves obtained from each experiment



Figure 6. Comparative analysis of the effect of polyacrylamide dosage on settling rate with Talmage-Fitch and Coe-Clevenger methods



Figure 7. Comparative analysis of the effect of FeCl3 dosage on settling rate with Talmage-Fitch and Coe-Clevenger methods

In Figure 8, the comparison of the settling test results performed with 60 g/t Polyacrylamide and 1000 g/t FeCl3, which are measured as optimum conditions, along with natural and static electric applications is given. Figure 9 also visualizes the comparison of optimum flocculant and coagulant dosages with chemical-free and static electric conditions. The highest precipitation rates were achieved with polyacrylamide, which is a widely used and powerful flocculant. However, in Figure 10, in which FeCl3, natural and triboelectric settling rates are compared, it is seen that static electric application provides better results in comparison with both chemical-free (natural) and FeCl3 conditions.



Figure 8. Comparison of polyacrylamide, FeCl3, natural and static electric raw settling curves



Figure 9. Comparison of setting rates with polyacrylamide, FeCl3, natural and static electric conditions



Figure 10. Comparison of settling rates with FeCl3, natural and static electric conditions

CONCLUSIONS

The results and recommendations can be listed as follows:

- 1. Preliminary tests showed that static electricity (triboelectric) phenomena can be benefited for improved setting rates when generated and applied correctly.
- 2. It is observed that static electricity has a positive effect on settling in comparison with natural and with coagulant conditions. However, it is far from catching the settling rate observed with the flocculant within given experimental route.
- In prospective studies, static electricity is planned to be tested with different flocculant and coagulant dosages. Also, experimental studies on testing the effect of different flocculants species (A110, A130, Magnefloc, Rheomax, etc.) and coagulant (Al₂(SO₄)₃) types are also planned.

REFERENCES

- Abbasi, M., Taheri, A. (2013). Effect of Coagulant Agents on Oily Wastewater Treatment Performance Using Mullite Ceramic MF Membranes: Experimental and Modeling Studies, Chinese Journal of Chemical Engineering, Volume 21, Issue 11, Pages 1251-1259.
- AWWA (American Water Works Association), Water Quality and Treatment—A Handbook of Community Water Supplies, McGraw-Hill, New York, NY, USA, 5th edition, 1999.
- Bittnera, J.D., Hracha, F.J., Gasiorowskia, S.A., Canellopoulusb, L.A., Guicherd, H. (2014). Triboelectric Belt Separator For Beneficiation Of Fine Minerals, 2nd International Symposium on Innovation and Technology in the Phosphate Industry Procedia Engineering 83, 122 129.
- Davis, M. L. (2010). Water and Wastewater Engineering. Design Principles and Practice, McGraw-Hill.
- Diaza, A.F., Felix-Navarrob, R.M. (2004). A Semi-Quantitative Tribo-Electric Series for Polymeric Materials: The Influence of Chemical Structure and Properties, Journal of Electrostatics, 62, 277– 290.
- Dizdar, T.O., Kocausta, G., Gülcan, E., Gülsoy, Ö.Y. (2018). A new method to produce high voltage static electric load for electrostatic separation Triboelectric charging. Powder Technology 327, 89–95.
- Gregory, J. (2006). Particles in Water Properties and Processes, Taylor & Francis.
- Guardiola, J., Rojo, V., Ramos, G. (1996). Influence of particle size, fluidization velocity and relative humidity on fluidized bed electrostatics, Journal of Electrostatics, 37, pp. 1-20.
- Iuga, A., Cuglesan, I., Samuila, A., Blajan, M., Vadan, D., Ascalescu, L. (2001). Electrostatic Separation of Muscovite Mica from Feldspathic Pegmatites, 0-7803-7116-X/01 (C) IEEE, 2249- 2255.
- Kleber, W., Makin, B. (1998). Triboelectric powder coating: a practical approach for industrial use, Particulate Science and Technology, 16, pp. 43-53.
- Lawless, P.A. (1999). Electrostatic precipitators, J. Webster (Ed.), Wiley Encyclopedia of Electrical and Electronics Engineering, vol. 7, John Wiley & Sons, Inc., pp. 1-15.
- Matsusaka, S., Maruyama, H., Matsuyama, T., Ghadiri, M., (2010). Triboelectric charging of powders: A review, Chemical Engineering Science, Volume 65, Issue 22, Pages 5781-5807.
- Nifuku, M., Ishikawa, T., Sasaki, T. (1989). Static electrification phenomena in pneumatic transportation of coal, Journal of Electrostatics, 23, pp. 45-54
- Ohsawa, A. (2003). Computer simulation for assessment of electrostatic hazards in filling operations with powder, Powder Technology, 135/136, pp. 216-222.
- Owen, A.T, Fawell, P.D., Swift, J.D., Farrow, J.B. (2002). The impact of polyacrylamide flocculant solution age on flocculation performance, International Journal of Mineral Processing, Volume 67, Issues 1–4, Pages 123-144.
- Panat, R., Wang, J, Parks E. (2014). Effects of Triboelectrostatic Charging Between Polymer Surfaces in Manufacturing and Test of Integrated Circuit Packages, IEEE Transactions on Components, Packaging And Manufacturing Technology, VOL. 4, NO. 5, 943-946.
- Park, C.H., Park, J.K., Jeon, H.S., Chul Chun, B. (2008). Triboelectric Series and Charging Properties of Plastics Using The Designed Vertical-Reciprocation Charger, Journal of Electrostatics 66, 578–583.
- Parsapour, Gh.A., Hossininasab, M., Yahyaei, M., Banisi, S. (2014). Effect of settling test procedure on sizing thickeners, Separation and Purification Technology, Volume 122, Pages 87-95.
- Tian, B., Ge, X., Pan, G., Luan, Z. (2007). Effect of nitrate or sulfate on flocculation properties of cationic polymer flocculants, Desalination, vol. 208, no. 1–3, pp. 134–145.
- Wu, G., Li, J., Xu, Z. (2013). Triboelectrostatic Separation for Granular Plastic Waste Recycling: A Review, Waste Management 33, 585–597.
- Yao, J., Zhang, Y., Wang, C.-H., Matsusaka, S., Masuda, H. (2004). Electrostatics of the granular flow in a pneumatic conveying system, Industrial & Engineering Chemistry Research, 43, pp. 7181-7199.

THE IMPACT OF MAIN HAUL ROAD IN SELECTION OF WASTE DUMP IN OPEN-PIT MINES REGARDING ENVIRONMENTAL CONSIDERATION

A. Hajarian¹, M. Osanloo^{1,*}

¹ Amirkabir University of Technology, Dept. of Mining Engineering (*Corresponding author: morteza.osanloo@gmail.com)

ABSTRACT

The location of the mine facilities, type of mine fleets, road, and its geometric factors form a dynamic process. Besides, a growing volume of waste dump during the mine life unquestionably yields exponential higher levels of environmental crisis. In this regard, wrong site selection of haul road and dumpsite may damage the environment, wildlife, and even the ecosystem. Since the hauling system is the most influential factor in the hauling costs, there is a need for a plan to avoid waste of high capital expenditures associated with the appropriate locations. Allocating the waste dump is a challenging stage with many stochastic variables and related costs. This research provides a simulation framework to determine waste dump location and relocating time with an alternative, considering random factors and ecologically sensitive areas. The validation of the method was launched in an actual open pit mine. The synergistic effect of curvature and slope in each section, distance changing, parking, and repair shop location, with particular attention to reducing the road's negative impact on locating the dumpsite, were considered. The result leads to several modifications in the current case study.

Keywords: Open-pit mine, waste dump, haul road, simulation, ecological constraints

INTRODUCTION

During recent decades, regarding the deepening of the open-pit mines, waste production crisis has plagued mine surroundings in case of environmental and economic issues. Since this problem contrasts to mining operations, it requires a long-term view to prevent a repeat of the unacceptable events such as wrong-site location seen over the waste displacing period before starting any operation. It is important to start with a consensus on objective factors with today's aim-oriented waste dump site determining. Most researchers agreed on distance and proximity to the road's exit point from the pit, crusher location, construction cost, mine fleet strategies, geological, environmental, and geotechnical properties (Osanloo and Ataei, 2003, Hajarian and Osanloo, 2020, Hekmat et al., 2008, Fu et al., 2015, Choi et al., 2009, Ramezanalizadeh et al., 2020, Puell Ortiz, 2017, Li et al., 2014, Li et al., 2016, Sari and Kumral, 2018, Kumral and Dimitrakoponlos, 2008, Li et al., 2013). Mainly, if several options for storation are available, looking for a common detonator is necessary. In order to assess the preferred choices, criteria for assessment must be chosen. The foundation ideal for selecting these criteria resides in the described factors as well as environmental policies. Mining operation mostly transportation affects surrounding wildlife populations (Davey et al., 2017). Also, the risk of closing mines by regulators and communities could happen if social and environmental constraints break(Cruz and Wakolbinger, 2008, Prno and Scott Slocombe, 2012). The damaging impression on wildlife on public roads is growing. In the United States, between 15 and 20% of terrains are affected by roads, leading to ecological events (Forman and Alexander, 1998). In the discussion of facility location in the mining realm, both in the waste dump and plant section, the main factors considered by researchers are as follows: 1-Economical Factors, 2- Technical Aspects, 3-Geomechanics, 4-Site Characteristics, 5-Environmental Subject, 6-
Geological Factors, 7-Legal Factors; The diagrams in Figures 1 and 2 show a closer look at the statistics of these factors.



Figure 1. Statistics of factors investigated in the discussion of waste dump location in open-pit mines



Figure 2. Statistics of factors investigated in the discussion of plant location in open-pit mines

Given the environmental factor's weight and importance, it is imperative to judge ecological effects, set threshold indexes, and incorporate the ecological model within waste dump allocation. Ensuring complete conformity with the main principles enshrined in the framework of environmental regulations and engineering principles, the stages of planning waste dump location in open-pit mines must be as follows:

- 1- Maintain the sustainability of ecological terms.
- 2- Ensure sufficient capacity for disposal place is available

3- Safekeeping of natural features in the area of disposal and appropriate observation treatment 4-Waste disposal planning from its origin through the haulage phase up to the final place and monitor the environmental and technical sector's concerns.

Meanwhile, the following particulars about these objectives are noteworthy: First, these objectives play an instrumental role in reaching the dump site selection criteria but not as goals. Second, because objectives are in struggle, and the long-term goal is to reduce the cost of waste displacement, a simulation-oriented approach is necessary. Many studies with the general approaches, characteristics, and limitations focused on simulation models in open-pit mines. In the field of mine fleet simulation, the main goals are to analyze and increase equipment utilization, select type and combination of hauling trucks, dispatching systems, and maintenance plan (apos et al., 1968, Krause and Musingwini, 2007, Zhang, 2019, Muniappen and Genc, 2020, Roberts, 2002, Camargo et al., 2018, Lashgari and Sayadi, 2013, Ogbonlowo and Wang, 1987, Dindarloo et al., 2015, Dindarloo and Osanloo, 2015). Simulation is also well established in other fields like economic and investment factors such as cost, NPV, related items, grade estimation, blasting, Ex-Pit and In-Pit crusher location, selection optimum mining method, and mine planning (Franco-Sepulveda et al., 2017, Lisboa et al., 2019, Tahmasebi and Hezarkhani, 2012, Paricheh and Osanloo, 2018, Ataei et al., 2013, Paricheh and Osanloo, 2017, Ding et al., 2019, Abbaspour et al., 2018, Leng et al., 2020, Sari et al., 2014, Koushavand et al., 2014). Nip and tuck to disquisitions, intelligent object-based simulation software handles the problem using the power of computers. They allow building a simulation model that fully captures both the details constraints and variation within the system, producing a feasible solution.

SIMULATION APPROACH FRAMEWORK

Qualitative factor analysis is the first step in modeling a dumpsite location, illustrated in Figure 3/first ring. The first ring is well considered in contents, but sub-criteria's superposition in the second ring changes the condition. Hajarian and Osanloo(Hajarian and Osanloo, 2020), while considering the main criterion in the first ring, highlighted the role of distance and planning of construction cost on waste dump site location but haulage distance, stochastic road condition variables, and stochastic distribution haulage system, increasing of mine deep and developing direction derivates of topography and technical aspects, respectively is neglected. Other researchers less see the second ring's superposition effect in the case of stochastic haulage conditions.



Figure 3. Qualitative factors and derivatives

Performance Measure Metrics

To operate the simulation cycle, affecting parameters and related sets of data must be supplied as follows:

- 1- Distance
- 2- Road gradient

3-Environmental and safety parameters/restrictions

4-Truck Speed

5-Stochastical depending time (Load/Unload/Maintenance).

The statistical result can be derived and analyzed to measure performance metrics based on such data. The performance metrics from the view of the time study data are briefly described in Table 1.

Performance Metric	Description
Production	Number of entities [*] exited the system in the simulation time (Number of loads hauled by truck)
Flowtime/Cycle Time	Average time of entities in a system
Non-Value-Added Time	Waiting in queues
Number Waiting on In Queue	The average number of entities expected to be seen in a waiting line
Utilization	Percentage time of busy server ^{**} when servicing entities
*Any obje	ect like a truck. ^{**} Any intersection point in space

Table 1. Performance metrics

Since the state of objects in the open pit only changes at defined event time, the open-pit mine simulation atmosphere is a discrete-event simulation. To compute the performance statistics at the first step, we need to facilitate simulation to track events using an event calendar (which contains records of what will happen arranged by time). Input modeling and simulation output analysis need matching observed processing time to a standard statistical distribution in the second step.

Figure 4 shows the travel range, pit exit, and waste dump unloading points that need to be observed due to the scattering of time when the trucks arrive. The algorithm follows the steps in Table 2.



Figure 4. A schematic plan view of sensitive points during waste dumping

Table 2. Algorithm steps

1:	Compute Procedure Utilization of Trucks
2:	Create Table of Events based on Arrival Time, Interarrival Time, Processing
	Time)/Event Calendar.
3:	Setup the simulation (Determine the number of trucks, Initial Network Path,
	Distances, Associated times in loading and unloading points, Initial Speed, Initial
	capacity, Initial Sequence, Routing Logic).
4:	Remove the next event from the calendar and update the time.
5:	Execute the processes such as adding additional events and collecting statistics
	(Arrival and Departure Event Process, End Event).
6:	Repeat Algorithm Step 4-6

Tools preparing

Before getting started, setting up the correct variables that can consider the scope of the work is necessary. Objects of the simulation environment are shown in the hierarchy ranked in Figure 5. Table 3 represents the description of the ambiguous items in Figure 5. To establish the approach, we must logically relate to each other, so it needs programming and defining complementary objects. For example, since we need to observe the waste dump and truck capacity, a TANK object can model a weight or volume capacity-constrained location for holding entities representing mass quantities. It includes initial content, refill, and empty mode states. Since processing and interarrival times are random variables, we can match a statistical model using observed data. Depending on the nature of the data, try to pick out a statistical distribution, to match the model.



Figure 5. Object designation for simulation

Item	Description
Initial sequence	Specifying an entity to follow the desired sequence toward the station.
Entity type	The type (Name) of the entity that arrives on the source (s).
Arrival mode	The method used by the source object to generate a stream of entity arrivals.
Entities per arrival	The number of entities that will be arriving at the source.
Interarrival time	An expression that evaluates whenever an arrival occurs. Indicate the time until the next arrival. It can be derived from a distribution.
Entity ranking rule	The rule is used to rank entry into nodes among competing entities.
By Link Weight	The probability of choosing a particular path.
Unidirectional/ Bidirectional	only allows movement in one direction / Only allows entities to move in both directions
Capacity type	Fixed/Work Schedule.
Process type	The method used to model the processing of an entity.
Processing time	The time required to process an entity
Input/Output of server station	A node that supports connection to paths and selecting a destination, path.

Table 3. Description of items in figure 5

CASE STUDY

Once the target and content of the proposed model are appropriately established, we run it for current and alternative waste dump locations. For this, we chose the SARVIAN iron ore mine environment located in the central part of IRAN. By Using the photogrammetry method, the mine area's digital terrain model (DTM) was obtained (Figure 6). Over two weeks, other required data were collected from direct observation in the loading, dumping, switchback, curvature, and grade breakpoint. The source of other data is listed in Table 4. The alternative location was selected according to environmental constraints and hosting capacity. Using the following objective function equation presented in the article by Hajarian and Osanloo, the alternative hauling road was designed (Hajarian and Osanloo, 2020). Details have been omitted to shorten the text.

 $\begin{array}{lll} \label{eq:minimized_scalar} \textit{Min: } \sum_{t \in T} \sum_{b \in (B^- \cup \mathbb{B})} \sum_{b' \in (B^+ \cup \mathbb{U})} \{ (D_{b,b'} \times T_{b,b'}^t) \times a_{b,b'} \} / (1+r)^t & (1) \\ \mbox{Where:} \\ D_{b,b'} : \mbox{Flat distance between the middle point of two blocks} & b: \mbox{Block model index} \\ T_{b,b'}^t : \mbox{Volume to be cut from block b and moved to block b' during period t} \\ a_{b,b'} : \mbox{(binary variable): 1 if block b is adjacent to block b' and have directed path, 0 otherwise} \\ r: \mbox{Discount rate} & B^- : \mbox{Set of cut blocks} & B: \mbox{Set of pit blocks} \\ B^+ : \mbox{Set of fill blocks} & \mbox{U: Set of waste dump blocks} & \mbox{T: Set of the time period} \end{array}$



Figure 6. A limited plan view of SARVIAN iron ore mine environment

Having determined the road path, we follow the steps in Table 4 to determine the optimal location of the waste dump location. The current established fleet system has the properties according to table 5.

Table 4. Comparison Steps

1:	Start
2:	Initialize Value
3:	Compute Performance Index (Cycle Time, Transferred Tonnage Volume)
4:	Update and Store Model Alternative Model
5:	Compare Both Model
6:	Return Best Waste Dump Location

Item	Metric
Number of excavators	2 Kumatsu PC 400/ 1 Kumatsu PC 250
Number of trucks	14 (25 Ton)
Working schedule	Mine policy
Maintenance schedule	Not considered
Hauling distance	Derived from DTM
Road gradient (Each Segment)/Forbidden Area	Derived from DTM
Waste tonnage	Engineering reports
Truck travel speed	Statistical data
Truck capacity	Statistical data (Mean)
Loading/Unloading time	Statistical data
Waste dump capacity	Derived from DTM

Table 5: Properties of the current fleet system

The following points are noteworthy:

- In the eastern part of the mine, animals such as foxes and turtles were observed whose lives were affected by the transportation system.
- There was no hauling dispatching system in the mine
- Due to the proximity of the crushing line and waste dump location, the bottleneck formed the entry point.

Distribution fitting software was used for data analysis and fitting distribution charts (Table 6). The processing times at the working bench, dump location, and different haul road segments vary with the type of entities.

Entity type	Load/Unload time	Interarrival time	Speed at curvature/
	(minutes)	(minutes)	Switchback (Km/h)
Mine truck	Random/Uniform	-	Random/Pert
Source (Working Bench)	-	Random/Pert	-

The model entity object has a container element that will hold up to each truck capacity. The truck entity arrives at a node and mass transfers from the first tank (Waste mass) into the container on the entity. Mass flow is transferred until the entity's container is full. At this point, the transfer of mass flow is stopped, and the entity travels to the next node. At this point, mass is transferred from the entity's container into the second tank (Waste dump).

When the entity's container is empty, the entity leaves the node and travels to the sink. Figure 7 shows the logical processes of the proposed assumption in four steps. Having and analyzing collected data, the model coded in SIMIO (student version). The case study block diagram is shown in Figure 8.

RESULTS AND DISCUSSION

Truck productivity has a key measure which is a function of the total operating time of the equipment. Implicit factors such as turns, road quality, and road grade (Figure 9) are also highly influential. However, the most important factor is distance. With the physical progress of the operation and increasing the hauling distance, their impact is multiplied. Figure 10 is a simulation of truck cycles considering travel distance with progressive operation vs. wavering it.



Figure 7. The logical process of transferring waste to a truck (7a), Fill truck (7b), Transfer from truck to dump (7c), and Empty truck (7d).



Figure 8. Waste dumping cycle diagram



Figure 9. Average travel time for 100m Vertical Rise (Laden) considering turns and road conditio



Figure 10. Simulation of truck cycles in both constant and dynamic distance for the current study

It can be deduced that the intensity of the effects increases over time and is not a constant value. For a better mindset, the difference in results is shown in Table 7. This amount of cycle differences can have economic benefits in many ways. After defining the waste dump location, the tangible result is that it is necessary to study the results in detail. In the current study, the results of these nonlinear changes can be seen in the waste tonnage displacement diagram for 34 months in Figure 11.



Figure 11. Simulation of waste tonnage displacement for current and alternative

Table7.Constant distance simulation vs. dynamic distance for 14 trucks and 34 months

	Constant Distance	Dynamic Distance
Cumulative Cycles	2880514	2017393
Difference: 762725		

The location of the alternative dump is such that the distance manifests its impact on operation progress. In the meantime, the existing turns and grades are also effective in intensifying this factor. In this chart, the 20th month is a turning point. Simultaneously with the increase of the truck cycle in the alternative case, the amount of cumulative waste tonnage exceeds the first case. From another point of view, the waste dump location can be replaced by an alternative at the turning point. In this case, the investment costs for the preparation should be considered.

CONCLUSION

This article aims to investigate the effect of the main road on the site of waste dumps in openpit mines. Activities of other researchers are categorized in both Figures 1 and 2. The influential factors were shown synergistically in Figure 3. Based on this Figure, a framework was designed to focus and analyze factors that participate in waste dump location that originates from the main haul road. Unlike previous multi-objective models that only relied on ranking and screening methods for finding a waste dump location, the current methodology tries to find alternative ones using scenario-based simulation. The nature of this method is based on the reality that can be measured over time. Using the equations in Hajarian and Osanloo's (Equation 1) article, we designed the path leading to the dumpsite. Then, by collecting data simulate the factors affecting the dumpsite location. The returned results show that the capacity, type of turn, road grade, distance, and road quality effectively affect the waste dump location. In the design process, restriction areas such as wildlife, woodland area to consider an environmental restriction considered in the model. Another tangible result is the turning point in the relocation of the waste dump, which occurs when the cumulative hauling tonnage is balanced in two modes. The role of processing plan and stockpile location also need to be involved in the calculation for future work.

REFERENCES

- Abbaspour, H., Drebenstedt, C., Badroddin, M., Maghaminik, A. (2018). Optimized design of drilling and blasting operations in open pit mines under technical and economic uncertainties by system dynamic modelling. *International Journal of Mining Science and Technology*, 28, 839-848.
- Apos, Neil, T. J., Manula, C. B. (1968). Operations Research Computer Simulation of Materials Handling in Open Pit Mining. The American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers.
- Ataei, M., Shahsavany, H., Mikaeil, R. (2013). Monte Carlo Analytic Hierarchy Process (MAHP) approach to selection of optimum mining method. *International Journal of Mining Science and Technology*, 23, 573-578.
- Camargo, L. F. R., Rodrigues, L. H., Lacerda, D. P., Piran, F. S. (2018). A method for integrated process simulation in the mining industry. *European Journal of Operational Research*, 264, 1116-1129.
- Choi, Y., Park, H. D., Sunwoo, C., Clarke, K. C. (2009). Multi-criteria evaluation and least-cost path analysis for optimal haulage routing of dump trucks in large scale open-pit mines. *International Journal of Geographical Information Science*, 23, 1541-1567.
- Cruz, J. M., & Wakolbinger, T. (2008). Multiperiod effects of corporate social responsibility on supply chain networks, transaction costs, emissions, and risk. *International Journal of Production Economics*, 116, 61-74.
- Davey, N., Dunstall, S., Halgamuge, S. (2017). Optimal road design through ecologically sensitive areas considering animal migration dynamics. *Transportation Research Part C: Emerging Technologies*, 77, 478-494.
- Dindarloo, S., Osanloo, M. (2015). Results of discrete event simulation in a large open pit mine.
- Dindarloo, S. R., Osanloo, M., Frimpong, S. (2015). A stochastic simulation framework for truck and shovel selection and sizing in open pit mines. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 115, 209-219.
- Ding, X., Lu, X., Zhou, W., Shi, X., Luan, B., Li, M. (2019). Blasting Impact Simulation Test and Fragmentation Distribution Characteristics in an Open-Pit Mine. *Shock and Vibration*, 2019, 4080274.
- Forman, R. T. T., Alexander, L. E. (1998). ROADS AND THEIR MAJOR ECOLOGICAL EFFECTS. *Annual Review of Ecology and Systematics*, 29, 207-231.
- Franco-Sepulveda, G., Campuzano, C., Pineda, C. (2017). NPV risk simulation of an open pit gold mine project under the O'Hara cost model by using GAs. *International Journal of Mining Science and Technology*, 27, 557-565.
- Fu, Z., Li, Y., Topal, E., Williams, D. (2015). A New Tool for Optimisation of Mine Waste Management in Potential Acid Forming Conditions. *Tailings and Mine Waste Management for the 21st Century*. Sydney, Australia.
- Hajarian, A., Osanloo, M. (2020). A new developed model to determine waste dump site selection in open pit mines: An approach to minimize haul road construction cost. *International Journal of Engineering*, 33.
- Hekmat, A., Osanloo, M., Shirazi, A. M. (2008). New approach for selection of waste dump sites in open pit mines. *Mining Technology*, 117, 24-31.
- Koushavand, B., Askari-Nasab, H., Deutsch, C. V. (2014). A linear programming model for long-term mine planning in the presence of grade uncertainty and a stockpile. *International Journal of Mining Science and Technology*, 24, 451-459.
- Krause, A., Musingwini, C. (2007). Modelling open pit shovel-truck systems using the Machine Repair Model. *Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*, 107, 469-476.
- Kumral, M., Dimitrakoponlos, R. (2008). Selection of waste dump sites using a tabu search algorithm. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 108, 9-13.
- Lashgari, A., Sayadi, A. R. (2013). Statistical approach to determination of overhaul and maintenance cost of loading equipment in surface mining. *International Journal of Mining Science and Technology*, 23, 441-446.

- Leng, Z., Fan, Y., Gao, Q., Hu, Y. (2020). Evaluation and optimization of blasting approaches to reducing oversize boulders and toes in open-pit mine. *International Journal of Mining Science and Technology*, 30, 373-380.
- Li, Y., Topal, E., Ramazan, S. (2016). Optimising the long-term mine waste management and truck schedule in a large-scale open pit mine. *Mining Technology*, 125, 35-46.
- Li, Y., Topal, E., Williams, D. (2013). Waste rock dumping optimisation using mixed integer programming (MIP). *International Journal of Mining, Reclamation and Environment,* 27, 425-436.
- Li, Y., Topal, E., Williams, D. J. (2014). Optimisation of waste rock placement using mixed integer programming. *Mining Technology*, 123, 220-229.
- Lisboa, A. C., Souza, F. H. B. D., Ribeiro, C. M., Maia, C. A., Saldanha, R. R., Castro, F. L. B., Vieira, D. A. G. (2019). On Modelling and Simulating Open Pit Mine Through Stochastic Timed Petri Nets. *IEEE Access*, 7, 112821-112835.
- Muniappen, K., Genc, B. (2020). Dynamic simulation of an opencast coal mine: a case study. *International Journal of Coal Science & Technology*, 7, 164-181.
- Ogbonlowo, D. B. & Wang, Y. J. (1987). A case study in surface mining simulation with special reference to the problem of model evaluation. *International Journal of Mining and Geological Engineering*, 5, 109-119.
- Osanloo, M., Ataei, M. (2003). Factors Affecting the Selection of Site for Arrangement of Pit Rock-Dumps. *Journal of Mining Science*, 39, 148-153.
- Paricheh, M., Osanloo, M. (2017). A simulation-based framework for estimating probable open-pit mine closure time and cost. *Journal of Cleaner Production*, 167, 337-345.
- Paricheh, M., Osanloo, M. (2018). A simulation-based risk management approach to locating facilities in open-pit mines under price and grade uncertainties. *Simulation Modelling Practice and Theory*, 89, 119-134.
- Prno, J., Scott Slocombe, D. (2012). Exploring the origins of 'social license to operate' in the mining sector: Perspectives from governance and sustainability theories. *Resources Policy*, 37, 346-357.
- Puell Ortiz, J. (2017). Methodology for a dump design optimization in large-scale open pit mines. *Cogent Engineering*, 4, 1387955.
- Ramezanalizadeh, T., Monjezi, M., Sayadi, A. R., Mousavinogholi, A. (2020). Development of An Integrated Mathematical Model to Optimize Waste Rock dumping Satisfying Environmental Aspects. *Journal of Mining and Environment*, 11, 577-586.
- Roberts, B. H. (2002). Computer simulation of underground truck haulage operations. *Mining Technology*, 111, 123-128.
- Sari, M., Ghasemi, E., Ataei, M. (2014). Stochastic Modeling Approach for the Evaluation of Backbreak due to Blasting Operations in Open Pit Mines. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 47, 771-783.
- Sari, Y. A., Kumral, M. (2018). A landfill based approach to surface mine design. *Journal of Central South University*, 25, 159-168.
- Tahmasebi, P., Hezarkhani, A. (2012). A hybrid neural networks-fuzzy logic-genetic algorithm for grade estimation. *Computers & Geosciences*, 42, 18-27.
- Zhang, C. (2019). Integrating machine learning, optimization and simulation to increase equipment utilization: Use case study on open pit mines. Available from: https://www.hitachi.com/rd/sc/aiblog/009/index.html.

TUNÇBİLEK ŞLAM GÖLETİNDEN KAZANILAN KÖMÜRÜN BİRİKETLENMESİNDE BASINÇ DAYANIMI TAHMİNİ PREDICTION OF COMPRESSIVE STRENGTH IN BRIQUETTING COAL RECOVERED FROM TUNÇBILEK SLIME POND

S. Karaca^{1,*}, O. Şahbaz¹, A. Uçar¹

¹ Kütahya Dumlupınar Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü (*Sorumlu yazar: sevgi.karaca@dpu.edu.tr)

ÖZET

Bu çalışmada, kömür briketlemede en önemli parametrelerden olan basınç dayanımı parametresinin tahmini, bulanık mantık kullanılarak araştırılmıştır. Garp Linyitleri İşletmesi (GLİ)'ne ait şlam göletinden alınan numune -500+212 μ m ve -212+38 μ m olarak boyutlandırılmış ve humprey spirali ile zenginleştirilmiştir. Zenginleştirme sonucu elde edilen numuneler biriketleme işleminde kullanılmıştır. Briketler üç farklı çap (20, 30, 40 mm), basınç (7,5, 10, 12,5 MPa) ve melas oranında (%10, %15, %20) hazırlanmıştır. Tahmin çalışmalarında giriş değişkeni olarak pres basıncı, briket çapı ve melas oranı, çıkış değişkeni olarak ise basınç dayanımı kullanılmıştır. Bulanık mantık tahmin sonuçları gerçek değerlerle karşılaştırılmış ve elde edilen sonuçlar doğrultusunda bulanık mantık sisteminin biriketleme işleminde başarıyla kullanılabileceği ortaya konmuştur.

Anahtar Sözcükler: Briket, basınç dayanımı, bulanık mantık.

ABSTRACT

This study investigated the compressive strength parameter, which is one of the most critical parameters in coal briquetting, using the fuzzy logic method. The coal sample was obtained from the slime pond belonging to the Garp Lignite Enterprise (GLI). The sample was sized into two groups (-500+212 and -212+38 μ m) and enriched using the Humprey spiral. The enriched materials were used in the briquette preparation. Briquettes have been prepared at three different diameters (20, 30 and 40 mm), pressure (7.5, 10, 12.5 MPa) and molasses ratio (%10, %15 and 20%). The prediction studies used press pressure, briquette diameter and molasses ratio as the input variables, and compressive strength was used as the output variable. The fuzzy logic prediction results were compared with the actual values. It was revealed that the fuzzy logic system could be successfully used in the briquetting process according to the results obtained.

Keywords: Briquetting, compressive strength, fuzzy logic.

GİRİŞ

Kömür ülkemizde en yaygın kullanılan yakıt türlerinden biridir. Organik tortul kayaç olan kömür, çoğunlukla minerallerden oluşan inorganik maddeleri ve maseral yapıdaki yanıcı organik maddeleri içermektedir. Kömür hazırlama işlemleri ile ham kömürden safsızlıkların (inorganik madde) içeriğini azaltarak değerini yükseltilmektedir. Proses kalitesinin en yaygın kriteri, yıkama işlemleri sırasında kül yapıcı maddeler kömürden tamamen uzaklaştırılamaz, ancak daha düşük inorganik madde içeriğine sahip partiküller, daha yüksek inorganik madde içeriğine sahip olanlardan ayrılır (Meyers, vd., 2001). Kömürlerde bulunan gang mineralleri, kil ve marnlardan arındırılması için kurulan kömür yıkama tesislerinden çıkan atıklar ise düşük kalorili kömür içermektedir. Yüksek nem içeriğine sahip bu ince boyutlu artık kömürlerin kurutularak tekrar yakıt olarak kazanılması hem çevresel etki hem de ekonomik açıdan önem kazanmaktadır.

Briketleme, kompakt, dayanıklı ve kararlı bir form elde etmek için malzemeleri sıkıştırma işlemidir (Altun vd., 2003). Yüksek nem içerikli şlam kömürün kurutulduktan sonra sıkıştırılarak yoğunluğunun arttırılması ile elde edilen briketler, lavvar artıklarından kazanılan kömürlerin değerlendirilmesi için kullanılabilmektedir. Briketleme işlemleri bağlayıcılı ve bağlayıcısız olarak yapılabilmektedir. Briketleme işlemlerinde kullanılan bağlayıcılar genellikle melas, pirina yağı gibi maddelerden oluşmaktadır. Bağlayıcı oranı arttıkça dayanıklılığın arttığı yapılan çalışmalarda görülmektedir. Xu vd. (2002), kömürün briketlenmesinde bağlayıcı oranının artmasıyla briket performansının arttığını belirlemiştir. Gürbüz Beker (1997) ise biyolojik kökenli başlayıcıları kullandığı düşük kalorili kömürle yaptğı briket çalışmasında, bağlayıcı miktarı arttıkça basınç dayanımı ve darbe direncinin arttığını bulmuştur. Briketleme işlemleri basınç altında gerçekleştiği için, bir diğer önemli briketleme parametresi ise uygulanan pres basıncıdır. Oluşturulan briketlerin yapısının bozulmaması, atmosfer koşullarına uygun olması için dayanıklı bir yapıda olması beklenmektedir. Briketlerin kalitesini gösteren mukavemet (basınç dayanımı, suya karşı direnç ve darbe direnci) ve dayanıklılık (aşınma direnci) parametreleri açısından test edilmesi gerekmektedir. Basınç dayanımı bir briketin çatlamadan veya kırılmadan önce dayanabileceği maksimum kırma yüküdür. Briketin basınç dayanımı, tek bir briketin, briketin alanından daha büyük bir alana sahip iki düz, paralel plaka arasına yerleştirildiği ve briket çatlayana kadar sabit bir oranda artan bir yükün uygulandığı bir test ile belirlenir. Kırılmadaki yük, kuvvet veya stres olarak belirlenir (Kaliyan ve Morey, 2009).

Zarringhalam-Moghaddam vd. (2011) yaptıkları çalışmada, bağlayıcı olarak kullandıkları melas, talaş ve katranın farklı miktarlarında basınç dayanımı ve suya dayanıklılığın değişimini incelemişlerdir. 4 farklı kömür yatağından alınan numune ile yapılan deneylerde, melas kullanımının hem basınç dayanımını hem de suya dayanıklılığı arttırdığını belirlemişlerdir. Manyuchi vd. (2018), talaş ve melas oranının briketin kalori değeri, sabit karbon, basınç dayanımı ve kırılma indeksi üzerine etkisini araştırmışlardır. Melas ve talaş miktarı arttıkça basınç dayanımının %50 oranında arttığını belirlemişlerdir. Janewicz vd. (2019), bağlayıcı olarak selüloz lifi ve yulafı kullanmış ve farklı pres basınçlarında briket oluşturmuşlardır. Çalışmanın sonuçlarına göre yanabilir seviyede oluşturulan briketlerin mekanik dayanımının yüksek olduğu ancak suya dayanıklılığının yeterli olmadığı görülmüştür. Guo vd. (2020) briketleme işleminde etkin olan dört parametrenin etkilerinin tek tek görmenin yanı sıra birbirleri ile etkisini ortaya koymak için Design Expert programını kullanarak cevap yüzey grafiğini oluşturmuşlardır. Elde ettikleri modelin tahmin değeri ise %98.72 olarak belirlemiştir.

Bulanık mantık bilgisayarlara karar verme yeteneği kazandırma yöntemlerinden birisidir. Bulanık mantıkta giriş verileri, klasik mantıkta olduğu gibi 0 ve 1 olmak üzere iki aşamalı değil 0-1 aralığında birçok seviye ile ifade edilmektedir. Kural tablosu oluşturularak bilgisayarın karar verme kriterleri belirlenir. Çıkış biriminde ise bulanık çıktı değerleri tekrar durulanarak sayısallaştırılmaktadır (İnan vd., 2008). Bulanık mantık ile modelleme çalışmaları madencilik alanında da kullanılmaktadır. Güleç vd. (2015), yaptıkları çalışmada lintyit kömürü alt ısı değerinin bulanık mantık ile tahmin edilmesi konusunda çalışma yapmışlardır. Geliştirilen bulanık mantık modelin alt ısıl değerleri ile kömürün gerçek alt ısıl değeri arasında istatistiksel olarak önemli bir korelasyon olduğunu bulmuşlardır (R²=0.75, c=0.864 ve p>0.05). Abkhoshk vd. (2010), bulanık mantık kullanarak flotasyon kinetiğine tane boyutunun etkisini belirledikleri bir çalışma yapmışlardır. Önerilen bulanık modelin R² değerleri 37.5 μ m, 112.5 μ m, 225 μ m, 400 μ m ve 625 μ m tane boyutları için sırasıyla 0.986, 0.993, 0.983, 0.977 ve 0.972 olarak belirlenmiştir.

Briket kalitesinin tahmini için elde edilen veriler kullanılarak, klasik mantık yaklaşımı ile belli bir noktaya kadar parametreler kontrol edilebilmektedir. Bunun yerine bulanık mantık yöntemi kullanılarak farklı parametrelerde oluşturulacak briketler için bir sonuç değeri elde etmek daha hızlı ve kesin sonuç vermektedir. Bunun bir sonucu olarak bu çalışmada, kömür briketlemede basınç dayanımının değişimini melas oranı, briket çapı ve pres basıncının bir fonksiyonu olarak, bulanık mantık yardımıyla tahmin edilmesi amaçlanmıştır.

MATERYAL VE YÖNTEM

Materyal

Deneysel çalışmalarda kullanılan numune, GLİ İşletmesine ait 4 No'lu şlam göletinden alınmıştır. Numuneye ait kimyasal analiz Şekil 1'de görülmektedir. Kütahya Dumlupınar Üniversitesi Cevher Hazırlama Laboratuvarı'nda -500+212 µm ve -212+38 µm boyutlarında sınıflandırılan numune, humprey spirali kullanılarak zenginleştirilmiştir. Zenginleştirme sonucu elde edilen her iki boyuttaki numuneler kül değeri %20 olacak şekilde karıştırılmış ve briketleme işlemlerinde kullanılmıştır.

Briketlerin hazırlanmasında, yanma esnasında kükürdü tutması için %7 oranında kireç kullanılmıştır. Bağlayıcı olarak, şeker pancarından şeker çıkarma işlemi esnasında yan ürün olarak alınan melas kullanılmıştır. Briketler %10, %15 ve %20 melas oranlarında hazırlanmıştır.



Şekil 1. 4 Nolu şlam numunesine ait kimyasal analiz

Yöntem

Çalışmanın ilk kısmında bağlayıcı miktarı ve briketleme basıncının etkisini belirlemek için bir dizi deney yapılmıştır. Briketleme işlemi Carver firmasına ait briketleme presi ve özel olarak üretilen, iç çapı 20, 30 ve 40 mm olan briketleme kalıplarında yapılmıştır (Şekil 2). Laboratuvar ölçekli bu hidrolik pres ile 7,5, 10 ve 12,5 MPa altında silindir şekilli briketler elde edilmiştir. Çalışmanın ikinci kısmında ise briketleme kalitesini belirlemek için, basınç dayanımını ölçümleri gerçekleştirilmiştir. Basınç dayanımı ölçümleri UTEST markasına ait laboratuvar ölçekli cihazda yürütülmüştür. Birbirine paralel iki düz plaka arasına yerleştirilen brikete, artan bir şekilde basınç uygulanmıştır. Briketin kırılmasına kadar sabit hızda yüklenen bu kuvvet, kırılma esnasındaki basınç dayanımı olarak kaydedilmiştir. Tüm ölçümler TS 12055'e göre yapılmıştır.



Şekil 2. (a) Briketleme cihazı, (b) Basınç dayanımı cihazı

Çalışmanın son kısmında ise, kömür briketlemede işlemindeki kalite parametresi olarak görülen basınç dayanımının tahmini bulanık mantık kullanılarak belirlenmiştir. MATLAB programının bulanık mantık modülü kullanılarak yapılan bu çalışmada, Mamdani yöntemi kullanılmıştır. Modelleme işlemlerinde giriş (bağımsız) değişkeni olarak pres basıncı, melas oranı ve briket çapı alınmıştır. Çıkış (bağımlı) değişken ise tahminini yaptığımız basınç dayanımı parametresidir. Şekil 3'te modelde kullanılan giriş ve çıkış değişkenleri görülmektedir.



Şekil 3. Giriş ve çıkış değişkenleri

Bulanık kümeler üyelik fonksiyonları ile tanımlanmaktadır. Bu çalışmada, en iyi sonuçları verdiği için giriş ve çıkış değişkenleri için üçgen fonksiyonu kullanılmıştır. Üyelik dereceleri, üyelik kümesinin şekline göre Eşitlik 1 kullanılarak hesaplanmıştır. Parametrelerin üyelik fonksiyon isimleri dar, orta, geniş; zayıf, normal, güçlü; düşük, normal, yüksek olarak verilmiştir (Şekil 4).



Şekil 4. Parametrelere ait üyelik fonksiyonları

Giriş değişkenleri ile çıkış değişkenleri arasındaki dilsel ilişkilerin tanımlanması kural tablosu ile yapılmaktadır. Kural tablosundaki giriş değişkenleri arasındaki tüm ilişkiler "ve" bağlacı ile oluşturulmuştur.

Buradaki "ve" bağlacı ilişkiler ortaya konulurken çıkış kümesinin üyelik derecesinin atanmasında giriş üyelik derecelerinin en küçük değerinin atanmasını göstermektedir. Üç adet giriş değişkenine ait her bir fonksiyonun sayısını çarparak kural sayısı belirlenmektedir. Bu çalışmada üç adet giriş değişkeninin üç kümesi arasında 27 adet ilişki kuralı oluşturulmuştur (Şekil 5).

File Edit View Options 19. If (KalipÇapi is Geniş) and (PresBasıncı is Zayıf) and (MelasOranı is Düsük) then (Ba 20. If (KalipÇapi is Geniş) and (PresBasıncı is Normal) and (MelasOranı is Düsük) then (Bi 20. If (KalipÇapi is Geniş) and (PresBasıncı is Gücü) and (MelasOranı is Düsük) then (Bi 21. If (KalipÇapi is Geniş) and (PresBasıncı is Gücü) and (MelasOranı is Normal) then (Bi 21. If (KalipÇapi is Geniş) and (PresBasıncı is Sücüi) and (MelasOranı is Normal) then (Bi 23. If (KalipÇapi is Geniş) and (PresBasıncı is Sücüi) and (MelasOranı is Normal) then (Bi 25. If (KalipÇapi is Geniş) and (PresBasıncı is Sücüi) and (MelasOranı is Normal) then (Bi 25. If (KalipÇapi is Geniş) and (PresBasıncı is Gücüi) and (MelasOranı is Normal) then (Bi 26. If (KalipÇapi is Geniş) and (PresBasıncı is Gücüi) and (MelasOranı is Yüksek) then (Bi 26. If (KalipÇapi is Geniş) and (PresBasıncı is Gücüi) and (MelasOranı is Yüksek) then (Bi 27. If (KalipÇapi is Geniş) and (PresBasıncı is Gücüi) and (MelasOranı is Yüksek) then (Bi 27. If (KalipÇapi is Geniş) and (PresBasıncı is MelasOranı is Yüksek) then (Bi 21. If (KalipÇapi is Geniş) and (PresBasıncı is MelasOranı is MelasOranı is Yüksek) then (Bi 27. If (KalipÇapi is Geniş) and (PresBasıncı is MelasOranı is MelasOranı is MelasOranı is Yüksek) then (Bi 21. If (KalipÇapi is Geniş) and (PresBasıncı is MelasOranı is MelasOranı is MelasOranı is MelasOranı is MelasOranı is MelasOranı is MelasOranı is MelasOranı is MelasOranı is MelasOranı is MelasOranı is MelasOranı is MelasOranı is MelasOranı is MelasOranı is MelasOranı is MelasOranı is MelasOra	sınçDaya JasınçDay asınçDaya asınçDaya BasınçDaya	ınımı is BD3 yanımı is BD anımı is BD anımı is BD yanımı is BD	^
19. If (KalıpÇapı is Geniş) and (PresBasıncı is Zayıf) and (MelasOranı is Düsük) then (Ba 20. If (KalıpÇapı is Geniş) and (PresBasıncı is Güclü) and (MelasOranı is Düsük) then (Ba 21. If (KalıpÇapı is Geniş) and (PresBasıncı is Zayıf) and (MelasOranı is Düsük) then (Ba 22. If (KalıpÇapı is Geniş) and (PresBasıncı is Zayıf) and (MelasOranı is Normal) then (Ba 23. If (KalıpÇapı is Geniş) and (PresBasıncı is Zayıf) and (MelasOranı is Normal) then (Ba 24. If (KalıpÇapı is Geniş) and (PresBasıncı is Normal) and (MelasOranı is Normal) then (Ba 25. If (KalıpÇapı is Geniş) and (PresBasıncı is Zayıf) and (MelasOranı is Normal) then (Ba 26. If (KalıpÇapı is Geniş) and (PresBasıncı is Zayıf) and (MelasOranı is Yüksek) then (Ba 27. If (KalıpÇapı is Geniş) and (PresBasıncı is Zayıf) and (MelasOranı is Yüksek) then (Ba 27. If (KalıpÇapı is Geniş) and (PresBasıncı is Normal) and (MelasOranı is Yüksek) then (Ba 27. If (KalıpÇapı is Geniş) and (PresBasıncı is Normal) and (MelasOranı is Yüksek) then (Ba 27. If (KalıpÇapı is Geniş) and (PresBasıncı is Mormal) and (MelasOranı is Yüksek) then (Ba 37. If (KalıpÇapı is Geniş) and (PresBasıncı is Mormal) and (MelasOranı is Yüksek) then (Ba 38. If (MalıpÇapı is Geniş) and (PresBasıncı is Mormal) and (MelasOranı is Yüksek) then (Ba 39. If (MalıpÇapı is Geniş) and (PresBasıncı is Mormal) and (MelasOranı is Yüksek) then (Ba 39. If (MalıpÇapı is Geniş) and (PresBasıncı is Mormal) and (MelasOranı is Yüksek) then (Ba 30. If (M	sınçDaya lasınçDaya asınçDaya asınçDaya BasınçDaya	ınımı is BD3 yanımı is Bl anımı is BD anımı is BD yanımı is BD	^
If and and KalıpÇapı is PresBasıncı is MelasOranı is Dar AZayıf Düsük A Orta Normal Geniş Güclü Yüksek	asınçDay BasınçDay BasınçDay	vanımı is BC vanımı is BC ayanımı is B yanımı is B	~
none none none none v	Then Basin BD3 BD4 BD5 BD6 BD7 none	ıçDayanımı	is
Connection Weight: or and 1 Delete rule Add rule Change rule		<< >	ò

Şekil 5. Modele ait kurallar

Çıkarım işlemi "min-max" çıkarım kuralına göre oluşturulmuştur. Çalışmada durulama işlemi için yaygın olarak kullanılan ağırlık ortalaması (centroid of gravity, COG) yöntemi kullanılmıştır. Ağırlık ortalaması yöntemi en yaygın kullanılan durulaştırma yöntemlerinden birisidir (Lee, 1990). Ağırlık ortalamasını hesaplamak için;

$$WI = \sum_{i=1}^{n} \frac{\mu_i \cdot u_i}{\mu_i}$$
(2)

bağıntısı kullanılmıştır. Burada μ_i üyelik derecesini, μ_i üyelik kümesinin bulanık olmayan değerini ve "WI" ise durulanmış çıkış değerini göstermektedir.

DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Basınç dayanımının bulanık mantık ile tahmininin amaçlandığı bu çalışmada geliştirilen Mamdani modeli ile hem giriş hem de çıkış değişkenlerine ait üyelik fonksiyonlarının şekil ve sayısı ile oluşturulan kural tablosu tamamen elde edilecek sonuçların gerçeğe yakınlığına göre belirlenmiştir. Buna bağlı oluşturulan modele verilerin girilmesi ile belirli bir seviyede basınç dayanımı tahmini sağlanabilmektedir.

Üyelik fonksiyonları arasındaki ilişki kurallara bağlı olarak oluşturulduktan sonra, her bir giriş değişkeni için yeni veriler girilirse, farklı üyelik fonksiyonları ve bunlarla ilişkili kurallar etkinleştirilmiş olur. Buna bağlı olarak etkinleşen çıkış kümesi sayesinde çıkış değişenine ait yeni bir değerin elde edilmesini sağlayacaktır. Şekil 6'da giriş değişkeni olan kalıp çapı 22 mm, pres basıncı 8 MPa ve melas oranı %18 olarak girildiği görülmektedir. Bu verilere bağlı olarak sonuç göstergesinde basınç dayanımı ise 7,03 MPa olarak belirlenmiştir. Çıkış parametresinin giriş parametrelerine bağlı olarak değişimi 3 boyutlu olarak Şekil 7'de görülmektedir.



