

BİLİMSEL

MADENCİLİK

SCIENTIFIC MINING JOURNAL

DERGİSİ

ISSN 2564-7024

Cilt / Vol: 56

Sayı / No: 3

Eylül / September

2017

TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayını / The Publication of the Chamber of Mining Engineers of Turkey

Tahir Mallı
Doğan Karakuş
Alper Gönen

Orijinal Araştırma / Original Research

Maden Maliyet Yazılımı Kullanılarak Açık İşletme Planlamasında Nihai İşletme Derinliği Optimizasyonu
Final Depth Optimization In Open Pit Mine Planning by Using Mine Cost Optimization Software

Olgun Esen
Gündüz Ökten
Abdullah Fişne

Derleme / Review

Türkiye’de Meydana Gelen Ani Gaz ve Kömür Püskürmesi Olaylarının Değerlendirilmesi ve Olaylarla Mücadelede Alınacak Önlemler
An Assessment of Coal and Gas Outburst Occurrences in Turkey, and Prevention Methods

Mustafa Yörükoğlu

Derleme / Review

Coal Blending for Thermal Power Stations
Termik Santraller İçin Kömür Harmanlama

Fırat Ahlatcı
Ersin Y. Yazıcı
Oktay Celep
Hacı Deveci

Derleme / Review

Tiyosülfat ile Altın ve Gümüş Liçinin Temelleri – Bölüm-I
Fundamentals of Thiosulphate Leaching of Gold and Silver – Part I



TMMOB
MADEN MÜHENDİSLERİ ODASI

BİLİMSEL MADENCİLİK DERGİSİ
Scientific Mining Journal

Cilt / Vol: 56, Sayı / No: 3, Eylül / September, 2017

TMMOB Maden Mühendisleri Odası'nın hakemli dergisidir.
A peer-reviewed quarterly journal of the Chamber of Mining Engineers of Turkey

Editörler Kurulu / Editorial Board

Baş Editor / Editor-in-Chief:

Dr. Nejat Tamzok, Türkiye Kömür İşletmeleri / *Turkish Coal Enterprises*

Editörler / Editors:

Dr. Bülent Toka, Maden Tetkik ve Arama Genel Müdürlüğü / *General Directorate of Mineral Research and Exploration*

Dr. İlkyay Bengü Çelik, Hacettepe Üniversitesi / *Hacettepe University*

Dr. Mehtap Gülsün Kılıç, Dicle Üniversitesi / *Dicle University*

Dr. Fırat Atalay, Hacettepe Üniversitesi / *Hacettepe University*

Derginin Kapsamı ve Amacı

Bilimsel MADENCİLİK Dergisi, TMMOB Maden Mühendisleri Odası'nın bir yayını olup 1960 yılından bu yana yayımlanmaktadır. Derginin ismi 2016 yılı Haziran sayısına kadar "Madencilik" şeklindeyken, benzer isimli popüler dergilerle karıştırılabilmesi nedeniyle 2016 yılı Eylül sayısından itibaren "Bilimsel Madencilik Dergisi" olarak değiştirilmiş ve o tarihe kadar 0024-9416 olan ISSN numarası da 2564-7024 olarak güncellenmiştir. Dergide yeraltı ve açık ocak işletmeciliği, cevher/kömür hazırlama ve zenginleştirme gibi madenciliğin tüm alanlarında yapılan özgün çalışmalar, eleştirel derlemeler, kısa teknik notlar ve dergide yayımlanmış yazılara ilişkin tartışmalar yayımlanır. Derginin yazım dili Türkçe ve İngilizce'dir. Yılda dört kez (Mart, Haziran, Eylül ve Aralık) yayımlanır. Dergiye elektronik ortamda <http://www.madencilik.org.tr> adresinden erişilebilir. Derginin amacı maden mühendisliği mesleğinin ulusal ve uluslararası düzeyde gelişimine katkı sağlamaktır.

Scope and Aim of the Journal

The Scientific MINING Journal, a publication of the Chamber of Mining Engineers of Turkey, has been published since 1960. The name of the journal has been changed from "Mining" to "Scientific Mining Journal" since September 2016 because it can be mixed with popular magazines with similar names and the ISSN number has also been updated from 0024-9416 to 2564-7024. The journal is a medium for the publication of original research papers, critical comprehensive reviews, and technical notes in all fields of mining engineering such as underground and surface mining, and mineral/coal processing. The journal also publishes discussion of papers which have been already published in the journal. The publication languages are Turkish and English, and is published quarterly (March, June, September and December). The journal can also be freely accessed at <http://www.mining.org.tr> The objective is to contribute to the development of the profession of mining engineering at national and international levels.

BİLİMSEL MADENCİLİK DERGİSİ
Scientific Mining Journal

Bilimsel MADENCİLİK Dergisi makale dizin ve özlerinin yer aldığı veri tabanları:

Scientific MINING Journal is indexed or abstracted in:

Chemical Abstracts

Compendex

ENCOMPLIT

ENCOMPLIT2

GeoRef

ULAKBİM TR Dizin

Makale Yazım Kuralları, Yayın Danışma Kurulu, Hakem Değerlendirme Süreci ve 2017 Yılı Hakem Listesine <http://www.madencilik.org.tr> adresinden erişilebilir.

Author Instructions, Editorial Advisory Board, and the Peer Review Process and 2017 Reviewer List can be accessed from <http://www.mining.org.tr>

Etik Kurallar / Publication Ethics

Dergiye gönderilecek çalışmalarda, araştırma ve yayın etiğine uyulması tartışmasız bir ön koşul olarak kabul edilmektedir. Yayın Etik Kurallarına <http://www.madencilik.org.tr> adresinden erişilebilir.

Complying with the research and publication ethics is considered an indisputable precondition to be published. Publication Ethics can be accessed from <http://www.mining.org.tr>

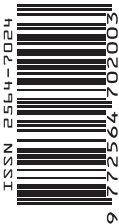
Bilimsel
madencilik
SCIENTIFIC MINING JOURNAL **DERGİSİ**

TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayını / The Publication of the Chamber of Mining Engineers of Turkey

EYLÜL **CİLT** **SAYI**
SEPTEMBER *VOLUME* *NUMBER*
2017 56 3

İÇİNDEKİLER / CONTENTS

- | | | |
|--|------------|--|
| Tahir Mallı
Doğan Karakuş
Alper Gönen | 89 | Orijinal Araştırma / <i>Original Research</i>
Maden Maliyet Yazılımı Kullanılarak Açık İşletme Planlamasında Nihai İşletme Derinliği Optimizasyonu
<i>Final Depth Optimization In Open Pit Mine Planning by Using Mine Cost Optimization Software</i> |
| Olgun Esen
Gündüz Ökten
Abdullah Fişne | 99 | Derleme / <i>Review</i>
Türkiye’de Meydana Gelen Ani Gaz ve Kömür Püskürmesi Olaylarının Değerlendirilmesi ve Olaylarla Mücadelede Alınacak Önlemler
<i>An Assessment of Coal and Gas Outburst Occurrences in Turkey, and Prevention Methods</i> |
| Mustafa Yörükoğlu | 109 | Derleme / <i>Review</i>
Coal Blending for Thermal Power Stations
<i>Termik Santraller İçin Kömür Harmanlama</i> |
| Fırat Ahlatcı
Ersin Y. Yazıcı
Oktay Celep
Hacı Deveci | 117 | Derleme / <i>Review</i>
Tiyosülfat ile Altın ve Gümüş Liçinin Temelleri – Bölüm-I
<i>Fundamentals of Thiosulphate Leaching of Gold and Silver – Part I</i> |



BİLİMSEL MADENCİLİK DERGİSİ
Scientific Mining Journal

TMMOB Maden Mühendisleri Odası adına sahibi /
Owner on behalf of the Chamber of Mining Engineers of Turkey: Ayhan Yüksel

Sorumlu yazı işleri müdürü / *Responsible manager: Necmi Ergin*

Yönetim yeri ve yazışma adresi / *Correspondence address:*
Selanik Cad. No: 19/4 06650 Kızılay-Çankaya / ANKARA - TURKEY

Tel: +90 312 425 10 80 / +90 312 418 36 57 • Fax: +90 312 417 52 90

e-mail: bilgi@madencilik.org.tr / info@mining.org.tr
web: <http://www.madencilik.org.tr> / <http://www.mining.org.tr>

Yayın türü / *Publication type: Yerel süreli yayın, 3 ayda bir yayımlanır / Local periodical, quarterly*