Şekil 6. Basınç dayanımına ait bulanık model için kurallara bağlı sonuç göstergesi



Şekil 7. Basınç dayanımına ait giriş değişkenleri değişiminin 3 boyutlu sonuç göstergesi

Model ile bulunan basınç dayanımı sonuçları ve laboratuvarda yapılan gerçek deneysel sonuçlar modeli doğrulamak için karşılaştırılmıştır (Şekil 8). Grafiğe göre R² değeri 0.9054 olarak elde edilmiştir. Bu, modelden elde edilen değerler ile gerçek değerlerin birbirine benzer sonuçlar verdiğini göstermektedir.



Şekil 8. Denesel sonuçlar ile bulanık sonuçların dağılımı

SONUÇLAR

Bulanık mantık kullanılarak briketlerin basınç dayanım değerlerinin değişimini incelediğimiz çalışmada, Mamdani yöntemi kullanılmıştır. Melas oranı, pres basıncı ve briket çapının giriş değişkeni olarak girildiğinde basınç dayanımı tahmini yapılmıştır. Model ile bulunan basınç dayanımı sonuçları ile deneysel olarak elde ettiğimiz sonuçlar kıyaslandığı zaman, grafikten R² değeri 0.9054 olarak elde edilmiştir. Bu değer, modelin gerçek basınç değerine benzer sonuçlar üreteceğini göstermektedir. Böylece kömür briketleme için kullanımının işçilik maliyeti ve zaman bakımından kazanç sağlayacaktır. Bu çalışmada kullanılan parametreler çeşitlendirilerek ve ek olarak farklı bölgelerden alınan kömürlerden elde edilen veriler modele dahil edilerek, modelin gücü ve uygulanabilirliği arttırılabilir.

KAYNAKLAR

- Abkhoshk, E., Kor, M., Rezai, B. (2010). A study on the effect of particle size on coal flotation kinetics using fuzzy logic, Expert Systems with Applications, *37*, *7*, 5201-5207.
- Altun, N.E., Hicyilmaz, C., Bagc,i, A.S. (2003). Combustion Characteristics of Coal Briquettes. 1. Thermal Features, Energy & Fuels, *17*, 1266-1276.
- Guo, Z., Wu, J., Zhang, Y., Cao, K., FengJie, Y., Liu, J., Li, J. (2013). Briquetting optimisation method for the lignite powder using response surface analysis, Fuel, *44*, 1078-1085.
- Güleç, M., Uçar, A., Gülbandılar, E. (2015). Linyit Kömürünün Alt Isı Değerinin Bulanık Mantık Kullanılarak Tahmin Edilmesi, Akademik Bileşim, Eskişehir.
- Güler, İ., Tunca, A., Gülbandılar, E. (2008). Detection of traumatic brain injuries using a fuzzy logic algorithm, Expert Systems with Applications, *34*, *2*, 1312-1317.
- Gürbüz Beker, Ü. (1997). Briquetting of Af\$n-Elbistan lignite of Turkey using different waste materials, Fuel Processing Technology, *51*, 137- 144.
- Janewicz, A., Kosturkiewicz, B., Magdziarz, A. (2019). Briquetting Lignite-Biomass Blends to Obtain Composite Solid Fuels for Combustion Purposes, IOP Conf. Ser. Earth Environ. Sci., 214.
- Kaliyen, N., Morey, R.V. (2009). Factors affecting strength and durability of densified biomass products, Biomass and Bioenergy, *33*, 337-359.
- Lee, K.H. (1990). Fuzzy logic in control systems: fuzzy logic controller, Part II, IEEE Transactions on Systems, Man and Cybernetics, 20, 2, 419-435.
- Manyuchi, M.M., Mbohwa, C., Muzenda, E. (2018). Value-adding coal fines and sawdust to briquettes using molasses as a binder, S Afr J Chem Eng, *26*, 70–73.
- Meyers, R. A., Laskowski, J. S., Walters, A. D. (2001). Coal Preparation. in: Elnyclopedia of physical science and technology. R. A. Meyers (Eds.) (pp. 277), California: Academic Press.
- Xu, K. (2002). Briquetting method for biomass coal and its influencing factors, Fuel and Energy Abstracts, 43, 4, 239.
- Zarringhalam-Moghaddam, A., Gholipour-Zanjani, N., Dorosti, S., Vaez, M. (2011). Physical properties of solid fuel briquettes from bituminous coal waste and biomass, J Coal Sci Eng China, *17*, 434–438.

TÜRKİYE YERALTI KÖMÜR MADENLERİNDE DELME PATLATMA PROBLEMLERİ VE ÇÖZÜM ÖNERİLERİ DRILLING BLASTING PROBLEMS AT THE UNDERGROUND COAL MINES IN TURKEY AND SUGGESTIONS FOR ITS SOLUTION

M. Erdil

Maden Mühendisi (mufit.erdil@gmail.com)

ÖZET

Yeraltı kömür madenciliği delme patlatma uygulamalarına, ortamın metan ve kömür tozu içermesi, bunlara bağlı olarak grizu ve kömür tozu patlama tehlikesi nedeniyle özel önem verilmesi gerekir. Bu yüzden tüm dünyada bu konuda çok sıkı yasal kurallar uygulanır. Ancak Türkiye'de geçerli tüzük ve yönetmeliklerde, kömür madenciliğine yönelik, delme ve patlatma hükümleri maalesef çok azdır. Gelişmiş ülkelerin yasal yönetmeliklerine bakıldığında, bizim yönetmeliklerimizde olmayan çok sayıda kısıtlayıcı tedbirlerin olduğu görülmektedir. Günümüzdeki gelişmiş delici makineler ve patlayıcı maddeler göz önüne alındığında, işletmelerdeki mühendislerin bilimsel gerçekler ve olmayan yasal kurallar arasında sıkıştığı gözlenmektedir. Örneğin, verimli ilerlemeler için gecikmeli kapsül kullanımında gecikmenin belirlenmesi, deliklere konulacak patlayıcı miktarı, güvenli delik düzeni gibi konular, yol gösterici yönetmelikler olmaması nedeniyle mühendislerin karar vermesini zorlaştırmaktadır. Bu bildiride olması gereken kısıtlayıcı tedbirler ele alınacak ve uygulanabilir çözüm önerileri sunulacaktır.

Anahtar Sözcükler: Yeraltı, kömür, grizu, patlayıcı maddeler, çözüm

ABSTRACT

Particular attention should be paid to drilling and blasting applications in underground coal mining due to the mine atmosphere contains gaseous, primarily methane and associated fire damp and coal dust. Therefore, very strict legal regulations are applied in this regard all over the world. Unfortunately, there are few rules for drilling and blasting specific to coal mining in the current regulations in Turkey. When we look at the legal regulations of developed countries, it is seen that there are many restrictive rules that are not in our regulations. Considering today's advanced drilling machines and explosive materials, it is observed that engineers working at mine sites are stuck between scientific facts and non-existent legal rules. For example, issues such as the how long delay time in the use of delayed detonators, the amount of explosive to be charged in the holes, the safe drilling pattern for efficient advances make it difficult for engineers to make decisions due to the lack of guiding regulations. In this paper, the necessary restrictive rules will be discussed and applicable solution suggestions will be presented.

Keywords: Underground, coal, firedamp, explosives, solution

GİRİŞ

Yerüstü madenciliğine göre koşulları daha ağır olan yeraltı madenciliğinde, çıkarılan cevher kömür olunca koşullar daha da ağırlaşmaktadır. Gazlı ortam, metan salınımı ve buna bağlı grizu tehlikesi ile kömür tozu patlamasına yol açabilecek ortam, yapılacak çalışmalarda iş güvenliği önlemlerinin üst düzeyde alınmasını gerektirmektedir. Tüm dünyada yaşanan acı tecrübeler sonucu, yeraltı kömür madenciliği ile ilgili zorunlu yasal düzenlemeler özel bir yer tutmaktadır. Yasal düzenlemelerin en önemli konusunu ise, kullanılacak patlayıcı maddeler, ateşleme sistemleri ile bunlara bağlı yapılacak delik düzeni, doldurma ve ateşleme yöntemleri oluşturmaktadır.

Grizu patlamalarıyla ağır bedeller ödediğimiz Türkiye yeraltı kömür madenciliğinde, delme ve patlatma uygulamaları için yasal düzenlemeler maalesef yok denecek kadar azdır. Bu durum işletmelerdeki mühendisleri üretimi arttırırken, olmayan kurallar ile alınması bilimsel gereklilik olan iş güvenliği önlemlerinin arasına sıkıştırmaktadır. Bu bildiride, iş güvenliği tüzük veya yönetmeliklerinde olmayan kurallar, gelişmiş ülkelerin yasal düzenlemelerinde aranmış ve işletmecilere yol gösterici çözüm önerileri olarak sunulmuştur.

YASAL MEVZUAT ve SORUNLAR

Türkiye yeraltı kömür madenciliğinde, delme ve patlatma uygulamalarını düzenleyen kurallar;

- 1. 87/12028 sayılı Tekel Dışı Bırakılan Patlayıcı Maddelerle İlgili, Av Malzemesi ve Benzerlerinin Usul ve Esaslarına İlişkin Tüzük,
- 2. 2013/28770 sayılı Maden İşyerlerinde İş sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliğinde yer almaktadır.

Bu kurallar da, sadece "2013/28770 sayılı Maden İşyerlerinde İş sağlığı ve Güvenliği Yönetmelik" te yer almaktadır. 87/12028 sayılı tüzük, sadece grizu güvenli patlayıcıların ithalinde, galeri denemelerinin yapıldığının belgelenmesini şart koşmuştur.

2013/28770 sayılı Maden İşyerlerinde İş sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliğinde yer alan maddeler özetle aşağıdaki gibidir;

Grizulu maden ocaklarında yalnız bu tür ocaklar için uygun olan patlayıcı maddeler ve ateşleyiciler kullanılacağı (Madde 10.16-), patlayıcı maddenin boyunun, delik derinliğinin yarısını geçemeyeceği ve kalan boşluğun sıkılama maddesiyle doldurulacağı (Madde 6.7), patlayıcı madde kullanım kısıtlamalarını (Madde 9), grizulu yerlerin tanımı ve %1 den fazla metan varlığı halinde deliklerin doldurulup ateşlenemeyeceğini (Madde 10, 10.1, 10.17, 10.18), toz patlaması tehlikesi karşısında patlayıcı yasağı (Madde 11.2) ve fitille ateşleme yapılamayacağını (Madde 6.8) belirleyen kurallardır.

Maalesef bu yasal düzenlemeler günümüzde işletmecilerin önünü açmamaktadır. Birçok madenimizde mekanizasyona geçilmiş, delikler Jumbo adı verilen delici makinelerle delinmekte, uzun ve çok delik ihtiyacı, bunların verimli olabilmesi için ateşlemede bol gecikme verilmesi istenmektedir. Burada önümüze çıkan başlıca sorunlar şunlardır;

- 1. Ne kadar uzun delikler delmeliyiz ve bunlara doldurulacak patlayıcı miktarı ne olmalıdır? Yürürlükte olan yasal kurallarımız, delik boyuna ve deliğe doldurulacak patlayıcı miktarı delik boyunun yarısını geçmediği sürece miktara karışmamaktadır (2013/28770 nolu yönetmelik madde 6.7). Gelişmiş ülkelerin yasal düzenlemelerine baktığımızda ise, örneğin Amerika Birleşik Devletleri MSHA (Mine Safety & Health Administration), taşta hariç, kömürde yapılan patlatmalarda bir deliğe koyulan patlayıcı madde miktarını 3 pound (1.36 Kg) olarak sınırlamış ve 6 feet den (1.8 mt) kısa deliklerde toplam patlayıcı miktarını, azalan her foot (30 cm) başına ½ pound (450 gr) azaltılmasını şart koşmuştur. Buradaki amaç, infilakı ocak atmosferinden uzak tutmaktır (Pantovic R. 2008). ABD de, infilakı ocak atmosferinden uzak tutmak için, kömürde 60 cm, taşta 50 cm delik yük uzaklık şartı getirilmiştir (USA Code of Federal Regulations).
- 2. Bir seferde toplam kaç delik patlatılmalıdır? Bu konuda Türkiye'de yasal bir kısıtlama yoktur. ABD de 20 den fazla deliğin birlikte patlatılması MSHA' nın iznine bağlanmıştır (Verakis H.C.).
- 3. Gecikmeli kapsül kullanabilir miyiz? Gecikme süreleri ne olmalıdır? İşletmedeki mühendisleri en çok meşgul eden ancak yasal mevzuatımızda herhangi bir kısıtlama öngörülmeyen gecikme konusu, gelişmiş ülkelerde çok sıkı kurallara bağlanmıştır. Örnek olarak, ABD de Bir atımdaki toplam gecikme süresi 1000 ms, delikler arası gecikme en az 50 ile en fazla 100 ms olarak

sınırlandırılmıştır. İngiltere'de bu süreler, kömür içermeyen kuyu ve taşta sürülen galerilerde 5 sn, aynasında 30 cm kömür olan taş galerilerde 750 ms, aynasında 30 cm'den fazla kömür içeren galerilerde 300 ms, kömürde çalışılan yerlerde 100 ms olarak detaylı şekilde belirlenmiştir (ICI Nobel Explosives Booklet ve UK Explosives at Coal Regulation 1993).

4. Ülkemizde ve dünyada yeraltı kömür madenlerinde kullanılacak patlayıcılar grizu güvenli olmak zorundadır. Türkiye'de maalesef grizu güvenli olmayan patlayıcılar bazı madenlerde kullanılmaktadır. Ayrıca üreticilerin grizu güvenli olarak piyasaya sürdükleri patlayıcıların bağımsız bir yetkili kurumdan galeri testlerini yaptırma ve sertifikalandırma zorunluluğu bulunmamaktadır. ABD de yeraltı kömür madenlerinde sadece galeri testleri yapılmış, MSHA onaylı grizu güvenli (permitted) patlayıcılar kullanılabilir.

ÇÖZÜM ÖNERİLERİ

Yukarda belirtildiği üzere, Türkiye'de yeraltı kömür madenciliğinde delme ve patlatma açısından, yasal mevzuat oldukça yetersizdir. Bu durum işletmecileri hem yasal açıdan hem de bilimsel olarak iş güvenliğini sağlama ve aynı zamanda günümüz teknolojilerini kullanarak üretimi arttırmak için nasıl davranacakları konusunda tedirgin etmektedir. Bu amaçla temel sorunlara çözüm aşağıda önerilmektedir.

- 1. Delik boyu ve delik başına doldurulacak patlayıcı miktarı: Bu konuda öncelikle iş güvenliği amacımızın ne olduğu açık bir şekilde anlaşılmalıdır. Hedeflenen iş güvenliği, delik içerisinde infilak eden patlayıcı maddenin, aynanın gerisinden gelebilecek metan gazının maden atmosferindeki oksijen ile buluşması ve ortaya çıkacak kömür tozunun da patlayabilirliği göz önüne alınarak, infilakın çok kısa sürede tamamlanması olmalıdır.
- 2. Bilindiği üzere Grizu patlamasının olabilmesi için üç etkenin bir araya gelmesi gerekir. Bunlar; metan gazı, oksijen ve karışımın patlamasına yol açacak bir ısı kaynağıdır (Güyagüler 2002). Grizu patlamaları, havada %5-15 arası metan bulunduğunda, en şiddetlisi ise, bu oranın %9-9.5 civarında olması halinde meydana gelmektedir. Şekil 1 grizu patlayabilirlik grafiğinde (Coward üçgeni) kırmızı bölge patlayabilir oksijen-metan karışım oranını vermektedir. Metanın ateşlenme ısısı 650-750°C dir. Ancak özelliği itibarıyla, hemen değil, ısı kaynağının belirli bir süre uygulanması sonucunda ateşlenebilir.



Hacmen Metan Konsantrasyonu %

Sekil 1. Grizu patlayabilirlik grafiği Coward Üçgeni (Cheng J.2017)

O halde atım öncesi %1 in altında olan metan konsantrasyonu, deliklerin infilakı sırasında geriden gelecek metan ile yükselerek, ocak havasındaki oksijen ile patlayabilir bir karışım olan grizuya sebep olabilecektir. Delik içerisindeki patlayıcı da gerekli ısıyı sağladığında, ortamda oluşan kömür tozu ile istenmeyen patlama gerçekleşebilecektir (Şekil 2). Kömür tozu, grizu kadar tehlikeli bir ortam yaratmaktadır. Bu nedenle patlayıcı infilakı, grizuyu ateşleyebilecek ısı ve sürenin altında tutulmalı ve ocak havasına yakın olmamalıdır.



Şekil 2. Metan-Oksijen-Kömür tozu patlayabilirlik grafiği (Bartknecht 1996)

- 3. Grizu güvenli patlayıcılar bünyesinde bulunan tuzun etkisi ile diğer patlayıcılara göre daha düşük ısı ortaya çıkartır. Örnek olarak, 4000 m/s infilak hızına sahip, infilak sıcaklığı yaklaşık 2300°C olan ve 250gr ağırlık, Ø32x260mm kartuş boyutundaki grizu güvenli bir patlayıcıyı, delik içerisinde 1 metre boyunca doldurursak, infilak süresi 1ms'nin ¼ ü kadar olacaktır. Grizunun ateşlenmesi ile ilgili yapılan çalışmalarda, 1000°C lik bir ısı kaynağı ile 1 saniye, 1200°C ısıda ise, 20ms süre içerisinde grizunun ateşlendiği görülmüştür. (Skochinsky ve Komarov 1969). Bu dikkate alındığında, kömürde yapılan patlatmalarda, delik başına en fazla bir kilogram ateşlenmesi yerinde olacaktır. Ancak delik boyu ve sıkılama uzunluğu dikkate alınmalıdır. Patlayıcı şarj uzunluğu delik boyunun yarısını geçmemeli, sıkılama boyu 60 cm'den az olmamalıdır.
- 4. Bir atımda azami delik sayısı: Türkiye'deki yasal bir kısıtlama olmamasına rağmen, ABD de 20 delik ile sınırlama getirilmiş, daha fazlası için bu konuda yetkili otorite (MSHA) den özel izin alınması zorunluluğu getirilmiştir. Bu konuda elimizde mühendisçe yorum yapabileceğimiz veri bulunmamaktadır. Bu yüzden, kömürde en fazla 20 delik, taşta sürülen galerilerde, metan varlığı veya uzaklığına bağlı her işletmeye göre bir komisyon kararıyla sayı belirlenebilir. Sınırlanan delik sayısı, anayol hazırlık galerileri gibi büyük aynalarda yeterli gelmediğinde, ayna iki aşamalı olarak patlatılmalıdır.
- 5. Gecikmeli kapsül kullanımı ve gecikme süreleri: Gecikmeli kapsül kullanımında, ABD ve İngiltere'de uygulanan kısıtlamalar göz önüne alınmalı, kömürde yapılan atımlarda, birinci delik ile son delik arasındaki toplam gecikme 100ms'yi aşmamalıdır. Bu durumda 25ms'lik gecikmeli bakır kapsüller ile 50ms atlamalı iki gecikme verilmesi uygundur. Taşta sürülen galeri veya kuyularda, kömüre yakın yerlerde 750-1000ms, kömürden çok uzak ise 5000ms ye toplam gecikme süresi verilebilir.
- 6. Kullanılacak patlayıcı cinsi: Yeraltı kömür madenlerinde mutlaka grizu güvenli patlayıcı maddeler kullanılmalıdır. Kullanılacak patlayıcı maddelerin grizu testleri kesinlikle bağımsız (notified body) bir enstitü tarafından yapılmış ve sertifikalandırılmış olmalıdır.
- 7. Galerileri atımlarında delik düzeni: Mekanize Jumbo delicilerle veya el tabancaları ile yapılan delik paterni için sadece V kesme uygulanmalıdır. Paralel delik düzeninde, ortada açılacak boş delik ocak atmosferini temsil edeceği ve kesme bölgesi deliklerinin, bu boş deliğe 10-15 cm'lik yük uzaklığında olması riskli olup, yeraltı kömür madenciliğine uygun değildir. Delik başına

patlayıcı kısıtlamaları ve V kesme açıları nedeniyle, uzun delik hedeflenmemeli, buna bağlı olarak uzun kızaklı delici yatırımlarından kaçınılmalıdır. Kömürde açılan deliklerin yük mesafesi 60 cm den, taşta sürülen galerilerdeki ise 50 cm den az olmamalıdır.

SONUÇLAR

Yeraltı kömür işletmelerimiz, yetersiz tüzük ve yönetmeliklere rağmen, hem ülkemizde geçerli olan tüzük ve yönetmeliklere uygun, hem de gelişmiş ülkelerde uygulanan kuralları temel alarak, kendi işletme şartlarına göre, işyeri yönetmeliklerini yapabilir. Bunun için işletme bünyesinde oluşturulacak bir iş güvenliği komisyonu, kendi ocak şartlarını bölge bazında tanımlayarak hazırlayacakları işyeri yönetmelikleri ile yukarda önerilen kuralları hayata geçirebilir. Burada temel alınması gereken, koyulan kuralın nedeni tüm işletme çalışanlarınca bilinmesi ve özümsenmesi olmalıdır.

KAYNAKLAR

- Cheng J., Ziming, B., and Apurna, G. (2017). Explosion Risk Assessment Model for Underground Mine Atmosphere, *Journal of Fire Sciences*, 35 (1), 21-35.
- Erdil, M. (2011). Türkiye Yeraltı Kömür Madenlerinde Kullanılan Patlayıcı Maddeler ve Yaşanan Grizu Kazalarındaki Olası Etkileri. Türkiye 22. Uluslararası Madencilik Kongresi (syf 181-187). Ankara
- Gillies. A.D.S., and Jackson, S. (1998). Some Investigations into the Explosibility of Mine Dust Laden Atmospheres, COAL98 Conference WoUongong 18- 20 February
- Güyagüler, T, (2002). Türkiye'de Meydana Gelen Grizu Patlamalarının İrdelenmesi ve Önlem Önerileri, Türkiye 13. Kömür Kongresi Bildiriler Kitabı.
- ICI Nobel's Explosives Company Limited, Explosives in Coal Mining, Booklet, printed by Armac Scotland, NDP 409/6 Ed/33/1172/R577
- Pantovic. R., Zikic. M., and Stojkovic. Zoran. (2008) Blasting Development at Drifting in Underground Coal Mines, *Journal of Mining and Metallurgy*, 44 A (1), 9 - 16
- Skochinsky, A., & Komarov V. (1969). Mine Ventilation, Mir Publishers, Moskow, 580
- UK, Explosives at coal and other safety-lamp mines (explosives) regulations 1993, HCS (Health&Safety Commission)
- USA The Code of Federal Regulations (CFR) MSHA,30 Annual Edition, Subpart N-Explosives and Blasting (syf 626-633)
- Verakis, H.C. (1988). MSHA's New Regulations for Explosives Used in Coal Mines (pp 780-785),

TÜRKİYE'DE PÜLPTE KARBON ALTIN İŞLEME YÖNTEMİNİN SU AYAK İZİ DEĞERLENDİRMESİ WATER FOOTPRINT ASSESSMENT OF CARBON IN PULP GOLD PROCESSING IN TURKEY

E. Güney^{1,*}, N. Demirel¹

¹ Orta Doğu Teknik Üniversitesi (Ankara/Türkiye), Maden Mühendisliği Bölümü (*Sorumlu Yazar: emre.guney@metu.edu.tr)

ÖZET

Bu çalışmanın ana hedefleri, pülpte karbon (CIP) altın işleme tesisindeki proseslerin gri ve mavi su ayak izlerini belirlemek ve su ayak izi özelinde kritik noktaları bulmaktır. Sonuçlar, altının çıkarılması ve işlenmesi dahil olmak üzere toplam mavi su ayak izinin 452,40 m³/kg Au ve toplam gri su ayak izinin 2300,69 m³/kg Au olduğunu ortaya koymuştur. Doğrudan mavi su ayak izi tarafında, 260,61 m³/kg Au değeriyle en büyük pay kayıp dönüş akışına aittir ve bu akışın tek kaynağı atık havuzudur. Dolaylı tarafta ise liç işlemi için kullanılan oksijen tüketiminin 37,38 m³/kg ile en yüksek değere sahip olduğu görülmektedir. Gri su ayak izi için kritik bileşen, 1777 m³/kg Au değeriyle maden atıklarındaki dokuz kirletici arasında açık ara farkla arseniktir. Sonuçlar, madencilik faaliyetlerinde su tüketimini azaltmak için önerilerde bulunmak ve çevre için sürdürülebilir tasarımlar geliştirmek için kullanılacaktır. Çalışma, Türkiye'de altın madenciliğinde su ayak izi değerlendirmesinin ilk uygulaması olan öncü bir çalışma olarak değerlendirilmektedir.

Anahtar Sözcükler: Sürdürülebilirlik, su ayakizi analizi, altın işleme, sürdürülebilir su kullanımı, Türkiye

ABSTRACT

The main objectives of this study are determining grey and blue water footprints and identifying the hotspots of the carbon in pulp (CIP) gold processing using water footprint assessment (WFA). Results revealed that the total blue water footprint, including the extraction and processing of the gold, was found 452.40 m³/kg Au, and the grey WF 2300.69 m³/kg Au. On the direct blue WF side the lost return flow has the largest contribution, with a value of 260.61 m³/kg Au, and the only source of the lost return flow is the tailing pond. On the indirect side, it is seen that the oxygen consumption used for the leaching process has the highest value, with 37.38 m³/kg. For the grey water footprint, the critical component is by far arsenic among the nine contaminants in the mine tailings, with a value of 1777 m³/kg Au. The results will be used to make recommendations for reducing water consumption in mining operations and to develop sustainable design for environment. The study is a pioneering study, being the first implementation of water footprint assessment in gold mining in Turkey.

Keywords: Sustainability, water footprint assessment, gold processing, sustainable water use, Turkey

GİRİŞ

Sürdürülebilir üretim yöntemlerinin giderek öneminin arttığı günümüzde, dünya için en önemli sektörlerden biri olan madencilik sektörünün de bu alandaki gelişmelere ayak uydurması zorunlu hale gelmiştir. Bu anlamda en önemli endüstriyel girdilerinden biri su olan bu sektör üretimin devamı ve büyümesini sürdürmek için daha iyi su yönetimi stratejileri benimsemesi gerekmektedir çünkü bu konu hakkında dünya çapında yapılan araştırmalar göstermektedir ki en büyük küresel madencilik şirketlerinin madencilik faaliyetlerinin yaklaşık yüzde 70'inin su sıkıntısı çeken ülkelerde bulunmaktadır. Uygulanacak

stratejiler ise daha az su tüketimi ve kirleticilerin azaltılması özelinde geliştirilmelidir (Martin vd., 2020; Fashola vd. 2016).

Bu konu Türkiye özelinde madencilik sektörü açısından incelendiğinde, Türkiye'nin dünya ile aynı kaderi paylaştığı bir gerçektir. Türkiye İstatistik Kurumu (TÜİK), 2010 yılından itibaren 2 yılda bir OECD/EUROSTAT'ın tanımı, kapsamı, sınıflandırmaları ve uluslararası düzenlemeler dikkate alınarak madencilik, su, atık su ve atık istatistiklerine göre veriler üretmektedir. Hazırlanan rapora göre madencilik operasyonları 2010 yılında kuyulardan, denizden, maden ocaklarından, nehirlerden, göllerden ve diğer kaynaklardan toplam 55 milyon m³ su çekmiştir. Bu sayı 2012 yılında 116 milyon m³, 2014 yılında 220 milyon m³, 2016 yılında 241 milyon m³ ve 2018 yılında 219 milyon m³ olarak bulunmuştur (TÜİK, 2010, 2012, 2014, 2016, 2018). Üretimdeki büyüme ve yaklaşan su kıtlığı krizi nedeniyle artan su talebi göz önüne alındığında, madenlerin etkin su yönetimi stratejilerini uyarlayarak su ayak izlerini ölçmeleri ve değerlendirmeleri gerektiği kaçınılmaz bir gerçektir.

Son yirmi yılda, su yönetimi sorununun baskısı, bölgelerin, ürünlerin ve süreçlerin su tüketimini ve su kirliliğini ölçmeye yönelik yaklaşımların geliştirilmesine yol açmıştır. Yeni yaklaşımlardan biri su ayak izi değerlendirmesi (SAD) kavramıdır. Bu kavram bir sürecin, bir ürünün, bir tüketicinin, bir tüketici grubunun, coğrafi olarak belirlenmiş bir alanın, bir ulusun, bir işletmenin, bir belediyenin veya bir devlet kurumunun, bir havzanın veya bir nehir havzası, hesaplanan su ayak izinin (SA) çevresel, sosyal ve ekonomik sürdürülebilirliğini değerlendirmek, hesaplanan SA değerini düşürmek ve daha sürdürülebilir bir süreç elde etmek için bir çözüm üretmek temeline dayanan bir metodolojidir (Zhang vd., 2013).

Bu alandaki gelişmelere rağmen, bu metodolojinin küresel anlamda bu sektöre uygulanması sınırlı kalmıştır. Bu yöndeki çalışmalar Güney Amerika ve Güney Afrika'da yoğunlaşmıştır ve Türkiye'de bu konuda daha önce yapılmış bir çalışma bulunmamaktadır. Ayrıca çalışmaların çoğu bakır ve platin madenciliği üzerine olup, literatürde CIP işleme yöntemi ile üretim yapan bir proses tesisinde detaylı bir çalışma bulunmamaktadır.

METOD

SAD dört farklı aşamadan oluşur: hedef ve kapsam belirleme, su ayak izi hesaplama, su ayak izi sürdürülebilirlik değerlendirmesi ve su ayak izi etki değerlendirmesi. İlk aşamada, SAD sürecinin amacı ve kapsamı belirlenir. Bu çalışmanın temel amacı, madenin doğrudan ve dolaylı SA değerini belirlemektir. Bu bilgi ile kritik noktalar tespit edilecek ve SA değerini azaltmak için alınabilecek aksiyonlar belirlenecektir (Aldaya, vd., 2012).

Bu çalışmanın kapsamı, altın cevherinin hem çıkarılması hem de işlenmesi için çalışılan madenin mavi ve gri SA' sını hesaplamaktır. Çalışmada doğrudan ve dolaylı SA incelenmiştir. Dolaylı SA değerine altını üretmek için kullanılan elektrik, yakıt ve kimyasallar dahildir. Ayrıca sahada çalışanların günlük ihtiyaçlarını karşılamak için kullandıkları su da bu kapsamdadır. Hesaplamalar Ocak-Aralık arası on iki aylık bir periyod için yapılmıştır ve fonksiyonel birim olarak 1 kg altın üretmek için kullanılan su miktarı belirlenmiştir.

SAD'de üç tür SA değeri vardır. Mavi SA, yeraltı ve yüzey kaynaklarından (mavi SA kaynakları) ne kadar su tüketildiğini gösteren bir göstergedir. Yeşil SA, yağmur suyundan (yeşil SA kaynağı) ne kadar su tüketildiğini gösterir. Ancak burada dikkat edilmesi gereken kritik nokta, bu kaynağın hiçbir şekilde yer üstü veya yer altı suları ile karıştırılmaması gerektiğidir. Gri SA, kirlenmiş suyu doğal konsantrasyonuna ve mevcut su kalitesi standardına getirmek için harcanan su miktarıdır (Aldaya, vd., 2012).

Mavi SA, tüketilen su kullanımının bir göstergesidir. Tüketimli su kullanımı ise 3 durumu temsil eder ve mavi SA bu 3 durumun toplamıdır. Bu durumlar, Denklem (1)'de görüldüğü gibi, açık yüzeylerden buharlaşan su (Buharlaşan Mavi Su), sanal su içeriği veya gömülü su olarak bilinen ürüne dahil edilen su (Ürüne Dahil Edilen Mavi Su) ve kullanıldıktan sonra aynı havzaya veya aynı periyotta geri dönmeyen suyu (Kayıp Dönüş Akışı) kapsamaktadır (Aldaya, vd., 2012).

SA_{mavi} =Buharlaşan Mavi Su + Ürüne Dahil Edilen Mavi Su + Kayıp Dönüş Akışı (1)

Denklem (2), tesisteki tanklardan ve atık havuzundan kaynaklanan buharlaşmayı hesaplamak için kullanılmıştır. Denklemde V_{Buhar} (ML) buharlaşma kayıplarını, S_{Buhar} hesaplama döneminde suyun kapladığı ortalama yüzey alanını (ha) temsil eder, Pan_{Buhar} raporlama döneminde ölçülen buharlaşma oranlarının (mm) değeridir ve f ise düzeltme faktörüdür. A Sınıfı bir pan ile ölçülen pan buharlaşma oranları için düzeltme faktörü genellikle 0,75 civarındadır (*Water Accounting Framework*, 2014).

$$V_{Buhar} = 0.01 \times S_{Buhar} \times Pan_{Buhar} \times f$$

 (2) Alanda toplanan yağmur suyunun hesaplanmasında Denklem (3) kullanılmıştır. Denklemde V_{Yağış}
 (ML) yağış hacmi, R (mm) hesaplama periyodu sırasında ölçülen yağış miktarı ve SA_{R,M} (ha) açık yüzey alanıdır(*Water Accounting Framework*, 2014).

$$V_{Yagis} = 0.01 \times R \times SAR, M$$
(3)

Ürüne dahil edilen su, V_{ent} (ML) de cevherdeki mavi su olarak kabul edilir. Su miktarını bulmak için, Denklem (4) kullanılır; burada P, raporlama döneminde (Mt) işlenen gelen cevherin miktarıdır ve m, bir kesir olarak nem içeriğidir (*Water Accounting Framework*, 2014).

$$V_{ent} = 1000 \times P \times m$$

(4)

Yıllık dolaylı su ayak izi (SA_{Dolaylı}) hesaplanırken, bu kaynakları üretirken tüketilen su miktarı ile (W_i) 1 kg altın üretmek için bu kaynaklardan gerekli miktar (W_i) ile yıllık üretim miktarına (P) bölünerek 1 yıl içindeki bu kaynaklardan gelen su tüketim miktarı bulunur (Aldaya, vd., 2012):

$SA_{Dolayll} = \sum_{i=1}^{n} \frac{R_i W_i}{P}$	(5)
Denklem (6), bir proses adımında gri su ayak izini hesaplamak için kullanılır (Alc	laya, vd., 2012):
SA _{Gri}	$=\frac{L}{C_{\rm exc}}$
(6)	Cmax –Cnat

(6)

(6) numaralı denklemde, SA_{Gri} (hacim/zaman) bir ürünün toplam gri su ayak izini gösterir, burada L (kütle/zaman) kirletici yükü, C_{max} (kütle/hacim) kirleticinin kabul edilebilir maksimum konsantrasyonudur ve C_{nat} (kütle/hacim) alıcı su kütlesindeki doğal konsantrasyonu gösterir.

Veri

Altın işlemenin SAD uygulanması için Türkiye'de faaliyet gösteren ve CIP yöntemini kullanarak altın cevheri işleyen madenler referans alınmıştır. Bu madenler için teknik raporlar, sürdürülebilirlik çalışmaları ve literatür taraması detaylı olarak incelenmiştir.

Tasarlanan tesiste su tüketiminin bulunabilmesi için proseslerde kullanılan katıların kütlece oranı (pülp oranı), tankların yüzey alanları, tikiner ve atık havuzu da gerçekçi verilere dayalı olarak belirlenmiştir (Önal, 2013; Köksal vd. 2003; Yüce, 2001; *SRK Danışmanlık ve Mühendislik*, 2014; Akçıl, 2002; Sarıkaya ve Orhan, 2018). Evsel atık su deşarjı 30 m³/gündür. Madendeki ocak susuzlaştırma değeri için Northey vd. (2014) tarafından sağlanan 0.15 m³/ton değer kullanılmıştır. Kırıcı ünitesindeki toz bastırma işlemi için kullanılan su miktarı hesaplanırken her kırıcı için temsili olarak bir su spreyi olduğu düşünülmüş ve bu spreyler için su tüketim değeri 10 litre/dakika olarak belirlenmiştir (*Guidance*

for Controlling Silica Dust from Stone Crushing with Water Spray Technology, 2008). Öğütme devresi ise kütlece %75 katı madde içeren bir çubuklu değirmen ve kütlece %72 katı madde içeren bir bilyalı değirmenden oluşmaktadır (Sarıkaya, 2018; Gupta ve Yan, 2006).

Bu çalışma için yapılan araştırma sonucunda Mavi SA'yı hesaplamak için pan buharlaşma verileri Ovacık Altın Madeni Üçüncü Atık Depolama Tesisi ÇED Başvuru Dosyasından elde edilmiştir. Bu raporun verileri Türkiye Cumhuriyeti Meteoroloji Genel Müdürlüğü Bergama İstasyonu'ndan alınmıştır. 1960-2012 yılları arasında toplanan verilerin ortalaması alınarak buharlaşma verileri oluşturulmuştur. Buharlaşma durumunda olduğu gibi, Ovacık Altın Madeni Üçüncü Atık Depolama Tesisi Projesi ÇED Uygulama Dosyasından metrekareye düşen yağış miktarı da alınmıştır (SRK Danışmanlık ve Mühendislik, 2014).

Ayrıca madende üretim aşamalarında kullanılan dizel miktarı, madende kullanılan elektrik miktarı, kullanılan kimyasallar için hesaplanan gömülü sanal mavi SA değerinin hesaplanması için literatüre dayalı bir veri analizi yapılmıştır ve sonuçlar Tablo 1'de gösterilmektedir (Northey vd. (2014); Ecoinvent, 2009; Gu vd. 2018).

Kaynak	Birim Başına SA	Birim
Sodyum Siyanür	0.1956	m³/kg
Kireç	0.02	m³/kg
Hidroklorik Asit	0.0254	m³/kg
Patlayıcılar	0.0338	m³/kg
Elektrik	0.021	m³/kWh
Oksijen	0.0042	m³/kg
Aktif Karbon	0.012	m³/kg
Dizel	0.0013	m³/kg

Tablo 1. Madende kullanılan malzemelerin birim SA değerleri

Gri SA'yı hesaplamak için, kirletici yükü Ovacık Altın Madeni'nin 9 kirletici için haftalık atık havuzu metal analizinden elde edilmiştir ve değerler Tablo 2' de paylaşılmıştır.

Kirletici	C _{max} (mg/L)	C _{nat} (mg/L)	L (mg/L)
Arsenik (As)	0.1	0.02	0.1
Kadmiyum (Cd)	0.1	0.002	0.01
Krom (Cr)	0.5	0.02	0.01
Bakır (Cu)	0.5	0.02	0.44
Demir (Fe)	3.0	0.3	0.047
Kurşun (Pb)	0.1	0.01	0.05
Cıva (Hg)	0.01	0.0001	0.00121
Nikel (Ni)	0.5	0.02	0.05
Çinko (Zn)	2.0	0.2	0.00687

Tablo 2. Gri SA'ya neden olan kirleticilerin değerleri

Bu veri setindeki tüm kirleticiler için 83 haftalık verilerin ortalaması alınarak değerler hesaplanmıştır. Kabul edilebilir maksimum konsantrasyon değeri, Su Kirliliği Kontrolü Yönetmeliği (Tablo 7.1) ve eski IFC Genel Çevre Yönergeleri (1998'de yayınlanmıştır) göre belirlenmiştir. Suyun boşaltıldığı derenin su kütlesindeki doğal konsantrasyon değerleri ise Su Kalite Sınıflandırması (II) değerleri olarak kabul edilmiştir.

SONUÇ

Çalışma, Türkiye'de CIP yöntemiyle altın üreten bir altın madeninin proses tesisinde mavi ve gri SA'sını bulmak için yapılmıştır. Tüm hesaplamalarda fonksiyonel birim olarak 1 kg altın alınmıştır. Çalışma sonunda madene ait mavi SA 452,40 m³/kg Au ve gri SA 2300,69 m³/kg Au olarak bulunmuştur. Sonuçlar, çalışmaya konu olan madenin toplam su ayak izinin %84'ünün gri SA, %16'sının ise mavi SA olduğunu göstermektedir.

Doğrudan ve Dolaylı Mavi SA ve Gri SA

Çalışma sonucunda mavi SA için hem doğrudan hem de dolaylı SA hesaplamaları yapılmıştır. Gri SA dokuz kirletici için hesaplanmıştır. Tesiste gri SA'ya neden olan tek yer atık havuzudur. Madenin doğrudan ve dolaylı mavi SA ve gri SA değerlerine katkıda bulunan tüm etkenlere ait ayrıntılı bilgi Tablo 3'te sunulmaktadır.

SA Kategorisi	Alt Kategori	Etken	Değer (m³/kg Au)
Mavi SA	Doğrudan SA	Ocak Susuzlaştırma	39.09
		Kayıp Dönüş Akışı	260.61
		Günlük Kullanım	3.28
		Nem Miktarı	12.93
		Toz Bastırma	3.72
		Yağmur	3.38
		Buharlaşma	7.95
	Dolaylı SA	Sodyum Siyanür	25.49
		Kireç	0.02
		Hidroklorik Asit	0.81
		Patlayıcılar	22.24
		Elektrik	32.55
		Oksijen	37.38
		Aktif Karbon	0.11
		Dizel	2.73
Toplam Mavi SA			452.40
Gri SA		Atık Havuzu	2300.69

Tablo 3. Doğrudan ve Dolaylı Mavi WF

Bu tablo, çalışmada elde edilen sonuçların bir özeti olarak değerlendirilebilir. Belirtildiği gibi, madenin mavi SA değerine doğrudan neden olan yedi etken varken, dolaylı bir mavi SA' ne neden olan sekiz etken vardır. Tüm değerler arasında kayıp dönüş akış değeri en yüksek mavi SA değerine sahipken, kireç kullanımına bağlı mavi SA değeri en düşük değere sahiptir. Dolaylı tarafta ise liç işlemi için kullanılan oksijen tüketiminin en yüksek değere sahip olduğu görülmektedir. Tablo 1'deki birim SA değerleri dikkate alınarak bir değerlendirme yapıldığında, oksijenin ikinci en düşük değere sahip olduğu görülmektedir. Öte yandan, en büyük dolaylı SA değerine sahiptir. Bunun nedeni, madende oksijen tüketiminin diğer dolaylı katkı sağlayanlara göre çok daha fazla kullanılmasıdır. Gri SA değerinin sadece atık havuzundan kaynaklandığı da tabloda görülmektedir. Tablo 4' te madende gri SA' ne neden olan dokuz kimyasalın katkısını göstermektedir.

Tablo 4. Gri SA Değerleri

Kirletici	Gri SA Değeri (m³/kg Au)
Arsenik (As)	1777

Kadmiyum (Cd)	29
Krom (Cr)	6
Bakır (Cu)	261
Demir (Fe)	5
Kurşun (Pb)	158
Cıva (Hg)	35
Nikel (Ni)	30
Çinko (Zn)	1

Dokuz kirletici arasında gri SA değeri en yüksek olan açık ara ile arseniktir. Arsenik, 1777 m³/kg Au değeri ile toplam gri SA'nın %77,23'ünü oluşturur. Burada su kirliliği hakkında genel bir yorum yapmak ve bir gösterge bulmak için arsenik kaynaklı gri su SA değerine odaklanmak yeterli olacaktır. Ancak, diğer kirleticiler için de gri SA değerine azaltmaya yönelik olarak formül bulmak elbette çok önemlidir.

Öneriler

Sürdürülebilir su yönetimi için bir başlangıç noktası olarak, atık barajından operasyonlarda kullanılmak üzere daha fazla suyun geri dönüştürülmesi, kaybedilen geri dönüş akışını azaltabilir. Kaybedilen dönüş akış değeri, atık tesisinden alıcı ortama verilen deşarj suyu olduğundan, daha fazla geri dönüşüm ile deşarj değeri azalacaktır. Bu sayede proses tesisi için gerekli suyu elde etmek için kuyulardan daha az su çekilecektir. Aynı zamanda atıkların atık barajına gönderilmeden önce son bir filtrasyon işlemi de kayıp geri dönüş akış değerini azaltacaktır (Gunson vd., 2012). Bölgesel olarak özellikle atık barajının en geniş yüzey alanına sahip olduğu yaz aylarında buharlaşmayı önleyecek çözümler alınmalıdır.

Arsenik oldukça toksik ve birikim yapan bir elementtir. Dünya Sağlık Örgütü, arseniği sulu atık akışlarındaki ana kirleticilerden biri olarak ilan etmiştir. Bu nedenle, arsenik konsantrasyonunun atık su ile doğal bir sisteme verilmeden önce azaltılması önemlidir. Arsenik içeriği en çok gri SA'ne neden olduğundan, atık su çevreye salınmadan önce sudaki arsenik konsantrasyonu yeni yöntemler kullanılarak daha da azaltılmalıdır. Bu önlemler, arsenik giderimi için yeni teknolojilerin kullanılmasıyla alınabilir. Langsch vd. (2012), arsenik konsantrasyonun düşürmek amacı ile 14 yönteminin avantaj ve dezavantajları çalışmışlardır. Bu yöntemlerin değerlendirilmesi ve maden atıklarına uygun olanın uygulanması ile arsenik konsantrasyonu azaltılabilir.

KAYNAKLAR

 Akçıl, A. (2002). Cyanide control in tailings pond: Ovacık gold mine. In Proceedings of the Symposium on Environmental Issues and Waste Management in Energy and Mineral Production (SWEMP Conference).
 Kaynak
 https://www.researchgate.net/publication/256445900_Cyanide_control_in_tailings_pond_Ovacik_ gold mine

Aldaya, M.M., Chapagain, A.K., Hoekstra, A.Y., Mekonnen, M.M (2012). *The Water Footprint Assessment Manual*; Earthscan; Kaynak adresi:

Ecoinvent (2009). *Ecoinvent Database v3.7.1*; Ecoinvent Center: Dubendorf, Switzerland.

- Fashola, M.O., Ngole-Jeme, V.M., Babalola, O.O (2016). Heavy metal pollution from gold mines: Environmental effects and bacterial strategies for resistance. *Int. J. Environ. Res. Public Health*, *13*, 1047.
- Gu, H., Bergman, R., Anderson, N., Alanya-Rosenbaum, S. (2018). Life cycle assessment of activated carbon from woody biomass. *Wood Fiber Sci.*, *50*, 229–243.
- Guidance for Controlling Silica Dust from Stone Crushing with Water Spray Technology. (2008). Kaynak adresi:

http://www.okinternational.org/docs/Guidance%20for%20Controlling%20Silica%20Dust%20from% 20Stone%20Crushing% 20with%20Water%20Spray%20Technology%20-%20for%20Employers.pdf

- Gunson, A.J., Klein, B., Veiga, M., Dunbar, S. (2012). Reducing mine water requirements. J. Clean. Prod. 21, 71–82.
- Gupta, A., Yan, D. (2006). Mineral. Processing Design and Operation an Introduction, 1st ed.; Elsevier: Amsterdam, The Netherlands, 2006.
- https://waterfootprint.org/media/downloads/TheWaterFootprintAssessmentManual_2.pdf
- Köksal, E., Ormanoğlu, G., Devuyst, E.A. (2003) Cyanide destruction: Full-scale operation at Ovacık gold mine. *Eur. J. Miner. Process. Environ. Prot., 3*, 270–280.
- Langsch, J.E., Costa, M., Moore, L., Morais, P., Bellezza, A., Falcão, S. (2012) New technology for arsenic removal from mining effluents. *J. Mater. Res. Technol.*, *1*, 178–181.
- Maden İşletmeleri Su, Atıksu ve Atık İstatistikleri. 2010. Kaynak adresi https://data.tuik.gov.tr/Bulten/Index?p=Maden-Isletmeleri-Su,-Atiksu-ve-Atik-Istatistikleri-2010-10799
- Maden İşletmeleri Su, Atıksu ve Atık İstatistikleri. 2012. Kaynak adresi https://data.tuik.gov.tr/Bulten/Index?p=Maden-Isletmeleri-Su,-Atiksu-ve-Atik-Istatistikleri-2012-16173
- Maden İşletmeleri Su, Atıksu ve Atık İstatistikleri. 2014. Kaynak adresi https://data.tuik.gov.tr/Bulten/Index?p=Maden-Isletmeleri-Su,-Atiksu-ve-Atik-Istatistikleri-2014-21625
- Maden İşletmeleri Su, Atıksu ve Atık İstatistikleri. 2016. Kaynak adresi https://data.tuik.gov.tr/Bulten/Index?p=Maden-Isletmeleri-Su,-Atiksu-ve-Atik-Istatistikleri-2016-24879
- Maden İşletmeleri Su, Atıksu ve Atık İstatistikleri. 2018. Kaynak adresi https://data.tuik.gov.tr/Bulten/Index?p=Maden-Isletmeleri-Su,-Atiksu-ve-Atik-Istatistikleri-2018-30670
- Martín, A., Arias, J., López, J., Santos, L., Venegas, C., Duarte, M.; Ortíz-Ardila, A., de Parra, N., Campos, C., Zambrano, C.C., (2020). Evaluation of the effect of gold mining on the water quality in Monterrey, Bolívar (Colombia). *Water*, *12*, 2523.
- MCA, (2014);. Water Accounting Framework for the Minerals Industry; Sustainable Minerals Institute: St Lucia, Australia, Volume 1.3, Kaynak adresi:

https://www.minerals.org.au/sites/default/files/WAF_UserGuide_v1.3_(Jan_2014).pdf

- Northey, S.A., Haque, N., Lovel, R., Cooksey, M.A. (2014). Evaluating the application of water footprint methods to primary metal production systems. *Miner. Eng.*, *69*, 65–80
- Önal,G. BAT Practice at Ovacık Gold Mine. (2013). Available online: https://docplayer.net/24286042-Batpractice-at-ovacikgold-mine-g-onal.html
- Sarıkaya, S. (2018). *Investigations on the Effects of Main Operating Parameters on the Leaching Recovery for a Gold Ore*, Msc. Thesis, Hacettepe University: Ankara, Turkey, 2018.
- SRKDanışmanlıkveMühendislik,A.Ş.(2014).OvacıkAltınMadeniÜçüncüAtıkDepolamaTesisiProjesiÇEDBaşvuruDosyası.Kaynakadresi:http://eced.csb.gov.tr/ced/jsp/dosya/dosyaGoster.htm?id=26456
- Yüce, A., Köksal, E., Önal, G. (2001). Gold Mining and Tailings Dam in Ovacık, Turkey. VI SHMMT I XVIII ENTMME., pp. 527–530. Kaynak adresi: http://artigos.entmme.org/download/2001/environmental_issues/1006%20-%20A.%20Ekrem%20Y%C3%BCce_Erkan%20Koksal_G%C3%BCven%20Onal%20%20GOLD%20MININ G%20AND%20TAILINGS%20DAM%20IN%20 OVACIK,%20TURKEY.pdf
- Zhang, G.P., Hoekstra, A.Y., Mathews, R.E. (2013). Water Footprint Assessment (WFA) for better water governance and sustainable development. *Water Resour. Ind.*, 1–2, 1–6.