Tasarım / *Design: Ayhan Çınar*

Baskı yeri / *Printed at: Korza Matbaası*

Baskı Tarihi ve saati / *Printing date: 08.09.2017 at 09:00*

Basım adedi / *Number of printed copy: 1500*



Orijinal Araştırma / Original Research

MADEN MALİYET YAZILIMI KULLANILARAK AÇIK İŞLETME PLANLAMASINDA NİHAİ İŞLETME DERİNLİĞİ OPTİMİZASYONU

FINAL DEPTH OPTIMIZATION IN OPEN PIT MINE PLANNING BY USING MINE COST OPTIMIZATION SOFTWARE

Tahir Mallı^{a,*}, Doğan Karakuş^{a,**}, Alper Gönen^{a,***}

^a Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, İZMİR

Geliş Tarihi / Received : 02 Mart / March 2017

Kabul Tarihi / Accepted : 21 Nisan / April 2017

Anahtar Sözcükler:

Maden planlaması,
Açık işletme,
Nihai işletme derinliği,
Net bugünkü değer,
Maliyet optimizasyon yazılımı.

ÖZ

Günümüzde maden işletme planlamasında temel hedef, Net bugünkü değer yükseltilmesine yöneliktir. İdeale yakın gerçekçi bir planlamaya göre elde edilecek gelir, popüler yatırım değerlendirme yöntemi olan Net bugünkü değer (NBD) tekniği kullanılarak değerlendirilmektedir. NBD'yi maksimum yapan işletme parametrelerinin belirlenmesi bu nedenle oldukça önemlidir. Özellikle optimum işletme kapasitesi, derinlik ve boyutsal sınırlar işletmenin ekonomikliğini de belirlemektedir. Mevcut madencilik sorunlarının çözümü, ideal işletme planlaması ile NBD yükseltilmesine dayandığından Maden Maliyet Optimizasyonu yazılımı (MCO), bu amaca yönelik tasarlanmıştır. Bu çalışmada, yazılım kullanılarak madencilik fizibilitelerinin değerlendirilmesinde önemli parametre olarak öngörülen optimum açık işletme nihai derinliği ve işletme ömrünün daha kesin olarak belirlenmesine yönelik bir model önerilmektedir. İşletilebilir rezerv cevher ton başına elde edilmesi öngörülen NBD maksimizasyonu temel amaçtır. Bu yönüyle çalışmanın madencilik yatırımlarına yeni çözümlene stratejisiyle farklı bir yaklaşım getireceği düşünülmektedir.

ABSTRACT

The main objective of today's mine planning is intended to maximize net present value of a project. Income to be earned on a realistic plan close to ideal is evaluated at using Net present value (NPV) technique which is a popular investment appraisal method. This is why it is very important to determine the operating parameters that maximize the NPV. Especially optimum production capacity, depth and dimensions of ore body also determine the economics of mine. Solution of existing mining problems are based on the ideal mine planning and to increase NPV. Mine Cost Optimisation (MCO) software is designed to be aimed at these solutions. In this study, a model is proposed for more precise determination of the open pit final depth and mine life as an important parameter in the evaluation of mining feasibilities by using MCO software and maximization of NPV is aimed. It is thought that this study will bring a different approach to mining investments with a new solution strategy.

Keywords:

Mine planning,
Open pit,
Final pit depth,
Net present value,
Cost optimization software.

* Sorumlu yazar: tahir.malli@deu.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0002-5786-9132>

** dogan.karakus@deu.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0001-6134-1034>

*** alper.gonen@deu.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0001-7025-4063>

GİRİŞ

Madencilik sektörü küresel ekonomik büyümedeki yavaşlamadan kolay etkilenebilen büyük risk taşıyan bir sektördür. Madencilikte büyük risklerle birlikte yatırım, sermaye ve finansman gereksinimleri de oldukça yüksektir. Bu ekonomik risklerin yanısıra teknik faktörler ve kısıtlar da bir diğer handikapıdır. Olası risk ve belirsizliklerin azaltılması, planlama ve uygulama çözümlerine bağlıdır. Tüm bu bileşenlerle birlikte planlamada temel hedef, doğru ve gerçekçi bir planlama ile işletme ekonomik kazanım değeri yükseltilmesine yöneliktir. Maden işletme planlamalarında, teknik ve ekonomik kriterlerinin belirlenmesi ve tüm parametreleri kapsayan üretim maliyetleri ile ekonomik kazanım değerlerinin öngörülmesi işletmelerin sürdürülebilirliği açısından oldukça önemlidir.

Madencilik sektörü, diğer sektörlerle göre daha karmaşık ve riskli olduğu için maden cevher yataklanmasının rezerv hesaplama ve bu rezervin planlanması aşamasında kararlar verilirken birçok kesin olmayan veri göz önünde bulundurulmalıdır (Erdem vd., 2012). Bu belirsizlikler proje yatırım kararında ve işletme planlamalarında etkili olduğu için belirsizlik kaynakları ve diğer detayların kaynaklarının belirlenmesi ve tanımlanması önemli olmaktadır. Bu yüzden her belirsiz ve kesin olmayan verinin projedeki etkisi analiz edilerek değerlendirmelerin yapılması gerekmektedir (Snowden vd., 2002). Bu belirsizliklerin, iyimser bir bakış açısı yaklaşımıyla ve yönetsel esneklikle gerçek optimuma yaklaştırılması gerekmektedir.

Madencilikte çözüm bekleyen sorunlar, işletmelerin karlılık ve net bugünkü değerini etkilediği için üzerinde yoğunlaşmaktadır. Özellikle; açık işletme nihai sınırlarının belirlenmesi, makine-ekipman optimizasyonu, işletme planlama faktörlerinin maliyete etkisi, madencilik yatırımlarının değerlendirilmesi, optimum maden işletme kapasitesi ve ekonomik işletme ömrü vb. sayılabilir. Özet olarak çözüm, maden rezervinin ekonomik değerlendirilmesi ve elde edilecek net bugünkü değerinin yükseltilmesine yönelik ideal işletme modelinin belirlenip planlamasıdır. Yatırım projelerinin değerlendirilmesinde ve ekonomik analizler komplike ve dinamik bir yapıdadır. Diğer statik yöntemlerden farklı olarak paranın zaman değerini dikkate alıp nakit akışlarını piyasa faiz oranıyla indirilmesi ile yatırımlar arasındaki farkı belirleyen yatırım değerlendirme kriteri olması ve diğerlerine göre daha gerçekçi sonuçlar üretmesi nedeniyle Net Bugünkü Değer (NBD) tekniği yaygın olarak kullanılmaktadır. En yüksek NBD'i

sağlayan optimum işletme üretim kapasitesi ile birlikte derinlik, boyut olarak maden işletme sınırları belirlenmektedir. Bu nedenle, çeşitli yazılımlar yardımıyla optimum nihai açık işletme sınırının daha gerçekçi ve kesin olarak belirlenmesi, madencilik sektöründe üzerinde yoğunlukla çalışılan konuların başında gelmektedir. Uzun vadeli işletme planlamasında, maden yatağından en yüksek karı elde edebilmek için açık işletmenin bitip, uygun koşullar görüldüğünde yeraltı işletmesinin başlayabileceği bu sınırın tespit edilmesi, mühendislik ve işletmecilik açısından zorunluluk noktasına gelmiştir. Madencilik planlamalarında, işletilecek cevher miktarları ve ekonomik değerleri, işletmenin derinleşmesiyle artan nakliye giderleri, oluşan maliyetler, kaya-mekaniksel parametrelerin etkileşimi olan kazı, yükleme ve nakliye makinelerinin seçimi, iş güvenliği açısından şev duraylılığını sağlayan uygun genel şev açısı gibi teknik kısıtlar ve satış fiyatı, faiz oranı gibi önemli üretim maliyetine etkisi olan üretim tekniği ve kaya mekaniksel parametreler, ve olası tüm kombinasyonların maliyetleri göz önünde bulundurulmalıdır. Ayrıca, işletme gelir ve giderlerini, paranın zaman değerini de hesaba katarak indirgenmesiyle elde edilen nakit akışlarına ve yatırımlara göre işletme derinliğini tespit eden bir modelin oluşturulması çalışmanın temelini oluşturmaktadır.