ULTRASONİK ÖN İŞLEMİN FLOTASYON YÖNTEMİ İLE KÖMÜRDEN KÜL VE KÜKÜRT UZAKLAŞTIRMAYA ETKİSİNİN ARAŞTIRILMASI

INVESTIGATION OF THE EFFECT OF ULTRASONIC PRETREATMENT ON COAL DEMINERALIZATION AND DESULFURIZATION BY FROTH FLOTATION METHOD

U. Demir^{1,*}, A. Aydın¹

Dumlupınar Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi Maden Mühendisliği Bölümü (*Sorumlu yazar: ugur.demir@dpu.edu.tr)

ÖZET

Dünyadaki enerji üretimin ¾'ü fosil kökenli kaynaklardan elde edilirken elektirik enerjisi üretiminin ise yaklaşık %25'i kömürden üretilmektedir. Dünyada olduğu gibi ülkemizde de kömür önemini koruyan bir enerji hammaddesidir. Enerji üretiminde kömürün kullanımı hava kirliliği, sera etkisi, asit yağmurları gibi ciddi çevresel problemlere neden olduğu bilinmektedir. Bu problemin önemli bir bölümünü ise kömürün içeriği kükürtten kaynaklanmaktadır. Kömürden kükürt uzaklaştırma, kömürde bulunan kükürdün yapısı ve serbestleşme tane boyutuna bağlı olarak fiziksel yöntemler ile uzaklaştırılabilmekte, fakat bu uzaklaştırma çok sınırlı seviyelerde kalmaktadır. Yüzey özellik farklılığından yararlanılan flotasyon yöntemi ile kömürden inorganik kükürt ve mineral madde önemli oranlarda uzaklastırılabilmektedir. Bu calısmada ön islem olarak uygulanan ultrasonik ses dalgalarının kömür flotasyonuna olan etkileri incelenmiştir. İnorganik kükürt ve mineral madde uzaklaştırmak için en uygun çalışma parametreleri (tane boyutu, katı oranı, bastırıcı miktarı, köpürtücü miktarı ve pH) belirlenmiş, ultrasonik ön işlemden sonra belirlenen bu parametreler uygulanarak elde edilen sonuçlar değerlendirilmiştir. Ultrasonik ön işlem laboratuvar tipi 35 kHz frekans ve 350 W güce sahip ultrasonik banyo farklı sürelerde (1-15 dak) kullanılarak uygulanmıştır. 5 dakikalık ultrasonik ön işlem sonrasında yapılan flotasyon işlemi sonucu %54,90 mineral madde uzaklaştırma ve %14,46 kükürt uzaklaştırma oranları elde edilmiştir. %25,99 kül ve %7,06 toplam kükürt içeren Gediz yöresi kömürlerinden ultrasonik ön işlem sonrasında yapılan flotasyon ile %11,72 kül ve %6,04 toplam kükürt içeren temiz kömür elde edilmiştir.

Anahtar kelimeler: Ultrasonik, kömür, kükürt uzaklaştırma, kül uzaklaştırma, flotasyon

ABSTRACT

Three-quarters of the energy production in the world is produced from fossil origin sources and approximately 25% of the electricity production is from coal. As in the world, coal is an important energy raw material in our country. The use of coal in energy production causes serious environmental problems such as air pollution, greenhouse effect, acid rains. An important part of this problem arises from the sulfur content of coal. Sulfur removal from coal can be removed by physical methods depending on the structure of sulfur in the coal and liberalization grain size, but this removal rate remains very limited. Inorganic sulfur and mineral material can be removed from coal with the flotation method, which utilizes the surface feature difference. In this study, the effects of ultrasonic sound waves as a pretreatment on coal flotation were investigated. The most suitable working parameters for removing inorganic sulfur and mineral substances were determined and the results obtained after applying ultrasonic pretreatment were evaluated. Ultrasonic pretreatment laboratory type 35 kHz frequency and 350 W power ultrasonic bath was applied using different times (1-15 minutes). As a result of the flotation process performed after 5 minutes of ultrasonic pretreatment, 54.90% mineral material removal and 14.46% sulfur removal rates were obtained. After the ultrasonic pretreatment, clean coal

containing 11.72% ash and 6.04% total sulfur was obtained from the coals of Gediz region containing 25.99% ash and 7.06% total sulfur.

Keywords: Ultrasonic, coal, desulfurization, demineralization, froth flotation

GİRİŞ

Flotasyon yöntemi, minerallerin yüzey özellik farklılıklarını kullanarak ince boyutta serbestleşen mineraller ve toz kömürlerin zenginleştirilmesinde kullanılan etkili bir yöntemdir (Xia ve Xie 2017, Yang vd. 2019a, Li vd. 2019a, Mao vd. 2019a, 2019b, 2020). Maalesef, bu yöntemin etkinliği düşük kaliteli ve oksitlenmiş kömürlerin zenginleştirilmesinde sınırlı seviyelerde kalmaktadır. Bunun nedeni olarak da düşük kaliteli ve oksitlenmiş kömürlerin yüzeylerindeki hidrofilik fonksiyonel gruplar (C-O, C=O ve O-C=O) ve gözenekli yapısı gösterilmektedir. Bu durum kömür yüzeyinde stabil su film tabakasının oluşmasına ve kabarcık-tanecik yapışma olasılığının düşmesine neden olmaktadır (Mao vd. 2019a, 2020, Xia vd. 2013, Peng vd. 2018, Yang vd. 2019b, Chen vd. 2020). Kömür yüzeyindeki hidrofilik grupların ve oluşan su filminin çeşitli ön işlem uygulanarak deforme edilmesi flotasyon kabiliyeti düşük kömürün flotasyon yöntemi ile zenginleştirilmesine (kül ve kükürt uzaklaştırma) imkân tanımaktadır. Belirtilen ön işlemlere örnek olarak mekanik dağıtma, daha ince boyutlara ufalama, ısıl işlem, mikrodalga enerji ve ultrasonik ses dalgaları (Özkan ve Kuyumcu 2006, Kang vd. 2008, 2009, Altun vd. 2009, Özkan 2012, Xia vd. 2019) ile muamele sayılabilir.

Ultrasonik ses dalgaları, insan kulağının algılayabileceği frekanstan daha yüksek frekanstaki (> 20 kHz) ses olarak tanımlanmaktadır. Ultrasonik ses de normal sese benzer bir salınım hareketidir. Salınım hareketi olarak meydana gelir, yayılır ve salınım hareketi olarak algılanır. Bu nedenle ultrasonik ses bir mekanik enerjidir. X ışınları, ışık ve radyo dalgaları ile birçok ortak özelliğe sahiptir. Elektriksel olarak meydana getirilmesi, bir noktaya yoğunlaştırılabilmesinin mümkün olması ortak özelliklerden bazılarıdır. En büyük farklılık ise boşlukta ilerleyemiyor olması, ilerleyebilmesi için bir ortamım (hava, sıvı, katı, doku gibi) gerekli olmasıdır (Pesic 1996, Alp 1998, Önal vd. 2003).

Ultrasonik ses dalgaları bir sıvı ortam içerisinde kavitasyon olarak bilinen bir mekanik etki meydana getirir. Ses salınımları herhangi bir ortam içerisinde basınç ve gevşeme aşamalarından oluşan bir dalga olarak hareket etmektedir. Ultrasonik ses dalga kaynağını sıvı içerisine batırılmış oldukça hızlı ileri-geri hareket eden bir pistona benzetmek mümkündür. Bu benzerlikten basınç dalgalarının, sıvı içerisindeki molekülsel etkileşimler aracılığıyla iletilen ileriye doğru vuruş şeklinde anlatılabilir (Alp 1998). Belirtilen bu hareket 10 mikro saniyeden daha kısa bir sürede meydana gelmektedir (Kyllönen vd. 2004).

Dalganın gevşeme aşamasını oluşturan pistonun geri çekme hareketidir. Bu piston saniyede 20000 ileri geri hareket ile çalıştığı zaman ortamda ultrasonik ses oluşmaktadır. Eğer gevşeme aşaması gerektiği kadar güçlüyse, sıvıyı bağlayan moleküller arası kuvvetleri kıracak büyüklükte negatif bir basınç oluşur. Bu işlem aşamasında moleküller ortam boyunca küçük mikro kabarcıklar oluşturarak birbirlerinden ayrılır. Ultrasonik kavitasyon için gevşeme evresini takip eden bir sıkıştırma evresi mevcuttur. Bu mikro kabarcıklar daha sonra büyük bir miktarda enerji açığa çıkararak ani olarak patlamaktadırlar (Şekil 1). 25 °C'lik sıcaklıktaki bir suda güçlü ultrasonik ses dalgaları tarafından oluşturulan kavitayon etkisi ile kabarcıkların çökelmesi yoluyla 5000 °K sıcaklık ve 1000 atmosfer basıncına yakın basınçların oluşturulduğu, ısınma hızının 109K/s'den daha hızlı olduğu tahmin edilmektedir (Pesic 1996, Alp 1998, Suslick ve Price 1999, Farmer vd. 2000a, 2000b, Önal vd. 2003, Kyllönen vd. 2004, Teipel vd. 2004, Küncek ve Sener 2010, Bang ve Suslick 2010, Seidi ve Yamini 2012).



Şekil 1. Ultrasonik ses dalgalarının oluşturduğu kavitasyon etkisi (Leonelli ve Mason 2010, Turan 2007)

Ultrasonik ses dalgalarının cevher ve kömür hazırlama/zenginleştirme işlemlerinde kullanımı son 10-15 yılda belirgin bir şekilde artmış, birçok araştırmacı tarafından kullanılmıştır (Mao vd. 2000, Özkan ve Kuyumcu 2006, Özkan 2012, Özkan 2017, Mao vd. 2019b, Demir 2019).

Ultrasonik ses dalgalarının neden olduğu kavitasyon etkisi, sıvı ortam içerisinde yüksek hızlı şok dalgaları ve mikrojetlerin oluşmasını sağlamaktadır. Bu etki mineral veya kömür yüzeylerinin temizlenmesi sağlamakta, oluşacak kırık ve çatlakla neticesinde ufalanma ve taze yüzeylerin oluşması gibi fiziksel etkilere neden olmaktadır (Özkan 2017), oksidasyon gibi kimyasal etkiler ve mikro kabarcıkların oluşması ultrasonik kavitasyonun pozitif etkilerini oluşturmaktadır. Uygulanan ultrasonik ön işlemin flotasyon yöntemi ile daha yüksek kül ve kükürt uzaklaştırma oranlarının elde edildiği çeşitli araştırmacılar tarafından belirtilmiştir (Mao vd. 2019b, 2000).

Ultrasonik ses dalgaları tarafından oluşturulan kavitasyon kabarcıkları, katı yüzeyde veya yüzeye yakın bir bölgede patlamaları sonucu oluşan mikro jetler, kömür taneciklerinin yüzeyinde bulunan ince kil tabakasını uzaklaştırmakta, yüzeyde kırık ve çatlaklar oluşturarak tane boyutunda bir miktar küçülmeye neden olmakta bununla beraber oksitlenmiş yüzeylerin tahrip edilmesini sağlamaktadır. Bunun sonucu olarak ta taze/hidrofobik yüzeylerin oluşmasına neden olmaktadır (Cao vd. 2017). Taze/oksitlenmemiş yüzeyler kömür flotasyonunun verimini arttırmakta, konsantrenin kül ve kükürt oranının düşmesine neden olmaktadır.

Özkan ve Kuyumcu (2006) ultrasonik ses dalgalarını flotasyon işlemi sırasında kullanmak amacıyla flotasyon hücresini modifiye etmiş, normal hücre ile modifiye hücre sonuçlarını karşılaştırmıştır. Ulrtasonik ses dalgalrının yardımı ile daha yüksek yanabilir verim ve daha düşük kül içeren temiz kömür elde ettiğini belirtmiştir. Kang vd. (2007) ultrasonik işlem öncesi ve sonrasında kömür numunelerinin yüzeylerinde meydana gelen değişimleri incelemişler, kömür yüzeyinin hidrofobişitesinin artığını, kükürt ve mineral maddelerin de hidrofilisitelerinin arttığını ifade etmişlerdir. Kang vd. (2008) ultrasonik ses dalgalarının kömür yüzeyinde meydana getirdiği değişimleri çeşitli teknikler ile incelemişler, ultrasonik öncesi ve sonrası değişimlerin flotasyon performansına olan etkilerini belirlemişlerdir. Elde edilen sonuçlardan ultrasonik ön işlemin kömürde bulunan kül ve kükürdün uzaklaştırılmasında iyileşmelere neden olduğu belirtilirken, aynı yazarlar başka bir çalışmada (2009) ultrasonik ses dalgalarının kömür flotasyonunda pülpün özelliklerinde meydana getirdiği değişimleri incelemişler, pülpün oksijen miktarı, pH ve sıcaklığında meydana gelen değişimler belirlenmiş ve kömürden mineral madde ve kükürt uzaklaştırmada olumlu etkilerinin olduğunu ifade etmişlerdir. Altun vd. (2009) iki farklı oil shale'in flotasyon ile mineral maddesinin uzaklaştırılmasında ultrasonik ses dalgalarının ön işlem olarak kullanıldığı çalışmada, farklı güç ve sürelerde uygulanan ultrasonik ses dalgalarının flotasyon performansına pozitif yönde etkilerinin olduğu belirtilmektedirler. Özkan (2012) bir başka çalışmasında
taş kömürü şlamlarına uyguladığı flotasyon işleminde yine ultrasonik ses dalgalarından yararlanmış, ulrtasonik ses dalgaları ile oluşan temiz yüzeyler sayesinde daha yüksek yanabilir verim ve daha düşük kül içeriğine sahip ürün elde edebildiğini belirtmiştir. Şahinoğlu ve Uslu (2013a, 2013b) ultrasonik ses dalgalarının kömür yüzeyinde meydana getirdiği değişikliklerin yağ aglomerasyonuna olan etkileri incelenmiş ve artan güç ve süreye bağlı olarak elde edilen ürünlerin kül ve kükürt uzaklaştırmada etkisinin pozitif yönde oluğunu belirtmişlerdir. Chandaliya vd. (2018) ultrasonik ses dalgaları ve mikrodalga enerjiyi kimyasal islem öncesinde kullanmışlar ve kömürden ultra temiz kömür elde edilmesi üzerine çalışmışlardır. Farklı kimyasal-kömür karışımı, ön işlem gücü ve süresinin etkileri araştırılmış, ön işlemlerin kömürden kül uzaklaştırmada pozitif etkilerinin olduğunu belirtmişlerdir. Dehbani ve Rahimi (2018) ultrasonik ses dalgalarını kullanarak tabaka halinde akan akışkan ortamda yüzey özellik farkından yararlanarak bitümün kömür kül içeriğinin düşürülmesine çalışılmış, farklı işlem parametrelerinin etkilerini araştırmışlarıdır. Mao vd. (2019a) ultrasonik ses dalgalarını flotasyonda ön işlem ve flotasyon sırasında kullanılması durumunda flotasyon performansına etkisi incelenmiş, flotasyon sırasında uygulanan ultrasonik işlemin flotasyon performansına daha yüksek oranda etki ettiğini ifade etmişlerdir. Zhang vd. (2020) toz kömür flotasyonunda ultrasonik ses dalgaları yardımı ile dizel yağı içerisinde oluşturulan dodecyl trimethylammonium bromide (DTAB) mikroemilsiyonların flotasyon performansına etkilerini araştırmışlar, mikroemilsiyonların kömür hidrofobisitesini ve temas açısının önemli oranda arttırdığını ifade etmişlerdir.

Bu çalışmada Gediz yöresi kömürlerinde kül ve kükürt uzaklaştırmada, flotasyon yöntemi öncesi ön işlem olarak ultrasonik ses dalgalarının etkileri araştırılmıştır. Optimum flotasyon şartları belirlendikten sonra (katı oranı, tane boyutu, toplayıcı miktarı, köpürtücü miktarı vs.) farklı sürelerde uygulanan ultrasonik ön işlemin etkileri incelenmiştir. Ultrasonik ön işlemin kömürden mineral madde ve inorganik kükürt uzaklaştırmada belirgin etkilerinin olduğu tespit edilmiş, bu etkilerin neden kaynaklandığı çalışmada açıklanmaya çalışılmıştır.

MALZEME VE YÖNTEM

Malzeme

Deneysel çalışmalarda kullanılan kömür numuneleri, Kütahya-Gediz'de faaliyet gösteren özel bir şirket tarafından çalıştırılan kömür ocağından temin edilmiştir. Numune alma kurallarına dikkat edilerek alınan kömür numuneleri deneysel çalışmalarda kullanılmak üzere ufalanmış (-4 mm), uygun yöntemler ile azaltılmış ve özelliklerinin değişmemesi amacıyla kilitli poşetlerde saklanmıştır.

Temsili kömür numunlerinin %25,99 kül, %3,3 nem, %32,81 uçucu madde, 5607 kcal/kg ısıl değere sahip olduğu belirlenmiş, ayrıca %7,06 toplam kükürt içerdiği, önemli bir bölümünün (%2,89) ise organik kökenli olduğu tespit edilmiştir. Yüksek oranda kükürt içermesi bu kömürlerin herhangi bir iyileştirme (mineral madde ve kükürt uzaklaştırma) işlemi uygulanmadan ev ve sanayi yakıtı olarak kullanımının önemli çevresel sorunlara neden olacağı aşikardır. Gediz yöresi kömürleri taramalı elektron mikroskop (SEM) ile incelendiğinde, kömür numuneleri çok ince boyutta pirit tanecikleri (5-20 mikrometre boyutta) ve kil mineralleri içermektedir. Numunenin pirit içeriği kömür parçaları içinde kenetli halde (melnikovit), az miktarda kükürdün serbest taneler halinde bulunduğu tespit edilmiştir (Demir ve Elbinsoy 2019). Ayrıca mineralojik analiz (Rigaku MiniFlex marka XRD cihazı) sonucunda ikincil olarak kaolin, illit, dolomit, jibs ve markasit bulunurken, az miktarda da karışık kil mineralleri, feldispat ve opal varlığına rastlanmaktadır.

Deneysel çalışmalarda kullanılan kömürlerinin kimyasal analizi Spectro marka X Lab 2000 model XRF cihazı ile gerçekleştirilmiştir. Kömür bünyesinde önemli miktarda silikat mineralleri (%4,15) ve demirin varlığı (%3,75) tespit edilmiştir.

Deneysel çalışmalarda kullanılan temsili kömür numuneleri laboratuvara getirildikten sonra çeneli kırıcıda iki kademe olarak kırılmış ve farklı boyut gruplarına ayrılmıştır. Kömür numunelerinin tane boyutuna bağlı olarak kül ve kükürt içeriğinde meydana gelen değişim Çizelge 1'de verilmiştir. Çizelgeden de görüldüğü gibi tane boyutuna bağlı olarak kül içeriğinde belirgin bir artış gözlemlenirken, kükürt içeriğinde çok belirgin bir değişim görülmemektedir. Bu durum kömür numunesi bünyesinde bulunan killi yapılar dağılarak daha ince boyutta birikmesi ve yapılan mikroskobik incelemeler sonucu piritik kükürdün oldukça ince boyutta olmasından kaynaklanmaktadır.

Tane Boyutu	Kül	Toplam Kükürt	Alt Isıl Değer
(mm)	(%)	(%)	(Kcal/kg)
+63	19.51	6.90	6237
-63+31.5	25.21	7.42	5683
-31.5+16	25.20	6.93	5685
-16+12.5	24.48	7.08	5754
-12.5+4	23.97	7.35	5803
-4+2	26.80	6.62	5529
-2+1	35.50	6.68	4684
-1	46.85	6.42	3582
Toplam	25.99	7.06	5607

Çizelge 1. Ocaktan alınan temsili kömür numunesinin tane boyut dağılımı ve boyuta bağlı olarak kül, kükürt ve ısıl değer analizleri

Yöntem

İnce boyuttaki kömürden mineral madde ve piritik kükürt uzaklaştırmada yaygın olarak kullanılan flotasyon yöntemi, bu çalışmada da kullanılmıştır. Deneysel çalışmalarda mekanik flotasyon makinesi ve 1 litre hacimli flotasyon hücresi kullanılmıştır. Flotasyon yönteminin çeşitli çalışma parametrelerinin (tane boyutu, katı oranı, pH, toplayıcı miktarı, köpürtücü miktarı) mineral madde ve kükürt uzaklaştırmaya etkileri incelenmiştir. Çalışmanın diğer bir aşaması olan ultrasonik ses dalgalarının etkilerinin belirlenmesi amacıyla Bandalin Sonorex marka 35 kHz frekans ve 320 W güce sahip ultrasonik banyodan yararlanılmıştır.

1 litre hacimli hücrenin kullanıldığı deneylerde önceden belirlenen katı oranının (%15) elde edilmesi amacıyla belli bir tane boyutuna indirilmiş kömür numunesi ve çeşme suyu kullanılmıştır. Kömür numunesinin bütünüyle ıslanması ve homojen bir karışım elde edilmesi için 10 dakika süre ile 1250 rpm karıştırma hızında muamele edilmiştir. Akabinde 5 dakika 500 g/t bastırıcı (Fe(SO₄)₃) ile 5 dakika 600 g/t toplayıcı (gaz yağı) ile kondisyonlama yapıldıktan sonra 400 g/t köpürtücü (Aerofroth 65) ilave edilmiş, flotasyon makinesinin rotor devri 1050 rpm seviyesine indirildikten sonra hava açılarak 2 dakika boyunca köpük alınmıştır. Alınan köpük ve hücrede kalan kömür numuneler önce vakum filtre kullanılarak susuzlaştırılmış, ardından standart kül ve kükürt analizlerinin yapılabilmesi için kurutulmuştur. Kül analizi Nüve marka kül fırınında, kükürt analizleri ise Leco marka SC144 DR model kükürt karbon cihazında yapılmıştır. Elde edilen analiz sonuçlarından mineral madde ve kükürt uzaklaştırma oranları (%) hesaplanmıştır. Yüksek oranda mineral madde ve kükürt uzaklaştırma oranlarının tespit edildiği en uygun çalışma şartları belirlenmiştir. Daha sonra ön işlem olarak uygulanan ultrasonik ses dalgalarının etkisinin belirlenmesi amacıyla farklı sürelerde bir seri deney yapılmıştır. Ultrasonik ses dalgalarının oluşturdukları kavitasyon kabacıkları kömür yüzeyleri veya yüzeye yakın bölgelerde oluşan şok dalgaları ve mikrojetler sayesinde hem mekanik hem de kimyasal etkilere maruz kalmaktadır. Bu etkiler kömür yüzeyinde bulunan ince kil tabakasının dağılması, yeni kırık ve çatlakları oluşması, taze yüzeylerin meydana gelmesi, yüzeydeki oksitli yapıların tahrip edilmesi gibi çeşitli etkilere

neden olmaktadır. Bu amaçla ultrasonik banyoda farklı sürelerde (1-15 dakika) işleme tabi tutulan kömür numunesi, belirlenen optimum şartlarda flotasyon işlemine alınmıştır.

BULGULAR VE TARTIŞMA

Bu çalışma iki bölümden oluşmakta, birinci bölümde Gediz kömürlerinden mineral madde ve kükürt uzaklaştırmak için yapılan flotasyon deneylerinin optimizasyon çalışmaları (tane boyutu, katı oranı, pH, toplayıcı miktarı, köpürtücü miktarı), ikinci bölümde ise ultrasonik ön işlemin (işlem süresi) belirlenen optimum şartlarda uygulanan flotasyon çalışmalarında meydana getirdiği mineral madde ve kükürt uzaklaştırmadaki etkileri verilmektedir.

İlk parametre olan tane boyutunun mineral madde ve kükürt uzaklaştırmaya olan etkilerinin belirlenmesi amacıyla laboratuvar tipi çubuklu değirmen kullanılarak farklı sürelerde (15-60 dak) öğütme yapılış ve d80 boyutları belirlenmiştir. 15, 20, 30, 45 ve 60 dakikalık öğütme sürelerinde sırasıyla 500, 350, 212, 125 ve 75 mikrometre d80 boyutuna sahip numuneler elde edilmiştir. Öğütme işlemini tamamlandıktan sonra kömür numunelerinin oksitlenmesinin önüne geçmek amacıyla hızlı bir şekilde flotasyon hücresine numune aktarılmış, yöntem kısmında belirtilen flotasyon şartları (%15 PKO, 600 g/t toplayıcı, 500 g/t bastırıcı, 400 g/t köpürtücü, pH 8,5-9) uygulanarak flotasyon deneyleri gerçekleştirilmiştir.

Farklı tane boyutlarındaki kömür numuneleri ile yapılan flotasyon deneylerinden elde edilen mineral madde ve kükürt uzaklaştırma oranları Şekil 2'de verilmiştir. Şekil 2 incelendiğinde tane boyutunda meydana gelen değişimle birlikte uzaklaştırılan mineral madde miktarında belirgin bir değişim meydana gelirken (%10,54-19,58), uzaklaştırılan kükürt miktarında birbirine yakın düşük oranlar (%2,83-4,82) elde edilmiştir. Tane boyutu 500 mikrometreden 350 mikrometreye indirildiğinde mineral madde uzaklaştırma oranında belirgin bir miktar artış olurken, tane boyutundaki küçülme devam ettiğinde hem mineral madde hem de kükürt uzaklaştırma oranında belirgin azalmaların olduğu görülmektedir. Bu durum tane boyutu küçüldükçe artan serbestleşme ile birlikte kömür taneciklerinin hava kabarcıklarına yapışarak yüzme olasılığını arttırmakta, ilave olarak ince boyutlu kil içerikli mineral maddelerin hava kabarcıkları ile mekanik taşınma ile yüzdükleri, böylece temiz kömürün mineral madde ve kükürt içeriklerinin artmasına neden olmaktadır. Gediz kömürleri malzeme bölümünde belirtildiği gibi kül oranı oldukça yüksek (%25,99) ve önemli oranda killi yapılar barındırmaktadır. Ayrıca kükürtlü yapılar hemen hemen yarı yarıya organik ve piritik kükürt içermekteler, piritik kükürdün serbestleşme tane boyutu ise oldukça küçüktür (5-20 μm). Bu nedenle elde edilen sonuçlardan da görüldüğü gibi uzaklaştırılan kükürt miktarı oldukça düşük seviyelerde (%4) kalmıştır. Bu durum dikkate alınarak en yüksek mineral madde uzaklaştırma oranının elde edildiği 350 mikrometre tane boyutu en uygun boyut olarak belirlenmiştir.



Şekil 2. Tane boyutunun mineral madde ve kükürt uzaklaştırmaya etkisi (%15 PKO, 600 g/t toplayıcı, 500 g/t bastırıcı, 400 g/t köpürtücü, pH 8,5-9)

Farklı katı oranının (%5-30) mineral madde ve kükürt uzaklaştırmaya etkisinin belirlenmesi amacıyla yapılan flotasyon deney sonuçları Şekil 3'de verilmiştir. Şekil 3 incelendiğinde yüksek katı oranlarında yapılan flotaston deneylerinde hem mineral madde hem de kükürt uzaklaştırma oranlarında istenilen oranlar elde edilememiştir. Yüksek katı oranı kömür flotasyonunda tanecik-kabarcık karşılaşma olasılığını yükselttiği, böylece hem kabarcığa yapışan taneciklerin miktarını arttırmakta hem de yanabilir verimin yükselmesine neden olduğu bilinmektedir. Bu durum hem kömür hem de ince boyutlu özellikle killi minerallerin kabarcıkların peşinde sürüklenerek yüzmesine maalesef selektivitenin de azalmasına yani temiz kömürün kül oranının artmasına neden olmaktadır. Daha düşük katı oranlarında daha temiz yüzen ürün elde edilmekte, fakat proses kapasitesinin düşmesine neden olduğu bilinmektedir. Artan katı oranı yüzen ürünün mineral madde ve kükürt içeriğinin artmasına neden olurken, yanabilir verimde belirgin artışların elde edilmesine neden olmuştur. En yüksek mineral madde uzaklaştırma oranı olan %22,43 değerine %10 katı oranında ulaşıldığı için bu oran devam eden deneylerde kullanılmak üzere belirlenmiştir.



Şekil 3. Katı oranının mineral madde ve kükürt uzaklaştırmaya etkisi (350 μm tane boyutu, 600 g/t toplayıcı, 500 g/t bastırıcı, 400 g/t köpürtücü, pH8,5-9)

Gediz yöresi kömürleri üzerinde yapılan flotasyon deneylerinde, yöre kömürlerinin flotasyon kabiliyetinin yüksek olduğu, bünyede bulunan piritik kükürdün hem ince boyutlarda olması hem de oksitlenme nedeniyle hava kabarcıklarına yapışarak yüzme eğiliminde olması elde edilen yüzen ürünün kükürt içeriğinde belirli oranda artışların olmasına neden olmaktadır. Bu durumun önüne geçmek amacıyla piritik kükürdün bastırılarak hücrede kalması için bastırıcı olarak demir sülfat (Fe(SO4)3) farklı miktarlarda (200-2000 gr/t) kullanılmıştır. Gerçekleştirilen flotasyon deney sonuçları Şekil 4'de verilmiştir. Şekil 4 İncelendiğinde artan bastırıcı miktarı 1000 g/t'a kadar hem mineral madde hem de kükürt uzaklaştırma oranında belirgin artışların meydana gelmesine neden olurken, daha yüksek bastırıcı miktarı uzaklaştırma oranlarında belirgin azalmalara neden olduğu görülmektedir. Uzaklaştırılan kükürt miktarında çok belirgin fark gözlemlenirken, mineral madde miktarı daha ılımlı seviyelerde kaldığı tespit edilmiştir. Elde edilen sonuçlar değerlendirildiğinde 1000 g/t bastırıcı miktarı en uygun miktar olarak belirlenmiştir.



Şekil 4. Bastırıcı miktarının mineral madde ve kükürt uzaklaştırmaya etkisi (350 μm tane boyutu, %10 PKO, 600 g/t toplayıcı, 400 g/t köpürtücü, pH8,5-9)

Piritik kükürdün kömürden uzaklaştırılmasının amaçlandığı bu çalışmada, daha fazla piritik kükürt uzaklaştırmak için NaOH çözeltisi kullanılarak farklı ortam pH'larında (8-10) deneyler gerçekleştirilmiştir. Artan pH değeri piritik kükürdün yüzeylerinin daha fazla hidrofilik özellik kazandığı dikkate alınarak deneyler gerçekleştirilmiş ve elde edilen sonuçlar değerlendirildiğinde %12,89 oranında kükürt uzaklaştırma pH 9,5'da elde edilmiştir. Bu oran piritik kükürdün bir miktar daha fazla bastırılabildiğini göstermektedir. Bilindiği gibi ortam pH değeri flotasyon şartlarının önemli oranda değişmesine neden olmakta, bu durumda flotasyon veriminin önemli ölçüde değişmesini sağlamaktadır.

Daha sonra sırası ile farklı toplayıcı ve köpürtücü miktarlarının mineral madde ve kükürt uzaklaştırma oranlarına etkileri incelenmiştir. Toplayıcı olarak kolay temin edilen ve ucuz olan gaz yağı kullanılırken, kömür flotasyonunda önemli sonuçların elde edildiği Aerofroth 65 köpürtücü kullanılmıştır. Zaten flotasyon kabiliyeti yüksek olan Gediz kömürlerinin yüzdürülmesinde en düşük toplayıcı ve köpürtücü miktarı olan 200 g/t değerleri uygulanmıştır. Daha önce belirlenen en yüksek mineral madde ve kükürt uzaklaştırma oranları olan sırasıyla %41,67 ve %11,61 değerleri, 350 mikron tane boyutu, %10 katı oranı, 1000 g/t bastırıcı miktarı ve pH 9,5'de gerçekleştirilen flotasyon deneylerinde elde edilmiştir.

İkinci aşama olan, en uygun flotasyon şartları (350 mikron tane boyutu, %10 katı oranı, 1000 gr/t bastırıcı miktarı, pH 9,5, 200 g/t toplayıcı miktarı, 200 gr/t köpürtücü miktarı) belirlendikten sonra ultrasonik ses dalgalarının ön işlem olarak uygulanmasına ve mineral madde ve kükürt uzaklaştırmaya olan etkileri incelenmiştir. Bilindiği gibi ultrasonik ses dalgaları yüksek frekanslarda (>20 kHz) elde edilen ve insan kulağı tarafından algılanamayan ses dalgalarıdır. Bu dalgalar sıvı ortam içerisinde oluşturulduğunda kavitasyon kabarcıkları olarak tanımlanan mekanik ve kimyasal etkilere neden olmaktadır. Bu kavitaston kabarcıkları çok kısa sürelerde oluşmakta ve patlamakta, oluşan mekanik etki, kömür yüzeyinde bulunan ince kil tabakasının dağıtılmasına, yeni kırık ve çatlakların oluşmasına, taze yüzeylerin meydana gelmesine, okside olmuş tabakaların tahrip olmasına neden olduğu birçok araştırmacı tarafından ifade edilmektedir (Mao vd. 2019a, 2019b).

Çubuklu değirmen ile d80 boyutu 350 mikrometre boyut altına indirilen kömür numunesi, %10 katı konsantrasyonu olacak şekilde su ile karıştırılıp ultrasonik banyo içerisinde farklı sürelerde (1, 5 ve 15 dakika) ön işleme tabi tutulduktan sonra, belirlenen flotasyon şartlarında deneylere tabi tutulmuştur. Ultrasonik ses dalgalarının mineral madde ve kükürt uzaklaştırma üzerine etkileri Şekil 5'de verilmiştir. Şekil 5'den de görüldüğü gibi ultrasonik ön işlem süresinin artışı ilk 5 dakikalık süre boyunca hem mineral madde hem de kükürt uzaklaştırmada olumlu etkiler gösterirken, artan ultrasonik ön işlem süresi, oranların belirgin bir şekilde değişmesine neden olduğu görülmektedir.



Şekil 5. Ultrasonik ses dalgalarının mineral madde ve kükürt uzaklaştırmaya etkisi (350 mikron tane boyutu, %10 katı oranı, 1000 gr/t bastırıcı miktarı, pH 9,5, 200 g/t toplayıcı miktarı, 200 gr/t köpürtücü miktarı)

Ultrasonik ön işlem yukarıda bahsedilen çeşitli etkiler nedeni ile kömür yüzeyinin ince kil minerallerinden temizlenmesi ve taze hidrofobik yüzeylerin oluşmasına neden olurken, pirit taneciklerinin ise yüzeylerinin hidrofilik olmasına neden olmakta böylece, uzaklaştırılan mineral madde ve kükürt oranında belirgin artışlara neden olmaktadır. Şekil 5'den de görüldüğü üzere artan ultrasonik işlem süresi, durumu tersine çevirmeye başlamaktadır. Uzun ultrasonik işlem köpük-tanecik agregasının bozulmasına, kömür yüzeylerinin yeniden oksitlenmesine neden olduğu ve çeşitli negatif etkilerin görüldüğü birçok araştırmacı tarafından belirtilmektedir (Altun vd. 2009, Feng ve Aldrich 2004). Optimum flotasyon sartlarında (350 mikron tane boyutu, %10 katı oranı, 1000 gr/t bastırıcı miktarı, pH 9,5, 200 g/t toplayıcı miktarı, 200 gr/t köpürtücü miktarı) %41,67 mineral madde uzaklaştırma ve %11,61 kükürt uzaklaştırma oranları elde edilirken, 5 dakikalık ultrasonik ön işlem sonrasında yapılan flotasyon işlemi sonucu %54,90 mineral madde uzaklaştırma ve %14,46 kükürt uzaklaştırma oranları elde edilmiştir. Ultrasonik ön işlem ile mineral madde uzaklaştırmada yaklaşık 13, kükürt uzaklaştırmada yaklaşık 3 puanlık bir artışın olduğu görülmektedir. Böylece %25,99 kül ve %7,06 toplam kükürt içeren Gediz yöresi kömürlerinden %11,72 kül ve %6,04 toplam kükürt içeren temiz kömür elde edilebilmiştir. Sonuçlar ultrasonik ön işlemin Gediz yöresi kömürlerinden mineral madde ve kükürt uzaklaştırmada etkili olduğunu göstermektedir.

Daha yüksek mineral madde ve kükürt uzaklaştırma oranlarının elde edilmesinin sağlanması için ultrasonik ön işlemin farklı frekans ve sürelerde prob tipi ultrasonik ses üreteçleri ile uygulanabileceği gibi, flotasyon işlemi sırasında/eş zamanlı olarak ultrasonik ses dalgalarının uygulanması ile elde edilebileceği düşünülmekte ve bu konu ile ilgili çalışmalar devam etmektedir.

SONUÇ VE ÖNERİLER

Ultrasonik ön işlemin kömür flotasyonunda mineral madde ve kükürt uzaklaştırmaya etkisinin araştırıldığı bu çalışmada aşağıdaki değerlendirmeler yapılabilir.

Kömür flotasyonu, kömürün kalitesi ve flotasyon kabiliyeti ile doğrudan alakalıdır. Kütahya-Gediz yöresi kömürleri yapı itibariyle flotasyon kabiliyeti yüksek olan bir kömürdür.

Flotasyon kabiliyeti yüksek olan bu kömür, yüksek oranda kül ve kükürt içermekte, flotasyon işlemi sırasında ince boyuttaki kil mineralleri ve çok ince boyutta kömür içinde dağılmış vaziyette bulunan piritik kükürtte hava kabarcıklarına yapışarak temiz kömürün kül ve kükürt oranının yüksek olmasına neden olmaktadır.

Flotasyon öncesinde farklı sürelerde uygulanan ultrasonik ön işlem, bünyede bulunan ince kil minerallerinin kömür yüzeyinden temizlenmesine, yeni kırık ve çatlakların oluşmasına ve taze hidrofobik yüzeylerin oluşarak daha düşük kül içeriğine sahip temiz kömürün elde edilmesine neden olmaktadır.

Ultrasonik ön işlem sırasında meydana gelen kırık ve çatlaklar, kömür içerisinde çok ince boyutta dağılmış olan pirit taneciklerinin cüzzi miktarda da olsa yerlerinde ayrılmasına neden olarak temiz kömürde düşük seviyelerde de olsa kükürt oranında bir azalmaya neden olmuştur.

Optimum flotasyon şartlarında (350 mikron tane boyutu, %10 katı oranı, 1000 gr/t bastırıcı miktarı, pH 9,5, 200 g/t toplayıcı miktarı, 200 gr/t köpürtücü miktarı) %41,67 mineral madde uzaklaştırma ve %11,61 kükürt uzaklaştırma oranları elde edilirken, 5 dakikalık ultrasonik ön işlem sonrasında yapılan flotasyon işlemi sonucu %54,90 mineral madde uzaklaştırma ve %14,46 kükürt uzaklaştırma oranları elde edilmiştir.

Ultrasonik ön işlem ile mineral madde uzaklaştırmada yaklaşık 13, kükürt uzaklaştırmada yaklaşık 3 puanlık bir artışın olduğu görülmektedir. Böylece %25,99 kül ve %7,06 toplam kükürt içeren Gediz yöresi kömürlerinden %11,72 kül ve %6,04 toplam kükürt içeren temiz kömür elde edilebilmiştir.

Ultrasonik ses dalgalarının flotasyon öncesinde bir ön işlem olarak kullanılmasının yanında, flotasyon işlemi sırasında hem pülp tabakasına hem de köpük tabakasına uygulanmasının daha temiz yüzen ürün elde edilmesine yardımcı olabileceği, bunun yanında kullanılacak reaktif miktarının da önemli oranda azalabileceği ön görülmektedir.

KAYNAKLAR

- Alp İ. (1998). Yüksek frekanslı ses dalgalarının cevher zenginleştirmede kullanabilirliliğinin araştırılması. Doktora tezi, Osmangazi Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Eskişehir.
- Altun N. E., Hwang J.Y., Hicyilmaz C. (2009). Enhancement of flotation performance of oil shale cleaning by ultrasonic treatment. *Int. J. Miner. Process.*, *91*, 1–13.
- Bang J. H., Suslick K. S. (2010). Applications of Ultrasound to the Synthesis of Nanostructured Materials. *Adv. Mater.*, 22, 1039–1059.
- Cao Q., Cheng J., Feng Q., Wen S., Luo B. (2017). Surface cleaning and oxidative effects of ultrasonication on the flotation of oxidized pyrite. *Powder Technology*, *311*, 390–397.
- Chandaliya V.K., Biswas P.P., Dash P.S., Sharma D.K. (2018). Producing low-ash coal by microwave and ultrasonication pretreatment followed by solvent extraction of coal. *Fuel*, *212*, 422–430.
- Chen Y., Truong Vu N.T., Bu X., Xie G. (2020). A review of effects and applications of ultrasound in mineral flotation. *Ultrasonics Sonochemistry*, *60*, 104739.
- Dehbani M., Rahimi M. (2018). Ash removal from bitumen using ultrasonic falling film contactor. Fuel *Processing Technology*, *173*, 30–39.
- Demir U. (2019). Ultrasonik ses dalgalarının gümüş liçi performansına etkisinin araştırılması. DPU Bilimsel Araştırma Projeleri Birimi, Proje No: 2016-60, Proje Sonuç Raporu.
- Demir U., Elbinsoy S. (2019). Aktif Karbon Üretiminde Yüksek Kükürtlü Kömürlerin Kullanılabilirliğinin Araştırılması. Academic Platform Journal of Engineering and Science, 7-1, 45-51.
- Farmer A.D., Collings A.F., Jameson G.J. (2000a). Effect of ultrasound on surface cleaning of silica particles. *Internation Journal of Mineral Processing*, vol:60,101-113.
- Farmer A.D., Collings A.F., Jameson G.J. (2000b). The application of power ultrasound to the surface cleaning of silica and heavy mineral sands. *Ultrasonics Sonochemistry*, *7*, 243–247.
- Feng D., Aldrich C. (2004). Effect of particle size on the flotation performance of complex sulphide ores. *Miner. Eng.*, *12* (7), 721–731.

Kang W., Xun H., Chen J. (2007). Study of Enhanced Fine Coal De-sulphurization and De-ashing by Ultrasonic Flotation. *Journal of China University of Mining & Technology*, *17(3)*, 0358–0362.

- Kang W., Xun H., Hu J. (2008). Study of the effect of ultrasonic treatment on the surface composition and the flotation performance of high-sulfur coal. *Fuel Processing Technology*, *89*, 1337-1344.
- Kang W., Xun H., Kong X., Li M. (2009). Effects from changes in pulp nature after ultrasonic conditioning on high-sulfur coal flotation. *Mining Science and Technology*, *19*, 0498–0502.
- Kang W., Xun H., Kong X., Li M. (2009). Effects from changes in pulp nature after ultrasonic conditioning on high-sulfur coal flotation. *Mining Science and Technology*, *19*, 0498–0502.
- Küncek İ., Sener S. (2010). Adsorption of methylene blue onto sonicated sepiolite from aqueous solutions. *Ultrasonics Sonochemistry*, *17*, 250–257.
- Kyllönen H., Pirkonen P., Hintikka V., Parvinen P., Grönroos A., Sekki H. (2004). Ultrasonically aided mineral processing technique for remediation of soil contaminated by heavy metals. *Ultrasonics Sonochemistry*, *11*, 211–216.
- Leonelli C., Mason T.J. (2010). Microwave and ultrasonic processing: Now a realistic option for industry. *Chemical Engineering and Processing, 49,* 885–900.
- Li B., Liu S., Guo J., Zhang L., Sun X. (2019a). Increase in wettability difference between organic and mineral matter to promote low-rank coal flotation by using ultrasonic treatment. *Applied Surface Science*, 481, 454–459.
- Li M., XiaY., Zhang Y., Ding S., Rong G., Cao Y., Xing Y., Gui X. (2019b). Mechanism of shale oil as an effective collector for oxidized coal flotation: From bubble–particle attachment and detachment point of view. *Fuel*, *255*, 115885.
- Mao Y., Bu X., Peng Y., Tian F., Xie G. (2020). Effects of simultaneous ultrasonic treatment on the separation selectivity and flotation kinetics of high-ash lignite. *Fuel, 259*, 116270.
- Mao Y., Chen Y., Bu X., Xie G. (2019a). Effects of 20 kHz ultrasound on coal flotation: The roles of cavitation and acoustic radiation force. *Fuel*, *256*, 115938.
- Mao Y., Xia W., Peng Y., Xie G. (2019b). Ultrasonic-assisted flotation of fine coal: A review. *Fuel Processing Technology*, 195, 106150.
- Önal G., Özer M., Arslan F. (2003). Sedimentation of clay in ultrasonic medium. *Minerals Engineering, vol:16*, 129-134.
- Özkan S. G. (2012). Effects of simultaneous ultrasonic treatment on flotation of hard coal slimes, *Fuel, Volume 93*, Pages 576-580.
- Özkan S.G. (2017). Further Investigations on Simultaneous Ultrasonic Coal Flotation. *Minerals, Vol:7*, 177. DOI:10.3390/min7100177.
- Özkan S. G., Kuyumcu H. Z. (2006). Investigation of mechanism of ultrasound on coal flotation. *International Journal of Mineral Processing, Volume 81, Issue 3*, Pages 201-203.
- Peng Y., Mao Y., Xia W., Li Y. (2018). Ultrasonic flotation cleaning of high-ash lignite and its mechanism. *Fuel, 220,* 558–566.
- Pesic B. (1996). Application of ultrasound in solvent extraction of nickel and gallium. Idaho National Engineering Laboratory, Idaho Falls, Idaho.
- Seidi S., Yamini Y. (2012). Analytical sonochemistry; developments, applications, and hyphenations of ultrasound in sample preparation and analytical techniques. *Cent. Eur. J. Chem.* 10(4), 938-976.
- Suslick K. S., Price G. J. (1999). Application of ultrasound to materials chemistry. *Annual Reviews Materials Scinece, vol:29,* 295-326.
- Şahinoğlu E., Uslu T. (2013a). Increasing coal quality by oil agglomeration after ultrasonic treatment. *Fuel Processing Technology*, *116*, 332–338.
- Şahinoğlu E., Uslu T. (2013b). Use of ultrasonic emulsification in oil agglomeration for coal cleaning. *Fuel*, *113*, 719–725.
- Teipel U., Leisinger K., Mikonsaari I. (2004). Comminution of crystalline material by ultrasonics. Int. J. *Miner. Process.* 74, 183–190.
- Turan Ö. (2007). Boraks çözeltilerinden probertit çökmesine ultrases dalgalarının etkisinin incelenmesi. Yüksek Lisans Tezi, İTÜ Fen Bilimleri Enstitüsü, İstanbul.

- Xia W., Xie G. (2017). A technological review of developments in chemical-related desulfurization of coal in the past decade. *International Journal of Mineral Processing*, *161*, 65–71.
- Xia W., Yang J., Liang C. (2013). A short review of improvement in flotation of low rank/oxidized coals by pretreatments. *Powder Technology*, 237, 1–8.
- Xia Y., Wang L., Zhang R., Yang Z., Xing Y., Gui X., Cao Y., Sun W. (2019). Enhancement of flotation response of fine low-rank coal using positively charged microbubbles. *Fuel*, *245*, 505–513.
- Yang L., Li X., Li W., Yan X., Zhang H. (2019a). Intensification of interfacial adsorption of dodecylamine onto quartz by ultrasonic method. *Separation and Purification Technology*, 227, 115701.
- Yang Z., Xia Y., Li M., Ma Z., Xing Y., Gui X. (2019b). Effects of pore compression pretreatment on the flotation of low-rank coal. *Fuel*, 239, 63–69.
- Zhang R., Xia Y., Guo F., Sun W., Cheng H., Xing Y., Gui X. (2020). Effect of microemulsion on low-rank coal flotation by mixing DTAB and diesel oil. *Fuel*, *260*, 116321.

UTILISATION OF BY-PRODUCTS AND ALTERNATIVE CONSTRUCTION MATERIALS IN MINE CONSTRUCTION

M. Koivulahti ^{1, *}, H. Jyrävä ¹, P. Potila ¹, A. Virtanen ², A. Nissinen ³

¹ Ramboll Finland Oy, Environmental Geotechnics R&D (*Corresponding author: marjo.koivulahti@ramboll.fi) ² Fortum Waste Solutions Oy ³ Skarta Finland Oy

ABSTRACT

UPACMIC (Utilisation of by-products and alternative construction materials in new mine construction LIFE12 ENV/FI/000592) is project aiming to utilize alternative construction materials in mining facilities. Alternative construction materials are industrial by-products such as fibre clay. Initial problem targeted by this project is that mine closure consumes high volumes of aggregates. Alternative construction materials can replace non-renewable natural materials such as gravel and moraines and commercial sealing products like bentonite mats and geosynthetic geomembranes. UPACMIC project pilot's alternative material mixtures for cover layers, bottom sealing layers and reactive barriers. Best practices learned in the project are available at a guideline. Cover structures have been tested first in field tests in Pyhäsalmi Mine and Hitura Mine which is being closed. Fibre clay was used for the first time in the mining environment in Finland in cover structures. The sealing bottom piloting includes Sorsasalo and Hitura mine water treatment industrial by-product utilization in vertical sealing barrier construction. The piloting of the reactive barrier was carried out in Hitura Mine. The aim of the pilot is to test two passively operating water treatment structures. The impact of the project actions will be monitored by evaluation of the results from environmental and technical monitoring.

Keywords: Alternative materials, industrial by-products, cover structures, bottom structures, reactive barrier

INTRODUCTION

Rapid growth in Finnish mining industry has been a trend in recent years as of the mined ore and number of companies with mining operations in Finland. Profitability is dependent on metal and industrial minerals price development and simultaneously the global mining sector has suffered from a longer period of lower commodity prices. This means that mines have pressures to reduce costs and improve productivity. Especially in Finland, the public debate is focused on environmental and social impacts of the mines and ministry-level action plan for making Finland a leader in the sustainable extractive industry gives pressure for the mining companies to develop best practices for environmental, ecological and social considerations. Continuous improvement actions are related especially to resource efficiency, new technologies for water purification and waste management. (Ruokonen, E. and Temmes, A. 2018). For these issues UPACMIC project tries to find new solutions.

COVER LAYERS FIELD TESTS IN PYHÄSALMI

Field tests were done in Pyhäsalmi Mine, located in Pyhäjärvi in Finland. The mine has produced copper, zinc and pyrite and in 2019 the mine is gradually closing its operations. Lysimeters were implemented in 2016 as 10 m3 lysimeter structures. Total number of lysimeters were 10. The objective of the field tests was to study materials in real circumstances. Tested materials were earlier tested in the laboratory. Focus in the lysimeter tests was to complement laboratory studies (water permeability and leaching characteristics) with the seeping water results. When the lysimeters were built, notice was taken especially on the material handling, mixing and compacting. The materials chosen for the lysimeters were the most interesting and potential ones which could be later used in larger scale pilot cover structures.

Lysimeter Pilot Materials and Methods

Fine and coarse enrichment sand used in the test was sands hails from the enrichment sand basin D of the Pyhäsalmi mine, from the depth of 0...2,5 m. The enrichment sand segregates to finer and coarser material when it is deposited to the basin as very watery material with the help of outlet pipe. The coarser enrichment sand was more homogenous than the finer sand, so the need of homogenisation was lesser with the coarser material. Based on previous studies, the enrichment sand mainly consists of sulfidic minerals (76%) which occurs mainly as pyrite (iron sulphide) and baryte (barium sulphate). Enrichment sand also contains smaller amount (<5%) of pyrrhotite and small quantity (<5%) silicate minerals e.g. plagioclase, quartz and olivine. Enrichment sands contains also some amount of burnt lime, which is added after the enrichment process to prevent the acid generation caused by sulphide minerals. (Räisänen&Bäcknäs, 2016) Materials used in the test and material information are presented in Table 1.

Material	Al (mg/kg)	Cu (mg/kg)	Fe (mg/kg)	Mn (mg/kg)	Zn (mg/kg)	Ca (mg/kg)	S (mg/kg)	рН (-)	$ ho_d$ (kg/m ³)
Enrichment sand (fine)	7180	680	297000	590	1680	25400	294000	7, 0	1870
Enrichment sand (coarse)	6910	720	315000	430	2180	20700	310000	6, 7	2380
Ash	52400	120	142000	2430	240	72100	12800	9, 5	830
Gypsum	340	13	400	21	20	277000	215000	2, 8	1290
Moraine	12800	55	17500	240	63	5040	350	4, 8	2300
Inert material	11000	20	20800	190	33	6570	210	7, 5	-

Table 1. Total concentrations and material properties of the used construction materials.

Moraine used in the tests was local moraine from the southern part of the mining area. Grains over d60mm were sieved off. Based on the preliminary leaching tests, the moraine might have acid generating properties while the leachate pH was relatively low (4,4 in L/S = 8). However, based on the acid-base accounting (ABA) test results the moraine is non-acid producing. Gypsum used in the test was waste gypsum from Yara fertilizer plant located in Siilinjärvi. Gypsum was stored on top of tarpaulin and covered with tarpaulin. Ash was moistened fresh fly ash from Oulu Energia energy plant. Ash was

moistened in the plant three days before construction to 15,5 % water content when the ash was unloaded from the silo. During the construction the ash was stored in piles on top of the tarpaulin and it was also covered with the tarpaulin. In the lysimeter the ash functioned as a reactive layer, which objective was to change water seeping through the structures. Lawn topsoil was used as a soil layer in the lysimeter. Soil was built to all test lysimeters despite structures numbers 5 and 8. Grass was planted on top of the soil. Inert material refers to the bottom layer made of gravel and functioning as a filtration layer directing the water through the material. Inert material used is equal to sandy gravel. **Lysimeter Structures**

The used vessels are 10 m³ volume cylindric containers, with inner diameter 2.4 m and height 2.2 m. Every vessel is equipped with three drainage pipes (surface runoff, lysimeter, bottom of the vessel). The waters are steered to collecting wells. The waters for analyses are steered to lysimeter wells, from where the water is collected for amount and quality checks. (Karjalainen, N., Autiola, M. and Jyrävä, H. 2016.)

The material layer structure and thickness in each lysimeters are presented in Figure 2. Layer composition was selected based on the preliminary laboratory tests (Karjalainen, N. 2016). 5 different top structures were tested for both coarse and fine enrichment sands including reference structures without top structures (lysimeters 5 and 8). Lysimeter 4 represents traditionally used top structure, moraine and soil cover, used in closure of enrichment sand basins in Pyhäsalmi mine.



Figure 1. The layer structure of the tested lysimeters in Pyhäsalmi Mine.

Sampling from the Lysimeters and Analytics

The bottom wells and lysimeter wells were emptied 2-5 times in month and the seepage water amount was measured. The quality of the seepage water was monitored after 42, 134, 165, 233, 345,

375, 453/459 days. The samples were collected during one-week period from the lysimeter well between emptying. The seepage water amounts varied during the test due to weather conditions.

Lysimeter water samples were analysed for Al, As, Ba, Cd, Cr, Cu, Fe, Hg, Mn, Mo, Ni, Pb, Sb, Se, V, Zn, Ca, K, Mg, Na and S (μ g/I) and also for sulphate, fluoride, chloride and DOC (mg/I). The focus in this study was the leachability of the main components in the enrichment sand Cu, Fe, Zn, S, Ca and sulfate. In addition, pH and conductivity were measured weekly, on average, at the same time when the lysimeter wells were emptied. The main objective was to compare different top structures for fine and coarse enrichment sands and find the most suitable cover structures for future large-scale piloting.

Seepage Water Quality and Amount

The seepage water quality was monitored from each lysimeter wells 6-7 times during the follow-up period 23/05/2016-24/08/2017. The amount of seepage water was determined almost every week. The measured average concentrations of selected parameters (SO₄²⁻, Al, Cu, Fe, Mn, Zn, Ca), pH and cumulative seepage water amount and calculated L/S ratio based on cumulative water amount and dry solid amount, including enrichment sand, moraine and by-products in lysimeters, during follow-up period are shown in Table 2. The average concentrations were calculated mg/kg dry matter based on the cumulative seepage water amount and dry solids.

The comparison of main metal leachate concentrations Cu, Zn and Fe calculated per dry solids are shown in Figure 2 for different coarse and fine enrichment sand top structures. The comparison of S, Ca and sulphate calculated per dry solids are shown in Figure 3 for different coarse and fine enrichment sand top structures.

Table 2. Average concentrations of seepage water and calculated L/S ratios during the test. 6-7 measurements were conducted from each lysimeters during 459-day follow-up. Dry solids used in calculations includes enrichment sand, moraine and industrial by-products. Inert material and soil are excluded. * Lysimeter 6 well had leaked during the tests. **Calcium was determined only from 3 samples during the monitoring period.

Lysimeter no.	SO4 ²⁻ (mg/l)	Al (µg/l)	Cu (µg/l)	Fe (µg/l)	Mn (µg/l)	Zn (µg/l)	Ca** (mg/l)	рН	Cumulative seepage water (I)	Dry solids (kg)	L/S ratio
1	4986	17,1	2,6	10,5	3573	237,1	456	7,7	995	14153	0,07
2	3229	710,8	2,5	30,0	2827	37,9	513	5,8	780	12733	0,06
3	2786	33,8	12,0	25,6	7740	21,0	603	6,0	1120	14065	0,08
4 (traditional)	3103	42,1	2,0	75,3	146	193,3	404	7,5	1047	14090	0,07
5 (no cover)	4914	72,8	4,6	24,3	2464	75 <i>,</i> 9	547	6,5	1169	15370	0,08
6*	4692	15,9	5,1	11,9	1065	502,6	357	7,3	739	10930	0,06
7	4104	22,0	5,5	11,8	1377	666,7	570	7,4	1043	14430	0,09
8 (no cover)	3443	2753	6,7	48,3	8717	203,4	447	5,2	1273	15345	0,09
9	2214	1337	5,4	41,7	8509	123,6	501	4,9	985	11900	0,10
10 1600		2632	15,6	175	11835	206,0	587	4,5	248	13760	0,01
Coarse enrichment sand											

Fine enrichment sand



Figure 2. Average soluble Fe, Zn and Cu concentrations from different top structures in comparison with dry solids content (mg/kg dry).

Values are calculated by using average metal concentrations, dry solids content and amount of seepage water shown in Table 2.





Values are calculated by using average metal concentrations, dry solids content and amount of seepage water shown in table 2.

The variations in seepage water amounts between different top structures showed remarkable variations during the test. Especially lysimeters 2, 6 and 10 had lower seepage water amount (248-780 l) compared to rest of the lysimeters (985-1273 l). Lysimeter 6 emptying valve had leaked during the test.

L/S ratios of lysimeters varied at the end of the test between 0,01-0,1. The average pH of lysimeters varied between 4,5-7,7 during the test.

The average metal concentrations (Table 2) measured from fine enrichment sand lysimeters 2, 3 and 9 were mainly lower in covered structures compared to uncovered enrichment lysimeter 8. Lysimeter 10 had higher Mn, Zn, Cu and Fe concentrations compared to uncovered structures. The Fe, Cu, Zn, S, Ca and sulphate concentrations were calculated to mg/kg dry (Figures 2 and 3) for comparison leachability from the dry solids. The comparison showed that ash cover in lysimeters 2 and 3 seems to be effective to reduce leachability of most metals as well as sulphur and sulphate compared to uncovered structure. The calculated metal and sulphur compound amounts were relatively lower from lysimeter 10 due to almost 10 times lower seepage water amount. Therefore, the calculated concentrations showed in the Figures 3 and 4 are not directly comparable.

The average metal concentrations (Table 2) measured from covered coarse enrichment sand lysimeters 1, 4, 6 and 7 had more variations compared to uncovered enrichment lysimeter 8. Leachability of Al, Fe and S were lower with covered structures. However, the leachability of Zn was remarkably lower with uncovered structure which seemed to be illogical. Comparison of metal leachability form covered coarse enrichment sand structures (Figure 2) the Cu leachability was low for all tested structures; Zn leachability was lowest for ash cover structure (lysimeter 1) and traditional structure (lysimeter 4).

Based on the results, the coarser enrichment sand seems to have different leaching properties compared to fine enrichment sand. The weathering of the coarse and fine sands might have effect on the leaching properties.



Figure 4. pH of the seepage waters from different lysimeters during 6.6.2016-24.8.2017.

The pH monitoring results (figure 4) show, that lysimeters 1, 4, 5, 6 and 7 with coarse enrichment sand have averagely higher pH than lysimeters 2,3,8,9 and 10 with finer enrichment sand. Even the coarse enrichment sand with no cover (lysimeter 5) has increasing pH during the test. Finer enrichment sand with no cover, only soil cover or with soil and gypsum cover (lysimeters 8, 9 and 10) had lower pH during the test. The finer enrichment sand with ash cover (lysimeters 2 and 3) had increasing pH during the test. The ash addition with both enrichment sands seemed to have positive effect on pH.

However, the use of industrial waste materials in cover layers of different type of mine tailings or enrichment sands needs to be verified case by case. The industrial waste (e.g. fly ash) quality as well

as the mine waste composition may variate a lot and the compatibility of different materials needs to be verified. (Niemelin, 2019)

FIBRE CLAY SEAL LAYER TEST STRUCTURES IN HITURA

Initial situation in Hitura mine is that the enrichment sand deposited in the basins has grain size distribution varying from silt to fine sand. The finest materials are in the middle of the basins and more coarser materials are in the sides. Enrichment sand contains sulphide minerals 1,4-5,9 % and sulphur 0,6-2,5 % but it is not characterized as acid producing waste. The nickel and copper contents exceed the threshold value of the national Decree 214/2007 (Government Decree on the Assessment of Soil Contamination and Remediation Needs) and zinc, cobalt and chromium contents are below of the Decree threshold values. In addition, the sand contains small amounts of benzene, carbon bisulphite, diethyl sulphate and terpenes. (Niemelin, 2019)

The constructing licenses demanded water permeability value of sealing layer is $k < 1,0x10^{-8}$ and minimum sealing layer thickness for moraine is 200 mm and fibre clay 250 mm. The cover/growth layers on top of sealing layer minimum thickness is 100 mm in both cases. (Niemelin, 2019)

Sealing layer materials

Fibre clay is produced as a residual material in paper recycling process in Paper industry. Fibre clay is easy to modify, and it is a light material with good resistance for deformations. It is a weatherproof material, so it can be transported and stored already in winter at its construction site. Fibre clay (Mänttä, Finncao) has water permeability between $k= 1 \times 10^{-9}$ m/s - $k=1 \times 10^{-8}$ m/s. The environmental eligibility has been analysed and despite of the process materials, all the generated fibre clay fills earth construction and land fill requirements. Fibre clay has been used several decades in landfill liners as cover and bottom structures. In addition, references can be found in shaping of ski slopes, bicycle and pedestrian lane structures, 10 exercise path structures and encapsulating contaminated soils. Most recent applications are golf course structures and field structures and different types of embankments and barriers.

Fibre clays from Äänekoski, Mänttä and from Oulu were tested for compactibility, water permeability and environmental properties and the conclusion was that all of those are suitable to use for sealing the enrichment sand basins. (Niemelin, 2019)

In order to ensure the usability of fibre clay, a test field was constructed on 14th September 2017 by utilizing fibre clay from Metsä Tissue Mänttä. The size of the test field was approximately 10 m x 20 m and the bottom of the field was equivalent for the actual structure. The seal course was constructed as one layer, and the compacted thickness was 250 mm. The fibre clay was spread by using 20-30 t crawler excavator. When driving over the seal course (fibre clay) the amount of overdriving was varied in order to determine the needed compaction work for the target dry unit weight (445 kg/m³). The compaction of the structure was followed with Troxler measurement and the achieved water permeability value k < $1,0x10^{-8}$ m/s is conformed using laboratory samples which are prepared afterwards from field samples from field troxler points. The results are showed in Table 3. Other two fibre clay were similar properties wise. All three of them were used in sealing layer construction. (Niemelin, 2019)

Troxler	Over driving	Layer thickness	Dry density	Wet density	Water	k (*10⁻ ⁹
points	times (back and	(mm)	(kg/m³)	(kg/m ³)	content (%)	m/s)
	forth)					
1-5	1	320	441	1200	173	
6-10	2	290	475	1222	162	
11-14	3	280	542	1248	131	
TRX 1			447	1201		7,3
TRX 8			445	1199		5,5
TRX 14			447	1203		5,8
TRX 1			449	1208		9
TRX 6			453	1207		7,5
TRX 6 (2)			454	1210		7,6
TRX 8			446	1201		4,5
TRX 11			467	1213		7,6
TRX 14			447	1204		5,6

Table 3. Measurement of test structure characteristics and laboratory samples Mänttä fibre cl	ay
(Niemelin, 2019).	

Altogether, fibre clay materials were utilized in 148 850m² Hitura I stage construction. The whole compaction layer area in enrichment sand basin 2 was 265 092 m², which lead to: 56 % of the sealing layer area in enrichment sand basin 2 was constructed with fibre clay. During the construction, the densities of the used fibre clays were tested. Density targets were achieved with all used fibre clays (and moraine). Construction with fibre clay did not need any special equipment. The material was levelled and compacted with crawler excavators (Niemelin, 2019).



Figure 5. Map of different fibre clay and moraine areas in Hitura's enrichment sand basin 2. (Niemelin, 2019)

VERTICAL SEALING BARRIER PILOT

In Sorsasalo near Kuopio, vertical sealing barrier structure is piloted and construction is continued. Idea behind barrier is that it utilizes waste and surplus materials which will be already dumped to the landfilling site. That's reduce virgin material usage and shorter transport distances. Before it there is done pilot structure which conform the barriers feasibility. It is constructed by utilization of waste materials. Objective of vertical sealing barrier is to prevent hazardous leaching water to seep from hazardous waste material dumbing sites to ordinary landfilling area. These two areas are side by side. (Fortum, 2020)

The constructing license says that minimum thickness of barrier is 1000 mm and its water permeability value k must be under $1*10^{-9}$ m/s. Barrier can be build any soil material that can achieve that water permeability value. On both side of the barrier needs to be 500 mm wide drainage layer. (Fortum, 2020)

The core of the barrier is made of surplus clay. It is compacted by mould which is about 1 m wide, 3m long and 1 m high. The clay is compacted with crawler excavator by thin layer at a time. On the bottom of barrier is on each side drainage pipes which collect seeping water and transport it to water treatment. The drainage layer on both side of barrier is constructed by using coarse sieved bottom ash from Riikinvoima Oy. After drainage layer on each side is about 4-6 m wide support layer. On hazardous side it is constructed using Hitura mine's water treatment sediment and Mondi Powerflute Oy's fly ash. And common waste side with same fly ash mixed to contaminated soil which is dumbed on the landfill site. These horizontal layers will be constructed on top of each other's as the landfill sites rise on same level. (Fortum, 2020)

Vertical Sealing Barrier's Feasibility Tests

Pilot structure is 1 m high 3m long and 1 m wide block of barrier layer, which was constructed using surplus clay. Clay barriers density was measured in 50 mm intervals layer by layer. When pilot structure was ready one sample was taken from the top of barrier and after that it were cut in half horizontally and from middle has taken another sample for laboratory analysis. In laboratory from both samples has prepared samples with same density and water permeability of samples was tested. Results were from between $1,5*10^{-10} - 5*10^{-10}$ m/s. That fulfil the threshold value $1*10^{-9}$ m/s and clay fit perfectly to usage case. Barrier' fulfil parameters what are demanded from it, so construction was continued. (Fortum, 2020)

REACTIVE BARRIERS

In Hitura mine is waste rock pile where seeping low metal concentrations water to the ditch. The idea of the pilot is to test passive (gravity driven and low maintenance) water treatment systems for mine seepage waters with low metal concentrations. The location was selected based on preliminary water analysis and available free space for piloting. Reactive barrier piloting is carried out in Hitura mine area. In reactive barrier pilot has tested by two different type structure. First is Industrial by-product-based reactive barrier structure and second is commercial material-based bottom structure. Water is taken from the ditch by submerged dam to elevate water level. From forming pond, water is taken as a side stream and divide to the two constructed test structures. Preliminary construction works were done in summer 2020 and pilot construction during summer 2021.

Industrial by-product-based structure contains two water treatment steps: 1) pH adjustment with limestone barrier and metal precipitation and 2) metal adsorption with by-product based geopolymer adsorbent. Limestone fraction used in the pilot is 5-20mm and it is surplus material from limestone

producer SMA Minerals Oy. Geopolymer adsorbent for the pilot is provided by KAIVASU-project and it is produced in Oulu University. The principle of by-product-based reactive barrier pilot is shown in figure 6.



Figure 6. Reactive barrier pilot structure.

Main working mechanism is in first step that limestone increse pH value from acidic to alkalic. In alkaline condition ionic metals precisipate as metalsalts and form with calcium low solubility sediment. After this first step the second is residual metal adsorption with geopolymer. Geopolymer is packed to bag which water can penetrate easily. Bag is fitted into the well after precipitation pond section (figure 6). Idea is that most of the reduction occured in barrier presipitation pond and residual metals is adsorbed by adsorbent. Monitoring is still ongoing so geopolymer adsorpton results is not yet fully combined and evalueted.

Table 4. Average values of inflow	water of reactive barrier pond.
-----------------------------------	---------------------------------

рН	EC	SO42-	Al	Со	Cu	Fe	Mn	Ni	Zn
	mS/m	(mg/l)	(mg/l)	(mg/l)	(mg/l)	(mg/l)	(mg/l)	(mg/l)	(mg/l)
5,48	278	2083	3,082	0,188	0,435	0,391	1,426	6,013	0,601



Figure 7. Reactive barrier performance monitoring.

As can see from figure 7 the reactive barrier removes effectively metals and heavymetals from water. Al, Fe, Cu during whole monitoring period. Zn removing efficiense is over 90% during first 2 months but removal efficiensy decrease after that. Nickel removal efficiensy is in first 2 month quite good but after that it about 10 %. Nikkel initial concentration is much higher (t. e. 10 time higher than zinc) than other metals, so lover reduction prosentage is resonable.

Commercial material-based structure contains two water treatment ponds with similar structure. The idea is, that water flows through active geocomposites in each pond. The geocomposite is Tektoseal Active HM 4000 which is manufactured by HUESKER Sythetic Gmbh. Geocomposite keeps inside cationic adsorbent which adsorb metals from water. The system is gravity driven (passive). The water flow is adjusted so that the water level in each pond is approximately 10-20cm. The planned flow rate is 4 m3/day but – with regard to lab test results - the material can handle flow rate up to 12 m3/day. The principle of horizontal reactive barrier pilot is shown in figure 8.



Figure 8. Reactive mat's pilot structure.

Table 5. Mat system waters average initial values.

ъН	EC mS/m	SO_4^{2-} (mg/l)	Al (mg/l)	Co (mg/l)	Cu (mg/l)	Ni (mg/l)	7

рН	EC mS/m	SO4 ²⁻ (mg/l)	Al (mg/l)	Co (mg/l)	Cu (mg/l)	Ni (mg/l)	Zn (mg/l)
5,63	290,00	2241,43	2,56	0,17	0,37	6,19	0,57





Figure 9. Mat structures 1st and 2nd ponds metal reductions compared to initial concentration.

In figure 9 is shown the reduction of metals and heavy metals in reactive mat pilot structure during monitoring period. As can see the first mats removal efficiency is weakened during monitoring period dramatically. The breakthrough is occurred with zinc and almost nickel. Metals compete about space on the adsorbent surface. In the end of monitoring period the zinc atoms start to give their spots to other metals and reduction is negative. After the second mat removal efficiency is still in good level during whole monitoring period.

CONCLUSIONS

The lysimeter testing carried out in Pyhäsalmi showed some promising results for utilization of industrial wastes in mine cover structures. Especially use of fly ash in cover structures of acid generating enrichment sand seemed to lower the leachability of metals and hold the pH level of leachates near neutral with both tested enrichment sand grades. Compared to the traditional moraine cover structure the use of fly ash has potential in material savings in. In this testing 0,1m thick fly ash cover layer gave similar or even better leachability results with coarser enrichment sand compared to 0,8m thick moraine layer. UPACMIC project continues with large scale construction in Hitura Mine, which is located in Nivala, Finland. Fortum Waste Solutions has used fibre clay in the cover structure of enrichment sand basins. In addition, reactive dam has been constructed as a reference structure for mobile water treatment plant for the comparison of these two different water treatment methods. Alternative materials are tested in Hitura Mine, in bottom structure and in reactive dam structure, which is meant to filtrate harmful substances from the mining area waters.

In the cover structure construction, fibre clay materials were utilized in 148 850m² which is 56 % from the sealing layer area of enrichment sand basin 2. The vertical sealing barrier pilot was success and it work as intended. The required water permeability value is reached, and construction will be continued layer by layer when more height is needed. At the first 2 month of the monitoring period both pilot structures for passive water treatment perform quite well. Heavy metals such as nickel, copper, and zinc concentrations has reduced 60-95 % and almost all aluminium has been removed from water. The limits of structures are also almost reached which helps designing larger structures in the future.

AKNOWLEDGEMENTS

The authors thank EU LIFE funding (LIFE12 ENV/FI/000592) for the project funding and Ministry of the Environment and Yara Finland for co-funding.

REFERENCES

- Fortum. (2020). KOEKENTTÄRAPORTTI, MÄKELÄ ALUE 2 SAVI KUOPIONKÄSITTELYKESKUS, PYSTYERISTYSSEINÄ TAV/VJ-KP VÄLI. (non-public). Research report.
- Niemelin, T. and Suikkanen, t. (2019). Technical report, piloting cover structure. (action B1) UPACMICLIFE12ENV/FI/000592.Available:

https://projektit.ramboll.fi/life/upacmic/matsku/deliverables/Reports/B1%20Technical%20report,% 20piloting%20cover%20structure%20with%20PR4.pdf.

- Räisänen, M-L. Bäcknäs, S. (2014). Pyhäsalmen kaivoksen kaivannaisjätteiden geokemialliset ominaisuudet, hapontuotto- ja metallien liukenemispotentiaali (non-public). Research report. Geological survey of Finland.
- Ruokonen, E. and Temmes, A. (2018). The approaches of strategic environmental management used by mining companies in Finland. Journal of Cleaner Production 210 (2019) 466-476.

ÜNYE (ORDU) BÖLGESINE AIT KALSIYUM TIP BENTONITIN UV-VIS ABSORPSIYON SPEKTROSKOPISI ILE KARAKTERIZASYONU

CHARACTERIZATION OF CALCIUM TYPE BENTONITE FROM UNYE (ORDU) REGION BY UV-VIS ABSORPTION SPECTROSCOPY

Y. Erdoğan¹, O.E. Kök^{2,*}

¹T.C. Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı, Ankara, Türkiye ²İskenderun Teknik Üniversitesi, Petrol ve Doğalgaz Mühendisliği Bölümü, Hatay, Türkiye (*Sorumlu yazar: oeserkok@iste.edu.tr)

ÖZET

Bentonit, alüminyum ve magnezyum bakımından zengin volkanik kül, lav ve tüflerin bozunması ve ayrışması sonucunda oluşan kristal yapılı, poroz ve yumuşak kil olarak tanımlanmaktadır. Bileşiminde yoğun olarak (>%75) montmorillonit olmasından dolayı smektit grubu kil minerallerine dahil olan bentonit, yumuşak yapıda kolloidal özellikli alüminyum hidrosilikatlar arasında yer almaktadır. Bentonitlerin adlandırılması ise kimyasal bileşiminde bulundurduğu baskın element (genellikle sodyum ve kalsiyum) türüne göre değişim göstermektedir. Bileşiminde birçok element bulunmasına rağmen temelde Sodyum Bentonit (Na-Ben), Ara Tip Bentonit (Na/Ca-Ben) ve Kalsiyum Bentonit (Ca-Ben) olmak üzere üç farklı türü bulunmaktadır. Bentonit, rezervlerinin dünyada geniş coğrafyada yer alması ve birçok sektörde doğrudan kullanılabilmesinden dolayı önemli endüstriyel hammaddeler arasında yer almaktadır. Kullanım alanları ise bentonit türüne göre değişim göstermektedir. Dolayısıyla hem mevcut kullanım alanlarının daha iyi belirlenebilmesi hem de yeni sektörlerde yer alabilmesi amacıyla fiziksel ve kimyasal karakteristiklerinin detaylı olarak belirlenebilmesi gerekmektedir. Yapılan çalışmada, ülkemizin yüksek kaliteli Ca-Ben türü olan Ünye (Ordu) bentonitinin UV-Vis absorpsiyon spektroskopisi yöntemi ile karakteristik özellikleri belirlenmiştir. Çalışma kapsamında 200-1100 nm dalga boyu arasında optik ölçüm yapılmış olup; elde edilen sonuçlar literatürde yer alan fiziksel ve kimyasal analizler ile ilişkilendirilerek mevcut ve potansiyel kullanım alanları arasında değerlendirmeler yapılmıştır.

Anahtar Sözcükler: Bentonit, uv-vis absorpsiyon spektroskopisi, ca-ben

ABSTRACT

Bentonite is defined as a crystalline, porous and soft rock formed as a result of the weathering of volcanic ash, lava and tuffs rich in aluminum and magnesium. Bentonite, which is included in the smectite group clay minerals due to the fact that the dominant mineral (>75%) in its composition is montmorillonite, is among the soft colloidal aluminum hydrosilicates. The named and types of bentonites varies according to the dominant element/mineral type in their chemical composition. Although there are many minerals in its composition, there are basically three different types: Sodium Bentonite (Na-Ben), Mix-Type Bentonite (Na/Ca-Ben) and Calcium Bentonite (Ca-Ben). Bentonite is among the important raw materials because its reserves are located in a wide geography in the world and can be used directly in many sectors. The usage areas vary according to the bentonite types. Therefore, it is necessary to determine the physical and chemical characteristics in detail in order to better determine the existing usage areas and to take place in new sectors. In this study, the characteristic properties of Ünye (Ordu) bentonite, which is the high-quality Ca-Ben type of our country, were determined by UV-Vis absorption spectroscopy method. Within the scope of the study, optical measurements were made between 200-1100 nm wavelength; the results obtained were associated with the physical and chemical analyses in the literature, and evaluations were made between the current and potential usage areas.

Keywords: Bentonite, uv-vis absorption spectroscopy, ca-ben

GİRİŞ

Kil mineralleri, kristal yapılı, ince taneli ve sulu süspansiyonlarında plastik özelliğe sahip hidratlaşmış alüminyum silikatlı doğal bir endüstriyel hammadde olarak tanımlanabilmektedir. Alüminyum silikatlı yapı bazı durumlarda magnezyum veya demir silikatlı yapılarda da bulunabilmektedir. Kil mineralleri doğal ortamda saf olmayan bir yapıda bulunmaktadırlar. Bu yapı, ağırlıklı olarak kuvars, kalsit, feldspat ve pirit gibi safsızlık meydana getiren kil dışı mineraller tarafından sağlanmaktadır. Ancak safsızlıklar bulundurmasına rağmen geneli incelendiğinde baskın olarak kil mineralleri yer almaktadır (Erdem, 2004; Kayıkçı, 1989).

Kil mineralleri, doğal ortamda yapı ve kimyasal bileşimlerine bağlı olarak farklı türlerde yer almaktadır. Kaolin, smektit, illit-mika ve klorit olmak üzere başlıca dört türde kil minerali bulunmaktadır. Endüstriyel kullanım amacına bağlı olarak bu dört grupta yer alan kil mineralleri kullanılmasına rağmen hem rezerv miktarı hem de geniş kullanım alanı dikkate alındığında smektit grubu kil mineralleri öne çıkmaktadır (Hancıoğlu, 2015).

Smektit grubu kil mineralleri 2Al₂O₃.8SiO₂.2H₂O.nH₂O genel formülüne sahip olup; genel molekül formülünde bulunan nH₂O, kil tabakaları arasında yer alan su moleküllerini temsil etmektedir. Bu kil tabakaları, smektit grubu kil mineralleri için iki tetrahedral ve bir oktahedral yapıdan (2:1) oluşmaktadır. Bu tabakalar arasında ise zayıf bir bağ türü olan Van der Waals bağları bulunmakta ve tabakalar arasında yaklaşık olarak 0,96 nm bazal mesafe bulunmaktadır (Holtz ve Kovacs, 2010).

Smektit grubuna ait kil mineralleri, doğada farklı oluşum mekanizmalarına bağlı olarak çeşitli türlerde yer almaktadır. Ancak en yaygın tür olarak 'Montmorillonit' minerali öne çıkmaktadır. Ancak katyon değişimlerine bağlı olarak nontronit, hektorit, saponit gibi türlerde de bulunabilmektedir (Hancoloğlu, 2015).

Smektit grubu kil mineralleri detaylı olarak incelendiğinde ise 'Bentonit' ön planda yer almaktadır. Bentonit, en az %75 oranında montmorillonit minerali içeren ve yumuşak formlu, sulu süspansiyonları plastik özellik gösteren alüminyum hidrosilikat olarak tanımlanmaktadır. Bileşiminde yüksek oranda bulundurduğu montmorillonit mineralinden dolayı bentonit, bazı endüstriyel uygulamalarda doğrudan 'montmorillonit' olarak da adlandırılabilmektedir. Volkanik kül ve tüflerin kimyasal alterasyonu neticesinde meydana gelen bentonit, sulu süspansiyonlarda kolloidal özellik göstermektedir ve katı formunda poroz bir fiziksel yapıya sahiptir (El-Nagar ve Sary, 2021).

Bentonit, ülkemizde ve dünyada kullanılan önemli endsüstriyel hammaddeler arasında yer almaktadır. Fiziksel ve kimyasal özelliklerine bağlı olarak sondaj, döküm, inşaat, boya, gıda, besicilik, ilaç, arıtma ve kozmetik gibi sektörlerde kullanılmaktadır. Dolayısıyla geniş kullanım alanlarından dolayı rezerv miktarlarının belirlenmesi ve mevcut rezervlerin endüstriye uygun şekilde yüksek verimde kullanılabilmesi açısından çok sayıda bilimsel araştırma yapılmaktadır. Dünya rezervleri incelendiğinde rezerv hacmi ve kalitesi bakımından en önemli bentonit yatakları Wyoming (ABD), Ponza ve Sardunya (İtalya), Milos (Yunanistan), Bavyera (Almanya) ve Almeria (İspanya) bölgelerinde bulunmaktadır. Görünür ve muhtemel rezerv miktarı ise yaklaşık olarak 1820 milyon ton olarak tespit edilmiştir (MTA, 2018). Ülkemiz ise yaklaşık 242 milyon ton görünür ve muhtemel rezerv miktarı ile en önemli yataklarını Ordu, Çankırı, Tokat, Kütahya ve Ankara illerinde bulundurmaktadır (Şekil 1). Bu rezerv miktarı ile toplam dünya rezervlerinin yaklaşık %13'lük kısmını oluşturmaktadır (Kök, 2017; Bakır vd., 2012).



Şekil 1. Türkiye bentonit yatakları (Kök, 2017; MTA, 2018)

Bentonitler, bileşimlerinde bulundurduğu Na ve Ca miktarına bağlı olarak adlandırılmaktadır. Bileşimlerinde farklı kil ve kil dışı mineraller yer almasına rağmen ağırlıklı olarak Sodyum Bentonit (NB), Kalsiyum Bentonit (CB) ve Ara Tip Bentonit (NCB) olmak üzere üç tip bentonit bulunmaktadır. Bu adlandırma yapılırken kimyasal analiz sonuçlarına bağlı olarak Eşitlik 1'de verilen hesaplama yöntemi kullanılmaktadır. Bu oran 1 ve daha büyük bir değerde ise NB; 1/3-1 aralığında ise NCB ve 1/3 değerinden küçük ise CB olarak adlandırma yapılmaktadır (Çinku, 2008; Akbulut, 1996). Ülkemiz rezervleri bu bağlamda değerlendirildiğinde ağırlıklı olarak NCB tipi bentonitlerden oluştuğu görülmektedir. NB ve CB tipi bentonitler ise nispeten daha az miktarda bulunmaktadır. NB tip bentonitler ağırlıklı olarak Çankırı ve

Tokat bölgelerinde yer alırken CB tip bentonitler ise Ordu bölgesi civarında bulunmaktadır.

$$\frac{Na_2O + K_2O}{CaO + MgO}$$
(1)

Yapılan çalışmada, Ordu bölgesine ait CB tipi bentonitin mevcut karakterizasyon yöntemlerine ilave olarak UV-Vis absorpsiyon spektroskopi incelemesi yapılmıştır. Bu sayede hem farklı bir tanımlama metodu hem de endüstriyel kullanım alanları açısından farklı bir değerlendirme yönteminin kullanılması sağlanacaktır. Ayrıca çeşitli kullanım alanları için de hammadde potansiyeli oluşturulabilecektir.

KARAKTERİZASYON ÇALIŞMALARI

Ülkemizin bentonit rezevleri incelendiğinde, Ordu ili bulundurduğu CB tip bentonitler ile ön plana çıkmaktadır. Ağırlıklı olarak Ünye ve Fatsa ilçelerinde yer alan maden ocakları ve endüstriyel fabrikalar ile hem yurtiçi hem de yurtdışı bentonit ticaretinde önemli bir konumdadır.

Yapılan bilimsel çalışmalar neticesinde Ünye bölgesine ait bentonitlerin sulu süspansiyonlarda plastisite, tiksotropi, jelleşme ve akış reolojisi bakımından diğer bentonit tiplerine göre daha düşük seviyelerde olduğu belirlenmiştir. Bu sebeple başta sondaj sektörü olmak üzere şişme özelliğinin önemli olduğu alanlarda kullanım imkanı bulunmamaktadır. Ancak, özel amaçlı boya üretiminde bağlayıcı materyal, kimya endüstrisinde absorban malzemesi, gıda ürünlerinin berraklaştırılmasında ve

ağartılmasında katkı malzemesi ve kedi kumu gibi farklı alanlarda yüksek kalitede CB kullanılabilmektedir.

Çalışma kapsamında kullanılan bentonit numuneleri, Ordu ili Ünye ilçesi sınırlarında yer alan özel amaçlı ticari bir maden sahasından temin edilmiştir. Temin edilen bölgeye ait yer bulduru haritası Şekil 2'de belirtilmiştir.



Şekil 2. Temin edilen numunelere ait ölçeksiz yer bulduru haritası

Çalışma kapsamında temin edilen bentonit numunelerinin karakterizasyon tanımlamaları amacıyla X-ışını floresans spektrometresi (XRF) (Rigaku marka ZSX Primus II model), X-ışını difraksiyon spektrometresi (XRD) (PANalytical marka Empyrean model), taramalı elektron mikroskobu (SEM) (FEI marka Quanta 650 model) ve Brunauer-Emmett-Teller yüzey alan analizi (BET) (COSTECH marka Sorptometer 1042 model) ile kimyasal ve morfolojik incelemeleri yapılmıştır. Bu analizler neticesinde ise XRF analiz sonuçları Çizelge 1'de verilmektedir. Ayrıca XRD kırınım deseni ve SEM görüntüleri sırasıyla Şekil 3 ve Şekil 4'te verilmiştir.

	Çizelge 1. Temin edilen numunenin XRF analizi												
	SiO ₂	AI_2O_3	Na_2O	CaO	K ₂ O	MgO	Fe_2O_3	TiO ₂	CuO	ZnO	ZrO_2	К.К.	
%	65,94	20,14	0,87	4,97	0,45	0,44	2,89	0,22	0,032	0,008	0,03	4,01	

Bentonit tiplerinin belirlenmesi için verilen denklem Eşitlik 1'de verilmiştir. Bu denkleme göre çalışma kapsamında kullanılan numunenin oranı ~0,24 olarak hesaplanmıştır. Dolayısıyla 1/3 değerinden küçük olduğu için CB tip bentonit olarak tanımlanmaktadır.



Şekil 3. Temin edilen numunenin XRD kırınım deseni



Şekil 4. Temin edilen Numunelerin SEM görüntüleri

Yapılan karakterizasyon çalışmaları değerlendirildiğinde, XRD kırınım deseninin montmorillonit mineralini temsil ettiği görülmektedir. Kırınım deseninde ise yüksek oranda montmorillonit minerali bulunmakla birlikte düşük oranda kuvars ve dolomit gibi kil dışı minerallerin de yer aldığı görülmektedir. SEM görüntülerinde ise tabakalı yapı ve bentonit uyumlu morfolojisi görülmektedir. Bu sonuçlar değerlendirildiğinde, çalışma kapsamında kullanılan numunenin yüksek oranda montmorillonit içeren bentonit olduğu ve kimysal analiz sonucu yapılan hesaplama ile CB tip olduğu belirlenmiştir.

UV-VIS ABSORPSIYON SPEKTROSKOPISI

Temin edilen CB tip bentonitler için 200-1100 nm dalga boyu arasında optik ölçüm yapılmış olup; ölçümler sonucu elde edilen UV-Vis absorpsiyon spektroskopisi Şekil 5'te verilmiştir.



Şekil 5. Ünye (Ordu) bölgesine ait kalsiyum tip bentonitlerin UV-Vis absorpsiyon spektrumu

Şekil 5'te verilen spektrum incelendiğinde farklı dalga boyu aralıklarında safsızlık oluşumuna sebep olan kil dışı minerallerden kaynaklı çeşitli absorbans değerlerinin olduğu görülmektedir. Tetrahedral ve oktahedral yapılarda yer alan Fe⁺³ iyonlarına bağlı olarak da yüksek absorbans değerleri meydana gelmektedir. Ancak bu değerlerin genel olarak 200-400 nm aralığında değişim gösterdiği; 400-1100nm aralığında ise sabit bir dağılım olduğu görülmektedir. Detaylı olarak incelendiğinde ise 200 nm dalga boyunda yaklaşık olarak 1,6 absorbans değerinde olmasına rağmen 230-235 nm dalga boyu aralığına ulaşana kadar azalma meydana geldiği görülmektedir. Devamında 275 nm dalga boyuna kadar absorbans değeri artış göstermektedir. Son olarak ise 400-420 nm aralığına kadar bir düşüş meydana gelmekte ve 1100 nm dalga boyu değerine kadar önemli değişimler olmamaktadır.

Literatürde yer alan bilimsel çalışmalar incelendiğinde Şekil 5'te verilen grafiğin dünyanın önemli bentonit yataklarına (özellikle CB tip) ait absorpsiyon spektroskopileri ile yüksek oranda benzerlik gösterdiği anlaşılmaktadır. Dolayısıyla CB tip bentonitler için genelleştirilmiş yaklaşımlarda bulunulmasına imkan sağlamaktadır.

SONUÇLAR

UV-Vis absorpsiyon spektroskopisi başta fizik ve kimya olmak üzere birçok bilimsel alanda yaygın olarak kullanılmaktadır. Analizi yapılacak olan malzemenin molekül veya inorganik iyonları ve bileşiklerin tayini yapılabilmektedir. Ayrıca çözelti veya süspansiyon halindeki fonksiyonel grupların tespiti, organik ve inorganik bileşiklerin nicel tayini, sıcaklığa bağlı reaksiyon mekanizmaları, denge sabitlerinin bulunması, bileşenlerin saflık oranlarının tayini ve türbidimetrik çalışmalarda kullanılabilmektedir.

Bu kapsamda, Ünye (Ordu) bölgesine ait CB tip bentonitlerin kullanım alanlarında yaygın olarak kullanılan karakterizasyon yöntemlerine ilave bir analiz yöntemi olabileceği düşünülmektedir. Bu durum bentonitin ilaç, kozmetik, ağartıcı, gıda ve boya sektörleri başta olmak üzere farklı alanlarda da kullanılabilirliği için bir karakterizasyon metodu olabilmektedir.

KAYNAKLAR

Akbulut, A. (1996). Bentonit. MTA eğitim serisi no: 32, Ankara.

- Bakır, S., Akbulut, A., Kapkaç, F., Karahan, D.S., Çetin, C. (2012). Türkiye Bentonit Envanteri. MTA Envanter Serisi No: 204, Ankara.
- Çinku, K. (2008). Aktivasyon yöntemleri ile bentonitten su bazlı kıvamlaştırıcı üretiminin araştırılması. Doktora Tezi. İstanbul Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü. İstanbul.
- El-Nagar, D. A., Sary, D. H. (2021). Synthesis and characterization of nano bentonite and its effect on some properties of sandy soils. *Soil and Tillage Research*, *208*, 104872.
- Erdem B. (2004). Na-Bentonit ve organo-bentonit üzerine boya adsorpsiyonunun incelenmesi. Yüksek Lisans Tezi. Anadolu Üniv. Fen Bilimleri Enstitüsü. Eskişehir.
- Hancıoğlu Ç. (2015). Kaolin ve bentonit türü killerde bulunan silikaların belirlenmesi. Yüksek Lisans Tezi. Ankara Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü. Ankara.
- Holtz, R., Kovacs, W. (2010). Geoteknik Mühendisliğine Giriş. Ankara, Gazi Kitapevi.
- Kayıkçı N. 1989. Eskişehir yöresi bentonitlerinin yağ ağartma kapasitelerinin belirlenmesi ve boyarmadde adsorpsiyonlarının incelenmesi. Doktora Tezi. Anadolu Üniv. Fen Bilimleri Enstitüsü. Eskişehir.
- Kök, O. E., (2017). Nanobentonit Eldesi ve Karakterizasyonu. Yüksek Lisans Tezi. İskenderun Teknik Üniversitesi Mühendislik ve Fen Bilimleri Enstitüsü. Hatay.
- Yücel, B., Gül Ö. (2018). Dünyada ve Türkiye'de bentonit. MTA Genel Müdürlüğü Fizibilite Raporları Daire Başkanlığı. Ankara.

YAŞ ÖĞÜTME VE MEKANİK DAĞITMANIN KIZILDAM HALLOYSİT CEVHERİNİN SİNTERLEME ÖZELLİKLERİNE ETKİSİ

EFFECT OF WET GRINDING AND MECHANICAL DISPERSION ON THE SINTERING PROPERTIES OF KIZILDAM HALLOYSITE ORE

E. Durgut ¹, M. Terzi ², I. Kursun Unver ², M. Cinar ³, O. Ozdemir ^{2,*}

¹ Canakkale Onsekiz Mart University, Can Vocational School
² İstanbul Üniversitesi-Cerrahpaşa, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü (*Sorumlu yazar: orhanozdemir@iuc.edu.tr)
³ Canakkale Onsekiz Mart University, Department of Mining Engineering, Faculty of Engineering

ÖZET

Kaolin grubu kil cevherleri genellikle seramik endüstrisinde değirmenlerde öğütülerek bünye kompozisyonuna katılmaktadır. Öğütme esnasında iri boyutlu ve sert karakterli empürite olarak sayılan mineraller ince boyuta geçerek bünye kompozisyonuna girmekte ve kalite kaybına neden olan hatalara yol açmaktadırlar. Bu çalışmada Kızıldam halloysit cevherinin sodyum hegzametafosfat varlığında mekanik işlemle dağıtıldıktan sonra 212 µm'luk elek ile sınıflandırılarak, demir içerikli sert minerallerin göreceli olarak daha yumuşak kaolin grubu kil minerallerinden ayrılması sağlanmıştır. Mekanik dağıtma sonucu elde edilen -212 µm tane boyutuna sahip malzeme ve tüvenan cevher ayrı koşullarda hazırlandıktan sonra duvar karosu (1145°C, 49 dk.) ve granit (1205°C, 63 dk.) şartlarında sinterlenerek % küçülme, su emme ve renk değerleri açısından karşılaştırılmıştır. Tüvenan cevherin yaş öğütülmesiyle elde edilen hammadde pişmesinde L (beyazlık) değeri sırasıyla duvar karosu ve granit pişirim şartlarında 64,55 ve 58,14 olarak elde edilirken, mekanik dağıtma ve sınıflandırma sonucunda elde edilen malzeme için ise 73,07 ve 70,76 olarak bulunmuştur. Mekanik dağıtma ile empürite uzaklaştırma işleminin sinterlenmiş ürünlerin beyazlık (L) değerini arttırıldığı görülmüştür.

Anahtar Sözcükler: Kil mineralleri, halloysit, mekanik dağıtma, sinterleme, seramik.

ABSTRACT

Kaolin type clay ores are generally ground in mills in the ceramic industry and are included in the body composition. During grinding, hard, coarse-sized impurities are ground into finer size, got involved the body composition and increased defects that cause loss of quality. In this study, the Kızıldam halloyite ore was dispersed by mechanical mixing in the presence of sodium hegzametaphosphate, than it was eliminated from the 212 μ m sieve, allowing the separation of hard minerals containing ironbearing minerals from the relatively soft kaolin group clay minerals. -212 μ m sized material that was gained from mechanical mixing and raw halloysite that was ground in the wet media were sintered in the wall tile (1145°C, 49 min.) and porcelain body (1205°C, 63 min.) sintering conditions, then the sintered materials were compared in terms of shrinkage, water absorption and color values. The L (whiteness) values of the materials that were gained with wet grinding were obtained as 64.55 and 58.14 in wall tile and porcelain sintering conditions respectively, while 73.07 and 70.76 were found for mechanical distribution. It was observed that the empurity removal from the halloysite ore by mechanical mixing increased the whiteness (L) value of the sintered product.

Keywords: Clay minerals, halloysite, mechanical mixing, sintering, ceramics.

Giriş

Kil mineralleri kendine has kimyasal ve fiziksel özelliklerinden dolayı çok eski dönemlerden beri insanlar tarafından kullanılan, doğada yaygın olarak bulunan önemli bir endüstriyel hammadde grubudur. Killer malzeme tanımı olarak yeterince su ilave edildiğinde plastikleşerek kullanıldığı bünyeye şekil vermeye yarayan, kuruyunca ve pişirildiğinde mukavemet kazanan hammaddeleri ifade etmektedir. Bu özelliklerinden dolayı killerin kullanımıyla ilgili birçok araştırma yapılmış ve günümüzde de yapılmaya da devam etmektedir (Ferrari ve Gualtieri, 2006; Kahraman, 2006; Tarhan ve Tarhan, 2019). Doğal kil mineralleri seramik endüstrisi için önemli hammaddelerdir. Kil mineralleri öncelikle seramik üretimi olmak üzere bunun yanında kâğıt, boya, plastik ve diğer sanayi kollarında da kullanılmaktadır (Murray, 2000). Kilin seramik endüstrisine katkı sağlayan özellikleri kimyasal bileşim, pişme öncesi ve sonrası mukavemet, termal özellikler, sinterleme sırasında oluşturduğu fazlar ve refrakterliktir (Ngun vd., 2011). Bu özelliklerin kil minerallerinin seramik endüstrisinde optimize edilerek kullanılması büyük bir öneme sahiptir.

Kil mineralleri literatürde, oluştukları tabaka sayılarına göre sınıflandırılmaktadır (Bergaya ve Lagali, 2006). Kaolin grubu kil mineralleri bir oktahedral tabakayla bir tetrahedral tabakanın birleşmesiyle oluşmuştur. Grubun en yaygın bulunan kil minerali kaolinit olmakla beraber dikit, nakrit ve halloysit mineralleri de bu grupta yer almaktadır. Kaolin grubu kil mineralleri seramik endüstrisinde sinterleme sonrası sergilediği beyaz pişme rengi, hidrofobisite, düşük görünür porozite, ürüne kattığı optik ve elektriksel özellikleri nedeniyle tercih edilmektedir (Chandrasekhar ve Ramaswamy, 2002). Kaolin grubu minerallerinin termal davranışı 100°C'ye kadar nem içeriğinin uzaklaşması şeklindedir. Sıcaklık 400-500°C'ye ulaştığında minerale bağlı kimyasal su yapıdan giderilmekte ve metakaolen adı verilen puzolanik malzeme oluşmaktadır. Sıcaklık 900°C'ye ulaştığında birincil mullit kristalleri oluşmaktadır, 1000–1100°C'de ise birincil mullit kristalleri uzayarak ikincil ve üçüncül mullit kristalleri oluşmaktadır (Castelein vd., 2001).