Bu çalışmada, farklı açık işletme derinliklerinde elde edilecek birim üretim maliyet, net bugünkü değerleri ve diğer kriterlere ait çıktılar sunulmaktadır. Geliştirilen yazılım, açık maden işletme fizibilitelerinin değerlendirilmesinde işletme kapasitesi, işletme nihai sınır derinliği ve ekonomik işletme ömrü gibi önemli parametrelerin optimizasyonunu hedeflemektedir. Bu yönüyle, çalışmanın açık maden işletmeleri ve yatırımlarının ekonomik değerlendirilmesinde farklı bir çözümlenme yaklaşımı getireceği düşünülmektedir.

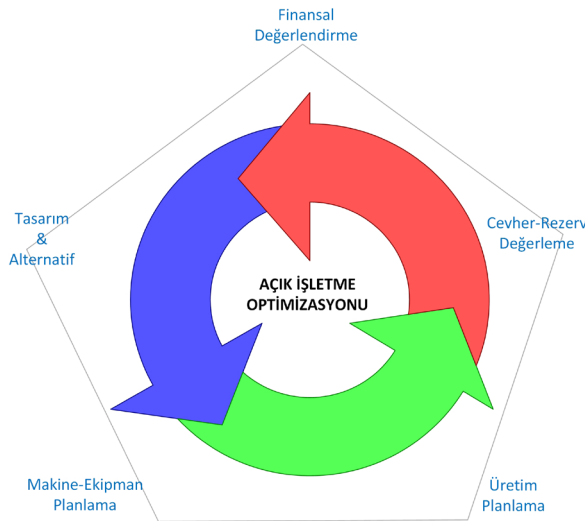
1. AÇIK MADEN İŞLETME PLANLAMASI

Maden işletmelerinin dinamik parametreleri, farklı koşul ve yapılar ile bazı değişkenlerin belirsizliği planlamayı güçleştirmekte ve önemini de giderek arttırmaktadır. Genel olarak madencilik problemlerinin çözümü, işletme parametrelerinin optimizasyonuna ve Net bugünkü değer olabildiğince yükseltilmesine bağlıdır (Mallı, 2013). Açık işletme üretim tekniğinde planlamanın temel amacı; genellikle farklı üretim kapasitesi, karışım modeli, zaman-iş termini ve farklı işletme parametrelerinde en yüksek NBD'i sağlayan optimum değer belirlenmesidir (Dağdelen, 2001). Maden işletme

planlamasında, cevher rezervini ekonomik ömür süresince, işletme karlılığı veya indirgenmiş nakit akışını maksimize edecek üretim sıralamasının belirlenmesi temel amaçtır. Optimum işletme planlamasında; üretim kapasitesi ve üretim termi ni nihai işletme sınırlarını etkilemektedir.

Planlama; ekonomik ve finansal veriler, tahminleme, maliyet öngörüsü ve karar verme gibi süreçlerle ilintili olup verilerdeki değişimlerin etkisindedir. Optimum madencilik yöntemini belirlenmesinde, rezerv tonaj, metal miktarı ve ortalama tenör değerinin doğru tahminlenmesi gerektiği belirtilmektedir (Tercan ve Akcan, 2004). Planlama çalışmalarında ilk aşama; projenin ortaya konulmasıdır. Burada; maden işletmesi derinlik, örtü-kazı oranı, cevher tenörü, cevher satış fiyatı, mesafe gibi faktörlere göre tasarlanır. Stratejik planlama safhasında ise uzun dönem maden planlaması ve makine-ekipman seçimi yapılır. Geliştirme aşamasında ise planlama; yıllık, aylık ve günlük planlar ile detaylandırılır (Runge, 1998).

Açık işletme optimizasyonu, genel olarak rezerv dağılım analizi, üretim planlama, bu üretim kapasitesi ve koşullara uygun makine-ekipman planlaması, tasarım alternatiflerinin ekonomik değerlendirilmesi gibi aşamalardan oluşmaktadır (Şekil 1).



Şekil 1. Açık işletme optimizasyonu (Dohm, 1979)

Maden işletme planlaması ve tasarımı, en fazla rezerv ve net bugünkü değer etkisindedir. Bu değer yükseltilebilmesi, işletmeyi etkileyen jeoteknik parametrelerdeki değişimlerin ya da cevher satış fiyatlarındaki değişim ve tahminin hızla güncellenmesi ve güncellenmiş rezervin yeniden işletme dizaynı uygulanarak yorumlanabilmesine bağlıdır (Baffoe ve Al-Hassan, 2005).