Kil mineralleri feldspatik kayaçların bozunumu ve başkalaşımı sonucunda oluşmaktadır. Birincil kil yatakları yerinde oluşmuş cevherler olup düşük miktarda safsızlık içermektedirler. İkincil kil yatakları taşınmayla birlikte ana kayaçtan uzakta oluşurlar ve bu esnada yapılarına kuvars, mika, demirli ve titanyumlu mineralleri safsızlık olarak alabilmektedirler. Bu safsızlıkların seramik bünye üzerinde olumsuz etkileri bulunmaktadır (Mahmoudi vd., 2017). Özellikle titanyumlu ve demirli mineraller pişirim esnasında ürünün renginin koyulaşmasına neden olarak özellikle sırlı ürünlerde istenilen dekoratif uygulamaların elde edilmesini zorlaştırmaktadır. Diğer yandan kuvars minerali sinterleme esnasında cam oluşumu sağlayıp bünyeye olumlu etkileri olan mullit kristal oranını azaltmaktadır. Mika mineralleri ise pişirim esnasında ürün üzerinde deliklenmeye neden olarak ürün kalitesini azaltmaktadır.

Türkiye'deki bilinen halloysit kaynakları Biga Yarımadası'nda bulunmaktadır. Biga Yarımadası, Çanakkale/Yenice bölgesindeki Alt Triyas yaşlı Karakaya Karmaşığı'yla ilişkili mostra halindeki temel kayaçlardan oluşmaktadır. Temel kayaçlar üzerinde ise andezitik piroklastik/lavlardan oluşan Alt Miyosen yaşlı volkanojenik yığın bulunmaktadır. Volkanojenik yığın içinde kireçtaşlarıyla alakalı oluşmuş Kuzey-Güney doğrultusunda eni yaklaşık 45-50 m, uzunluğu 125-130 m ve derinliği yaklaşık 12-15 m halloysit zuhuru vardır. Zuhur içerisinde farklı boyutlarda kireçtaşı blokları da haizdir. Bölgede bulunan halloysit mineralleri genellikle 10 Å yapısında olup bunun yanında kaolinit, smektit, illit, alünit, jakopsit, pirokroit, hematit, götit ve birnessit gibi mineraller de bulunmaktadır (Ece vd., 2008). Halloysitleşmenin meteorik ve/veya magmatik kökenli hidrotermal çözeltilerin faylar boyunca yükselerek andezitik piroklastikleri etkilemesi sonucu gerçekleştiği sanılmaktadır. Bölgedeki halloysit oluşumuna en önemli etkenlerden birisinin ortamın pH'sını düzenleyen kireçtaşlarının olduğu düşünülmektedir (Laçin ve Yeniyol, 2006; Aydın vd., 2019). Bu çalışmada halloysit cevherine uygulanan mekanik dağıtma işleminin yaş öğütmeye kıyasla hammadde sinterleme özelliklerine ve elde edilen malzemelerin karakterizasyonuna etkilerinin incelenmesi amaçlanmıştır.

MALZEME VE YÖNTEM

Malzeme

Deneysel çalışmalar için Çanakkale ili Yenice ilçesi Kızıldam köyündeki halloysit kaynağından alınan numune öncelikle çeneli kırıcı ile kırılarak -10 mm tane boyutuna getirilmiştir. Sonrasında konileme-dörtleme yöntemiyle temsili olarak azaltılan örnek üzerinde XRF yöntemi ile kimyasal analizler gerçekleştirilmiştir. Numunenin 105°C'deki etüvde 4 saat boyunca kurutularak ölçülen rutubet içeriği %9,4 olarak tespit edilmiştir. Çizelge 1'de -10 mm boyutuna getirilmiş tüvenan halloysit numunesinin kimyasal analizi görülmektedir.

Çizelge 1. Tüvenan halloysit numunesinin kimyasal analizi

*K.K.	SiO ₂	AI_2O_3	TiO ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O
12,0	50,9	29,7	0,7	3,9	0,2	0,4	0,2	1,1

^{*}K.K: Kızdırma kaybı

Çizelge 1'den görüldüğü üzere, numunede halloysit mineralinin kimyasal içeriğinde bulunmayan TiO₂, Fe₂O₃, CaO, MgO, Na₂O ve K₂O de tespit edilmiştir. Ayrıca numunenin kalitatif mineralojik analizinde (XRD) ise kuvars, kaolinit, halloysit, gibsit ve götit minerallerinin varlığı tespit edilmiştir. (Şekil 2).



Şekil 2. Tüvenan halloysit numunesinin mineralojik analizi

Yöntem

Seramik bünyeler hazırlanırken sinterleme işlemine fayda sağlamak için yüzey alanının oldukça yüksek olması istenir. Bu nedenle bünyeyi oluşturan hammaddeler tane boyut küçültme işlemlerine tabi tutulmaktadırlar. Seramik bünye hazırlama işlemlerinde kaolin grubu kil mineralleri değirmenlerde öğütülerek tane boyutları küçültülmektedir.

Kızıldam halloysit cevherine uygulanan öğütme ve mekanik dağıtma işlemlerinin sinterleme özelliklerine etkisinin incelenmesi kapsamında yaş öğütme işleminde laboratuvar tipi jet değirmen ve mekanik dağıtma işleminde ise pilot çaplı mekanik dağıtıcı kullanılmıştır.

Yaş öğütme işleminde -10 mm boyutuna kırılmış halloysit cevheri kuru hammadde miktarına oranla dispersant olarak %0,75 sodyum hegzametafosfat ve saf su ile pülpte katı oranı %35 olacak şekilde laboratuvar tipi jet değirmende öğütülmüştür. Pişirme işlemi yapılacak hammaddelerin boyut kontrolü olarak elek üzerindeki kuru madde bakiyesi baz alınmıştır. Bu değerler duvar karosu pişirim şartları için +63 µm ve granit pişirim şartları için +45 µm için %2 olacak şekilde çalışılmıştır.

Mekanik dağıtma işleminde ise -10 mm boyutuna kırılmış halloysit cevheri yine kuru hammadde miktarına oranla dispersant olarak %0,75 sodyum hegzametafosfat ve saf su ile pülpte katı oranı %35 olacak şekilde mekanik dağıtıcıda 500 devir/dk hızında 4 saat süresince karıştırılmış ve eleme ile -212 µm boyutuna sınıflandırılmıştır.

Hazırlanan pülpler 150 µm'lik elek ile sınıflandırılıp etüvde 105°C'de 4 saat süresince kurutulmuştur. Kurutulan pülp agat öğütücü kullanılarak öğütülmüş, %6 rutubetlendirilerek granüle edilmiştir. Elde edilen granüller duvar karosu şartları için 325 kg/cm² ve granit şartları için 400 kg/cm² sıkıştırma basıncında 5x5 cm'lik dairesel şekilli olacak şekilde el presinde şekillendirilmiştir. Hazırlanan 5x5 cm'lik tabletler yine etüvde 105°C'de 4 saat süresince kurutulduktan sonra duvar ve granit şartlarında pişirilmiştir. Şekil 2'de hammadde hazırlama ve sinterleme işlemlerinin akım şeması halinde gösterimi bulunmaktadır.



Şekil 2. Hammadde hazırlama ve sinterleme işlemleri akım şeması

Pişme sonrası tabletler küçülme, su emme ve renk değerleri olacak şekilde sinterleme özellikleri açısından incelenmiştir. Küçülme ölçümü tabletlerin pişme öncesi ve sonrası kumpasla ölçülerek, ilk ölçüme göre elde edilen % fark şeklinde belirlenmiştir. Küçülme değeri TSE EN 10545-2 standardına, su

emme testi TSE EN 10545-3 standardına ve renk ölçümleri ise TSE EN 10545-16 standardına uygun olarak gerçekleştirilmiştir.

BULGULAR

-10 mm Boyutuna Kırılmış Halloysit Cevherinin Tane Boyut Dağılımı Analizi

Halloysit cevherinin boyut fraksiyonlarına göre kimyasal içeriğinin değişiminin incelenmesi amacıyla -10 mm boyutuna kırılmış cevher kuru elemeyle -10+5, -5+2, -2+1, -1+0,5 ve -0,5 mm boyut gruplarına ayrılarak her boyut grubu kimyasal analize tabi tutulmuştur (Çizelge 2).

Tane boyut, mm	К.К.	SiO ₂	Al ₂ O ₃	TiO ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O
-10+5	10,4	51,6	27,7	0,7	8,0	0,0	0,3	0,0	1,3
-5+2	12,5	50,1	31,0	0,6	4,7	0,0	0,2	0,0	1,0
-2+1	11,9	51,9	30,4	0,6	3,6	0,0	0,2	0,0	1,3
-1+0,5	11,8	52,7	30,2	0,7	3,1	0,0	0,3	0,0	1,2
-0,5	12,5	53,0	29,5	0,7	2,7	0,0	0,3	0,0	1,3

Çizelge 2. -10 mm boyutuna kırılmış halloysit numunesinin boyut gruplarına göre kimyasal analizi

Çizelge 2'den görüldüğü üzere tane boyut artıkça demir içeriğinin arttığı görülmektedir. -0,5 mm boyutundaki Fe₂O₃ içeriği %2,7 iken -10+5 mm boyut grubu için bu değerin %8,0'a çıktığı görülmektedir. Kaolin grubu kil mineralleri kimyasal açıdan Al₂O₃, SiO₂ ve kızdırma kaybı olarak ifade edilen H₂O'dan oluşmaktadır. Buna göre kil minerallerinin Al₂O₃ değerinin en yüksek olduğu (%31,0) -5+2 mm boyut grubunda yoğunlaştığı düşünülmektedir. Diğer yandan kuvars mineralini işaret eden SiO₂ içeriğinin (%53,0) ince boyut grubunda (-0,5 mm) yoğunlaştığı görülmüştür.

-10 mm Boyutuna Kırılmış Halloysit Cevherinin Mekanik Dağıtma Sonuçları

Halloysit cevherinin mekanik dağıtmayla dağıtıldıktan sonra 212 μm'luk açıklığa sahip elekten elenerek iki boyut fraksiyonuna ayrılmıştır. Çizelge 2'de mekanik dağıtma sonrası +212 μm ve -212 μm boyut grubuna ayrılmış fraksiyonların kimyasal analiz sonuçları görülmektedir.

Boyut	Miktar %	К.К.	SiO ₂	Al_2O_3	TiO ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	Na₂O	K ₂ O
+212 μm	17,5	11,9	50,2	26,4	0,6	9,6	0,1	0,2	0,1	1,0
-212 μm	82,5	12,2	50,9	31,3	0,7	3,2	0,1	0,3	0,2	1,2

Çizelge 3. Mekanik dağıtma uygulanmış halloysit cevherinin boyuta göre kimyasal analizi

Mekanik dağıtma işlemi sonucunda yaş elemeyle +212 µm boyut grubunda %17,5 ve -212 µm boyut grubunda ise %82,5 oranında malzeme olduğu görülmüştür. Diğer yandan yapılan kimyasal analizler sonucunda Al₂O₃, SiO₂ ve Fe₂O₃ içerikleri +212 µm boyutu için sırasıyla %26,4, %50,2 ve %9,6 iken -212 µm boyutu sırasıyla %31,3, %50,9 ve %3,2 olarak tespit edilmiştir.

Yaş Öğütme ve Mekanik Dağıtma Uygulanmış Halloysit Cevherinin Sinterleme Davranışı

Yapılan öğütme ve mekanik dağıtma çalışmalarından elde edilen malzemelerin seramik özelliklerindeki değişimi incelemek amacıyla sinterleme testleri yapılmıştır. Sinterleme çalışmaları duvar karosu için 1145°C maksimum sıcaklık ve 49 dk sinterleme süresi ve granit için 1205°C maksimum sıcaklık ve 63 dk sinterleme süresi koşullarında gerçekleştirilmiş olup uygulama şartları ve elde edilen sonuçlar Çizelge 4'te verilmiştir.

C	ΛΙ ΙςΙΙ ΑΝΙ ΚΡΊΤΕΡΙ ΕΡ	Birim	Vas Öğütme	Mekanik	
Ļ		Diriin	raș Ogutine	Karıştırma	
(Granül/Toz Rutubeti	%	6		
	Sıkıştırma Basıncı	kg/cm ²	325		
- "	Maksimum Pişirim S	licaklığı	Ĉ	1145	1145
SSU	Pişirim Süresi	i	dk.	49	49
JUVAR KARC ŞME ÖZELLİK	Pişme Küçülme	esi	%	9,12	4,90
	Su Emme		%	10,51	17,01
	×	L		64,55	73,07
	EN	а		10,36	7,12
bi C	<u>۲</u>	b		13,06	10,01
(Granül/Toz Rutubeti	%	6		
	Sıkıştırma Basıncı	kg/cm ²	400		
	Maksimum Pişirim S	licaklığı	°C	1205	1205
GRANİT PİŞME ÖZELLİKLERİ	Pişirim Süresi		dk.	63	63
	Pişme Küçülmesi	%	9,72	6,22	
	Su Emme	%	7,95	12,72	
	×	L		58,14	70,76
	EN	а		9,24	6,31
	۳	b		11,52	9,48

Çizelge 4. Yaş öğütme ve mekanik dağıtma uygulanmış malzemelerin sinterleme özellikleri

Çizelge 4'ten görüldüğü üzere yaş öğütme uygulanmış halloysit cevherinin küçülme/su emme değerleri duvar karosu ve granit pişirim şartlarında sırasıyla %9,12/%10,51 ve %9,72/%7,95 olarak ölçülürken; mekanik dağıtma uygulanmış halloysit cevherinin küçülme/su emme değerleri duvar karosu ve granit pişirim şartlarında sırasıyla %4,90/%17,01 ve %6,22/%12,72 olarak tespit edilmiştir. Mekanik karıştırmayla iri boyutta kalan demir içerikli minerallerin önemli derecede uzaklaştırıldığı görülmüştür. Yaş öğütmede ise demirli mineraller öğünerek bünye içerisine dâhil olmaktadır. Demir mineralleri 900°C'den itibaren indirgenerek FeO'ya dönüşmektedir. Seramik bünyede bulunan FeO ve serbest silika bir araya geldiğinde ötektik oluşturarak camsı faz oluşumu için gerekli sıcaklığın düşürmekte bu da bünyede camsı faz oluşumunu desteklemektedir (Pekdemir, 2008). Yaş öğütmeyle hazırlanan bünyenin mekanik dağıtmayla hazırlanan bünyeye göre su emme değerlerinin düşük ve küçülme değerlerinin yüksek olması demir içeriğinin yüksek olmasıyla açıklanmaktadır. Diğer yandan L (beyazlık) değerleri duvar karosu ve granit pişirim şartlarında sırasıyla yaş öğütmeyle hazırlanan malzeme için 64,55 ve 58,14 olarak elde edilirken, mekanik dağıtma için ise 73,07 ve 70,76 olarak bulunmuştur. Ferro (+2 değerlikli) demir mineralleri seramik endüstrisinde önemli renk problemleri yaratabilmektedir. Çünkü sinterleme aşamasında ferrik (+3 değerlikli) demire dönüşerek, ürünlere turuncu bir renk vermektedir (Marabini vd., 1993). Mekanik dağıtma uygulanmış halloysit cevherinin yaş öğütmeyle hazırlanan malzemeye göre L (beyazlık) değerinin artmasının nedeni yapısındaki demirli minerallerin uzaklaştırılmasıyla ilgilidir.

TARTIŞMA VE SONUÇ

Kızıldam halloysit cevherinin mineralojik analizinde halloysit, kaolinit, kuvars, gibsit ve götit minerallerinden oluştuğu görülmüştür. Cevherin yapılan kuru elek analizinde özellikle demir içerikli minerallerin iri boyutta kaldığı gözlenmiş, mekanik dağıtmayla da demir içeriğinin iri boyutta arttığı analiz edilmiştir. Buradan cevher içerisindeki demirli empüritelerin göreceli olarak diğer minerallere göre

daha yüksek sertliğe ve iri tane boyutuna sahip olduğu anlaşılmıştır. Yaş öğütmeyle birlikte bu demirli mineraller öğünerek ince boyuta geçmektedir. Bu durum seramik bünyelerde sinterleme aşamasında ürünün beyazlığını düşürerek özellikle beyaz renk istenilen ürün üretiminde ve sırlı ürünlerde yüzeyde istenilen rengin sağlanmasında zorluklar çıkarmaktadır. Bu çalışmada mekanik dağıtma uygulanarak yaş öğütmeye göre Kızıldam halloysit cevherinin kil mineral içeriğinin arttırıldığı ve seramik bünye çalışmalarında pişme sonrası renginin iyileştirildiği görülmüştür. Mekanik dağıtma sonrası manyetik ayırma ve liç çalışmalarıyla ürünün bu özelliklerinin daha da iyileştirilebilceği öngörülmektedir.

KAYNAKLAR

- Aydın, Ü., Şen, P., Özmen, Ö., Şen, E., (2019). Biga Yarımadası'ndaki granitoyitlerin (KB Anadolu, Türkiye) petrolojik ve jeokimyasal özellikleri, MTA Dergisi (2019) 160: 81-116.
- Bergaya, F., Lagaly, G. (2006). *Chapter 1 General Introduction: Clays, Clay Minerals, and Clay Science*. Developments in Clay Science, 1, 1-18.
- Castelein, O., Soulestin, B., Bonnet, J.P., Blanchart, P., (2001). The influence of heating rate on the thermal behavior and mullite formation from a kaolin raw material, *Ceramics International*, 27 (5), 517–522.
- Chandrasekhar, S., Ramaswamy, S., (2002). Influence of mineral impurities on the properties of kaolin and its thermally treated products, *Applied clay science*, *21*, 133–142.
- Ece, O.I., Schroeder, P.A., Smilley, M.J., Wampler, J.M., (2008). Acid-sulphate hydrothermal alteration of andesitic tuffs and genesis of halloysite and alunite deposits in the Biga Peninsula, Turkey. *Clay minerals*, 43 (2), 281-315.
- Ferrari, S., Gualtieri, A.F. (2006). The use of illitic clays in the production of stoneware tile ceramics. *Applied clay science*, *32 (1-2)*, 73-81.
- Laçin, D., Yeniyol, M., 2006, Andezitik piroklastikler ile ilişkili oluşmuş halloysit yataklarına bir örnek: Soğucak halloysit yatağı (Yenice-Çanakkale). *İstanbul üniversitesi müh. fak. yerbilimleri dergisi, 19* (1), 27-41.
- Kahraman, S. (2006). Yapı tuğlalarında renk oluşumu. KSÜ, Fen ve Mühendislik Dergisi, 9 (1), 125-128.
- Mahmoudi, S., Srasra, E., Zargouni, F., (2017). Preparation, qualities and defects of ceramic materials from Tunisian clay minerals. *Surface engineering and applied electrochemistry*, *53* (*3*),295-301.
- Marabini, A. M., Falbo, A., Passariello, B., Esposito, M. A., Barbaro, M., (1993). Chemical leaching of iron industrial minerals. XVIII international mineral processing congress, Sydney, p. 23-28.
- Murray, H.H., (2000). Traditional and new applications for kaolin, smectite, and palygorskite: A general overview, *Applied clay science*, *17*, 207–221.
- Ngun, B.K., Mohamad, H. Sulaiman, S.K., Okada, K., Ahmad, Z.A., (2011). Some ceramic properties of clays from central Cambodia, *Applied clay science*, *53*, 33–41.
- Pekdemir A.D., (2008). *Kaolinitik bir kilin sinterleşme özelliklerinin incelenmesi*. Yüksek Lisans Tezi. Ankara Üniversitesi, Türkiye.
- Pruett, R.J., Pickering S.M., (2006). Kaolin. Pp. 383-399 in: Industrial minerals and rocks: commodities, markets and uses (J.E. Kogel, N.C. Trivedi, J.M. Barker and S.T. Krukowski, editors) 7th edt. SME. Colorado.
- Tarhan, M., Tarhan, B., (2019). Investigation of the usage of Afyon clay in porcelain tile bodies. *Uluslararası Muhendislik Arastirma ve Geliştirme Dergisi*, 11(1), 275-281.
YERALTI İŞLETME OPTİMİZASYONU VE İŞLEVSEL PLANLAMA A TUTORIAL on STOPE OPTIMISATION and OPERATIONAL SCHEDULING

A. Eşiyok ^{1,*}, B. Kahraman ²

¹ Micromine Pty Ltd, Türkiye temsilcisi (*Sorumlu yazar: gesiyok@micromine.com)
² Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü

ÖZET

Yeraltı maden işletmesinde üretim miktarını arttırmak ve planlanan periyodik cevher üretim tontenör hedeflerini tutturmak amacıyla ekonomik ve tasarım parametreleri kullanılarak yeraltı maden üretim blokları biçimlendirmesi yapabilen madenciliğe özel bilgisayar desteli tasarım yazılımları geliştirilmiştir. Söz konusu yazılımların yeraltı optimizasyonu modülleriyle kaynak blok model veya cevher katı modeli temel alınarak hedeflenen cevher miktar-tenör değerinde yeraltı maden üretim blokları verimli bir şekilde oluşturulabilmektedir. Bu yaklaşım ile maden üretim sürecinde hedeflenen tüvenan cevher üretimini gerçekleştirebilecek işlevsel maden işletme planı oluşturulabilmektedir. Ayrıca belirlenmiş kaynağın ekonomik olarak işletilebilir parçası rezerv olarak belirlenebilmektedir.

Ayrıca üretim kapasitesini arttırmak için verimli (uygun) bir patlatma tasarımına ihtiyaç vardır. Söz konusu yazılımlar patlatma tasarımlarının verimli bir şekilde yapılır hale gelmesini sağlamaktadır. Yeraltı maden işletmelerinde, patlatma deliklerinin cevher sınırları ve maden blokları ile uyumlu olarak tasarlanması, patlayıcı ve sarf malzemelerinin hesaplanması, atım sonrası serbestleşecek pasa ve cevher miktar-tenör hesaplanması alternatifli olarak hızlı bir şekilde oluşturulabilmektedir.

Bu bildiride örnek bir yeraltı maden işletmesinde sektörde kabul görmüş bilgisayar destekli tasarım yazılımı olan Micromine 2022 ile verimli bir yeraltı kazı arını/üretim yeri (stope) planı ve patlatma tasarımı sistemi oluşturmanın metodolojisi ele alınmıştır.

ABSTRACT

Stope optimisation is developed to define a minable portion of ore deposit in an underground mine operation by considering cost and revenue items satisfying the targeted values of projected ore tonnage and grade. Stopes are designed, grade-tonnage is calculated, and extraction order is optimized by getting the solid ore model and resource block model as input. Stopes are transferred to a Gantt Chart to optimise monthly or yearly operation plans by the strategic scheduling. Finally, operational scheduling could be conducted to create a short-term mining plan following the extraction order of stopes defined by the strategic scheduling. Minable reserve could be determined based on the output obtained through stope optimisation and strategic scheduling optimisation.

Ring design in a stope is important to reduce the dilution and to increase the ore production. Rings could be designed to accommodate the exact edge of a vein, especially for thin veins.

A computer application on above mentioned issues are explained in detail by using Micromine 2022 exploration and mining software.

GIRIŞ

Bu çalışmada öncelikle işletme gelir-gider kalemleri dikkate alınarak Micromine Stope (kazı arınıüretim yeri) Optimisation modülü ile kaynağın yeraltı maden işletme yöntemiyle üretilebilecek kısmı rezerv olarak belirlenecektir. Kazı arını (stope) optimizasyonu ile ayrıca optimum ve nihai (ultimate) rezerv, sadece cevher üretim ton ve tenör dikkate alınarak değil, ek olarak net bugünkü değerdeki periyodik değişim dikkate alınarak da belirlenecektir. Stope optimizasyonu sonucu, üretimi ekonomik olduğu belirlenen kazı arını (stope) blokları Micromine Scheduling (planlama) modülü kullanılarak Gantt diyagramına aktarılacak ve Strategic Scheduling Optimisation ile maden ömrü boyunca periyodik üretim hedeflerine uygun olarak kazı arını (stope) bloklarının üretime alma sırası belirlenecektir.

Son olarak ince damarlarda kazı arını (stope) ring (üretim delikleri) tasarımı Micromine Ring Design modülü kullanılarak hazırlanacaktır. Özellikle seyrelmeyi minimize etmek ve yeraltından üretilen cevher kazanım oranını yükseltmek için ring tasarımının önemi vurgulanacaktır.

YERALTI İŞLETME (STOPE) OPTİMİZASYONU VE ÜRETİLEBİLECEK KAYNAK BELİRLEME

Kazı arını (stope) optimizasyonuna başlamak için kaynak blok model, cevher katı model ve topoğrafya modeline gerek duyulur. Kaynak blok model genel olarak cevher katı modelin içindeki tenör dağılımını verir. Şekil 1'de cevher katı model ve topoğrafya, Şekil 2'de kaynak blok model ve topoğrafya gösterilmiştir.



Şekil 1. Cevher katı model ve topoğrafya

Şekil 2. Kaynak blok model ve topoğrafya

Kazı arını (stope) optimizasyonunda yukardaki temel verilerin yanında aşağıdaki verilerinde girilmesi gerekir. Optimizasyon verilerini girmek için Micromine da Mining / Stope Optimiser ikonları seçilir. Öncelikle temel element seçilir, varsa sınır (cut-off) tenörü belirtilir, sınırlanacak alanlar varsa koordinatlar, poligonlar veya katı modeller ile tanımlanır. Cevher seyrelme ve cevher kazanım oranları belirtilir. Yeraltı cevher üretim ve pasa kazı maliyeti girilir, dolgu yapılıyorsa dolgu maliyeti cevher üretim maliyetine eklenir. Optimum ve nihai (Ultimate) üretim zonları kazı arını (stope) kenarları ile belirleneceğinden kazı arını (stope) boyutları tanımlanır. Kazı arını (stope) yönlendirmesi cevher katı modeli, üretim katı galeri merkez hatları veya yüzey üçgenlemeleri ile yapılabilir. Micromine da Staging (evreleme-hazırlama) diye adlandırılan zonların oluşturulması için Stage (aşama-evre/safha) faktör 0 ile 1 arasında tanımlanır ve zon sayısını belirlemek üzere artış miktarı, örneğin 0.02 olursa, 0.2 – 1 aşama (stage) faktörü alındığında 40 zon demektir.



Şekil 3. Üretilebilecek zonlar (Yüksek, orta ve düşük tenörlü stope blokları)

Gerek Micromine tarafından ücretsiz sağlanan Solver (çözücü) ile optimizasyon çalıştırılır. Optimizasyon sonucunda Stage noktaları bir dosyaya kaydedilir. Aşamaların (stage) katı modelleri oluşturularak kaydedilir. Kaynak blok modele ise zonların sınıfları (Ore, inaccessible Ore, Waste vs.), optimum değerleri, Stage Code ve Stage parametreleri kaydedilir. İşte blok modele kaydedilen bu bilgilerle filtreler oluşturularak kaynak blok modelin üretilebilecek parçası tespit edilir. İlave olarak proses maliyeti, yönetim ve idari işler maliyeti, satış geliri ve maliyet bilgileri girilir. Optimizasyon sonrası işletilebilecek stoplar yüksek tenörlü, orta tenörlü ve düşük tenörlü zonları belirler. Şekil 3'de kazı arını (stope) blok kenarları ile sınırlanan bu zonlar farklı renkler ile gösterilmektedir.

Ancak daha önce belirtildiği gibi optimum ve nihai (Ultimate) üretim zonlarını belirlemek için stage analizleri grafiksel olarak yapılabilir. Şekil 4'de stage ton – Net bugünkü değer (NBD-NPV:Net present value) değerleri grafiksel olarak verilmiştir. Şekil 5'de stage ton – altın ppm tenör değerleri grafiksel olarak verilmiştir. Şekil 5'de stage ton – altın ppm tenör değerleri grafiksel olarak verilmiştir. Sekil 5'de stage ton – altın ppm tenör değerleri grafiksel olarak verilmiştir. Benzer şekilde tenör eğitişinin arzu edilmeyen bir değerden daha aşağı düştüğü bir aşama (stage) sonrası üretim zonu olarak kabul edilmeyebilir.



Şekil 4. Stages Ton – NPV

Şekil 5. Stages Tn - Auppm

Aşama (stage) analizlerine benzer şekilde periyod analizleri yapılır. Periyodlar toplam madencilik kazısı ile belirlenir, cevher ve pasa kazısı birlikte ele alınır. Şekil 6'da Periyot ton – İndirgenmiş nakit akışı

(discounted cashflow) değerleri grafiksel olarak verilmiştir. Şekil 7'de Periyod ton – altın ppm tenör değerleri grafiksel olarak verilmiştir. Karar verici indirgenmiş nakit akış eğrisinin artık artmadığı, düzleştiği periyod sonrası üretiml durdurabilir. Benzer şekilde tenör eğrisinin arzu edilmeyen bir değerden daha aşağı düştüğü bir periyod sonrası üretim yapılmayabilir.







Kazı arını (stope) optimizasyonu sonucu elde edilen periyod, stage, stage kod, optimizasyon değeri ve extraction no gibi çıktılar blok modele işlenir (Şekil 8). Bu bilgileri kullanarak rezerv blok model oluşturulabilir. İstenirse Class alanındaki Ore yazılı kayıtlar filtre edilerek veya Periyot alanında istenen periyodları içeren kayıtları seçilerek veya Stage Code alnında yazılı Stage lerden istenen aşamalar (stage) seçilerek Rezerv blok model elde edilir. Karşılaştırma amacıyla Şekil 9'da kaynak blok model ve Şekil 10'da Class alanında Ore içeren kayıtlar seçilerek oluşturulan rezerv blok model verilmektedir.

• Dag •			-	ac	1000	Selection .	Egrics brand 22	Sec. Sec.	ow Drige & Biger	a maken		all second second	- 4	×
Frank Home via											Window Margo Rivid	Direct Contract		1 A
And And And And And And And And And And	B Baner	film bacter (2.04 Elling	uff gar- leffiat	Pada Dataset	Select Selects		P L	1 3 M	n Facurda 1 (1) Santanta 1 (1) Santanta 2 (1) Santanta 2 (1) Santanta 2 (1)	≦ huity Mesia C. D. ervenia Ideala ⊞ Detair - Deven	A A		C at March	× Chief
View Lays_ + \$ C ×	ST TIME IN TANTA	1,74,387,42,38	INAT	x										+= 7
 BE 10 Design Ave. + BE 11 Ansak Step- BE 12 AMAK UG1 BE 12 PE Minlag1 	5457 M 2250 24004.00 138 2010 24009.00 138	00114 BL 40.50 1412.00 60.00 1457.00	5.00	NORTH _RL 5.00 5.00 5.00 5.00	ACT AG	Resource T Indicated Indicated	ype POINTS B B	10,05V 8,094 2,094	Kuyu Adet AVG 1	FAGE DISTRINCE - 24 24,058 22,439	All Cire 86 Cire 89 Cire	Optim Value Stage Code 65120.4 HS_Zone 1299179 HS_Zone	Stage Parameter Necio 0.40 2 10.40 2	d *
20 Model the Institute Operate Statement Departed The Enclosed Operate	2250 24576.63 156 2250 24576.63 156 2256 24566.33 156	80.00 1442.00 80.00 1442.00 81.25 1441.30 52 70 1445 75	1.25	5.00 5.00 2.50 3.75	4.45006 (1.1255) 6.39963 (2.58688 5.77176 (8.42856 1.14556 (2.51549)	indicated indicated		5.021 4.540 5.354 4.178	1	21.0%2 13.5%6 21.4%5 19.077	86 Ore 86 Ore 80 Ore	1964.0 HG_2016 19604.0 HG_2016 1981.3 HG_2016	0.40 2 0.40 2 0.40 2	
El 14stante M El 25san, M,S El 3 Optimiente	2256 24978.63 158 2257 24975.68 158	58.75 1447.00 00.00 1447.50	1.25	250 5.00	2 29905 (3.18850 2 48525 (4.13565	indicates) indicates)		4.176	1	17.345	0 maccessible Gro 0 maccessible Ore	2980.3 6424.1		
E Hanarieff Discrition V Sullaries Redce-brice	2230 24970.63 159 2350 24970.63 159 2350 24970.63 159	80.63 14441.35 81.80 1445.75 52.75 1450.75	120	120 120 120 175 120 156	2.41100 H.36115 2.56075 H.66425 4.67520 J.13686	inchcated inchcated		4,178	1	11,229	0 tractemble Cre 0 tractemble Cre 0 tractemble Cre 0 tractemble Cre	1309.5 1299.0		
······································	2362 24975.88 138 2365 24975.00 136	#0.40 1450.15 #0.00 1412.00	1.25	L25 3.25 5.00 5.00	1 14903 (4 40504 4 92160 (6 94004	Measured		4.341	1	11.596	0 traccessible Ore 544 Ore	587.7 68731.3 101_2016	0.40 8	
Versiage 4 C 4	1365 34070 00 136 1365 34070 00 136	50.00 1432.00 60.00 1432.00	3.00 5.00	5.00 5.00 5.00 5.00	4.0517630.74051 4.061203.37366	Indicated Indicated	1	1.094	1	36.317 36.967	177 Ore 177 Ore 177 Ore	110000 HG_2010 10105.3 HG_2010 10105.4 HG_2010	0.42 S 0.42 S 0.42 S	
10 11 16 0 6 1 W Vien	2207 24701.00 100 2208 24570.00 100 2205 24568.13 150 2770 24569.18 150	45.00 1412.00 45.00 1417.00 45.11 1440.75 45.11 1442.00	5.00 5.00 1.25	5.00 5.00 5.00 5.00 1.25 2.56 1.25 5.00	5.0.905-12.18270 6.46901 (5.425828 8.67022 (1.18524 5.89223 (1.18524	Indicated Indicated	- 1	2,000		20.207 28.452 71.298	III One III One III One	117981.0 40 Jone 117981.0 40 Jone 9991.4 40 Jone	0.40 7 0.40 4 0.40 4 0.40 4	

Şekil 8. Kaynak (Resource) blok modele işlenen veriler







Kazı arını (Stope) optimizasyon sonuçları analiz edildikten, çıktılardan rezerv blok model oluşturulduktan sonra işletme sahibi isterse işlevsel maden planını, operasyonel veya kısa vadeli planlama (short term scheduling) ile yapabilir. Micromine Scheduling modülü veya diğer yazılımlar ve hatta bir yazılıma ihtiyaç duymadan Excel de sonuçları değerlendirerek oluşturur. Kat planlarına kazı arınları, rezerv blok modeli alarak tasarımları güncelleyebilir (Şekil 11). Bu sunumun takip eden bölümlerinde stratejik, uzun dönem, maden ömrü boyunca maden işletme planı ele alınacaktır (Strategic Scheduling).



Şekil 11. Operasyonel işletme tasarımı için bir kat planı, yüksek tenörlü evreler (stage) içinde bulunan kazı arınları (stope) ve cevher rezerv sınıfı (ore class reserve) blokları

UZUN DÖNEM MADEN İŞLETME PLANI (STRATEGİC SCHEDULİNG)

Stratejik işletme planı, indirgeme oranı değerleri dikkate alınarak başka bir değişle doğrudan gelir değil de indirgeme oranına göre düzeltilmiş geliri gözeterek (NBD-Net Bugünkü Değer) aylık veya yıllık dönemlerde hedeflenen toplam kazı, cevher ton veya tenörü verebilecek işletme planı hazırlamak için gereklidir. Kazı arını (stope) optimizasyon yapmadan stratejik maden planına başlanırsa yeraltı işletme maliyetleri ve gelire göre belirlenen zonlar dikkate alınmadan bir işletme planı yapılmış olur. Başka bir deyişle, stratejik işletme planı rezerv blok modele göre değil kaynak blok modele göre hazırlanmış olacaktır. Sonuçta sağlıklı bir stratejik işletme planı hazırlamak için kazı arını (stope) optimizasyonunda elde edilen sonuçlar ile entegrasyon oluşturulmalı (Hybrid). Takip edilen bölümlerde, 20 – 30 metreden daha az kalınlıkta ince damar tipi maden yataklarında entegrasyonun nasıl oluşturulduğu ele alınacaktır.

Eğer damar eğimli ise ve birkaç yüz metre derinliğe devam ediyorsa üretim kademelerinin belirlenmesi istenebilir. Bu durumda damar iki veya daha fazla üretim dilime ayrılarak kademeler belirlenir. Üretime önce yukardaki kademeden ve daha sonra aşağıdaki kademeden devam edilmesi istenebilir. Yukardaki kademenin bitmesine yakın alt kademede de üretime başlanabilecektir. Micromine

yazılımında dilim oluşturmaya Wireframe / Slice Wireframe komutları ile başlanır. Örnek işletmemizde ilk üretim kademesi 1470 kotu üstünde ve ikinci üretim kademesi 1470 kotu altında oluşturulacaktır. Kademe için oluşturulan dilimler Şekil 12'de verilmiştir.



Şekil 12. Üretim kademesi belirlemek için oluşturulan cevher katı model dilimleri

İnce damarlarda diğer bir sorun kazı arını (stope) kesitinin damar kenarları ile uyumlu olması zorunluluğudur. Ek olarak seyrelmenin az olması ve cevher kazanım oranın yüksek olması için patlatma (ring) tasarımının da damar kenarları ile uyumlu olması zorunluluğu vardır. Bunu sağlamak üzere kazı arını (stope) kenarlarını otomatik olarak damar kenarlarına yaslayarak kazı arınları (stope) oluşturulur (Şekil 13).



Şekil 13. İnce damar kenarları ile uyumlu oluşturulan kazı arını (stope) kesitleri ve üretim delikleri (ring) tasarımı

Damar kenarlarını dikkate alarak kazı arını (stope) oluşturmak için Micromine yazılımında Mining / Mining Blocks ikonları seçilir. Kazı arını (stope) kenarlarını belirleyecek damarlar Şekil 12'de gösterildiği gibi kademeli olarak çağrılır, kazı arını (stope) boyutları ve yükseklikleri tanımlanarak kazı arını (stope) blokları oluşturulur. Üretime üst kademeden başlanacaksa ilk sırada yer alır. İkinci sıraya alt kademe alınır. Planlama (scheduling) işleminde kullanılmak üzere blok indeks, üretim katı, üretim katı adı, kademe, kademe ve üretim katı gibi öznitelikler oluşturulur ve her bir kazı arını (stope) bloğuna kaydedilir.

Kazı arını (stope) blokları oluşturulduktan sonra Micromine yazılımında Mining / Material Bins ikonları seçilerek içerdikleri cevher ton ve tenörleri ile pasa ton değeri hesaplanır. Kazı arını (stope) blokunda bulunan pasa ve cevher birlikte alınarak seyrelmiş cevher tenör hesaplanır. Hesaplanan cevher ton, cevher tenör, seyrelmiş cevher tenör, pasa yoğunluk, cevher yoğunluk, pasa ton gibi öznitelikler kazı arını (stope) bloklarına kaydedilir. Sonuç olarak bir maden işletme planında gerekli olan ve yukarıda bazıları belirtilen bilgiler kazı arını (stope) bloklarına işlenir.

Kazı arını (stope) optimizasyon ve stratejik planlama (strategic scheduling) entegrasyonu için öncelikle oluşturulan kazı arını (stope) adlarının kaynak blok modele ve rezerv blok modele atanması gerekir. Micromine yazılımında Wireframe / Point (Assign) ikonları seçilir. Sonrasında Micromine yazılımı Wireframe / Attribute Assign (Advanced) (Assign) ikonları kullanılarak kaynak blok modele stope optimizasyon çıktıları olarak kaydedilmiş olan Stage Code, Stage Parameter, Class, Optimum Value gibi öznitelikler kazı arını (stope) bloklarına atanabilir.

Damar kenarlarına ile uyumlu olarak oluşturulan kazı arını (stope) blokları Şekil 14'de verilmiştir. Ancak schedule işlemine bu blokların tamamı alınmayacaktır. Kazı arını (stope) optimizasyonu ile belirlenen Class, Stage Code, Optimum Value gibi öznitelikler kullanılarak seçilecek kazı arını (stope) blokları planlama (schedule) işlemine alınacaktır. Hangi özniteliklerin seçileceği tek tek tüm öznitelikler denerek bulunabilir veya öznitelikler kombinasyonu kullanılabilir. Bu çalışmada Stage Code öznitelik değerleri kullanılmıştır. Stage Code HG_Zone ile kodlanan yüksek tenörlü zon ile Stage Code MG_Zone ile kodlanan orta tenörlü zonda bulunan kazı arını (stope) blokları planlama (Schedule) işlemine alınacaktır. Planlama (Schedule) işlemine alınacak bloklar Şekil 15'de gösterilmiştir.



Şekil 14. Stope blokları

Şekil 15. Schedule işlemine alınacak stope blokları

Planlama (schedule) işlemine alınacak kazı arını (stope) blokları belirlendikten sonra Micromine Scheduling modülü ile stratejik maden işletme planı oluşturulmuştur. Schedule işleminde kazı arını (stope) blokları görev (Task) olarak tanımlanır. Kazı arını (stope) bloklarında oluşturulan cevher ton, cevher tenör, cevher metal, cevher yoğunluk, pasa ton, pasa yoğunluk, üretim katı, üretim katı adı, stage code, optimum value gibi öznitelikler planlama (schedule) görevlerine atanır ve planlama (schedule) optimizasyonunda girdi veri olarak kullanılır.

Planlama (schedule) görevleri öznitelikleri oluşturulduktan sonra görevler Gantt çizelgeye alınır. Görevler arasında yatay ve dikey bağımlılıklar oluşturularak görev alım sıralaması oluşturulur. Özellikle ince damarlarda kazı arını (stope) blokları ardışık geldiğinden ve biri üretildikten sonra takip eden kazı arını (stope) bloğunda üretime devam edileceğinden yatay bağımlılıkların oluşturulması önem kazanır. Hatırlatalım ki bu çalışmada operasyon önceliği iki dilim ile belirlenmişti. İlk cevher üretimi 1470 kotu üzerindeki stoplarda yapılacak ve daha sonra 1470 kotu altında üretime devam edilecekti. Üretim dilimlerini stratejik maden işletme planına yansıtmak için Micromine Scheduling modülünde dikey

sıralamada Build Interstage Dependency seçilmeli ve Stage öznitelik seçilmeli. Dilimler birbiri ardına sırayla üretime alınacaksa Lag değeri 1 olarak belirtilmeli. Yatay ve dikey görev bağımlılıkları oluşturulduktan sonra Gantt çizelgede görevler Şekil 16'da sergilendiği gibi gösterilir.



Şekil 16. Gantt Çizelge, schedule görevleri ve yatay ve dikey bağımlılıkları

Görev bağımlılıkları kurulduktan sonra maden ömrü boyunca stratejik maden planını hazırlamak için planlama (Schedule) optimizasyon işlemine başlanır. İlk olarak periyod seçilir. Maden ömrü boyunca yapılacak toplam kazı ve üretilecek cevher tonajı bir periyodda yapılacak toplam kazı ve cevher üretimine bölünürse periyod adedi ortaya çıkar. Projenin ilk yıllarında düşük tonaj üretim yapılacaksa ilk bir ya da birkaç periyod ayrıca belirlenir. Net bugünkü değer (NBD) hesaplaması için objektif olarak metal miktarı veya metalin parasal değeri seçilebilir. İndirgeme oranı seçilir. Periyodik toplam kazı, cevher ton ve tenör hedef değerleri girilir. Hedeflerle uyumlu bir işletme planı oluşturulana kadar hedef kalemleri kombinasyonları değiştirilerek işlem sürdürülür. Kazı arını (stope) optimizasyon sonuç çıktısı Excel kopyası Şekil 17'de gösterilmektedir.

06	nara tajan 🕘	18.2	14. (an	rieg by partial \$900136.5		64 (01)-Q				-	• Ø #	- 10 X
Date of the second	A Kan A Kan D Kanpada S Kanpa Kanpan Pana	Sayla Doore Galai R. T. <u>A.</u> + S. N	tornolor Ver - 4 - 4 4 ⊡+ ≥ 4 4 = 14 - 1	Citades Dept 0 = = = [j] + + = = = = = = = = = = = = = beam	orchola Yardon (Malakastawast) (Malakastawast) Malakastawastawa Malakastawastawa	5000 01-96-5-92 5-500	- di Speciality - 0 Speciality - 0	an line and		E Oserate Tapler Distan- O Tanair- Jo	ana 27 Sola with 6 Ugata - 5	ing Cl.Applematic O dise at "
01		ALC: NO.	Ame_CORRENT									
1	A	в	с	D	ε	F	G	н	12	1	к	U P
1	PERIOD	DURATION	OBJECTIVE (Raw)	OBJECTIVE {Raw}+	OBJECTIVE (NPV)	OBJECTIVE (NPV)+	Mass_CURRENT	Au ppm	Ore Mass - sum	Waste Mass - sum	Au ppm diluted	Gold Ons - sum
2	-	1 365	26,856	26,856	25,577	25,577	192,517	4.11	185,234	7,284	3.87	26,856
3	51	2 365	27,479	54,335	24,924	50,502	196,421	4.09	190,654	5,767	3.71	27,479
4	31	3 365	32,203	86,539	27,819	78,320	199,053	4.72	193,458	5,595	4,30	32,203
S	3	4 365	32,535	119,074	26,767	105,087	199,093	4.78	193,012	6,081	4.51	32,535
6	19	5 365	27,895	146,969	21,857	126,944	199,363	4.07	194,120	5,244	3.73	27,895
7	0.5	á 365	30,774	177,744	22,964	149,908	199,608	4.50	193,949	5,659	4.23	30,774
8	1	/ 365	6 26,124	203,867	18,566	168,474	193,276	4.56	162,536	30,739	3.71	26,124

Şekil 17. Schedule optimizasyon sonuç çıktısı Excel kopyası.

Kazı arını (stope) optimizasyon sonucunda hedefleri tutturan bir işletme planı çözümü bulunduğunda simülasyon ile stopların üretime alım sırası görsel olarak kontrol edilebilir. Önceden belirtildiği gibi üretim 1470 kotu üzerindeki ilk dilimde başlayacak ve devam edecek. Üretime 1470 kotu altında başlamak için ilk dilimdeki üretimin sona yaklaşması gerekir. Maden işletme planı simülasyonunda bu durumun temin edildiği görülmelidir. Bu çalışmada takip ettiğimiz örnek projenin maden işletme planı simülasyon ile kontrol edilmiş ve sonuçlar Şekil 18 ve Şekil 19'da gösterilmiştir. Şekil 18'de gösterildiği gibi üretime 1470 kotu üzerindeki ilk dilimden başlanıyor ve ilk dilimde üretimin bitmesine yakın üretime 1470 kotu altındaki ikinci dilimde devam edilmektedir (Şekil 19).





Şekil 19. 1470 kotu altı ikinci üretim dilimi

Stratejik planın üretim hedeflerine ulaşılabilirliği grafiksel olarak da değerlendirilebilir. Örnek projede yapılan stratejik plan ile her periyodda 200 bin ton cevher üretilebileceği ve cevher tenörünün de 3,6 ppm Au ile 4,2 ppm Au arasında değişebileceği Şekil 20'de görülebilir. Örnek projede net bugünkü değerin (NPV) periyodik değerlendirmesi Şekil 21'de verilmiştir. Görüleceği gibi net bugünkü değer her periyodda artış göstermektedir. Maden ömrü boyunca maden işletme planının her açıdan incelendiğinde tutarlı sonuçlar verdiği izlenmiştir.



Şekil 20. Periyodik cevher ton ve Au ppm

Şekil 21. Periyodik cevher ton ve NPV (Ons Au)

SONUÇLAR

Bu bildiride maden ömrü boyunca yeraltı işletme yöntemi ile üretilebilecek kaynağın belirlenmesinde son birkaç yıldır kullanımına başlanan Stope Optimizasyonu ince damarlar konu edilerek ele alınmıştır. Elbette maden yatak tiplerine göre farklı uygulamalar söz konusu olacaktır. Söz konusu yazılımın geliştirdiği modüller ile bu durumların çözümlenmesi mümkün olmaktadır.

Stratejik maden planlamasında kazı arını (stope) optimizasyonu ile entegrasyon daha efektif ve verimliliği yüksek maden işletme planı hazırlanabilir. Proje bazında entegrasyon imkanları araştırılmasında fayda vardır.

KAYNAKLAR

Micromine Stope Optimization kurs notları, (2021) Micromine Scheduling kurs notları, (2021)

YERALTI KÖMÜR İŞLETMELERİNE YAPILAN DESTEK ÖDEMELERİ VE ÖNEMİ SUPPORT PAYMENTS AND IMPORTANCE OF UNDERGROUND COAL BUSINESS

B. Kocaman^{1,*}, C. Doğruöz², R. Kocaman³, C. Acar⁴

 ¹ Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü, Kömür Koordinatörlüğü, Maden Mühendisi (*Sorumlu yazar: birsen.kocaman@mapeg.gov.tr)
 ² Çankırı Karatekin Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, İnşaat Mühendisliği Bölümü
 ³ Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü, İSG Koordinatörlüğü, Maden Mühendisi
 ⁴Yılmaden Holding Inc, Mineral Processing Director

ÖZET

Yaşadığımız dünyada hammaddeye ve enerjiye olan ihtiyaç her geçen gün artarak devam etmektedir. Enerji ve hammaddeye olan ihtiyacın büyük kısmı madenlerden çıkartılarak elde edilmektedir. Bugün Çin, ABD, Hindistan, Endonezya, Avustralya, Rusya ve Güney Afrika gibi ülkeler kömür üretiminde ön sıralarda bulunmaktadır. Ülkemiz açısından yerli enerji kaynaklarının kullanılması ise ayrı bir önem taşımaktadır. Söz konusu yerli kaynaklarımızdan birisi de kömür rezervlerimizdir. Kömür üretimi için fizibilite çalışmaları, arama dönemi, işletmeye açılması ve üretimin devam ettirilmesi için yatırım yapılması gerekmektedir. Günümüzde firmaların uzun süreli ayakta kalabilmeleri için teşvik ve destek gelirlerine de ihtiyaçları vardır. Yeraltı kömür işletmelerine yapılan destekler ise ekonomik açıdan girdi sağlamaktadır. Destek ödemesinden yararlanabilmek için; "Linyit" ve "Taşkömürü" ruhsat sahasında yeraltı işletme yöntemi ile üretim ve/veya hazırlık yapılıyor olması, özel hukuk tüzel kişisi ile kamu kurum ve kuruluşlarının iştiraklerinin işlettirdikleri yeraltı maden işletmelerinde calışan işletmeciler olunması gerekmektedir. Linyit ve Taşkömürü üretiminde bulunan firmalara yeraltı maden işletmelerinde meydana gelen maliyet artışlarının karşılanması amacıyla yapılan destek ödemeleri çerçevesindeki düzenlemelerin, sektör açısından çok önemli olumlu sonuçlar verdiği, üretim miktarlarının artışını, işsizliğin azalmasını sağladığı, kazaların da önlenmesinde önemli bir etken olduğu düşünülmektedir. Bu makalede destek ödemeleri ile ilgili bilgiler verilerek sektörel açıdan önemi vurgulanmaktadır.

Anahtar Sözcükler: Yeraltı, kömür, destek, üretim.

ABSTRACT

In the world we live in, the need for raw materials and energy is constantly increasing. Most of the energy raw material needs are obtained by extracting them from mines. It is at the forefront of coal production in China, the USA, India, Indonesia, Australia, Russia, South Africa. One of our domestic resources is coal reserves. In coal production, investments are required for feasibility studies, exploration period, commissioning, and continuation of production. Nowadays, companies also need incentives and support income. The support provided to underground coal enterprises provides economic input. To benefit from the support payment, it is necessary to be operators working in underground mining enterprises operated by a private legal entity and subsidiaries of public institutions and organizations to have production or preparation done by underground operation method at the Lignite and Coal license pit. Arrangements within the framework of support payments made to companies engaged in the production of lignite and coal to cover cost increases in underground mining operations provide positive results for the sector. This article gives information about support payments, and their importance from a sectoral point of view is emphasized.

Keywords: Underground, coal, support, production.

GİRİŞ

Dünya nüfusu her geçen gün artarak devam etmektedir. Nüfus artışı ve sanayinin gelişmesine paralel olarak enerjiye olan gereksinim de artmaktadır. Elektrik enerjisine olan ihtiyaç günümüzde vazgeçilmez bir hal almıştır (T.C. Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı). Ülkelerin ekonomik kalkınmalarında zorunlu olan temel girdilerin başında, enerji kaynakları yer almaktadır. Sürdürülebilir enerji politikaları, arz güvenliğinin sağlanması ve temin kaynaklarının çeşitlendirilmesinin yanı sıra, kullanılmak istenen enerji türünün düşük maliyetli, talep edilen miktar ve kalitede topluma arz edilmesini hedeflemektedir (Kocaman, 2017). Bunları yanında yenilenebilir enerji kaynakları da değerlendirilmektedir. Kömürün önemi ise Sanayi Devrimi'nin yakıtını sağlamakla başlamıştır. 20.yy.'da elektrik (enerji) üretiminde kullanılması nedeniyle kömür stratejik bir yakıt hammaddesi haline gelmektedir ve enerji yatırımları bu yönde de değerlendirilmektedir. Kömürün önemi ise Sanayi Devrimi'nin yakıtını sağlamakla başlamıştır. 20.yy.'da elektrik (enerji) üretiminde kullanılması ile zirve yapmıştır. Günümüzde elektrik enerjisinin %37'lik kısmı kömürden üretilmektedir. Aynı zamanda dünya demir-çelik endüstrisi de kömüre bağlıdır ve metal sanayisinin ana girdilerinden biridir. Dünya kömür rezervleri 80'den fazla ülkede bulunmakta ve 2015 yılı toplam kömür üretimi dikkate alındığında, küresel kömür rezervlerinin yaklaşık 134 yıl ömrü bulunduğu hesaplanmaktadır. Diğer enerji kaynaklarına göre Kömür durağan olduğu için taşınması, depolanması ve kullanılması en kolay fosil yakıttır. Kömür rezervleri birçok ülkede dağınık olduğu için tekelleşme ve bunun sonucu olarak alıcıların zor durumda kalması olasıdır. Alıcılar hemen başka kaynaklara yönelebilmektedir. Günümüzde gelişen teknoloji kullanılarak çevreye zarar vermeden kömür yakılabilir konuma gelmiştir. Kömür, dünya çapında hayati derecede önemli olan elektrik enerjisini sağlamada rekabet yaratmaktadır. Bütün dünyada elektrik enerjisinin ana kaynaklarından biri olduğu belirtilmiştir. Yaşadığımız dünyada enerji talebi özellikle güçlü bir şekilde ve devamlı olarak büyümeye devam etmektedir; özellikle gelişmekte olan ülkelerde enerji ekonomik büyüme ve yoksulluğun azalması için gerekli olmaktadır. Bütün enerji kaynakları talebi dengeli ve çeşitli olarak karşılayacak şekilde olması beklenir. Dünyada birincil enerji kaynaklarının en önemlisi ve en ucuzu kömür olarak görülmektedir. Tüm gelişmiş ve gelişmekte olan ülkeler öncelikle arz güvenliği yüksek olan kendi öz kaynaklarını kullanmaktadırlar. Kömür dünya çapında enerji güvenliği için hayati öneme sahiptir ve bol miktarda, zararsız bir şekilde elde edilebilmekte, güvenli, kolay ve güvenli bir şekilde taşınabilmektedir. Dünya enerji rezervinin büyük kısmını kömürün oluşturduğu bilinmektedir. Enerji açığı bulunan dünyada kömürün diğer fosil yakıtlara karşı üstünlüğünü sağlamlaştırmak için zararlı gaz ve diğer emisyonlar azaltılmalıdır. Gelişen teknoloji kömürü çevreye uyumlu enerji kaynağı haline getirmektedir. Aynı zamanda büyük ekonomik ve sosyal gelişme ile enerji güvenliğine sağladığı katkıyı da devam ettirmelidir (Kimyasal Teknoloji Enstitüsü).

Ülkemiz enerji konusunda dışa bağımlı durumdadır. Bu nedenle enerjinin üretilmesi konusunda çok ciddi adımların atılması ve dışa bağımlılığın azaltılmasına yönelik çalışmaların yapılması gerekmektedir. Petrol ve doğal gaz kaynakları bakımından dışa bağımlı olunması nedeniyle kömür stratejik bir madde haline gelmektedir ve enerji yatırımları bu yönde de değerlendirilmelidir.

KÖMÜR OLUŞUMU

Kömür yanabilen sedimanter organik bir kayadır. Kömür başlıca karbon, hidrojen ve oksijen gibi elementlerin bileşiminden oluşmuş olup, diğer kaya tabakalarının arasında damar haline uzunca bir süre (milyonlarca yıl) ısı, basınç ve mikrobiyolojik etkilerin sonucunda meydana gelmiştir. Kömür, nebatların bataklık alanlarda birikmesi sonucu oluşan tabakaların değişime uğraması neticesi meydana gelmiştir. Bu tabakalar üzerine çeşitli çökeltilerin birikmesi ve arz'ın hareketleri sonucu derinliklere gömülmüştür. Gömülmüş olan bu nebatlar; artan ısı ve basınca maruz kaldıklarında bünyelerinde fiziksel ve kimyasal değişikliğe uğrayarak kömüre dönüşürler. Bu süreç milyonlarca yıl içinde gerçekleşerek kömürler organik olgunluklarına göre Linyit, Alt bitümlü, Kömür, Bitümlü kömür ve Antrasit tiplerine ayrılırlar. Linyit ve kısmen Alt Bitümlü kömürler genellikle yumuşak, kırılgan ve mat görünüştedirler. Bu tip kömürlerin ana özelliği göreceli olarak yüksek nem içerirler ve karbon içerikleri düşüktür. Antrasit ve Bitümlü kömürler ise genellikle sert ve parlak görünüştedirler. Göreceli olarak nem içerikleri düşük olup, karbon oranları yüksektir. Jeolojik olarak kömürlerin yaşları 400 milyon yıl ile 15 milyon yıl arasında değiştiği ve genellikle yaşlı kömürler daha kaliteli olduğu belirtilmiştir (Kocaman vd., 2017). Kömürün sınıflandırılması Şekil 1'de gösterilmiştir.



Şekil 1.Kömürün sınıflandırılması (T.C. Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı)

Kömür dünyada en yaşlı bir şekilde bulunan, güvenilir aynı zamanda düşük maliyetlerle elde edilebilen temiz bir fosil yakıttır. Kömür Dünya'da 50'den fazla ülkede üretilmektedir. Kömür rezervleri diğer fosil yakıtlar gibi (petrol ve doğalgaz) Dünya'nın belli bir bölümünde değil fakat tüm dünyada yaygın bir şekilde bulunmaktadır. Kömür kullanımı, depolaması ve nakliyesi açısından en emniyetli fosil yakıttır. Endüstriyel ve diğer alanlarda elektrik enerjisinin rekabetçi fiyatlarla ve güvenilir olarak temini açısından, kömürün Dünyada yaygın bir şekilde bulunuşu ve birçok ülke tarafından üretiliyor oluşu tedarikte güvenirliliği sağlamakta olduğu belirtilmiştir. Elektrik Enerjisi Üretiminde ucuz ve rekabetçi bir yakıt olması nedeniyle Dünya elektrik üretiminin yaklaşık %40' ı kömürden karşılanmaktadır. Kömür homojen olmayan, kompakt, çoğunlukla lignoselülozik bitki parçalarından meydana gelen, tabakalaşma gösteren, içerisinde çoğunlukla C, az miktarda H-O-S ve N elementlerinin bulunduğu ama inorganik (kil, silt elementleri gibi) maddelerinde olabildiği, bataklıklarda oluşan, kahverengi ve siyah renk tonlarında olan, yanabilen, katı fosil organik kütlelerdir. Kömürler yakıt hammaddesi oldukları gibi, değişik amaçlarda (kok yapımı, kimyasal madde üretimi gibi alanlarda) da kullanılırlar (T.C. Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı). Ülkemizde Petrol ve doğal gaz kaynakları bakımından dışa bağımlı olunması nedeniyle kömür stratejik bir madde haline gelmektedir ve enerji yatırımları bu yönde de değerlendirilmelidir. Şekil 2'de sülo içindeki üretilen kömürden bir görünüm bulunmaktadır.



Şekil 2. Sülo içindeki üretilen kömürden görünüm (Kocaman, 2018)

Ülkemiz rezerv ve üretim miktarları açısından linyitte dünya ölçeğinde orta düzeyde, taşkömüründe ise alt düzeyde değerlendirilebilir. Toplam dünya linyit/alt bitümlü kömür rezervinin yaklaşık %3,2'si ülkemizde bulunmaktadır. Bununla birlikte linyitlerimizin büyük kısmının ısıl değeri düşük olduğundan termik santrallerde kullanımı ön plana çıkmıştır. Ülkemiz linyit rezervinin yaklaşık %46'sı Afşin-Elbistan havzasında bulunmaktadır. Ülkemizin en önemli taşkömürü rezervleri ise Zonguldak ve civarındadır. Zonguldak Havzası'ndaki toplam taşkömürü rezervi 1,30 milyar ton, buna karşılık görünür rezerv ise 506 milyon ton düzeyinde bulunmaktadır. Kurumlara ait linyit rezervleri Çizelge 1'de gösterilmiştir.

Çizelge 1. Kurumlara ait linyit rezervleri (bin ton 2019 yılı sonu) (Türkiye Kömür İşletmeleri)

Kurumlar	Görünür	Muhtemel	Mümkün	Toplam
EÜAŞ	v.y.	v.y.	v.y.	11.800.000
ткі	1.979.368	489.441	1.560	2.470.369
MTA	515.000	-	-	515.000
Özel Sektör	v.y.	v.y.	v.y.	4.538.809
TOPLAM	-	-	-	19.324.178

EÜAŞ ve TKİ sahalarında 1.658 milyar ton, MTA sahalarında ise,8.982 milyar ton olmak üzere, ülkemiz linyit rezervleri toplam 10,82 milyar ton artırılmış ve özel sektör rezervleri (200 milyon ton) ile birlikte 19.32 milyar tona ulaşmıştır. 8,3 milyar ton olan ülkemiz rezervi ise %130 arttırılmıştır (MTA Genel Müdürlüğü). Çizelge 2'de kömür üretim miktarları gösterilmektedir.

Yıllar	Kömür Üretim Miktarları	
2015	61.929.916 ton	
2016	81.717.017 ton	
2017	87.866.620 ton	
2018	100.831.833 ton	
2019	97.371.718 ton	
2020	88.410.405 ton	

Çizelge 2. Kömür üretim Miktarları (Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü)



Şekil 3. Ayak içinde kömür üretiminden görünüm (Kocaman, 2018)

Kömürün Kullanım Alanları

Ülkemizde kömürler yüksek oranda kül, kükürt, nem ve alkali bileşikler içermektedir. Şekil 3'te ayak içinde kömür üretiminden bir görünüm bulunmaktadır. Kül, kükürt ve nem değerleri azaltılmış, kömürlerin sanayi ve ısıtma sektörlerinde daha fazla kullanılması mümkün olabilecektir. Bu kapsamda Kül miktarını azaltmaya yönelik teknolojilerin geliştirilmesi, Nem miktarını azaltmaya yönelik teknolojilerin geliştirilmesi, Nem miktarını azaltmaya yönelik teknolojilerin geliştirilmesi, Briketleme /pelletleme teknolojilerinin geliştirilmesi, gibi çalışmalar MAM Kimyasal Teknolojiler Enstitüsünde yapıldığı, Isıl değeri düşük kömürlerin (Linyit, Turba ve Leonardit gibi) yakıt haricinde farklı alanlarda kullanılmasına yönelik birçok uygulama mevcuttur. Ekstraksiyon yöntemi ile kömürden hümik asit ve montan vaksı gibi değerli ürünler üretilmekte olduğu belirtilmiştir. Linyit kömürleri ve/veya atık toz kömürlerin (şlamlardan kazanılan kömürler) doğrudan veya farklı kömürlerle veya çeşitli zirai artıklarla (biyo-kütle) briketleneceği belirtilmiştir. Kömürden Hümik Asit Üretim Çalışmaları ise; Doğal organik polimer olarak adlandırılan hümik asit, linyit, turba ve leonardit gibi kömürlerde bulunmaktadır (Kimyasal Teknoloji Enstitüsü). Termik santrallarda yakıt olarak kullanılan tozlaştırılmış kömür atık olarak değişik karakterde kül ve cüruflardan uçucu küllerin katkılı çimento, yüksek dayanımlı beton, portland çimentosu, hafif agrega, duvar elemanları üretiminde, jeoteknik uygulamalarda ve yol yapımında kullanılmaktadır (Kızgut vd., 2001).

KÖMÜRÜN SEKTÖREL BAZDA KULLANIMI

Kömürün Enerji Sektöründe Kullanımı

Türkiye'de bulunan 41 Kömür ve linyit yakıtlı termik santrallerinin toplam kurulu gücü 19.557,00 MWe'dır. 2017 yılında Kömür ve Linyit Yakıtlı Termik Santrallerile 101.952 GWh elektrik üretimi yapılmıştır. 2016 yılı sonu itibariyle 136,2 Milyon Ton Eşdeğer Petrol (MTEP) olan ülkemizin toplam birincil enerji tüketiminde kömürün payı %28'dir. Ülkemizin 2018 ilk yarısı itibariyle kömüre dayalı santral kurulu gücü 18.666 MW olup toplam kurulu gücün %21, 4'üne karşılık gelmektedir. Yerli kömüre dayalı kurulu güç 10.570 MW (%12,1) ve ithal kömüre dayalı kurulu güç ise 8.794 MW (%10,1) şeklindedir. 2018 yılı ilk yarısında kömüre dayalı santrallerden toplam 53,9 TWh elektrik üretilmiş olup toplam elektrik üretimi içerisindeki payı %33,0 düzeyindedir. Kömür ve Linyit Yakıtla Termik Santraller Profili Aktif santral sayılı3 9 adet Kurulu Güç 17.510 MWeKurulu Güce Oranı 22,08%Yıllık Elektrik Üretimi~ 101.952 GWh Üretimin Tüketime Oranı 39,21 olarak belirtilmiştir (Enerji Atlası).

Kömürün Gazlaştırmada Kullanımı

Kömürden gaz üretimi 2 yolla mümkün olmaktadır; Kok üretimi esnasında uçucu maddenin parçalanması sonucu oluşan gaz. Gazlaştırma reaksiyonları sonucu elde edilen gaz. Koklaştırma esnasında yan ürün olarak önemli miktarda gaz çıkmaktadır. Kömür cinsine göre, 1 ton kömürden, 320-410m3gaz elde edilmekte olduğu, bu gaz 3800-4000 kcal/m3ısı değerine sahip olduğu belirtilmiştir. Koklaştırma esnasında elde edilen gazın ısı değeri yüksek olduğundan, şehir gazı olarak kullanılabilirliği düşünülmüştür.

Koklaştırmada elde edilen gaz türlerigazlaştırma yolu ile kömürden gaz üretimi, kömürün belirli bir sıcaklıkta, oksijen veya hava, su buharı, hidrojen ve karbondioksit gibi gazlaştırıcılarla, reaksiyona sokulması sonucu elde edilmektedir. Kömürün hava, oksijen ve hidrojenle reaksiyonu, ekzotermik bir reaksiyondur. Su buharı ve karbondioksitle reaksiyonu endotermiktir. Gazlaştırma reaksiyonları yüksek sıcaklıkta meydana gelmektedir. Gazlaştırma işlemi yüksek sıcaklık prosesi olduğu belirtilmiştir.

Metanizasyon yöntemi ile gazlaştırma. Metan gazı üretimini mümkün kılan 2 reaksiyonda ekzotermik reaksiyonlardır ve bu nedenle de ısı kayıpları biraz yüksekolduğu belirtilmiştir. Metan gazı elde edilen iki reaksiyonun sonunda, gaz hacmi küçülmekte olduğu, gazlaştırmanın basınç altında yapılması, metan oluşumunu arttırmakta olduğu belirtilmiştir. Gazlaştırma reaktöründe, gazlaştırma sıcaklığı, gazlaştırma basıncı ve reaksiyona giren kok ve gazlaştırıcıların oranları, gaz bileşimini tayin etmekte olduğu belirtilmiştir (Resmi Gazteze, 2016).

Humik Asit Yapımı

Leonarditten Elde Edilen Humik Asit Leonardit

Oluşumunu milyonlarca yılda bitki ve hayvansal atıkların hava alarak çürümesi sonucu oluşmuş tarım ve endüstriyel alanlarda hammadde olarak kullanılan değerli bir madendir. En kaliteli humik asitte leonarditten elde edilir. Leonardit kullanılarak üretilen hümik ve fulvik asit içeren doğal organik toprak düzenleyicisi bir üründür. TKİ HÜMAS'ı diğer toprak düzenleyicilerden ayıran temel özellik leonarditten üretilmesi, hümik ve fulvik asit oranlarının yüksek düzeyde olması, devletin güven duyulan bir kurumu olan Türkiye Kömür İşletmeleri Kurumu tarafından üretilmektedir (T.C. Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı). Büyük çapta hümik asit üretimi, söz konusu maddelerden alkali ekstraksiyon yöntemi ile üretilmektedir.Modifiye humik asit türevlerinin pilot tesislerinde pilot ölçekte 50 kg'lık miktarlarda üretilmiş ve aşağıda belirtilen alanlarda kullanılabilirliği gösterilmiştir.•Atık ve / veya içme suyu ile saflaştırılması•Boya•Seramik•Çimento, sondaj sıvıları•Değerli elementlerin geri kazanımıKömürden Organomineral Gübre Üretim Çalışmaları ise: Organik tarımda önemli bir yeri olan organomineral

gübreler, bir veya birden fazla organik ürünün bir veya birden fazla basit veya kompoze kimyevi gübre ile reaksiyonu veya karışımı ile elde edilmektedir.Ticari olarak üretilmekte olan organik toprak düzenleyicileri ve organomineral gübrelerin elde edilmesinde hammadde olarak genellikle hümik asit içerikli kömür (linyit, leonardit, turbo) kullanılmaktadır. Bu kapsamda ülkemizin önemli bir doğal kaynağı olan linyit veya leornardit esaslı kömürden laboratuar ve pilot ölçekte değişik oranlarda azot (N), fosfor (P), potasyum (K) ve kükürt (S) içeriğine sahip organomineral gübre üretimi gerçekleştirilmiş ve üretim prosesi ortaya çıkarıldığı belirtilmiştir (Kimyasal Teknoloji Enstitüsü).

YERALTI KÖMÜR İŞLETMELERİNE YAPILAN DESTEK ÖDEMELERİ

Kömür üretimi yapan yeraltı işletmelerinde asgari ücretin iki katı ödenmesi, çalışma sürelerinin kısalması ve yıllık izin gün sayısının artması sonucu oluşan maliyet artışlarından dolayı destek verilmesine karar verilmiştir. Kömür işletmelerinde işçi maliyetlerine destek Linyit ve taşkömürü çıkaran ve özel hukuk tüzel kişilerinin ruhsat sahibi olarak işlettikleri yer altı maden işletmelerinde meydana gelen maliyet artışlarının karşılanması amacıyla bu işletmelere destek verilmesine ilişkin usul ve esaslar belirlenmiştir. Yeraltı Kömür İşletmelerinde İşçi Maliyetlerine Uygulanacak Desteğe İlişkin Tebliğ, Resmi Gazete'de yayımlanarak yürürlüğe girmiş, buna göre, söz konusu işletmelere verilecek destek; asgari ücretin iki katı ödenmesi, bir işçi için çalışma saatinin azalması, bir işçi için verilen yıllık izin gün sayısının artması sonucu oluşan maliyetleri kapsayacak şekilde düzenlenmiştir. Üretim ve hazırlık yapılan yer altı kömür işletmesinde aylık üretimin, o ayda işletmede çalışan toplam işçi sayısına bölünmesi ile bulunan işçi başına düşen kömür miktarı olarak randıman (ton/yevmiye sayısı) değerine göre destek katsayısı hesaplanarak bulunmaktadır. Ruhsat sahiplerinin verilen destekten yararlanabilmesi için ruhsat sahasında yeraltı işletme yöntemi ile üretim veya hazırlık yapması, özel hukuk tüzel kişisi olması ve ruhsat sahasında üretim faaliyetinin ruhsat sahibi şirketçe yapılması gerekecek. Destekten yararlanacaklardan ruhsat sahipleri, bu Tebliğ kapsamında istenen bilgileri kendilerine verilecek şifre ile elektronik sistemde Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü kayıtlarına girecek. Sistemden alınan çıktılar ruhsat sahibi tarafından imzalanacak ve bu belgelerle Genel Müdürlüğe başvuru yapılacak. 1 Ocak 2016'tan itibaren geçerli Ruhsat sahibince destek için hazırlanan başvuru dosyasında destek talebinde bulunulan aya ait SGK'ya bildirilen işçilerin yer altı ve yer üstü olarak isim listesi, aylık işçi bazında yevmiye sayıları, tahakkuk eden ücreti içeren bordro listesi, işçilere yapılan ödemelere ait banka onaylı ödeme dökümü, maden çalışanları zorunlu ferdi kaza sigorta poliçe bilgilerinin yer alması gerekecek. Söz konusu tebliğe göre hesaplanacak destek ödemeleri, 1 Ocak 2016 tarihinden itibaren başlamış olup, 5 yıl süreyle hesaplanarak ödenerek devam edeceği belirtilmişti.

Destek Verilebilecek Durumlar

İlk işletme izni düzenlenmiş ruhsat sahalarında ya da ruhsat sahasında ilk defa yer altı işletmesi açılması durumunda, işletme projesinde madene ulaşmak, ocak alt yapısı, nakliyat ve havalandırma amaçlı galeri, kuyu, desandre ve kömür içerisinde taban yolları ve baş yukarı sürülmesi ve üretim panosu oluşturma gibi hazırlık faaliyetlerinin verilen hazırlık termin projesine uygun olarak sürdürüldüğünün mahallinde tetkik ile tespitinin yapılması durumunda bu hazırlık faaliyetlerine projede sunulan hazırlık termin süresi sonuna kadar destek ödemesi yapılabilir (Resmi Gazete, 2016).

Aynı ruhsat sahasında, aynı işyeri sicil numarası ile birbirinden bağımsız birden fazla yeraltı kömür ocağı işletmesi bulunması durumunda, işletme güvenliği açısından üretim faaliyetleri durdurulan ocak/ocakların Maden Kanunu'nun 32'nci maddesine uygun şekilde terk edildiğinin Genel Müdürlükçe kabul edildiği yönündeki yazının ruhsat sahibine tebliğ edilmesini müteakip işletme güvenliği sağlanmış bir şekilde üretim faaliyetleri devam eden ocak/ocakları için destek ödemesi yapılabilir.

Aynı ruhsat sahasında farklı işyeri sicil numarasına sahip birbirinden bağımsız üretim faaliyeti durdurulmayan işletmeler için destek ödemesi yapılabilir. İşletme ruhsat sahalarında işletme güvenliği

sağlanmış yeraltı ocağında üretim faaliyetleri devam ederken aynı işyeri numarası ile mevcut ocaktan bağımsız yeni bir yeraltı kömür ocağı hazırlanması durumunda destek ödemesi yapılabilir.

Destek Verilmeyecek Durumlar

Aile, Çalışma ve Sosyal Hizmetler Bakanlığınca 6331 sayılı İş Sağlığı ve Güvenliği Kanunu kapsamında, işin durdurulmasına karar verilen işyerlerinde, işin durdurulması kararının uygulanması ile bu kararın kaldırılmasına ilişkin İş Mahkemeleri veya Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı tarafından alınmış kararların uygulanması arasında geçen sürede destek ödemesi yapılmaz.

Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığınca 3213 sayılı Maden Kanunu kapsamında işletme güvenliği açısından (Kanunun 31 inci maddesi ve 29 uncu maddesinin birinci ve ikinci fıkrası gereğince) üretim faaliyetleri durdurulan işletmelerde, üretim faaliyetlerinin durdurulması ile üretim faaliyetlerine müsaade edildiği tarihe kadar geçen sürede destek ödemesi yapılmaz (Resmî Gazete, 2016).

Ayrıca işletme güvenliği açısından tehlikeli durumlar bulunması nedeniyle üretim faaliyetleri durdurulan dönemde yapılan hazırlık faaliyetleri için de destek ödemesi yapılmaz.

- Çalışanların ücreti ödenmeden destek ödemesi yapılmaz.
- Yeraltı işletme yöntemi ile faaliyette bulunulan linyit ve taşkömürü işletme izinli ruhsat sahalarında; Maden Kanunu'nun 31 inci maddesine istinaden teknik/daimî nezaretçi ataması olmayan dönemdeki günlerde destek ödemesi yapılmaz.
- Zorunlu ferdi kaza sigorta poliçesi, destek ödenmesi için başvuruda bulunan ruhsat sahibi özel hukuk tüzel kişisi adına yaptırılmayan yeraltı çalışanları için ödeme yapılmaz.
- Aynı ruhsat sahasında, aynı işyeri sicil numarası ile birbirinden bağımsız birden fazla yeraltı kömür ocağı işletmesi bulunması durumunda, ocaklardan herhangi birisinde üretim faaliyetlerinin/işin durdurulması halinde destek ödemesi yapılmaz.
- Hazırlık termin süresi sonunda işletme güvenliği sağlanmış bir şekilde üretim faaliyetlerine geçilmemesi durumunda sonraki aylar için destek ödemesi yapılmaz (Resmî Gazete, 2016).

Destekten Yararlananlardan İstenilen Bilgi ve Belgeler

İlk defa destek ödemesinden yararlanmak isteyen ruhsat sahipleri başvuruları için, Ek Form-1 de ve Tebliğ kapsamında istenen bilgileri kendilerine verilecek şifre ile elektronik sistemde Genel Müdürlük kayıtlarına girmek zorundadır. Sistemden alınan çıktılar ruhsat sahibi tarafından imzalanır. Ruhsat sahibince imzalanmış bilgi ve belgeler ile Genel Müdürlüğümüze başvuru yapılması gerekir. Destek talebinde bulunulan aya ait; Aylık üretim miktarı, Üretim panosunun adı ve kotlarına ilişkin bilgiler, çalışanların ücretlerinin ödenip ödenmediğine dair bilgi, işçi başına brüt ve net ücret, Zorunlu ferdi kaza sigortası poliçe no, Bölgesel teşvikten yararlanıp yararlanamadığına dair bilgi, Yatırım teşvikten yararlanıp yararlanılmadığına dair bilgi, varsa faaliyet durdurma ve başlama zamanına ait bilgilerin, Genel Müdürlüğümüzün internet sayfası üzerinden girişleri yapılır. Destek ödemesinden yararlanabilmek için kömür üretimi de yapılması erekir. Şekil 4'te kömür üretimi yapan ayakta çalışanlardan bir görünüm vardır. Şekil 5'de Kömür şehri Zonguldak da Taş kömürü anıtı ile kömürün önemi vurulanmaya çalışılmıştır.



Şekil 4. Ayak içinde kömür üretiminde çalışanlardan görünüm (Kocaman, 2018)

Destek Hesaplamasında Dikkate Alınan Hususlar

- Tüzel kişiliğe haiz ruhsat sahibi tarafından yeraltı kömür ocağından/ocaklarından yapılan aylık tüvenan kömür (ton) üretim miktarı ve SGK'dan alınan; faaliyette bulunan işletmeyle ilgili tüm çalışanların (yeraltı + yerüstü) aylık yevmiye sayısı üzerinden randıman hesabı yapılır.
- SGK'dan bildirilen faaliyette bulunulan yeraltı işletmesindeki yeraltı olarak verilen yevmiye sayısına aylık bazda destek ödenir.
- Açık ve yeraltı işletme faaliyetleri ortak olarak yürütülen ruhsatta, her iki faaliyete ortak hizmet sunan işçiler açık ve yeraltı işletmesinde çalışan işçi sayısına oranlanarak randıman hesabında kullanılır. Randıman hesabında açık işletmeden yapılan üretim ve açık işletmedeki işçi sayısı dikkate alınmaz.
- Ödeme tutarlarında; randımana bağlı kişi başı aylık ödenecek destek tutarı ay gün sayısına bölünerek elde edilen rakam; 5 inci maddede düzenlenen destek verilmeyecek hükümler
- Kapsamındaki hususlar çıkarıldıktan sonra kalan yevmiye sayısı ile çarpılarak ruhsat sahibine o ay için ödenecek toplam tutar belirlenir ve bu miktar üzerinden ödeme yapılır.
- Destekten yararlanan ruhsat sahibinin Genel Müdürlüğe bildirmiş olduğu KEP adresine yapılacak olan durdurma veya başlatma bildiriminin yapıldığı tarih tebliğ tarihi olarak kabul edilir ve bu bildirim tarihleri arasında destek ödemesi yapılmaz.
- 6331 sayılı İş Sağlığı ve Güvenliği Kanunu kapsamında, mülki idare amirlikleri tarafından gerçekleştirilen işin durdurulması ve durdurma kararının kaldırılmasına ilişkin işlemler, Çalışma ve İş Kurumu İl Müdürlükleri tarafından, işleme ilişkin tutanağın kendilerine ulaşmasını takiben iki iş günü içerisinde Genel Müdürlüğe bildirilir.
- İşverene verilecek işçi desteğinin hesabında; esas alınacak asgari ücret, işverenin çalıştırdığı sigortalılardan dolayı yararlandığı teşvik ve destek tutarları düşülmek suretiyle hesaplanır.
- Destek ödemesine konu işlemlerde ruhsat sahibinin beyanı ile SGK verilerinin uyuşmaması halinde SGK verileri esas alınır.

- 1/9/2014 tarihinden sonra faaliyete geçen işletmeler için, 2014 yılının ilk sekiz ayında faaliyette bulunan işletmeler için hesaplanan (lo) değeri kullanılır.
- Destek ödemeleri; Genel Müdürlük kayıtları, Tebliğ ekinde yer alan başvuru formundaki bilgiler, SGK verileri ve SBM (Sigorta Bilgi Merkezi) verileri de dikkate alınarak Genel Müdürlükçe yapılacak kontrol ve hesaplamalar sonrasında ruhsat sahibi tarafından bildirilen Banka hesabına yatırılır.
- Genel Müdürlük gerekli gördüğü hallerde, Tebliğ kapsamında her türlü bilgi ve belgeyi isteyebilir ve bunların doğruluğunu denetleyebilir.
- Destek ödemesi ile ilgili olarak ruhsat sahiplerinin tereddüte düştüğü durumlarda Genel Müdürlüğün kararı doğrultusunda işlem yürütülür.

Destek ile İlgili Cezai Hükümler

Açık ve yer altı üretim yöntemi ile faaliyette bulunulan sahalarda, açık işletmelerden üretilen kömürün yer altı üretimi olarak beyan edilmesinin ve/veya dışarıdan kömür alındığının tespiti halinde, fazla ödenen destek tutarının 10 (on) katı tutarında ceza tahsilatı yapılır. Fazladan ödenen destek tutarının 10 (on) katı tutarındaki ceza, varsa işverene ödenecek müteakip destek tutarlarından mahsup edilir. Bu durumda karşılanamayan ceza tutarı genel hükümlere göre takip ve tahsil edilir (Resmî Gazete, 2016).

Destek Ödemeleri ile İlgili İstatiksel Veriler

1/1/2016 tarihinden itibaren; 2016 -2021 yıllarında faydalanılan destek miktarları tablo halinde aşağıdaki şekildedir.

Kömür Desteği: 25/3/2020 tarihli ve 31079 sayılı Resmi Gazete'de yayımlanan 24/3/2020 tarihli ve 2282 sayılı Cumhurbaşkanlığı Kararı ve "Yer Altı Kömür İşletmelerinde İşçi Maliyetlerine Uygulanacak Desteğe İlişkin Tebliğ" hazırlanarak 3/6/2020 tarih ve 31144 sayılı Resmi Gazete'de yayımlanmıştır. Ayrıca, kömür destek ödemeleri için 2021 yılında 299.517.000₺ ödenek ayrılmıştır.

Bu kapsamda yıllara sâri olmak üzere yapılan kömür destek ödemeleri Çizelge 3'te gösterilmiştir.

Çizelge 3. Yıllar itibari ile destek ödemeleri (Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü)

						Genel
2016	2017	2018	2019	2020	2021	Toplam
12.650.858	10.264.010	57.447.082	37.661.779	251.073.535	209.486.845	578.584.110

Destek ödemeleri beş yıllık ödeme yapıldıktan sonra 2021 yılındada Cumhurbaşkanlığı kararı ile bir yıl daha uzatılmıştır. Önümüzdeki yılllarda da destek ödemelerinin devam etmesi yönünde beklentiler oluşmuştur.



Şekil 5. Taş kömürü anıtı, Zonguldak (Kocaman, 2018)

SONUÇLAR

Son yıllarda maliyet artışları nedeniyle çalışanların üçretlerini ödemede sıkıntı çeken firmaların ayakta kalabilmeleri için teşvik ve destek gelirlerine de ihtiyaç duymaya başlamışlardır. Yeraltı kömür işletmelerine yapılan desteğin de ekonomik açıdan firmalara girdi sağlamıştır. Linyit ve Taşkömürü üretiminde bulunan firmalara yeraltı maden işletmelerinde meydana gelen maliyet artışlarının karşılanması amacıyla yapılan destek ödemeleri çerçevesindeki düzenlemelerin; sektör açısından çok önemli olumlu sonuçlar verdiği aşikar olduğu, üretim miktarlarının artışını, mevcut çalışanların isdihdamını koruduğu, işsizliğin azalmasını sağladığı, yeni çalışanlara isdihdam sağladığı, çalışan sayılarındaki artışa parallel olarak üretim mikterında da artış sağladığı, üretim faaliyetlerinin durdurulmasının önlendiği, madenlerde zorunlu ferdi kaza siğortasını yaptırmalarını sağladığı, daimi nezaretci olmadan çalışılmamasını sağladığı, üretimlerin kontrol edilerek denetimlerin artmasının sağladığı, ocaklara yatıtım yapılmasına katkısının olduğu, uygulanabilir üretim planlamalarının yapıldığı, kazaların da önlenmesinde azalmasında önemli bir etken olduğu düşünülmektedir. Bir avuç kömür için canını verenlerin anısına saygılarımızla.

KAYNAKLAR

- Dünya ve Türkiye Kömür Kaynak ve Rezerv Durumu. Türkiye Kömür İşletmeleri. (n.d.). Erişim tarihi: 21 Şubat 2022, erişim adresi: https://www.tki.gov.tr/istatistikler
- Elektrik. Elektrik T.C. Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı. (n.d.). Erişim tarihi: 21 Şubat 2022, erişim adresi: https://enerji.gov.tr/bilgi-merkezi-enerji-elektrik
- Kızgut, S., Çuhadaroğlu, D., & Çolak, K. (2001). Çatalağzı Termik Santralı Uçucu Küllerinden Tuğla Üretim Olanaklarının Araştırılması. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi-TUMAKS.
- Kocaman, R. ve Kocaman, B. (2017, Ocak). Kömürden Enerji Elde Edilmesi. 8. Enerji Verimliliği Forumu ve Fuarı Bildiriler Kitabı.
- Kocaman, R., Ateş, S., Toprak, H., & Kocaman, B. (2017, September). Kömür Atıklarının Farklı Değerlendirilmesi. In 5th International Symposium on Innovative Technologies in Engineering and Science 29-30 September 2017 (ISITES2017 Baku-Azerbaijan).
- Kocaman, R. (2018). Fotoğraf Albümü.
- Kömür Arama Araştırmaları. MTA Genel Müdürlüğü. (n.d.). Erişim tarihi: 21 Şubat 2022, erişim adresi: https://www.mta.gov.tr/v3.0/arastirmalar/komur-arama-arastirmalari
- Kömür Esaslı Alternatif ürünlerin üretimi. Kömür Esaslı Alternatif Ürünlerin Üretimi | Kimyasal Teknoloji Enstitüsü. (n.d.). Retrieved February 21, 2022, from https://kte.mam.tubitak.gov.tr/tr/arastirmaalanlari/komur-esasli-alternatif-urunlerin-uretimi
- Kömür ve linyit Yakıtlı termik santraller. Enerji Atlası. (n.d.). Erişim tarihi: 21 Şubat 2022, erişim adresi: https://www.enerjiatlasi.com/komur/
- Maden İstatistikleri. Maden Petrol İşleri Genel Müdürlüğü. (n.d.). Erişim tarihi: 21 Şubat 2022, erişim adresi: https://www.mapeg.gov.tr/Custom/Madenistatistik
- Yeralti Kömür İşletmelerinde İşçi Maliyetlerine Uygulanacak Desteğe İlişkin Tebliğ. (2016, 26, Haziran).ResmiGazete.(Sayı:29754).Erişimadresi:https://www.resmigazete.gov.tr/eskiler/2016/06/20160626-14.htm

YERALTI KÖMÜR MADENCILIĞINDE HALAT SAPLAMA OPERASYONUNUN MEKANIZE DELGI VE ENJEKSIYON SISTEMLERI ILE GELIŞTIRILMESI: YATAĞAN ÖRNEK ÇALIŞMASI DEVELOPMENT OF CABLE BOLT OPERATION IN UNDERGROUND COAL MINING WITH MECHANIZED DRILLING AND INJECTION SYSTEMS: YATAGAN CASE STUDY

A. Erel ^{1, *}, C. Tuz ²

¹ Entek Elektrik İnşaat A.Ş. (*Sorumlu yazar: ahmet.erel@entekinsaat.com.tr) ² Weber Madencilik San. ve Tic. LTD. ŞTİ.

ÖZET

Halat saplama uygulamaları son yıllarda yeraltı kömür madenciliğinde yaygın olarak kullanılmaktadır. Özellikle zayıf kaya kütlesi koşullarında halat saplama uygulamaları önemli avantajlar sağlamaktadır. Geleneksel yöntemde uygulama elle tutulan ve yönetilen delici makinalar ile gerçekleştirilmekte ve gerdirme işlemlerinde taşınabilir germe krikolu pompalar kullanılmaktadır. Montaj işleminde kimyasal kartuşlar kullanılarak halat saplamalar stabilize edilmektedir. Bu geleneksel yöntemlerden kaynaklı uygulamasal zorluklar oluşmakta, iş gücü artmakta ve iş güvenliği açısından problem oluşturabilecek durumlar meydana gelmektedir. Bu çalışma kapsamında halat saplama uygulamalarında delgi işleminin galeri açma makinası ile uyumlu mekanize sistemlere dönüştürülmesi için göz önünde bulundurulması gereken teknik parametreler belirtilmiştir. Aynı zamanda halat saplamaların stabilizasyonunda pompalanabilir kaya saplama reçinelerinin kullanımının sağladığı avantajlar ve teknik değerlendirmeleri yer almaktadır. Oluşturulan bütünleşmiş halat saplama uygulaması sisteminin iş güvenliği açısından değerlendirmeleri yapılmıştır.

Anahtar Sözcükler: Halat Saplama Uygulaması, Mekanize Delici, Pompalanabilir Kaya Saplama Reçinesi, Kimyasal Enjeksiyon Sistemleri

ABSTRACT

Cable bolt operations have been widely used in underground coal mining in recent years. Especially in weak ground conditions, cable bolts provide important advantages. In the traditional method of cable bolt, the application is carried out with hand-held drilling machines, and portable tensioning jack with pumps are used in the tensioning process. In the assembly process, the cable bolts are stabilized by using chemical cartridges. Due to these traditional methods, operational difficulties arise, the labor force increases, and situations that may create occupational safety problems are encountered. Within the scope of this study, the technical parameters to be considered in order to transform the manual drilling process into mechanized drilling systems compatible with the roadheader machine in cable bolt operations are specified. At the same time, there are advantages and technical evaluations of the use of pumpable resins in the stabilization of cable bolts. Evaluations of the integrated cable bolt application system were made in terms of occupational safety.

Keywords: Cable bolt operation, mechanized drilling, pumpable rock bolt resin, chemical injection systems

GIRIŞ

Destek sistemleri kullanılarak yeraltında galeri ilerlemelerindeki açıklıkların tahkimatlandırılması çalışma ortamının güvenli hale getirilmesi ve çalışanların iş güvenliğinin sağlanması için gereklidir. Zayıf kaya kütlesi yapılarında farklı tahkimat tipleri kullanılmaktadır. Zayıf kaya kütlelerindeki açıklıkların tahkim edilmesi için kaya saplamalar başta olmak üzere çelik tahkimat, püskürtme beton vb. birçok tahkimat tipi kullanılmaktadır (Kahraman, 2019).

Yaygın olarak kullanılan kaya saplamaları kaya kütlesi yapısına bağlı olarak çeşitlilik göstermektedir. Kaya saplamalar; montajlanma şekillerine (kaya kütlesi ile kaya saplama arasındaki stabilizasyon sağlanmasına) ve kaya saplamalarının çeşitlerine göre sınıflandırılmaktadır. Montaj şekline göre mekanik ankrajlı sürtünme kuvvetinden faydalanan ve enjeksiyonlu yapışma kuvvetinden faydalanan sistemler örnek verile bilinir. Mekanik ankraj olarak split set ve swellex bilinen kaya saplaması tipleridir. Reçine kartuşlu, çimento enjeksiyonlu ve kimyasal enjeksiyonlu olmak üzere enjeksiyonlu kaya saplama türlerini gruplandırmak mümkündür. Kaya saplaması çeşitine göre ise nervürlü inşaat demiri (rebar), ibo bulon (ortasi delik çubuk), çelik halat, fiberglas vb. örnek olarak verile bilinir (Hoek, 2007; Öge, 2019).

Zayıf kaya kütlelerinde ve zemin özelliği gösteren yapılarda mekanik ankrajlı kaya saplamalarını kullanmak verimli olmadığından tercih edilmemektedir. Zayıf yapılarda sürtmeden faydalanmak olası değildir. Kaya saplaması yüke girdiği anda kaya kütlesinin yenilmesinden dolayı kaya saplamalarının verimliliği ciddi oranda düşmektedir. Zayıf kaya kütlesi yapılarında ve zemin özelliği gösteren matrisi çok zayıf olan kaya kütlelerinde genellikle enjeksiyonlu sistemler tercih edilmektedir (Hoek, 2007).

Kaya saplamalar diğer tahkimat türlerine göre ekonomik açıdan daha avantajlıdır. Kömür madenlerinde son dönemlerde kaya saplamaları yaygın olarak kullanılmakta ve tercih edilmektedir. Yüksek performansları ve mekanik özelliklerinin iyi olmasından dolayı tercih edilmektedir. Özellikle ön germeli halat saplamaların ve tam reçine dolgulu kaya saplamaların kullanımı her geçen gün yaygınlaşmaktadır. Kaya saplamalarında uygulama sonrasında sahada yapılan testler önem arz etmektedir. Bu sayede duraylılık analizleri yapılabilmekte ve nümerik analizler ile karşılaştırma olanağı oluşmaktadır. Bu analizler neticesinde kaya saplamaların zayıf kaya kütlelerinde büyük avantajlar oluşturduğu görülmektedir (Kang, 2014; Tuz vd., 2021).

Bu gibi avantajlar göz önünde bulundurulduğuna halat saplama uygulamalarının kömür madenciliğinde her geçen gün önemi artmaktadır. Halat saplama uygulama yöntemlerine göre geleneksel yöntem ve teknolojik olarak geliştirilmiş modernize sistemlere sahip yöntemler olmak üzere iki ana başlık altında gruplandırılmaktadır.

Geleneksel Halat Saplama Uygulama Yöntemi ve Operasyonel Zorluklar

Geleneksel halat saplama uygulaması yöntemi üç aşamadan oluşmaktadır. İlk aşamada iş gücüne dayanan pnömatik yüksek rotasyonlu delgi makineleri kullanılarak delik delinmektedir. İkinci reçine kartuş delik içerisine yerleştirmek ve çelik halatın stabilizasyonunu sağlamaktaır. Son aşamada da kriko yardımı ile gerdirme işleminin yapılmasıdır. Pnömatik yüksek rotasyonlu delici makinalar tavan delici (roof bolter), radyal delici (radial drill rig) ve kolonlu deliciler (column drill) olarak bilinmektedir (Kahraman, 2019).



Şekil 1. Yüksek Rotasyonlu Delici Makinalar: tavan delici, radyal delici ve kolonlu delici-soldan sağa (Rambor, 2018; Jiangyin Jinniu Technology, 2008).

Delme işlemi için pnömatik delici makinalara ilave olarak yardımcı ekipmanlara ihtiyaç duyulmaktadır. Bu yardımcı ekipmanlar, eklemeli rod (hexagonal veya burgu tip), delici kafa (drill bit) ve bağlantı manşonlarıdır. Delgi boyu eklemeli rodlar sayesinde uzatılabilmektedir.

Geleneksel halat saplama uygulamasında delgi işlemi sonrasında delik içerisine reçine kartuş sokulmaktadır. Çift bileşenden oluşan bu reçine kartuşları, çelik halat yardımı ile delik içerisine ötelenir ve pnömatik delici makine ile çelik halat döndürülerek reçine kartuşun çift bileşeninin karışması sağlanmaktadır. Yapılan işlem sonrasında çelik halatın kaya kütlesine tutunması sağlanmaktadır.

Kaya kütlesine sabitlenen çelik halat, sıktırma takozu (wedge and barrel) ve ortası delik kare plaka kullanılarak montajı tamamlanır. Montajı tamamlanan halat saplamalar, halat üzerinde hareket edebilen hidrolik ünite (pnömatik yağ pompası) yardımı ile çalışan germe krikoları (tension jack) sayesinde ön germesi yapılmaktadır.

Geleneksel halat saplama uygulamasında tüm yapılan işler insan gücüne dayanmaktadır. Özellikle delik delme işlemi genellikle tahkimatsız veya yüksek riskli bölgelerde gerçekleştirilmektedir. Yeraltı madencilik faaliyetleri arasında özellikle zayıf tavan kaya kütlesi koşullarında en tehlikeli operasyonlardan biridir. Halat saplama operatörleri tahkimatsız bölgelerde çalışmak zorunda kalmanın yanı sıra çok fazla sayıda ekipmanla (pnömatik delici, eklemeli rodlar ve bit, reçine kartuş, ankraj plakası, çelik halatlar, vb.) çalışmak zorundalardır. Bu gibi durumlar iş güvenliği açısından yüksek riskler oluşturmakta ve bundan dolayı operasyonun nitelikli personel gereksinimini arttırmaktadır. Bahsedilen uygulama zorluklarından ve nitelikli personel gereksiniminden dolayı halat saplama uygulaması sürekli madencilik uygulamaları arasında yavaş ve hantal uygulama olarak görülmektedir. (Schmidt, 2014)

Günümüzde yeraltında tavan açıklıklarının olduğu bölgelerde çalışan hemen hemen her makine sistemi üzerinde geçici hidrolik bir tahkimat ünitesi yer almaktadır. Bu durum sayesinde jeolojik koşullardan kaynaklanan tavandan kaya düşmeleri ve ufak kayaların dökülmesinden kaynaklanacak iş kazalarının önüne geçmektir. Özellikle kendini tutma süresi sınırlı olan zayıf kaya kütlesi koşullarında tavandan düşen kaya parçalarından kaynaklı kaza oranı ne yazık ki çok yüksektir. Yer altı kömür madenciliğinde bu duruma en uzun süre maruz kalan ve risk düzeyi en yüksek grup tavan saplama uygulaması ekibidir. Geleneksel yöntemler ile yapılan delgi uygulamalarında tavandan oluşabilecek olan dökülmelere yönelik geçici bir hidrolik tahkimat sistemi ile koruma sağlanması mümkün değildir. Bundan dolayı madencilerin riskli bölgede dikkatli bir şekilde çalışması ve sürekli olası duraysızlık sorunlarını gözlemlemeleri gerekmektedir (Fiscor, 2002).

Halat saplama operatörleri hantal ve ağır ekipmanları zor pozisyonlarda kaldırması gerektiğinden dolayı halat saplama uygulaması zor ve ergonomi problemlerin yer aldığı bir uygulamadır. Çalışma

koşullarının ve ortamlarının değişmesinden dolayı operatörler kendi çalışma standartlarının dışında kaldıkları (ergonomik olmayan durumlar) için iş güvenliği problemleri oluşabilmektedir. Yüksek yeraltı açıklıklarında küçük ekipmanlar ile çalışmak zorunda kalmak bu gibi durumlara örnek verilebilir. Bu durumun tersi olan alçak yeraltı açıklıklarında ergonomik olmayan büyük ekipmanlar ile çalışmak da problem oluşturmaktadır (Fiscor, 2012).

Operasyonel zorluklardan kaynaklı olarak iş güvenliği ve ergonomi problemleri oluşmaktadır. Bu problemlerin yanı sıra operasyonel zorluklardan kaynaklı iş verimliliğini düşüren problemlerde oluşmaktadır. Bu problemlerin başında reçine kartuştan kaynaklanan problemler gelmektedir.

Reçine kartuşların priz alma sürelerine göre tasarlanması önemli parametrelerden biridir. Halat saplamalarının sıkılama işlemi ile delik içerisine ötelenmesi işlemi göz önünde bulundurularak reçine kartuşların sertleşme sürelerine göre delik içerisinde sıralanması önemlidir. Yapılacak olan priz alma süresine bağlı kartuşun delik içerisinde sıralanması yani kartuş tasarımı montajlama işlemi için önem arz etmektedir. Kısa reaksiyon süresine sahip reçine kartuşlar genellikle delik içerisine en son yerleştirilmektedir. Tasarıma dikkat edilmemesi durumunda halat saplamanın tam delik içerisine ilerletilememesi gibi montaj problemleri yaşanmaktadır. Ayrıca sık olarak görülen tasarımdan kaynaklı bir diğer problem yapılan çekme testlerine göre halat saplamanın mekanik özelliklerinin düşmesidir (Öge, 2019).

Halat saplama uygulamalarında reçine kartuştan kaynaklı yaşanan en bilindik problem kaya yüzeyi (delik iç yüzeyi) ile kartuş arasında bağlantının sağlanamamasıdır (Glove finger effect). Reçine kartuşlar plastik kapsül filmler içerisinde bulunmaktadır. Bu plastik kapsüller zemin ile reçine kartuş arasında kalarak bariyer oluşturmaktadır. Eldivenli parmak etkisi olarak bilinen bu durumdan dolayı kaya kütlesi ile reçine kartuş bütünleşememektedir. Bu durumun reçine kartuşla yapılan uygulamalarda tamamen engellenebilmesi mümkün değildir. Montajlama sırasında bazı teknik parametrelere dikkat edilmesi bu durumun oluşmasını azaltmaktadır. Delik çapının olabildiğince küçük tutulması yüksek oranda fayda sağlamaktadır. Çelik halatın delik içine ötelenmesinde rotasyon hızının yüksek tutulması gerekmektedir. Yüksek rotasyonla yapılan montajlamalarda reçine kartuşlar daha iyi karışmakta ve yapılan test sonuçlarında daha başarılı sonuçlar elde edilmektedir (Pettibone, 1987; Öge, 2019; Craig, 2012). Reçine kartuşların kullanımından kaynaklı oluşan eldivenli parmak etkisinden dolayı halat saplama uygulamalarında iş verimliliği düşmektedir.

Reçine kartuşların kaya saplama operasyonlarında oluşturduğu bir diğer problem reçine kayıplarıdır. Çatlaklı ve zayıf kaya kütlesi koşullarında reçine kartuşlar ile yapılan kaya saplamalarda teorik (hesaplanan) kolon kaplama (kapsülleme) mesafesi ile gerçek (görülen) kapsülleme mesafeleri arasında fark araştırılmıştır. Araştırma sonucunda zemin yapısından kaynaklı olduğu düşünülen delik çapının 27 mm olması durumunda %28 reçine kaybı oluşmaktadır. Delik çapının 28 mm olarak ayarlandığı testlerde ise reçine kaybı oluşmamaktadır. Reçine kartuşlar ile tam kolonlama (tam delik dolgulu) yapılması durumunda da reçine kaybı oluşmamaktadır (Craig, 2012). Yapılan testlerden ve gözlemlerden edinilen bilgiler doğrultusunda delik çapının reçine kartuşlu kaya saplama uygulamalarında yüksek hassasiyet içerdiği görülmektedir. Aynı zamanda kapsülleme mesafesinin de önemli olduğu görülmektedir. Geleneksel halat saplama uygulamalarında reçine kartuş kullanımı ile tam kolonlu halat saplama yapılması operasyonel olarak mümkün değildir. Çelik halatın esnek yapısı ve delik uzunluklarının yüksek olmasından dolayı kolon kaplama mesafesinin arttırılması operasyonu zorlaştırmaktadır. Diğer bir değişle reçine kartuşla yapılan halat saplamalarda reçine kolon kaplama mesafesinin düşük tutulması reçine kayıplarına sebep olurken reçine kolon mesafesinin arttırılması operasyonu zorlaştırmaktadır.

Operasyonel olarak karşılaşılan bir diğer zorluk taşınabilir ekipmanların (pnömatik delici, yağ pompası ve germe krikosu) çok sık arızalanmasıdır. Özellikle yağ pompası ve delici ekipman darbelere karşı dayanaksız makinelerdir. Arızaların temel sebebi ekipmanların taşınabilir olmasından dolayı yüksek oranda darbeye maruz kalmasıdır. Aynı zamanda pnömatik ekipmanların motor içi arızalarının hava

girişinden motor içerisine giren partiküllü yapılardan olduğu görülmektedir. Hava girişinden partiküllü yapıların girişi genellikle taşıma sırasında gerçekleşmektedir. Taşımadan kaynaklanan bu gibi arızalardan dolayı iş akışında aksamalar yaşanmakta ve bu aksamalardan dolayı iş verimliliği düşmektedir.

Halat Saplama Uygulaması Teknolojik Gelişmeler ve Yatağan Örnek Çalışması

Abdullah Erhan Tercan ve Bahtiyar Ünver tarafından hazırlanan Yatağan Sektör A yeraltı maden sahası raporunda kaya kütlesinin zayıf bir yapıda olduğu belirtilmiştir. "Sahada gözlenen kaya yapısının genel anlamda diyajenezi tamamlanmamış olduğu görülmektedir. Bu nedenle sahada gözlenen neredeyse tüm kaya yapısının zemin niteliğinde olduğunu söylemek doğru olacaktır. Ocak derinliği arttıkça örtü yüklerine bağlı olarak basınçların artması beklenmelidir. Yüksek basınç ortamında zayıf kaya/zemin içerisinde açılacak yer altı galerilerinin duraylı tutulmasının problemli olacağı ön görülmektedir. Buna ilave olarak ortama su geliri olması durumunda sorunun daha da büyüyeceği aşikardır." Bu tür zayıf kaya kütlelerinde halat saplama uygulaması yaygın bir şekilde kullanılmaktadır.

Soma bölgesinde Polyak Eynez yeraltı kömür madeninde elde edilen deformasyon verilerine göre halat saplama uygulamasının zayıf kaya kütlesinde duraylılık açısından fayda sağladığı görülmektedir (Tuz vd., 2021).

Halat saplama ve kaya saplama uygulamalarının yeraltı madenciliğinde önemli yere sahip olmasından dolayı ve bu uygulamalarda yaşanan operasyonel zorlukların iş güvenliği ve iş verimliliğine olumsuz etkilerinin azaltılması amaçlı bu alanda teknolojik gelişmeler yer almaktadır.

Bu teknolojik gelişmelerin başında halat saplama uygulamasının açıklık tavanı bölgesinde en yüksek risk ihtiva eden operasyonu olan delik delme işlemi gelmektedir. Geleneksel yöntemlerde kullanılan pnömatik tavan delici ekipmanların yerine modern sistemlerde mekanize deliciler kullanılmaktadır.

Yeraltı kömür madenciliğinde de mekanize deliciler hazırlık operasyonlarında yaygın olarak kullanılmaktadır. Galeri açma makineleri (roadheader, continuos miner) üzerine montajlanan delici ataçmanlar delgi operasyonlarını kolaylaştırmaktadır. Aynı zamanda sabit olan bu üniteler taşınabilir ekipmanlara göre daha yüksek performans sağlamaktadır. Bu durumlar sayesinde delgi operasyonundan kaynaklanan zorluklar azalmaktadır.

Yatağan projesinde galeri açma makinasına montajlanacak olan delici ataçman seçiminde göz önünde bulundurulan önemli teknik parametreler;

- Ataçman galeri ilerlemesi sırasında pasif pozisyonda operasyonlara (kazı, çelik bağ montajı vb.) engel teşkil etmemelidir. Delici ataçmanın çalışmadığı pasif pozisyonda operasyonel olarak aktif olan ön bölgenin gerisine konumlanması gerekmektedir. Aktif pozisyona ise galeri açma makinasının kolunun önünde 180° delgi işlemi gerçekleştirecek şekilde konumlanabilmesi gerekmektedir. Hareket mekanizmasını sağlayan kızakların boylarının bu durumlar göz önünde bulundurularak ayarlanması gerekmektedir. (Şekil 2)
- 2. Maksimum çalışma yüksekliği ve genişliği galeri boyutlarına uygun olarak tasarlanmalıdır.
- Operasyon verimliliğinin arttırılması için delici ataçman iki teleskobik delici üniteye sahip olmalıdır. Aynı anda iki delgi işleminin gerçekleştirilebilmesi olanağı operasyon hızını arttıracaktır.
- Tavan ve taban destek pistonları ile tavanda ve tabanda kontak destek oluşturularak delici ataçmanın stabilizasyonu sağlanmaktadır. Bu sayede delgi işleminde titreşim ve sarsıntı probleminin önüne geçilmektedir.

- 5. Tavan destek sistemi tahkimatsız olan bölgede geçici tahkimat sağlamaktadır bu sayede bu bölgede çalışacak olan halat saplama operatörünün emniyetli bir bölgede çalışması sağlanmaktadır.
- 6. Delgi işlemi sırasında gevşek ve özellikle killi kaya yapısı koşullarında delik içindeki pasanın atılamamasından dolayı delgide sıkışmalar ve problemler oluşmaktadır. Aynı problem tabana yapılan uygulamalarda da görülmektedir. Bu gibi problemlerin yaşandığı bölgelerde burgu tipi rod kullanılması operasyonel olarak avantaj sağlamaktadır. Sert ve çatlaklı yapılarda hexagonal rod kullanımı operasyon verimliliğini arttırmaktadır. Delici ekipmanın bu durumlar göz önünde bulundurulduğunda burgu tipi rod ve hexagonal rod ile adaptasyonunun sağlanabilmesi gerekmektedir.
- 7. Yapılacak olan delgi işleminde halat saplama uygulamalarında önemli olan delik çapı parametresine dikkat edilmesi gerekmektedir. Rod çapları ve delici kafa çaplarının küçük tutulması önem arz etmektedir.



Şekil 2. Galeri açma makinası delici ataçmanı kapalı ve açık pozisyonlarda (NHG, 2021).

Halat saplama operasyonu için diğer önemli gelişme halat saplamanın kaya kütlesi stabilizasyonu için pompalanabilir kaya saplama reçinelerinin kullanımıdır. Geleneksel halat saplama yönteminde bu işlem için kimyasal kartuşlar kullanılmaktadır. Kartuş kullanımında yaşanan birçok problemin ortadan kaldırılmasının yanı sıra pompalanabilir kaya saplama reçinelerinin kullanımı ile operasyonel verimliliğin ve operasyon hızının artması sağlanmaktadır.

Pompalanabilir kaya saplama reçinelerinin uygulamasında enjeksiyon sistemlerine ihtiyaç vardır. Enjeksiyon sistemleri pompa ünitesi, besleme tankları, iletim hatları ve karıştırıcı tabanca ekipmanlarından oluşmaktadır.

Yatağan projesinde pompalanabilir kaya saplama reçineleri için tasarlanan enjeksiyon sistemlerinde göz önünde bulundurulan önemli teknik parametreler;

1. Operasyonel olarak aktif olan bölgede enjeksiyon sistemleri problem oluşturacağından dolayı bu sistemlerin arın ilerlemesinin gerisinde kurulması gerekmektedir. Bu sistemlerin galeri ilerlemesine bağlı olarak taşınmasının minimize edilmesi gerekmektedir. Bundan dolayı sistem içerisine yer alan pompanın basma mesafesinin yüksek tutulması gerekmektedir.

2. Pompa ile uygulama bölgesi arasında mesafe olmasından dolayı pompanın uygulama bölgesinden yönetilebilmesi gerekmektedir. Enjeksiyon sistemleri basit hidrolik sistemler oluğundan dolayı bu işlem için basınç şalteri gerekmektedir. Basınç şalteri ile elektrikli pompa basıncın yükselmesine bağlı olarak devre dışı kalmaktadır. Uygulama sırasında karıştırıcı tabanca üzerinde yer alan vanaların kapatılması ile basınç yükselmekte ve elektrik motoru pompalamayı durdurmaktadır.

3. İletim hatlarının pompanın basma mesafesini en yüksek seviyede tutacak şekilde tasarlanması gerekmektedir.

4. Kimyasal ürünlerin yeraltına naklinin nakliyata problem oluşturmaması ve operasyon sürekliliğinin sağlanması için IBC (Intermediate bulk container) tipi tanklarda olması gerekmektedir. Pompanın beslemesi yüksek hacimde IBC tanklar ile yapılmalıdır. Halat başı kimyasal tüketimi düşük miktarlarda olduğundan dolayı operasyonel süreklilik sağlanmış olacaktır.



Şekil 3. Pompalanabilir kaya saplama reçinesi için kullanılan enjeksiyon sistemleri örneği (Weber Madencilik, 2020).

SONUÇ VE DEĞERLENDİRME

Yatağan projesinde halat saplama operasyonu mekanize delgi ve enjeksiyon sistemleri ile geliştirilebilmesi için proje çalışması yapılmış ve bu proje çalışmasında göz önünde bulundurulan önemli teknik parametrelerden yukarıda bahsedilmiştir.

Yapılan bu geliştirme projesi ile ön görülen iyileştirmeler aşağıda yer almaktadır;

Geleneksel yöntemlerde tahkimatsız bölgelerde veya tavan açıklıklarına yakın olan bölgelerde yapılan uygulamalarda oluşan iş güvenliği probleminin ortadan kaldırılması geçici tavan tahkimatı ile sağlanmaktadır.

Ekipman taşınması ve ekipmanın kullanımı sırasında oluşan ergonomik problemler ekipmanların sabit olması ve ekipmanların hidrolik sistemler ile kumanda edilmesiyle engellenmektedir.

Ekipmanların sabit olması ile taşınabilir ekipmanlara göre oluşan arızaların azalması sağlanacaktır.

Delgi sisteminin mekanize olması ve enjeksiyon sisteminin pompalanabilir ve uzaktan kontrol edilebilir olması ile insan gücüne dayalı iş gücünün azaltılması sağlanmaktadır.

Çift delgi ünitesi sayesinde delgi operasyonu hızının artması sağlanmaktadır.

Pompalanabilir kaya saplaması reçinesi ile geleneksel yöntemlerde oluşan eldivenli parmak problemi tamamen ortadan kaldırılmaktadır. Montajdan kaynaklı oluşan halat saplamanın mekanik özelliklerinin düşmesi problemi engellenecektir. Bu sayede halat saplama tahkimatının verimliliği artmaktadır.

Pompalanabilir kaya saplama reçineleri tam reçine kolonlu kaya saplama uygulamasına olanak sağlamaktadır. Bu sayede halat saplamalarda oluşacak olan korozyon problemi engellenmiş olacaktır. Bu durum halat saplamanın mekanik özelliklerini de arttırmaktadır.

Pompalanabilir kaya saplama reçinesi çatlak yapılara nüfuz edeceğinden dolayı çatlaklı ve zayıf kaya kütlesi yapılarında enjeksiyon olarak da kullanılabilmektedir. Zayıf yapılarda konsolidasyon olanağı ve kaya kütlesi kalitesinde kısmi iyileşme sağlamaktadır.

Ayrıca geleneksel halat saplama uygulamasında karşılaşılan riskler ve tehlikeler aşağıdaki Çizelge 1' de yer almaktadır. Bu tehlike ve riskler yapılan geliştirmeler ile modernize sistemlerde ortadan kaldırılmaktadır ve iş güvenliği açısından avantajlar sağlanmaktadır.

Çizelge 1. Geleneksel yöntemde oluşan tehlikeler ve riskleri ortadan kaldırmaya yönelik modernize sistemlerdeki geliştirmeler

Geleneksel Yöntemde Tehlike/Riskler	Modernize Sistemlerdeki Geliştirmeler			
Halat saplama makinesi operatör tarafından	Delgi işlemi mekanize sistemler ile			
GAM platformu üzerinde yüksekte	gerçekleştirileceğinden halat saplama operatörü			
kullanılacaktır. Bu durumda ağır malzeme	uzaktan kumanda ettiği sabit sistem ile			
tehlikesi, devrilme tehlikesi ve düşme tehlikesi	çalışacaktır.			
oluşmaktadır.				
Dar bölgede çok sayıda kişinin çalışmasından	Delgi sistemi mekanize olduğundan kalabalık			
dolayı iş kazası riskinin yüksek olmaktadır	çalışma ortamı oluşmamaktadır.			
Halat saplama ekipmanı ile ergonomik olmayan	Delici ekipmanın sabit ve mekanize olmasından			
durumlarda çalışmaktan dolayı düşme riski ve	dolayı ergonomik problemler ortadan kaldırılmış			
vücut iskelet yapısında oluşacak bozukluklardan	olacaktır.			
dolayı sakatlanma riski				
Eğimli yerde halat saplama yaparken makine	Delici ekipman platform üzerinde mekanizmalı			
pistonunun kayması, çalışana çarpma riski,	sistem ile hareket ettiğinden dolayı kayma ve			
	çarpma riskleri ortadan kalkmaktadır.			
Tavan akması, delik delinmesi sırasında taş	Tavanda yer alan geçici tahkimat sistemi ile			
düşme tehlikesi,	tavan akması ve taş düşmesi problemi			
	engellenmektedir.			
Reçinenin delik içine montajı sırasında çalışanın	Enjeksiyon sistemine yer alan çubuk yardımı ile			
eline taş ve parça düşme tehlikesi,	emniyetli bölgeden delik içerisine şarj			
	yapılabilmektedir.			

KAYNAKLAR

- Craig, P. (2012) Addressing Resin Loss and Gloving İssues at a Mine with Coal Roof, Proceedings of the 2012 Coal Operators' Conference, Mining Engineering, University of Wollongong, 18-20 February 2019
- Fiscor, S. (2002) New Approches Offer Better Ergonomics and Quality for Roof Bolters
- Fiscor, S. (2012) Roof Bolting Technology, Coal Age Cilt 117 Sayı: 5
- Hoek, E. (2007) Practical Rock Engineering, Rock Bolts and Cables, Rocscience Inc.
- Jiangyin Jinniu Technology, 2008, MQT 120/2.7 Product Catalog
- Kahraman, E., Tuz, C. ve Erel, A. (2019) Yeraltı Kömür Madenciliğinde Halat Saplama Makinalarının Güvenli Kullanımı, 7. Uluslararası Maden Makinaları ve Teknolojileri Kongresi

Kang, H. (2014) Support Technologies for Deep and Complex Roadways in Underground Coal Mines: a Review, International Journal of Coal Science and Technology

NHG (2021) Bolter with roadheader – Yatağan Project

Öge, İ., Tuz, C., Erel, A. ve Kahraman, E. (2019) Sedimanter Zayıf Kaya Kütlesinde Reçineli Halat Saplamaların Uygulama Parametrelerinin Çekme Dayanımına Etkisi, Türkiye 26.Uluslararası Madencilik Kongresi, Antalya

Pettibone, C., H. (1987) Avoiding Anchorage Problems With Resin-Grouted Roof Bolts

Rambor (2018) Bolter Equipment [Brochure] Retrieved from www.rambor.com.au

Schmidt, D. (2014) Roof Bolting Tools, Coal Age Cilt 119 Sayı:4

Tuz, C., Yılmaz, Ö., Bilen, M. ve Yılmaz, S. (2021) Soma Bölgesi Yeraltı Kömür Madenlerinde Hazırlık Galerilerinde Uygulanan Kaya Saplaması Çeşitleri ve Deformasyon Üzerindeki Etkileri, 8. Uluslararası Maden Makinaları ve Teknolojileri Kongresi

Weber Madencilik (2020) Pompa ve Ekipman Kataloğu [Broşür]

YERALTI KÖMÜR MADENLERİNDE KULLANILAN FENOL BAZLI DOLGU MALZEMELERİNİN KANSEROJEN FORMALDEHİD İÇERİĞİ ve İSG AÇISINDAN DEĞERLENDİRİLMESİ

EVALUATION OF PHENOL BASED FILLING MATERIALS IN TERMS OF CARCINOGENIC FORMALDEHYD CONTENT AND OHS (OCCUPATIONAL HEALTH AND SAFETY)

S. Yılmaz ^{1, *}, M. Bilen ¹, E. Kaymakçı ¹, C. Tuz ¹, E. Bahadır ², İ. Toroğlu ¹, H. Hacıfazlıoğlu ³, M. Şahin ⁴, Ö. Yılmaz ⁵

 ¹ Bülent Ecevit Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü (*Sorumlu yazar: s.yilmaz67@gmail.com)
 ² Maden Yüksek Mühendisi ve İş Güvenliği Uzmanı(A)
 ³ İstanbul Üniversitesi Cerrahpaşa Maden Mühendisliği Bölümü
 ⁴ İstanbul Üniversitesi, Fen Fakültesi, Kimya Bölümü
 ⁵ Bülent Ecevit Üniversitesi ZMYO, Madencilik ve Maden Çıkarma Bölümü

ÖZET

Bu çalışma kapsamında, formaldehit maddesi ve formaldehit içerikli kimyasal karışımların zararları ve oluşturduğu risk grupları üzerinde durulmuştur. Bu kanserojen ve mutajen maddelerin çalışma ortamlarında oluşturduğu tehlikeler ve kullanımı esnasında alınması gereken güvenlik önlemleri vurgulanmıştır. Gelişen teknolojiyle birlikte yer altı kömür madenciliğinde, gerek tam mekanize yöntemle sürekli üretim yapılması ve gerekse konvansiyonel madencilik çalışmalarında, yurtdışı yeraltı kömür madenciliğinde de başarı ile kullanılan ve istenmeyen açıklıkların kısa süre içerisinde kapatılabilmesi için köpük kullanılmasının madencilik gündemine girdiğinden söz edilmiştir. Yeraltı kömür madenciliği gibi yüksek riskli iş gruplarında tehlikeli madde kullanımında dikkatli olunması gereken hususlar üzerinde durulmuştur. Zorlu iş koşullarında formaldehit içerikli kimyasalların kullanımından ortaya çıkacak sonuçlar ve bu gibi durumların engellenmesi için alınması gereken önlemlerden bahsedilmiştir.

Anahtar Sözcükler: Formaldehit, kanserojen ve mutajen maddeler, yeraltı kömür madenciliği, kimyasal dolgu malzemeleri, İSG (iş sağlığı ve güvenliği)

ABSTRACT

In this study, the harms of formaldehyde substance and formaldehyde-containing chemical mixtures and the risk groups they create are emphasized. The dangers of these carcinogenic and mutagenic substances in the working environment and the safety precautions that should be taken during their utilization/application are emphasized. It has been mentioned that with the developing technology, continuous production with fully mechanized method and the use of foam in order to close the unwanted openings in a short time, which is used successfully in both conventional mining and underground coal mining, has entered the mining agenda with the developing technology. The issues should be raised for the use of hazardous materials in high-risk business groups such as underground coal mining are emphasized. The results of the use of chemicals containing formaldehyde in difficult work conditions and the precautions to be taken to prevent such situations are mentioned.

Keywords: Formaldehyde, carcinogenic and mutagen substances, underground coal mining, chemical filling materials, ohs (occupational health and safety)

GIRIŞ

Formaldehit FAA (CH₂O – Formalin-Aceto-Alcohol) metanolün oksidasyonu sonucu oluşan bir sıvı maddedir. Elektrofilik özelliğinden dolayı bulundukları ortamda reaksiyona girme eğilimindedir. Aynı zamanda kolaylıkla gaz formuna kavuşabilen özellikleri vardır ve yanıcıdır. Formaldehit sulu ortamlarda yüksek çözünürlüğü sahiptir. Fiziksel olarak renksiz özellikte bir maddedir. Aynı zamanda formaldehit keskin kokulu olduğundan özellikle kapalı ortamlarda hemen fark edilebilmektedir. Ayrıca irrite edici özelliğe sahip olduğundan dolayı ürün deri üzerinde hassasiyet oluşturmaktadır. Formaldehit toksik etkilere sahip zehirli bir gaz olarak sınıflandırılmıştır. (Smith, 1992; Shahem ve ark.,1996; Ünsaldı ve ark., 2009). Formaldehit aynı zamanda Metanol, Metil aldehit, Metilen oksit olarak da bilinir.

Çalışma kapsamında, formaldehitin kullanım alanları, formaldehitin zararları, formaldehit gibi kanserojenik veya mutajenik maddelerin gerek ABD'de gerek Avrupa Birliği'nde ve gerekse ülkemizdeki yasal düzenlemelerdeki yerleri ve bu alanlarda güvenli kullanımında alınması gereken önlemler incelenmiştir. Ayrıca spesifik olarak kömür madenciliğinde dolgu malzemesi olarak kullanılan formaldehit içerikli fenol bazlı köpük ürünlerinin üzerinde durulmuştur.

FORMALDEHİT İÇERİKLİ KİMYASALLARIN KULLANIM ALANLARI

Formaldehit kimya endüstrisinde düşük maliyet ve renksiz oluşu gibi avantajlarından dolayı yaygın olarak kullanılmaktadır. Formaldehit maddesi genel olarak ürea formaldehit ve fenol reçinelerin üretiminde kullanılmaktadır. Bu reçinelerin yaygın kullanım alanları; Mobilya sektöründe ağırlıklı olarak MDF ve sunta yapımı, dekoratif duvar kaplamaları, kontraplaklar ve köpük yalıtıcılar olarak görülmektedir. (Aksakal ve ark.,2005) Ayrıca boya sektöründe, plastik malzemelerin yapımında, tekstil sektörü ve ev temizliği ürünlerinde de yaygın olarak kullanılmaktadır. İnşaat sektöründe özellikle son dönemlerde kaplama ve yalıtımda da kullanımı yapılmaktadır. (Blair ve ark., 1990; Smith, 1992; Usanmaz ve ark, 2002; Ünsaldı ve ark., 2009)

Bunların yanı sıra; madencilikte, özellikle son yıllarda önemli miktarda kullanımında artış görülen, yeraltı kömür madenciliğinde boşluk doldurmak amaçlı olarak reçine ile katalizör katılımı sonucunda oluşan köpük imalatında da reçine hazırlanması sürecinde formaldehit kullanılmaktadır.

FORMALDEHİTİN ZARARLARI

Yapılan deneysel araştırmalar sonucunda edinilen bulgalara göre formaldehit maddesi kanserojenik ve toksik olarak sınıflandırılmaktadır. Solunum, sindirim ve sinir sistemlerine toksik olarak etkilediği daha önce yapılan deneyler sonucu görülmektedir. (Smith, 1992; Usanmaz ve ark., 2002; Zararsız ve ark., 2006; Ünsaldı ve ark., 2009, IARC, 2012).

Çalışanlar üzerinde gerçekleştirilen çalışmalar sonucunda formaldehitin nazofarinks kanseri ve kan kanserine sebep olduğuna yönelik güçlü ve yeterli bulgular elde edilmiştir. Aynı zamanda formaldehite maruz kalma ile ağız boşluğu, sinüs, oro- ve hipofarenks, gırtlak, akciğer, beyin ve pankreas bölgeleri ile kanser arasında istatistiksel olarak anlamlı pozitif ilişkiler belirlenmiştir (IARC, 2012). Formaldehite maruz kalan işçilerin maruz kalmayan insanlara göre yapılan istatiksel araştırmalar sonucunda daha yüksek oranda kan kanseri, beyin kanseri ve kolon kanserinden öldükleri görülmektedir (Shahem ve ark., 1996; Schlink ve ark. 1999; Ünsaldı ve ark., 2009). Mesleki olarak formaldehite maruziyeti olan işçiler arasında yapılan diğer araştırmalarda ise akciğer kanseri nedeniyle ölüm oranının %30 daha yüksek olduğu bilgisi elde edilmiştir. (Halperin ve ark. 1983; Hayes ve ark. 1986, Ünsaldı ve ark., 2009).

Formaldehitin en önemli toksik etki gösterdiği sistemlerden biri de üreme sistemidir. Üreme sistemi üzerinde ciddi toksik etkileri olan formaldehit maddesinin fertilite (kısırlık) problemlerine yol

açtığı bilinmektedir. Aynı zamanda sperm sayısını azalttığı ve testosteron hormonu serum değerlerini azalttığı bilinmektedir (Chowdhury ve ark., 1992; Thrasher ve ark., 2001; Özen ve ark., 2005; Ünsaldı ve ark., 2009). Diğer bir deyişle üreme sistemlerine vermiş olduğu kalıcı hasarlardan dolayı kısırlık gibi ciddi problemlere yol açmaktadır. Formaldehit kaynaklı üreme sistemleri etkilenmelerinde halsizlik ve güç ve iktidar kaybı gibi belirtilerin de oluşabileceği bilinmektedir. Üreme sürecinde formaldehite maruz bırakılan gebe fareler üzerinde yapılan araştırmalarda embriyo ölümleri gerçekleştiği ve fetüse ait anomalilerin arttığı görülmüştür (Chowdhury ve ark., 1992; Trasher ve ark., 2001; Ünsaldı ve ark., 2005). Embriyo ve fetüs üzerinde çoklu bozukluklara sebep olmaktadır.

Solunum yolu ile maruz kalma sonucunda formaldehit irite edici ve toksik olduğundan dolayı burun ve boğazda yanma hissi oluşturmaktadır. Aynı zamanda yaygın olarak görülen semptomlar öksürük, nefes darlığı ve hırıltılı solunum olduğu bilinmektedir. Maruz kalınan ortamda konsantrasyonun yüksek olması durumunda akciğer ödemi, yangı ve zatürre geliştiği gözlemlenmiştir (Balir ve ark., 1990; Smith, 1992; Heck ve ark., 1999; Kriebel ve ark, 2001; Ünsaldı ve ark., 2009).

Formaldehit maruziyeti soluma, cilde temas, göze temas ve yutma olarak sınıflandırılmaktadır. Formaldehit kolaylıkla gaz haline dönüşebildiğinden dolayı ortamdaki konsantrasyonu kısa sürede kritik seviyelere ulaşabilmekte ve yüksek konsantrasyonda solunması zehirlenmelere neden olabilmektedir. Toksik formaldehit maddesinin sıvı halinin cilt ve göz ile temas ettirilmemesi gerekmektedir. Göz, cilt ve solunum yolları için iritant diğer bir değiş ile tahriş edici madde özelliğindedir. Kuş ve arkadaşlarının (2007) yapmış olduğu çalışmaya göre akut olarak (solumayla) formaldehite maruz kalan kişilerde *"baş ağrısı, baş dönmesi, keyifsizlik, uykusuzluk ve iştahsızlık gibi semptomlar ortaya çıkarken, uzun süreli maruz kalmalarda; davranış bozuklukları ve epilepsi gibi kalıcı nörotoksisite belirtileri ortaya çıkmaktadır"* (Kuş ve ark. 2007).

Formaldehit ve Formaldehit İçeren Kimyasallar ile İlgili Yasal Düzenlemeler

2013 yılında çıkan 28848 sayılı "Maddelerin ve Karışımların Sınıflandırılması, Etiketlenmesi ve Ambalajlanması Hakkında Yönetmelik" gereğince karışım olan kimyasalların etiketlerinde H zararlılık ifadelerinin yer alması gerekmektedir. Ürünlerin ve karışımların içeriğinde %0,1 oranında ve daha fazla formaldehit bulunması durumunda ürün 2. sınıf kansorejen madde grubunda yer alır. Bu grupta yer alan ürünlerin H351 zararlılık ifade kodu ile gösterilmesi gerekmektedir. (Avrupa Parlementosu ve Avrupa Konseyi 1272/2008 sayılı tüzüğü) Yönetmelik eki tablo 3.6.3.'de H350 zararlılık ifadesi "Kansere yol açma şüphesi var" olarak tanımlanmaktadır ("Maddelerin ve Karışımların Sınıflandırılması, Etiketlenmesi ve Ambalajlanması Yönetmeliği", 2013).

5 Haziran 2014 tarihinde 605/2014 sayılı Avrupa Birliği Komisyonu tarafından yapılan yasal düzenleme ile formaldehit maddesinin kanserojen kategorisi değiştirilmiştir. Yapılan bu değişiklikle ürün veya karışım içeriğinde %0,1 oranında ve daha fazla formaldehit bulunması durumunda ürün 1. Sınıf kansorejen madde kategorisinde yer almaktadır. Bu grupta yer alan ürünlerin H350 zararlılık ifade kodu ile gösterilmesi gerekmektedir. Yönetmelik eki tablo 3.6.3.'de H350 zararlılık ifadesi *"Kansere yol açabilir"* olarak tanımlanmaktadır (*"Maddelerin ve Karışımların Sınıflandırılması, Etiketlenmesi ve Ambalajlanması Yönetmeliği"*, 2013). Ürün içeriğinde %0,1 oranından daha az formaldehit bulunması durumunda sınır değerlerinin altında olduğundan dolayı ürün güvenlik bilgi formunda içerik yüzdesinin gösterilmesine gerek yoktur.

Yönetmelik ("Maddelerin ve Karışımların Sınıflandırılması, Etiketlenmesi ve Ambalajlanması Yönetmeliği (2013)) Madde 3b uyarınca "31/12/2008" tarihli "Avrupa Birliği Resmî Gazetesi'nde yayımlanan 1272/2008 sayılı "Madde ve Karışımların Sınıflandırılması, Etiketlenmesi ve Ambalajlanması" Hakkındaki Avrupa Parlamentosu ve Avrupa Konseyi Tüzük hükümleri temel alınarak paralel hazırlanmıştır" Diğer bir ifade ile SEA (Sınıflanırma Etiketleme ve Ambalajlama) yönetmeliği CLP (Clasification Labeling and Packaging) yönetmeliğine dayanmaktadır. Bundan dolayı SEA yönetmeliğinde yer almamasına rağmen CLP yönetmeliğinde yapılan değişiklik SEA yönetmeliğini bağlayıcı niteliktedir.

Sonuç olarak karışımların içerisinde %0,1 oranından daha yüksek formaldehit olması durumunda ürün 1. Sınıf kanserojen olarak sınıflandırılmakta olup etiketinde ve güvenlik bilgi formunda H350 zararlılık ifadesi ile gösterilmesi gerekmektedir.

Formaldehit ve formaldehit içerikli kimyasalların araştırılması bazı uzman kuruluşlar tarafından ele alınmıştır. Bu uzman kuruluşların formaldehit hakkında yapmış oldukları düzenlemeler ve kararlar aşağıda belirtilmiştir.

Ulusal Toksikoloji Programı (NTP-National Toxicology Program)

NTP (2021) formaldehit "insan kanserojen olarak bilinir" olarak listeler. Kanserojenler Raporu, NTP'nin HHS Sekreteri için hazırladığı, konvansiyonel olarak zorunlu, bilime dayalı bir halk sağlığı belgesidir. Bu kümülatif rapor şu anda insanlarda kansere neden olduğu bilinen veya makul olarak tahmin edilen 256 ajan, madde, karışım ve maruz kalma koşullarının bir listesini içermektedir. Bu rapor dahilinde;

Formaldehit CAS No. 50-00-0 İnsan kanserojen olduğu bilinmektedir.

Uluslararası Kanser Araştırmaları Ajansı (IARC- International Agency for Research on Cancer)

Dünya Sağlık Örgütü (World Health Organization, WHO) bir parçasıdır. Başlıca amacı, kanser nedenlerini tespit etmektir. IARC, formaldehitin, nazofarenks kanseri ve lösemi riskleri nedeniyle "insanlara kanserojen" olduğu sonucuna varmıştır. 2006 yılında Kasım ayında IARC nihai raporunu yayınlamış, formaldehitin insan için karsinojenik olduğuna dair yeterli kanıtın bulunduğunu belirterek formaldehiti "insanlar için kanserojenik" (Grup 1) sınıfına dahil etmiştir. (IARC, 2014)

Cevre Koruma Ajansı (EPA- Enviromental Protection Agency)

Entegre Risk Bilgi Sistemi (IRIS), çevrede çeşitli maddelere maruz kalmaktan dolayı insan sağlığına etkileri hakkında bilgi içerir elektronik bir veritabanı oluşturur. EPA formaldehit "olası insan kanserojen" olarak sınıflandırmıştır. Benzer şekilde; 2010 yılında Amerika'da EPA (ABD Çevre Koruma Ajansı) " formaldehit ile ilgili sınıflandırmasını "muhtemel kanserojen (B1) olarak güncellemiştir.

Ulusal Kanser Enstitüsü (NCI-National Cancer Institute)

Ulusal Kanser Enstitüsü araştırmacıları, insanlardaki çalışmalardan ve laboratuvar araştırmalarından elde edilen verilere dayanarak formaldehit maruziyetinin insanlarda lösemiye, özellikle miyeloid lösemiye neden olabileceği sonucuna varmışlardır. (NIH, 2022)

Toksik Maddeler Ve Hastalık Kayıt Ajansı (ATSDR-Agency for Toxic Substances and Disease Registry)

Bu sitede de genel bilgiler verilmektedir;

Formaldehit CAS Kimlik No: 50-00-0

Etkilenen Organ Sistemleri: Dermal (Deri), Gastrointestinal (Sindirim), İmmünolojik (İmmün Sistem), Solunum (Burundan Akciğerlere) Kanser Sınıflandırması: EPA: İnsanlarda sınırlı delillere dayanan ve insanlarda yeterli kanıtlar bulunan muhtemel insan kanserozu IARC: İnsanlara kanserojendir. NTP: Oldukça insan kanserojen olduğu tahmin ediliyor. (ATSDR, 2016)

Kömür Madenciliğinde Formaldehit İçerikli Kimyasal Ürünlerin Kullanımı ve Alınması Gereken Önlemler

Kömür madenciliğinde gelişen teknolojiyle birlikte üretimin verimliliğin arttırılması, yangınla mücadele ve gaz izolasyonu gibi birçok alanda fenol bazlı köpük ürünleri kullanılmaktadır. Bu uygulamalar arasında en yaygın olarak bilineni boşluk doldurma ve gaz izolasyonudur.

Yeraltında jeolojik koşullardan ve süreksizliklerden kaynaklı olarak geniş çaplı göçükler oluşabilir bu durum üretimin durmasına ve üretim verimliliğinin düşmesine yol açmaktadır. Bu boşluklar her maden çalışanı için risk oluşturmaktadır. Kontrol altına alınmaması durumunda bu boşluklar büyüyerek mevcut riski arttırabilir. Daha ciddi sorunları önlemek, üretimi aksatmamak ve iş yeri güvenliğini sağlamak için bu boşlukların hızlı bir şekilde doldurulması gerekir. Bu gibi durumlarda hızla genleşebilen az miktarda malzeme kullanımıyla büyük boşlukların rahatlıkla doldurulması fenol bazlı köpük ürünleri ile mümkündür. (Tuz vd., 2019)

Fenol bazlı köpük ürünlerinin reçine bileşeni fenol-formaldehit ham reçinesine katkılar konularak oluşturulmaktadır. Fenol formaldehit ham reçine içerisinde formaldehit yer almaktadır.

Yeraltı uygulamalarında kullanılan formaldehit içerikli kimyasal ürünlerin kullanımında gerekli önlemlerin alınması gerekmektedir. Kapalı ortamlarda uygulanan kimyasallar anlık olarak havadaki konsantrasyon artışına sebep olmaktadır.

Yeraltında zaman zaman havalandırmanın az olduğu zorlu alanlarda çalışma yapılması durumları oluşabilmektedir. Bu bölgelerde yapılan operasyonlarda formaldehit içerikli kimyasalların kullanımına dikkat etmek gereklidir. Formaldehit konsantrasyonu yüksek olan kimyasallar ile yapılan köpük uygulamalarında zehirlenmeler ve oksijen yetersizliğinden kaynaklı bilinç kayıpları gibi durumlar oluşabilmektedir.

Formaldehit, ilk maruziyette bağışıklık sisteminin tepkisine neden olabilen hassaslaştırıcı bir maddedir. Aynı zamanda bir kanser tehlikesidir. Akut maruz kalma gözler, burun ve boğaz için oldukça tahriş edicidir ve herkesi öksürük ve hırıltıya maruz bırakabilir. Daha sonraki maruz kalma cilt, gözler ve solunum yollarında ciddi alerjik reaksiyonlara neden olabilir. Formaldehit yutulması ölümcül olabilir ve havada düşük seviyelere uzun süre maruz kalmak astım gibi birçok solunum problemine sebep olmaktadır. Cilt yolu ile düşük dozajda maruz kalma durumunda ise cilt hassasiyeti ve kaşıntı gibi cilt tahrişine neden olabilir. 100 ppm konsantrasyonları yaşam ve sağlık için çok tehlikelidir. IDLH (The Immediately dangerous to life or healt) yaşam veya sağlık için ivedilikle tehlikelidir ibaresi ile kimyasal ürünler hakkında belli değerlerin üzerindeki kullanılmaması gereken konsantrasyon değerleri ifade edilir. Ulusal Mesleki Güvenlik ve Sağlık Enstitüsü (NIOSH) ve Uluslarası Kanser Araştırma Ajansı (IARC) 20 ppm formaldehitin IDLH olduğunu belirtmektedir. (IARC, 1982; CDC, 2014) Ortam havasındaki 0.1 ppm üzerindeki formaldehit konsantrasyonları solunum yollarının tahriş olmasına neden olabilir. Tahrişin ciddiyeti, konsantrasyonlar arttıkça yoğunlaşır.

Ülkemiz yeraltı kömür madenciliğinde 2016 yılında kullanılmaya başlanan ve her geçen yıl kullanımı artan fenol formaldehit köpüklerin 2019 ve 2020 yılında yaklaşık kullanım miktarları Tablo 1'de yer almaktadır. 2023 yılında beklenen kullanım miktarının 2020 yılına kıyasla iki katına çıkması ve 6.100.000 kg olarak gerçekleşmesi ön görülmektedir. Bu durum Tablo 1'de gösterilmektedir.
HAVZA	2019 yılı kullanım miktarı (Ton)	2020 yılı kullanım miktarı (Ton)	2021 yılı kullanım miktarı (Ton)
SOMA	1650	2880	2900
ANKARA	300	400	650
ZONGULDAK	160	210	170
DİĞER	30	45	65
TOPLAM	2140	3535	3785

Çizelge 1. Ülkemiz yeraltı kömür madenciliğinde fenol formaldehit köpük kullanımı.

Çizelge 1'den de anlaşılacağı üzere fenol formaldehit köpük kullanımı ülkemizde yeraltında giderek kullanımı artmaktadır. Kullanımın artması yüksek maruziyetler oluşturacağı düşünüldüğünden işverenin durum ile ilgili hükümlülükleri de artmaktadır. İşverene düşen hükümlülükler;

OSHA (Occupational Safety and Health Administration) standardının hükümleri, işverenlerin aşağıdakileri yapmasını gerektirir:

Formaldehit normal kullanım sırasında 0,5 ppm üzerindeki seviyelerde serbest bırakılabilen tüm malzemeler için, etiket "potansiyel kanser tehlikesi" kelimelerini içermelidir.

Yüzde 0,1'den büyük formaldehit ve formaldehitin 0,1 ppm'e ulaşan veya bu konsantrasyonun üstündeki konsantrasyonlarda serbest kalmasını sağlayabilen malzemelerden oluşan tüm karışımları veya çözeltilerde iş veren aşağıda belirtilen durumları yapmak zorundadır.

İlk işe atanma zamanında ve çalışma alanına yeni bir formaldehit maruz kaldığında, 0.1 ppm veya daha yüksek formaldehit konsantrasyonlarına maruz kalan tüm çalışanların eğitilmesi ve bu eğitimin her yıl tekrarlanması gereklidir.

30 yıl boyunca maruz kalma kayıtları saklanmalı.

İstihdam sona erdikten sonra tıbbi kayıtları 30 yıl boyunca arşivde tutması gerekmektedir (OSHA, 2013). **28733 Sayılı (2013)** Kimyasal Maddeler ile çalışmalarda Sağlık ve Güvenlik Hakkındaki Yönetmelik

kapsamında işverenin yükümlülükleri:

(Madde 8) "Tehlikeli kimyasal maddelerle yapılan çalışmalarda aşağıda belirtilen özel önlemler" (Madde 8; a, b) alınır:

- a) *"İşveren çalışanların sağlık ve güvenlik yönünden tehlikeli kimyasal maddelerden kaynaklanan risklerin ortadan kaldırılması veya en az düzeye indirilmesi için her türlü önlemi alır".*
- b) Bu maddenin (a) bendinin uygulanmasında; "Öncelikle ikame yöntemi uygulanarak, tehlikeli kimyasal madde yerine çalışanların sağlık ve güvenliği yönünden tehlikesiz veya daha az tehlikeli olan kimyasal madde veya işlem kullanılır".

(Madde 10) "Tehlikeli kimyasal maddelerle çalışanların eğitimi ve bilgilendirilmesi ile ilgili esaslar":

- a) "İşveren, çalışanlara veya temsilcilerine, 6331 sayılı İş Sağlığı ve Güvenliği Kanununun 16 ve 17'nci maddesinde belirtilen hususlara ve çalışanların iş sağlığı ve güvenliği eğitimlerinin usul ve esasları" ile ilgili yönetmelikte belirtilen hususlarla birlikte özellikle;
 - 1) "Risk değerlendirmesi sonucunda elde edilen bilgiler ve çalışma koşullarında önemli bir değişiklik olması halinde gerekli yeni bilgiler",
 - "İşyerinde bulunan veya ortaya çıkabilecek tehlikeli kimyasal maddelerle ilgili, bu maddelerin tanınması, sağlık ve güvenlik riskleri, mesleki maruziyet sınır değerleri ve diğer yasal düzenlemeler",
 - 3) "Çalışanların kendilerini ve diğer çalışanları korumaları için alınması gerekli önlemler ve yapılması gerekli işler",
 - 4) "Tehlikeli kimyasal maddeler için tedarikçiden sağlanan malzeme bilgi formları, hakkında bilgi sağlamak ve eğitim vermekle" yükümlüdür.

28730 Sayılı (2013) "Kanserojen veya Mutajen Maddeler ile Çalışmalarda Sağlık ve Güvenlik Önlemleri Hakkında" yönetmelik kapsamında işverenin yükümlülükleri:

(Madde 6) "İşverenler çalışanların sağlık ve güvenliğini korumak amacıyla teknik olarak mümkün olduğu hallerde, tehlikesiz veya daha az tehlikeli madde, müstahzar veya işlem kullanarak işyerinde ki kanserojen veya mutajen maddelerin kullanımını azaltır".

Çevre, Şehircilik ve İklim Değişikliği Bakanlığı'nın bu konudaki görüşü de şu şekilde olmuştur: "formaldehit maddesi veya formaldehit reçinesine ilişkin hâlihazırda herhangi bir kısıtlama veya yasaklama bulunmadığı, Bununla birlikte ilgili Yönetmeliğin, Avrupa Birliğindeki 1907/2006 sayılı REACH Tüzüğünü uyumlaştıran mevzuat olduğundan ve REACH Tüzüğüne göre AB'de formaldehit maddesinin veya bu maddeyi içeren karışımların halka satışı yasaklandığından, Kimyasalların Kaydı, Değerlendirilmesi, İzni ve Kısıtlanması Hakkında Yönetmeliğini güncellemek amacıyla yapılacak çalışmalar kapsamında söz konusu yasaklama hükümlerinin Ülkemiz mevzuatına aktarılması öngörülmektedir" denilmiştir.

SONUÇ ve DEĞERLENDİRME

Bu çalışma kapsamında formaldehit ve formaldehit içerikli kimyasal maddelerin veya karışımların zararları, bu zararlara yönelik yasal ve uzman kurumlar tarafından yayınlanan bildiriler ve bu tehlikeli kimyasalları ihtiva eden ürünlerin kullanım alanları hakkında bilgiler verilmiştir. Son olarak son dönemde gelişmekte olan teknoloji ile yeraltı kömür madeni sektöründe yaygın olarak kullanılan formaldehit içerikli fenol bazlı kimyasal köpük ürünleri üzerinde durulmuştur. Günümüzde riskli işler gurubunda ilk sıralarda yer alan yeraltı kömür madenciliğinde zorlu koşullarda verimliliği ve iş güvenliğini sağlamak amaçlı kullanılan bu ürünlerin bilinçsiz kullanımından kaynaklanacak olumsuz durumlar irdelenmiş, bu olumsuz durumların oluşmaması için işverene düşen yükümlülüklerden bahsedilmiştir.

Formaldehit maddesinin ve formaldehit içerikli kimyasalların sağlık açısından oldukça tehlikeli ürünler olduğu bilinmektedir. Formaldehitin kansere ve üreme sistemlerinde bozukluklara sebep olduğu yapılan testler sonucunda ortaya konulmuştur. Yüksek dozajda formaldehite maruz kalan çalışanlarda akciğer kanseri ve kısırlık gibi problemlerin görülme olasılığının daha yüksek olduğu bilinmektedir.

Kanserojen maddelerin kullanımında dikkatli olunması ve bilinçli kullanımın veya üretimin yapılması gerekmektedir. Formaldehit gibi kanserojen madde içerikli ürünlerin bilinçsiz bir şekilde kullanımı normal şartlarda risk ihtiva eden madencilik gibi sektörlerin daha problemli ortamlar oluşturmasına sebep olmaktadır. Bundan kaynaklı yasaların ve uzman kuruluşların düzenlemeleri ve bildirileri göz önünde bulundurularak kanserojen sınıfına giren kimyasal karışımların yeraltı gibi kapalı ortamlarda kullanılmaması veya tehlikesiz ya da daha az tehlikeli kimyasal ürünlerin kullanımı opsiyonunun değerlendirilmesi gerekmektedir. Tehlikeli kimyasal madde veya karışım kullanımına alternatif olarak tehlikesiz veya potansiyel olarak daha az tehlikeli kimyasal madde kullanımının yapılması gerekmektedir. Formaldehit maddesinin kimyasal karışımlardaki konsantrasyonunun %0,1 değerinin altında olması maddenin kullanımında ortamdaki konsantrasyonunun zararsız seviyelerde olmasını ve aynı zamanda maruziyet etkisinin düşük olmasını sağlayacaktır. Almanya gibi Avrupa ülkelerinin bazılarında yapılan yasal düzenlemeler sonrasında %0,1 oranından fazla formaldehit ihtiva eden kimyasal karışımların madenlerde ve kapalı alanlarda kullanımı yasaklanmıştır. (Umwelt Bundesamt, 2015).

Kömürün özellikle kendiliğinden yanma konusunda etkisini diğer köpüklere nazaran en aza indiren fenol bazlı köpüklerin görülen o ki kullanımı giderek artacaktır. Burada düşünülmesi gereken başlıca olay, köpüğü oluşturan reçine ve katalizör içerisinde bulunan serbest formaldehitin Avrupa normları neticesinde %0,1'in altında olmasıdır. Ülkemizde fenol bazlı köpükler kullanılırken insan sağlığı açısından zaten var olan kanun ve yönetmeliklerin uygulamaya konulması ve bu durumun ciddiyetle üzerine gidilmesi kaçınılmaz bir durumdur.

KAYNAKLAR

- Aksakal N, Vaizoğlu SA, Güler Ç, (2005) Formaldehit ve Sağlık Etkileri, Türk Tabipler Birliği Mesleki Sağlık ve Güvenlik Dergisi, sf 40-44
- ATSDR, 2016, Formaldehyde and Your Health, Agency for Toxic Substance and Disease Registry, www.atsdr.cdc.gov/
- CDC, 2014, Table of IDLH Values, NIOSH Publication and Products, Center for Disease Control and Prevention, www.cdc.gov/niosh/idlh
- Chowdhury AR, Gautam AK, Patel KG, Trivedi HS (1992). Steroidogenic inhibition in testicular tissue of formaldehyde exposed rats, Indian J Physiol Pharmacol, 36, 162-168.
- COMMISSION REGULATION (EU) No 605/2014 of 5 June 2014
- EPA, 2021, Facts About Formaldehyde, www.epa.gov/formaldehyde/facts-about-formaldehyde
- Halperin WE, Goodman M, Stayner L, Elliot LJ, Keenlyside RA, Landrigan PJ (1983). Nasal cancer in a worker exposed to formaldehyde, JAMA, 249, 510- 512.
- Hayes RB, Raatgever JW, de Bruyn A, Gerin M (1986). Cancer of the nasal cavity and paranasal sinuses and formaldehyde exposure, Ind J Cancer, 37, 487-492.
- IARC, 1982, IARC monographs on the evaluation of the carcinogenic risk of chemicals to humans. Vol. 29. Some industrial chemicals and dyestuffs. Lyon, France: International Agency for Research on Cancer, pp. 345-389.
- IARC, 2012, Chemical Agents and Related Occupations Volume 100 F A Review of Human Carcinogens, sf: 401-435
- IARC, 2014, World Cancer Report, https://www.iarc.fr/cards_page/iarc-publications/
- Kanat KÇ, 2019, Formaldehit ve Formaldehit Maruziyeti, Haliç Çevre Laboratuvarı, www.haliccevre.com/blog
- Kanserojen ve Mutajen Maddelerle Çalışmalarda Sağlık ve Güvenlik Önlemleri Hakkında Yönetmelik, 6 Ağustos 2013, Resmî Gazete Sayı: 28730
- Kimyasal Maddelerle Çalışmalarda Sağlık ve Güvenlik Önlemleri Hakkında Yönetmelik, 12 Ağustos 2013, Resmî Gazete Sayı: 28733
- Kuş İ, Zararsız İ, Ögetürk M, Yılmaz HR, Formaldehit Nörotoksisitesine Bağlı Hipokampusta Gelişen Oksidatif Hasar ve Melatonin Hormonunun Koruyucu Etkisi: Deneysel Bir Çalışma, Fırat Tıp Dergisi, Sayı 4, Sf: 256-260
- Maddelerin ve Karışımların Sınıflandırılması, Etiketlenmesi ve Ambalajlanması Hakkında Yönetmelik, 11 Aralık 2013, Resmî Gazete Sayı: 28848 (Mükerrer)
- Maddelerin ve Karışımların Sınıflandırılması, Etiketlenmesi ve Ambalajlanması Hakkında Yönetmelik Ekleri 11 Aralık 2013, Resmî Gazete Sayı: 28848 (Mükerrer)

ZİNCİRLİ KOLLU KESİCİ MAKİNALARDA TEKNOLOJİK GELİŞMELER VE KESME TAKIMINDA KIRILMA NEDENLERİ

TECHNOLOGICAL DEVELOPMENTS ON CHAIN SAW MACHINES AND REASONS OF BROKEN CHAIN SAW PARTS

S. Kulaksız

Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü (seyfi@hacettepe.edu.tr)

ÖZET

Kömür madenciliğinde kullanılan ilk kollu kesiciler Korfmann (1946) tarafından geliştirilerek traverten ve mermerlerde kullanılmaya başlanmıştır. 1998 yılından itibaren klasik raylı (kızaklı) tiplerin yürüyüş takımı paletli, lastik tekerli ve paletli sabit raylı şeklini almıştır. Kesici uçlarda ise elmas uçlar geliştirilmiş ve keski geometrisi ve dizilimlerde farklılıklar başlamış bunun sonucu kesim verimliliğinde artışlar sağlanmıştır. Zincirli kollu kesicilerde (ZKK) en önemli kısım kesme işini yapan zincir takım topluluğudur. ZKK makinasının en fazla çalışan ve en fazla yıpranan elemanları zincir takımındaki kesici uçlar, kesici uç tutucular ve zincir baklalarıdır. Saha gözlemleri ve bazı araştırıcı maliyet hesaplamalarında bunlarla ilgili rakamlar verilmekle beraber nedenlerine değinilmemiştir. Temel sorun, kesici ucun takımdaki dizilimi ve zincir üstündeki düzenlenme yetersizliğidir. Doğal taş ve ocak koşulları dikkate alınmadan zincirli kollu kesici makinalar aşağı yukarı fabrika tasarımı ve genel işletme kavramları ile çalıştırılmaktadır. Bu bildiride doğal taş ocaklarında kullanılan zincirli kollu kesici makinaların verimliliklerinin artırılması hakkında bilgiler sunulacak, sorunlar açıklanarak tartışılacak ve olası çözümler verilecektir.

Anahtar Sözcükler: Doğal taş, zincirli kollu kesici makinalar, kesici uç, zincir topluluğu, kesici uç dizilimi, kesme kuvveti.

ABSTRACT

Chain saw cutting machines were used first in coal mine. Later they were developed by Korfmann (1946) and started to be used in travertine and marble. Since 1998, the undercarriage of the classical rail (sliding) types has taken the form of tracked, rubber wheeled and tracked fixed rail. Diamond tips have been developed in the cutters, and differences have started in the chisel geometry and arrangement, resulting in an increase of cutting efficiency. In chain saw cutters (CSC), the most important part is the chain tool assembly that does the cutting work. The hardest working and most wearing elements of the CSC machine are the cutters in the chain set, the insert holders and the chain links. In field observations and some researcher cost calculations, the related subjects and figures are given, but the reasons are not mentioned. The main problem is the alignment of the insert in the tool and the lack of arrangement on the chain. Chain saw machines are operated with more or less factory design and general operating concepts, regardless of natural stone and quarry conditions. In this paper, information about increasing the efficiency of chain arm cutters used in natural stone quarries will be presented, problems will be explained and discussed and possible solutions will be given.

Keywords: Natural stone, chain saw cutting machines, cutting pick, chain, cutting pick array, cutting force.

GİRİŞ

İlk olarak kömür madenciliğinde kullanılan kollu kesiciler daha sonra kesici kol yapısı ve kesme düzeneği yeniden düzenlenerek doğal taş işletmeciliğinde de kullanılmaya başlanmıştır (Şekil 1). Bugün makinalar doğal taş işletmelerinde ana kayadan blok kesimi, blok sayalama, galeri ve tünel ağız açılmasında sivil yapılaşma için yıkım ve kazı işlerinde kullanılmaktadır. Doğal taş madenciliğinde üretimi artırmak maliyetleri düşürmek kesme verimliliği ile birlikte zaman kazanım tasarrufu için kullanılmaya başlanılmıştır. İlk makinalarda kesici uç olarak tungsten karbür kullanılırken 1977'den sonra elmas kesici uçlu makinalarla blok üretilmeye başlanmıştır.



Şekil 1. Kömür ve mermerde kullanılan ilk kollu kesiciler (Korfmann, 1946)

Günümüzde zincirli kollu kesiciler (ZKK) kireçtaşı hakiki mermer, traverten ve geniş bir çerçeve içine giren orta aşındırıcılıkta silisli malzemelerin (kumtaşı, bazı volkanik kayaçlar,) blok üretiminde kullanılmaktadır. Hem birincil kesimlerde (dağ kesimlerinde), hem de ebatlamada kullanılabilir. En iyi sonuçları çatlak yapısı bol, düşük homojenlikteki kayaçları keserken elde edilmektedir. Klasik zincirli kollu kesme makinalarında kesime hazırlanması biraz zaman almakla birlikte, paletli ve traktöre montajlı sistemli olanlarda zaman kaybı olmamakta, uzun süreli kesimler için tercih edilmekte, ocakta düz bir hat boyunca sürekli olarak metrelerce kesim yapabilmektedir.

ZİNCİRLİ KOLLU BLOK DOĞAL TAŞ KESME MAKİNALARI ANA PARÇALARI

Kollu zincirli kesme makinesi genel olarak bir motor ünitesi ve dişli bir zincir taşıyan hareketli bir kol ile kumanda panosu raylardan oluşur (Şekil 2). Zincirli kollu kesici makinalar, çeşitli firmalarca çok değişik tip ve kapasitelerde imal edilmektedir. Bu makinaların toplam ağırlığı yaklaşık 2-20 ton arasındadır. Zincirli kollu kesicilerde kesme kolu hidrolik güç kaynağı ile kolayca yatay ve düşey kesme pozisyonlarına getirilebilir. Böylece aynı makina ile hem yatay hem de düşey kesim yapılabilir. Kesme kolu uzunluğu 10 metreye kadar çıkabilmektedir.

Makinanın kesici kol takımı iki kısımdan oluşur; kesme kolu gövdesi, zincir takımı.



Şekil 2. Kesme kol gövdesi ve zincir takımı, makine çalışmada konumu

Kesme Kol Gövdesi

Özel olarak çelikten imal edilmiş olup, kolaylıkla sökülüp takılabilmektedir. Kolun etrafında dönen zincir üzerinde özel alaşımlı kesici uçlar bulunur . Kol takımını hareket ettiren redüktör sistemi (Şekil 3) hidrolik silindir vasıtasıyla kolu 360 derece döndürmekle yatay ve düşey kesim yapmaktadır. Kol takımı sökülerek değişik boyutlarda kol gövdesi takılabilmektedir. Kol uzunluğuna bağlı olarak 2.0-9.0 m arasında derinliklerde kesim yapabilmektedir. Tüm tahrik sistemi hidrolik olup, bazı makinelerde kesici kolun dönme hareketi galeri açma makinelerinde olduğu gibi bir dişli kutusu üzerinden doğrudan elektrik motorlarıyla gerçekleştirilmektedir.



Şekil 3. Redüktör tahrik kasnak sistemi (6) ve zincir takımı parçaları (r yarı çap) Kollu zincirli kesme makinesinin zincir takımı elemanları (1-Zincir gövdesi-iç bakla, 2-İç bakla, 3-Kesici uç tutucusu, 4-Kesici uç, 5- Rulman, 6-Kasnak, 7-Kol gövdesi)

Zincir Takımı

Kesme işlemini yapan zincir düzeneği Şekil 3'de verilen elemanlardan oluşmaktadır. Doğal taş blok kesimlerinde ise dört ve sekiz köşeli keskiler kullanılmaktadır. Kollu kesicilerde kesme kalınlığı 32-42 mm arasında olmaktadır. Kollu zincirli kesme makinesinin en fazla çalışan ve en fazla yıpranan parçası kol ve kol üzerindeki kesicilerdir. Keski tutucuları taşıyan iç–dış baklalar keskilerden sonra ikinci çok aşınan elemanlardır. Şekil 4'de değişik boyutlu keski ucu ve keski tutucusu taşıyan dış baklalar gösterilmiştir.



Şekil 4. Kollu zincirli kesme makinesinin değişik dış-iç bakla ve keski uçları.

Mermer ve doğal taşların kesiminde kullanılan zincirli kollu kesme (ZKK) makinelerinde normal kesme koşullarında tungsten karbür tipli kesici uçlar, aşındırıcı ve zor kesme koşullarında ise PCD türü elmaslı uçlar kullanılması önerilmektedir. Kare-dikdörtgen keskilerinin bir köşesi aşındığında konumları değiştirilerek yeni bir köşeyle kesme yapabilmektedir. Böylece bir kesici ucun toplam sekiz köşesinin ayrı olarak kullanılabilme olanağı bulunmaktadır.



Şekil 5. Kare ve yıldız kesici uç dizilim geometrisi (A) ve uç şekilleri (B Kare, C Yıldız) (Demirel, 2008)

Uygulamada birçok kesici uç dizilimleri bulunmakta olup bunlardan bazıları Şekil 5 ve 6'da verilmiştir. Görüldüğü gibi kesici uçların profil görünüşleri dikkate alındığında, yalnızca ilk keski genel olarak dik konumdadır. Bunu izleyen iki ya da dört adet keski düşük açılı eğime sahip iken köşeye doğru gidildikçe eğim artmaktadır. Dizilim sonuna doğru gidildikçe bir keski tutucusu üzerinde çift keski kullanımı egemen olmaktadır. Zincirli kollu kesme makinelerinde kesici uçlar belli bir sıralama düzeni içinde (dizilim) sonsuz zincir üzerine yerleştirilirler. Her bir dizilim belli sayıda kesici uç içerir.

Yürüyüş Sistemine Göre Zincirli Kollu Kesici Makina Sınıflandırması

2000'li yılların teknolojisine göre ZKK da yürüyüş sistemleri üç grupta sınıflandırılabilir: Klasik raylı sistemler, Paletli sistemler ve paletli raylı sistemler, Lastik tekerlekli traktörlü sistemler.



Şekil 6. Kesici uç (a), kesici uç tutucusu (b), keski sabitleme cıvatası (c), PCD ve kare keskiler (d)

Klasik Raylı Sistemler

Makinanın ileri-geri yürüyüşünü sağlayan ray düzeneği olup üstünde araba-vagon, hareket mekanizmasını taşır. Raylar sökülüp uç uca eklenebilir olması nedeniyle fazlaca uzun değillerdir. Kesim biten taraftan sökülen parça, ilerleme yönünde monte edilir. Bir ocak için iki tane 3 metrelik, bir tane 2-3 metrelik ve bir tane 1 metrelik olmak üzere toplam 9 metre ray yeterli olmaktadır (Şekil 5-7). Yeni teknolojik gelişmeler sonucu hidrolik sabitleyiciler ve/veya kendiliğinden hareketli raylar kullanılmaktadır.

Paletli Sistemler

Paletli sistemler, kesici kolun ray veya kule taşıyıcı sistemine göre iki gruba ayrılır. Yeni nesil kollu kesici makinaların, paletli yürüyüş takımlı olanlarda, makine ray sistemi hidrolik ayaklar (teleskopik) üstüne alındıktan sonra palet takımı ile birlikte ileri-geri hareket edebilmektedir. Paletli raylı sisteme sahip makinalarda ray düzeneği yekpare olup, şase üstünde taşınmaktadır. Sökme-kurma işlemine gerek yoktur. Burada makinanın sadece kesme konumu alması yeterlidir. Kasaya bağlı hidrolik ayaklarla sabitleme ve dengeleme işlemi gereklidir (Şekil 7). Dizel motor da bu sehpa üzerinde olduğundan elektriğe ihtiyaç yoktur. Her mevsim çalışabilir. Makinanın uzaktan kumandalı olarak çalışmakta olup emniyetli bir mesafede idare edilebilmektedir. Makina 14º eğimde bile hidrolik sabitleme ayakları ile yatay konumlanabilmektedir.



Şekil 7. Paletli sabit raylı ve kule tipli paletli kollu zincirli kesici makinaları

Paletli kule tipli zincirli kollu kesiciler ayaklar üzerindeki kulede bulunan dişli sistemi ile aşağıyukarı kademeli olarak kesim yapılabilmektedir Şaryo sistemi ile en az iki düşey kesim yapılabildiği gibi, kesici kol döngü sistemi ile yatay kesimde yapılabilmektedir. Kesme takımını taşıyan kuleye bağlı şaryo sistemi kendi ekseni etrafında 180 derece döndürülebilmektedir (Şekil 7).

Lastik Tekerlekli Traktörlü Sistemler

Traktör monteli kollu zincirli blok kesme makinası, traktörün kuyruk miline monte edilen kesme düzeneği ve kesme kolundan oluşmaktadır.



Şekil 8.Traktör montajlı kollu kesici ve kesim yönleri(x-y) (Demmak)

Kol uzunluğu 3-4 metre, arasında yatayda (iki kesim arası) 0-2 metre sağa-sola hareket edebilme sahip olup, kule yapısına bağlı olarak yerden yüksekliği 3 metreye(Şekil 8) ulaşabilmektedir. Traktör üstüne monte edilmiş olmasından dolayı hızlı ve kolay bir şekilde nakledip kurulabilmektedir.

Kesim Takımındaki Elemanlarda Kırılma ve Aşınma

Kesim takımındaki elemanlardan iç ve dış baklalar, rulmanlar, kesici uç tutucusu ve kesici uçta (soket-keski) kırılma, aşınmalar ile ilgili araştırma nedeni baklaların parasal değerinin kesici uçlara göre 20-30 misli fazla olmasıdır. Bazı durumlarda koldaki toplam kesici uç bedeli bir çift iç-dış bakla bedeline denk gelmektedir. Gözlemlerim sonucu saptanan, resimlenen İÇ-DIŞ HALKA kırılma ve aşınmalar Şekil 9'da verilmiştir.



Şekil 9. Değişik marka makina ve ocaklarda iç-dış halka aşınma ve kırılma örnek resimleri

Yukarıda bahsedilen kırılma ve aşınmaların olası kaynakları ise: a-Doğal taşın petrografik ve sedimantolojik yapısından kaynaklanan nedenler; b-Kesici uç ,güç kaynağı ve malzeme yapısı; c-Operatör yetkinliği ve bakımdır.

Her karbonatlı doğal taş yatağının oluşum ve ortamı aynı değildir. Özellikle sedimanter kökenli karbonatlı kayaçların oluşum ortam koşulları doğrudan kesilebilirliği etkiler. Doğal taşın petrografik yapı ve dokusu, mineral bileşenleri birincil neden olmakla beraber kayaç oluşum esnasında sedimantolojik ortam koşulları ve ortama gelen sediman malzemesinin bileşenlerinin değişmesi etken olmaktadır. Örneğin ortama gelen silisli malzeme, dolomit lensler veya seviyeler.

Operatör ve Makine Bakımı

Zincirli kollu kesici makine kullanımında operatörlerin eğitim ve yetkinliği makine kullanımı kesme verimini doğrudan etkilemektedir. Makinanın çalışma programlanmasının dışı koşulları oluşması veya zorlanması durumda uyarı sinyalleri vermesi durması yeterli olmamaktadır. Aynı marka makine ve ortam kayaçta çalışan iki operatörden bir tanesinde kırılmalar olmaz iken diğerinde parça kırılması kayıtları görülmemiştir.

Kesici Uçların Dizilimi ve Geometrisi

Genelde doğal taş blok kesiminde üç tip kesici uç kullanılmaktadır (Kare /dik dörtgen uçlar; Yıldız uçlar; Silindirik uçlar). Bazı üretici firmalar bu kesici uçlarla değişik dizilimler sunmaktadır. Aşağıda bir takımdaki keski uçların dizilim sıralaması verilmiştir (keski tutucu sayısı 5-17 arasında). Keski ucuna etkiye gerilme kuvvetleri Şekil 10'da sunulmuştur. Burada kesme kuvvetlerinin dengeli sağlanması gerekir.



Şekil 10. Dış-İç halka, rulman, keski uçlarına gerilme kuvvetleri alanları

Saha incelemeleri ve literatür verilerine göre değerlendirmeler oldukça girift olmasına rağmen üretici firma paket dizilimlerin kesme verimliliği açısından yetersiz olduğu belirtilmektedir (Çopur, 2006; Çopur vd., 2010; Sarıışık, 2010; Hekimoğlu, 2014; 2015; Çalışkan, 2018; Çelik vd., Dagrain, 2011; 2012). Kesici uçların tipi, cinsi keski uç tutucularında diziliminin ortam kayaç için uygun olup olmadığı saptanmadan makine üreticisi firma abağına göre çalıştırılması sorunun başka boyutu olarak ortaya çıkmaktadır. Araştırmada incelemeye alınan zincirli kollu makinalar özellikleri, kesici uçların bir takımdaki dizilimleri Çizelge 1'de verilmiştir. Bu araştırma-incelemede dört çeşit doğal taş seçilmiş olup, bunlar traverten, limra, kireçtaşı (bej mermer) ve hakiki mermerdir. Bölgeler ise Afyon, Burdur, Antalya, Isparta'dır. Dayanımlar açısından sıralama yapılırsa traverten – limra - kireçtaşı – mermer---bej kireçtaşı şeklinde sıralama yapılabilir. Çizelge 1'de özetlenerek sunulan veriler incelendiğinde komşu ocakta, aynı marka eşit güç ve kol uzunluklarında farklı kesme verimliliği bulunması nedenleri şöyle sıralanabilir:

- 1. Makine üreticisi firmanın hidrolik pompa düzeneğinde yaptığı yenilikler,
- 2. Makinanın yıllara göre yıpranması,
- 3. Kesici uç geometrisi, dizilimi,
- 4. Farklı kompleks dizilimler ve malzeme yapısı,
- 5. Makina markasına göre yapı değişikleri ve teknik özellikleri, kol uzunlukları,
- 6. Bakım ve yağlama, erken uyarıda müdahalede gecikmeler,
- 7. Kayaçta yapı, doku ve bileşenlerin değişmesi.

Kırılma Yerlerinin Görsel ve Nümerik Analizi

Zincirli kollu kesicilerin zincir elemanlarında kırılmalar daha çok gerilmelerin yoğun olduğu parçaların birbirleri ile bağlantı yerlerinde yer almaktadır. Bu yerler iç ve dış halka bağlantı yerleri rulman bölgesi ve rulmanlar, keski tutucusu yuvaları, vidalama yerleri keski tutucusu dış halka bağlantılarıdır. Her bir parçada baskı ve gerilmelerin özellikle iç-dış halkada dengesiz dağılımı bu kuvvetlerin burkulma veya eğilme hareketlerinin ritmik olarak tekrarı kırılmanın(üretim hatası, kayaç parametreleri ve kullanım hatası hariç) ana nedenidir. Kullanımda özellikle yetersiz yağlama da sürtünmeyi artırarak aşınma sonucu metal zayıflamasına neden olmaktadır. Yukarıdaki nedenlere bağlı sorunlar farklı üretici firmalarca farklı farklı ölçülerde halka üretmeleri veya keski uç tipi ve dizilim yapmakla beraber sorunlar kısmen devam etmektedir. Şekil 11'de üç farklı keski ucunun bir takımdaki dizilimi görülmektedir. Buradaki alt yazılar üretici firmanın keski tipi, sağ-sola eksen eğimlerini, dizilim sıralamasını göstermektedir.

PCD Kare Yıldız Yıldız Yıldız Kare Yıldız Yıldız Yıldız Yıldız Yıldız Çiftli Yıldız Çiftli Kare



CMF0 CMF0 F2 F3 F3A F3B CMF0 F4 F5 6DF F6S F6A CMF6

Şekil 11. Farklı keski uçlarının bir takımdaki dizilimi

Aynı doğal taşta uzun süre kesimde kullanılacak keski uçları ve uçların dizilim şekli, geometrisi önemli olup daha önce belirlenmelidir. Bu konuda yapılan bazı çalışmalarda (Mancini vd., 1994, Çopur, 2006, Çopur vd., 2010, Sarıışık vd., 2009; 2010; Yeşilkaya vd., 2009, Hekimoğlu, 2014; 2015) keski uç dizilim tasarımı, kazı verimliliği, net kazı alanı ve özgül enerji değerlerine bağlı modeller geliştirmişlerdir.

Kullanıldığı Ocak	Markası	Modeli	İmal Yılı	Seri No	Bıçak Uzunluğu (m)	Kesici uç Dizilimi	Kesim Hızı (m²/sa)	Öneri	Kaynak
Traverten XF S		Star Sup 13	2005	5593	6,2	pcd 0/#0/*2/*3/*3A/*3B/#0/*4/*5/*6D/*6S/*6A Çiftli/#6			AKSOY SEY
Traverten	XF	ön 2014	2014	6214	3,4	pcd0/*1/*2/*3/*4/*5/*6 Çiftli/*7 Çiftli			AKSOY
Rurdur Poi	XF	Star Sup 13	2008	5777	7,2	pcd 0/#0/*2/*3/*3A/*3B/#0/*4/*5/*6D/*6S/*6A Çiftli/#6			AKSOY
вигииг веј	XF	Sup H	2018	6581	7,4	pcd 0/#0/*2/*3/*3A/*3B/#0/*4/*5/*6D/*6S/*6A Çiftli/#6			SEY
	XF	Sup H	2011	5995	7,4	#0/#1/#2/#3/#4/#5/#5 bis/#6	7,65		SEY
Limra	XF	Sup H	2008	5781	3,4	#0/#1/#2/#3/#4/#5/#5 bis/#6 5,42			AKSOY
LIIIIId	XF	ön 2015	2016	6374	3	pcd0/*1/*2/*3/*4/*5/*6 Çiftli/*7 Çiftli 12,3			SEY
	XF	ön 2016	2016	6410	3,4	pcd0/*1/*2/*3/*4/*5/*6 Çiftli/*7 Çiftli			SEY
Bucak Bej	XF	Star Sup 13	2011	5986	3,4	pcd 0/#0/*2/*3/*3A/*3B/#0/*4/*5/*6D/*6S/*6A Çiftli/#6	3,15		SEY
	XF		2012		7,4	0 ########Çift ##	5,2		SEY
Şuhut Bej K	XF		2014		7,4	0# **** ##**** Çift *			SEY
Şuhut Bej AYY	XF		2014		7,4	0			SEY
AFY Gri	В		2021		7,4	### Ç####### ÇİFTLİ####	9,3		SEY
Limra	ZG	MRCH	2007		5,4	######## Çiftli #	6- 6,5	6,5-7,0	ÇA-YA L
TravertenANT	YD				4,3	###### Çiftli ###	6,8-7,0	7,0	YA L
Ant Bej	XF		2012		4,9	pcd 0 16 adet	2,8-4,3	5,0-5,5	YA L
Ant Bej	XF		2014		7,2	0 # XXXX # XXXX ÇiftliXX Çiftli#	7,0-8,0	8,0-9,0	YA L
Senir Bej	XF		2017		7,4	##### Çiftli##			ÇE L
Senir Bej	XF				3,4	* * * * * Çiftli * *			ÇE L
kak TRAV	YD		2013		6,8	####### ÇİFT ###	11,5	18,5	ALSA L
AFY BE	YD		2013		6,8	#### ### Çift ##		12,0	ALSA L
BEJ	YD		2013		6,8	########Çift#	4,5	9,0	ALSA± L
Bej süt	В		2015		7,2	Ô 1 2 3 4 o 1 2 5R 5L 6Çİ 7 7BİS 8	9.o		SEY
Bej süt	HB		2014		7,2	0 1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 11.5 12KARE			SEY
Bej süt	XF		2012		7,2	o* * * * * # **** Çift* Çify#			SEY

Çizelge 1. Araştırma yapılan zincirli kollu makinalar doğal taş ocakları keski uç dizilimi kesim hızları(L-literatür verileri, Seyfi Kulaksız-kişisel verileri)

Simscale programında statik sonlu eleman analizi yapılmıştır. Özellikle **zincir rulman tutucu bölgelerinde** baskı dağılım alanları gözlemlenmiştir (Şekil 15).



Şekil 15. Kesici uç taşıyıcısı dış halka parçasına Simscale FEA programında yapılan ağ ve baskı dağılımları

SONUÇ

Her ne kadar çalışma şartları sırasında, zincirde oluşan gerilme kuvvetleri zamana bağlı değişimleri ve değerleri kesin olarak bilinmese de, yapılan sonlu eleman analizi sonuçlarında elde edilen stres birikim noktaları, bizim elimizdeki hasarlı parçaların (Şekil 1) kırılma noktaları ile ciddi paralellik taşımaktadır. Bu bölgelerde, kullanım sırasında zamanla oluşacak aşınmalar ve çatlaklardan, malzemenin bütünlüğünü bozacak hasarların geliştiği rahatlıkla söylenebilir. Bundan sonraki çalışmada atılacak adımlar şu şekilde sıralanabilir:

Zincirdeki gerilme kuvvetinin zamana bağlı değişimlerinin ölçülmesi,

Statik FEA analizlerin en yüksek kuvvetlere göre yapılması,

Wöhler S-N eğrisi veya benzer yöntemler kullanarak malzeme ömürlerinin çıkarılıp, gerçek şartlardaki yüklemelerdeki malzeme ömürleriyle karşılaştırılması, elde edilen bilgilerle, gerekli tasarımsal düzenlemelerin yapılıp, malzeme ömürlerinin arttırılması.

YORUM ve ÖNERİLER

Çalışma sonucunda aşağıdaki yorum ve öneriler yapılabilir:

Kayaç fiziko – mekanik özelliklerine uygun keski ucu seçilmeli.

Uygun keski uçlarının dengeli kuvvetler dağılımına göre dizilim yapılmalı,

Uzun hat boyunca kesimlerde her 9-10 metrede zincir takımlarının bakımı yapılmalı,

Özellikle iç-dış halka bağlantı yeri rulmanların bakımı,

Denenmiş dizilimler ve keski uçları ile(aynı kayaç da) sunulan ve önerilenler mutlaka karşılaştırmalı gerilme kuvvetlerinin keski uçlarındaki dağılımı otomatik izleme yapılarak ideal keski uç dizilimi sağlanmalıdır. Bu konuda üç boyutlu modellemeler ve yazılımlar karar destek sistemine yarar sağlayacaktır.

TEŞEKKÜR

Araştırmanın değişik aşamalarında yardımları bulunan Doç. Dr. Erkan Özkan, Doç. Dr. Fatih Bayram, Dr. Öğr. Üyesi Emre Yılmazkaya, Dr. Öğr. Üyesi Fırat Atalay, maden mühendisleri Bektaş Cavlak, Mustafa Olcay, Kemal Aksoy, makina mühendisi Emrah Erden'e çok teşekkür ederim.

KAYNAKLAR

- Çalışkan, M. A. (2018). Mermer Ocaklarında Kullanılan Zincirli Kesme Makinelerinin Performanslarının Belirlenmesi. Süleyman Demirel Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Yüksek Lisans Tezi, 119s, Isparta.
- Çopur, H. (2010). Linear stone cutting tests with chisel tools for identification of cutting principles and predicting performance of chain saw machines. Int J Rock Mech Min Sci. 2010; 47: 104–120.
- Çopur, H., Balcı, C., Bilgin, N., Tumac, D., Feridunoğlu, C., Dincer, T. (2006). Cutting Performance Of Chain Saws In Quarries And Laboratory. Proceeding of the 15th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection. Torino, Italy, 1-6.
- Dagrain F, Marchandise P, Brux P. (2012). Monitoring of chain saw machines to follow their performances in quarries. Diam Appl Tecnol. 69:43–49.
- Dagrain F. (2011). Understanding stone cutting mechanisms for the design of new cutting tools sequences and the cutting optimization of chain saw machines in Belgian Blue Stone quarries. Diamante Applicazioni & Tecnologia; 66, 54-67.
- Hekimoğlu, O.Z. (2014). Studies on increasing the performance of chain saw machines for mechanical excavation of marbles and natural Stones". Int J Rock Mech Min Sci. 72: 230–241.
- Hekimoğlu, O.Z. (2015). Zincirli Kollu Mermer ve Doğal Taş Kesme Makinalarının Bazı Dinamik , Kinematik ve Tasarım Özellikleri 5. Uluslararası Maden Makinaları Sempozyum ve Sergisi Maden Müh.Odası Bildiriler Kitabı
- https://www.cliftonsteel.com/knowledge-center/tensile-and-yield-strength
- https://www.fracturemechanics.org/hole.html
- https://www.simscale.com
- Mancini, R., Linares, M., Cardu, M., Fornaro, M., Bobbio, M. (1994). Simulation of the operation of a rock chain cutter on statistical models of inhomogenous rocks. Proc. Mine Planning and Equipment Selection, 461-468.
- Sarıışık, A., Sarıışık, G. (2010). Efficiency Analysis Of Armed-Chained Cutting Machines In Block Production In Travertine Quarries. Journal Papers, 110, 473-480.
- Tiryaki, B. (1998). Tamburlu Kesicilerde Keski Dizilim Parametrelerinin Optimizasyonu, Doktora Tezi, H.Ü. Fen Bilimleri Enst. 264 s.
- Yeşilkaya, L., Ersoy, M., Çelik, M., Çatalpınar, A. (2009). Kaklık-Denizli Traverten Ocağında Zincirli Kollu Kesicinin Kullanımının Araştırılması. Madencilik Dergisi, Eylül. 48(3), 33.

BAKIR CEVHERİ İÇİN FARKLI PARÇACIK BOYUTU GRUPLARINA AİT KIRILMA PARAMETRELERİNİN TEK DARBELİ KIRILMA İLE BELİRLENMESİ

DETERMINATION OF BREAKAGE PARAMETERS FOR SEVERAL SIZE CLASSES OF COPPER ORE BY SINGLE IMPACT BREAKAGE TEST

İ.C. Duman^{1,*}, B. Ozlu¹, M. İtik²

1 Çolakoğlu Mühendislik Mak. San. ve Tic. Ltd. Şti. (*Sorumlu yazar: can@colakoglumakina.com) 2 İzmir Demokrasi Üniversitesi, Makina Mühendisliği Bölümü

ÖZET

Maden endüstrisinde, üretim süreci boyunca cevherler maden ekipmanları ile etkileşimde bulunduklarından kırılmaya maruz kalmaktadırlar. Tesisin iş akış süreci boyunca aktarım olukları, kırıcılar, değirmenler vb. ekipmanlar, geniş aralıklarda değişen farklı boyut dağılımlarına sahip parçacıkların kırılması sebebiyle ciddi deformasyonlara uğramaktadırlar. Özellikle öğütücü değirmenler ve kırıcılarda parçacıkların teması sonucu ortaya çıkan darbe etkisi oldukça yüksektir. Bu nedenle parçacık kırılmasının tesis ekipmanları üzerindeki yarattığı etkinin anlaşılması, ilgili ekipmanların tasarımında ve ömür tayininde, hatta tesis üzerindeki maliyet iyileştirmelerinde önemli rol oynamaktadır. Bu çalışmada, boyut dağılımlarına göre gruplara ayrılmış olan bakır cevherleri, ağırlık düşürme test düzeneği kullanılarak ve tek darbeli kırılma yaklaşımı esas alınarak kırılmıştır. Her bir parçacık için, parçacığın üzerine düşen ağırlığa ait yüksekliğe bağlı olarak özgül ufalama enerjisi değeri belirlenmiştir. Ardından bu yükseklik, tekrarlanan deneyler boyunca arttırılmıştır ve çeşitli boyutlarda alt parçacıklara ayrılan cevherler, ilgili parçacığın başlangıçtaki boyutunun 1/10'u kadar açıklığa sahip elekten geçirilmiştir. Darbe enerjisine ve elde edilen elek altı kütlenin başlangıç kütlesine oranına bağlı olan tek darbeli kırılma yaklaşımı formülleri kullanılarak kırılma parametreleri belirlenmiştir.

Anahtar Sözcükler: Kırılma, bakır cevheri, tek darbeli kırılma, ağırlık düşürme testi

ABSTRACT

In mining industry, particles are exposed to breakage in the interaction with mining equipments throughtout the whole process. Equipments like transfer chutes, crushers, mills etc. suffer remarkable deformations due to the particle breakage which varies in a wide range of particle sizes. The impact effect which arises at the contact areas of mills and crushers is particularly enormous. Therefore, it is important to understand the effect of breakage above facility equipments for their design, to predict equipments life spans and moreover the cost enhancements about the facility. In this study, copper ores in various size classes have been broken based on the single impact breakage event via using drop weight test set up. For every particle, specific crumbling energy value which is related to the height of the drop weight is determined. Then, this height has been increased with repeated experiments and the ores which are divided into various fragments have been sieved by the screen of the 1/10th of the initial particle size. At last, as using the formula which is related to the impact energy and the proportion of under screen weight of broken particle to the initial weight, breakage parameters have been determined.

Keywords: Breakage, copper ore, single impact breakage, drop weight test

GİRİŞ

Maden endüstrisine parçacık kırılmasının karakterizasyonu üzerine yapılan araştırmalar uzun yıllardır devam etmektedir. Özellikle bir parçacığın kırıcılar ve değirmenler içerisinde nasıl kırıldığının doğru bir şekilde tahmin edilebilmesi önemlidir (Napier-Munn vd., 1996). Ayrıca cevherler çıkartıldıkları bölgeye göre farklılık gösterdiklerinden her farklı tesis ve her bir cevher türü için, ilgili cevherin kırılma davranışının bilinmesi ve tesis ekipmanlarının bu doğrultuda dizayn edilmesi önem teşkil etmektedir

Parçacık kırılması üzerine çeşitli test düzenekleri mevcuttur. Tavares (2007) tarafından yapılan çalışmada bu test düzeneklerinin çalışma prensiplerinden detaylıca bahsedilmiştir. Şekil 1'de gösterilen ve bu çalışma içerisinde kullanılan düzenek olan ağırlık düşürme test düzeneği, tek parçacık için kırılma parametrelerinin belirlenmesi amacıyla yaygın olarak kullanılmaktadır.



Şekil 1. Ağırlık düşürme test düzeneği

Bu çalışmada, Giresun yöresinden alınan bakır cevheri numuneleri için cevher kırılma parametreleri belirlenmiştir. Cevherler için ön boyutlandırma işlemi uygulanarak farklı boyut dağılımlarına göre gruplandırma yapılmıştır. Her boyut aralığı için, parçacığın kırılmaya başladığı ağırlık düşürme yükseklikleri ve buna bağlı olarak özgül ufalama enerji değerleri belirlenmiştir. Tekrarlanan deneyler sonucunda her bir gruba ait kırılan cevherler, ortalama tane boyutunun 1/10'una tekabül eden elek açıklığına sahip test eleklerinden geçirilmiştir. Eleme işlemi sonrasında, kırılan cevherlerin kütle kaybı oranı ölçülmüş ve buna bağlı olarak elde edilen cevher kırılma parametreleri (A ve b) belirlenmiştir.

Tek Darbeli Kırılma Yaklaşımı

Narayanan ve Whiten (1988) tarafından geliştirilen ve darbe altında parçacığın kırılma olasılığı ile ilişkili olan t_{10} parametresi, ağırlık düşürme testinin parçacıkların kırılma ihtimalinin anlaşılmasında ve alt

boyut dağılımının belirlenmesindeki etkinliğini vermektedir (Napier-Munn vd., 1996). Farklı türden parçacıklar, malzeme karakteristiklerinin yanısıra sahip oldukları boyutlara göre kırılma davranışı sergilemek için farklı enerji seviyelerine ihtiyaç duymaktadırlar.

Parçacıklar, kırılma oluşumu için belirli bir minimum enerjiye ihtiyaç duymaktadırlar. Tek darbeli kırılma yaklaşımı; boyut, şekil vb. özellikleri sebebiyle her parçacık türüne için farklılık gösteren parçacık çatlama enerjisine göre karakterize edilmektedir. Parçacık üzerindeki stres veya çarpışma enerjisi çatlama enerjisinden yüksek olduğunda parçacık kırılmaya uğrayıp alt fragmanlara ayrılmaktadır. Stres veya çarpışma enerjisi ne kadar yüksek olursa, alt fragmanların boyut dağılımı o kadar ince ve düzgün olmaktadır (Barrios vd., 2011). Boyut dağılım aralığı bilinen bir parçacık sınıfı için *E* enerji seviyesindeki bir darbe sonucu oluşan kırılmada alt parçacık oluşumu, t_{10} boyut dağılım formülü ile ele alınmaktadır.

$$t_{10} = A \left[1 - exp(-b.E_{cs}) \right]$$
(1)

Burada t_{10} , parçacığın kırılma sonrası 1/10'undan geçen kütlenin başlangıç kütlesine oranı olarak tanımlanmaktadır. Ayrıca, t_{10} değerini sınırlayan ve farklı enerji seviyelerinde kırılan parçacığa ait en yüksek t_{10} değeri *A* olarak belirtilirken, *b* ise özgül ufalama enerjisi E_{cs} değerine karşı boyutta olan bir kırılma parametresidir (de Magalhães & Tavares, 2014). Özgül ufalama enerjisi E_{cs} değeri, parçacığın maruz kaldığı darbe enerjisine ve parçacık kütlesine bağlıdır. Buna göre parçacığın kütlesine bağlı olarak elde edilen kırılma enerjisi, veya özgül ufalama enerjisi, değeri aşağıdaki gibidir.

$$E_{cs} = \frac{E_i}{m_p} \tag{2}$$

Burada E_i , çarpışma veya darbe enerjisi değeri ve m_p , kırılan parçacığın kütlesi olarak tanımlanmaktadır (Genç, 2017). Bu enerji değeri esas alınarak parçacıkların kırılma davranışının modellendiği ve Napier-Munn vd. (1996) tarafından öne sürülen tek parçacık darbeli kırılma yaklaşımı denklem (1'de verilmiştir. Düşen ağırlığın sahip olduğu potansiyel enerjiden kaynaklanan ve parçacığın maruz kaldığı darbe enerjisi aşağıdaki gibi tanımlanmaktadır.

$$E_i = m_d g(h_i - h_f) \tag{3}$$

Burada yerçekimi ivmesi g, düşen ağırlığın kütlesi m_d , düşen ağırlığın parçacığın durduğu örs yüzeyine göre sahip olduğu başlangıç yüksekliği h_i ve düşürülen ağırlığın çarpışma sonrası örs yüzeyine göre sahip olduğu son yükseklik h_f olarak tanımlanmaktadır.

A ve *b* cevher sertlik parametreleri, parçacığın alt parçacıklara dağılımın davranışını karakterize etmektedirler. *A***b* değeri, E_{cs}- t₁₀ grafiğinde oluşturulan eğrinin başlangıç eğimi olarak tanımlanmaktadır ve ilgili malzeme için bir sertlik göstergesi olarak kabul edilmektedir. *A***b* değeri, yüksek darbe direncine sahip malzemeler için 10 kadar düşük olabilecek iken; zayıf darbe direncine sahip malzemeler için z50 civarlarına kadar çıkabilmektedir (Tavares, 2007).

DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Ağırlık Düşürme Testi

Şekil 1'de gösterilen test düzeneği kullanılarak, farklı boyut aralıklarında tanımlanmış bakır cevheri için çeşitli testler gerçekleştirilmiştir. Testlerde kullanılan numuneler ve parçacıkların özellikleri

Tablo 1.'de verilmiştir. Söz konusu testte kırılmak üzere ön boyutlandırma işlemi yapılan bakır cevheri numuneleri Şekil 2'de gösterilmiştir.



Şekil 2. Ön boyutlandırma işlemine tâbi tutulan bakır cevheri numuneleri

Kırılacak olan bakır cevheri, boyut ve ağırlık ölçümlerinin ardından Şekil 1'de gösterilen ağırlık düşürme test düzeneğinin alt kısmında sabitlenmiş konumdaki örs üzerine yerleştirilmiştir. Kırma işlemini gerçekleştirecek olan ağırlık, bir mıknatıs yardımıyla başlangıç yüksekliğinde tutulmaktadır. Söz konusu ağırlık, mıknatıs bağlantısı kesildiğinde cevherin üzerine serbest düşüş hareketi yaparak cevheri kırmaktadır. Eğer cevher kırılmamış ise ağırlığa ait bu yükseklik cevher kırılana kadar arttırılmaya devam ekmektedir.

Ağırlığın düşürülmesinin ardından, çarpışma sonrasında ağırlık ile örs arasında kalan yükseklik, denklem (3'de h_f değeri yerine yazılmak üzere ölçülmektedir. Aynı potansiyel enerji seviyelerinde tekrarlanan deneyler sonrasında ağırlığa ait yükseklik, aynı cevher grubu için belirli bir seviyede arttırılmış ve deneyler tekrarlanmıştır. Bu yükseklik arttırmaları sonrasında parçacığın kırılmaya maruz kaldığı ilk yükseklik, kırılma parametrelerinin elde edilmesi için kullanılan Denklem (1'deki özgül ufalama enerjisi E_{cs} değerine karşılık gelmektedir.

Kırılan bakır cevherleri, kırılma eylemi sonucu alt parçacıklara ayrılmaktadır. Tüm bu alt parçacıklar, cevherin başlangıç boyutunun 1/10'u kadar açıklığa sahip bir elekten geçirilmiştir. Elek altı kütlesinin, cevherin kırılma öncesi sahip olduğu kütlesine oranı; kırılma parametrelerinin belirlenmesi için kullanılan formülde yer alan başka bir parametre olan t₁₀ değerine karşılık gelmektedir.

Cevher parçacığının yer aldığı grup içerisindeki diğer cevher parçacıkları ile, cevhere ait ilk kırılmanın gerçekleştiği E_{cs} değerinden daha yüksek bir enerji seviyesine çıkılarak testler tekrarlanmaktadır ve Denklem (1 için t_{10} değerleri belirlenmektedir. Her bir cevher grubu için gerçekleştirilen test sayıları ve enerji seviyesi aralıkları Tablo 1'de belirtilmiştir.

Grup	Elek	Cevher Boyut	E _{cs}	Enerji Seviyesi	Test Sayısı
No	Boyutu	Aralığı	[kWh/t]	Aralığı	
	[mm]	[mm]		[kWh/t]	
1	0.5	5 (-0.8 + 0.9)	0.965	0.965 - 6.452	19
2	1.0	10 (-0.7 + 1.0)	0.278	0.278 - 1.826	16
3	1.4	14 (-1.0 + 1.3)	0.199	0.199 - 1.172	24
4	2.0	20 (-1.5 + 2.0)	0.235	0.235 - 0.635	16
5	2.5	25 (-2.0 + 1.9)	0.138	0.138 - 0.431	22

Tüm bu testlerin ardından, her bir cevher grubu için elde edilen en yüksek t_{10} değerleri, A cevher kırılma parametresi değerine karşılık gelmektedir. Deneyler sonucu elde edilen değerler, her bir cevher grubu için denklem (1'de yerine konularak gruplara ait b kırılma parametreleri belirlenmiştir.

Bulgular

Testler sonucunda elde edilen değerler Tablo 2'de verilmiştir. Bu değerler kullanılarak, her bir cevher grubu için özgül ufalama enerjisi – t_{10} ilişkisi ve sonuçlara bağlı olarak oluşturulan uyum eğrileri Şekil 3-7 aralığında verilmiştir.

Tablo 2. Deneysel	çalışmalar	sonucu	elde	edilen	kırılma	paramet	releri

		Grup No	Α	b	A x b
50,0	50.0	1	33.7	1.10	37.07
		2	20.00	2.81	56.20
	40.0	3	7.059	1.784	12.59
	10,0	4	10.204	3.017	30.79
	30,0	5	5.45	3.09	16.84
[%]	-				
t_{10}	20,0				
	10,0				
	0,0				
	0,0				

Şekil 3. Bakır cevherine ait 1 numaralı grup için özgül ufalama enerjisi – t_{10} ilişkisi



Şekil 4. Bakır cevherine ait 2 numaralı grup için özgül ufalama enerjisi – t_{10} ilişkisi



Şekil 5. Bakır cevherine ait 3 numaralı grup için özgül ufalama enerjisi – t_{10} ilişkisi



Şekil 6. Bakır cevherine ait 4 numaralı grup için özgül ufalama enerjisi – t₁₀ ilişkisi



Şekil 7. Bakır cevherine ait 5 numaralı grup için özgül ufalama enerjisi – t₁₀ ilişkisi

SONUÇLAR

Bu çalışmada Giresun yöresinden çıkartılan bakır cevheri için cevher kırılma parametreleri elde edilmiştir. Kullanılan bakır cevheri için, Tavares (2007) tarafından belirtilen cevher sertlik değeri aralığı baz alındığında ortalama 30.69 A^*b değeri ile sert bir yapıya sahip olduğu belirlenmiştir. Gerçekleştirilen testler sonucunda ulaşılan E_{cs} ve t_{10} değerleri için doğrusal olmayan regresyon ile oluşturulan uyum eğrileri ortalama 0.85 çoklu R değerine sahiptir. Bu değerin uyum eğrisi için yüksek bir değer olmasına karşın, buna bağlı olan R² determinasyon katsaıyısı değeri düşük gelmektedir. Bu sebepten ötürü, Tablo 1'de verilen gerçekleştirilmiş test sayılarının arttırılması ile daha yüksek doğruluk elde edilmesi mümkün olacaktır.

Bu çalışma, Türkiye Bilimsel ve Teknolojik Araştırma Kurumu (TÜBİTAK, Proje no:3181181) tarafından 1501 – TÜBİTAK Sanayi Ar-Ge Projeleri Destekleme Programı kapsamında desteklenmiştir. TÜBİTAK'a destekleri için teşekkür ederiz.

KAYNAKLAR

- Barrios, G. K. P., de Carvalho, R. M., & Tavares, L. M. (2011). Modeling breakage of monodispersed particles in unconfined beds. *Minerals Engineering*, *24*(3-4), 308-318.
- de Magalhães, F. N., & Tavares, L. M. (2014). Rapid ore breakage parameter estimation from a laboratory crushing test. *International Journal of Mineral Processing*, *126*, 49-54.
- Genç, Ö. (2017). ALTIN CEVHERİNİN TEK TANE DARBE KIRILMA FONKSİYONLARININ AĞIRLIK DÜŞÜRME TEKNİĞİ İLE İNCELENMESİ. *Maden Tetkik ve Arama Dergisi*, 154.
- Napier-Munn, T. J., Morrell, S., Morrison, R. D., & Kojovic, T. (1996). Mineral Comminution Circuits, Their Operation and Optimisation. *Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre*.
- Narayanan, S. S., & Whiten, W. (1988). Determination of comminution characteristics from singleparticle breakage tests and its application to ball-mill scale-up. *Trans.* C115-C124.
- Tavares, L. M. (2007). Chapter 1 Breakage of Single Particles: Quasi-Static. *Handbook of Powder Technology* (C. 12, ss. 3-68).