Maden rezervlerinin en uygun şekilde değerlendirilmesi, işletmecilikte çözüm bekleyen ve ideal planlamayı griftleştiren temel konulardandır. İdeal maden işletme planlaması, işletmenin maksimum ekonomik değerle çalışmasını ve rezervin verimli şekilde değerlendirilmesini sağlama felsefesine dayalıdır. Bu nedenle, maden işletme projelerinin tasarlanması ve değerlendirilmesinin temel işlevini, belirli bir indirgenme oranında oluşması öngörülen nakit akışlarına dayalı net bugünkü değer maksimizasyonu sağlamaktadır. Bu değer, aynı zamanda, işletmedeki maden üretim miktarı ile doğrudan ilişkilidir. İşletme üretim kapasitesi, açık işletmeden elde edilmesi öngörülen birim üretim maliyeti, makina ilkyatırımlarını, NBD ve işletme sınırlarını etkilemektedir. Ekonomik ve finansal açıdan, işletmelerde maksimum geri dönüşü sağlayan üretim modeli ve üretim kapasitesinin belirlenmesi amaçlanmaktadır.

Sınır tenör, ekonomik şartlara göre değişirken örneğin blok, sınır tenörden yüksek bir tenöre sahipse cevher bloğu, düşükse pasa bloğu olarak sınıflandırılır. Bu açıdan sınır tenörün işletilebilir rezervin ekonomik kriteri temsil ettiği söylenebilir. Tenör-tonaj eğrileri, bir maden yatağının işletmeye açılıp açılmayacağı ve işletmeye açılmış bir maden yatağında ne tür bir üretim yöntemi uygulanacağı konusunda önemli bilgiler sağlamaktadır. Sınır tenörün yükselmesi ile toplam cevher miktarı azalmakta, ortalama tenör ise artmaktadır (Tercan ve Akcan,2005).

Ekonomik değerlendirmelerde ve maden işletme planlamasında, nakit akışına dayalı bir analiz gerçekçe uygun, ekonomik sonuçlar verdiği ve gelecekte düşük tenörüne sahip uygun görünmeyen cevher yataklanmalarının da değerlendirilebileceği gerçeği, net bugünkü değer yöntemini önemli kılmaktadır. Detaylı ve gerçekçi bir işletme planlaması, üretim sıralamasıyla birlikte paranın zaman değeriyle gelir ve giderlerin gerçekçe uygun piyasa koşullarıyla değerlendirilmesiyle sağlanabilir. Planlamalarda, maden sahası bazen tamamen bir açık işletme ya da yeraltı işletmesi olarak tasarlanmaktadır. Ancak ideal olan, NBD'i maksimum yapan işletme kapasitesinde ve optimum işletme derinlikleri için tasarımların araştırılmasıdır.

2. NİHAİ İŞLETME SINIRI VE DERİNLİĞİ

Birçok maden açık işletme madenciliği ile üretime başlamakta ancak belirli bir noktadan sonra eğer ekonomik üretim sağlanmakta ise yeraltı işletmesi olarak devam edilmektedir. Şili Chuquicamata bakır işletmesinde, açık işletme nihai derinliği 1100

m olarak tasarlanıp bu derinlikte üretimin sonlandırılması planlanmıştır (Flores, 2004). Açık işletme ve yeraltı işletmesi arasında bir seçimde göz önünde bulundurulması gereken faktörler; maden yatağının şekli, boyutları ve derinliği, yan kayacın kaya mekaniksel şartları, üretim kapasitesi ve makina-ekipman seçimi, sermaye ve finansman durumu, işletme giderleri, faiz oranı, yatırım, amortisman, cevher kazanımı, gelir ve satış, işyeri güvenliği ve çevresel etki değerlendirme gibi parametrelerdir (Hartman,1992; Nilsson,1997).

Açık işletme üretim sıralamasında optimizasyon kriteri olarak maksimum net bugünkü değeri baz alarak dinamik programlama tekniği tanımlamakta ve optimal üretim zamanını ve sırasını belirlenmektedir. Dinamik programlama tekniğinin, üretim sıralaması problem çözümlemesinde efektif sonuçlar verdiği fakat daha ileri teknikler kullanılarak geliştirilebileceği vurgulanmaktadır (Onur, 1992). Optimal nihai işletme sınırları ile üretim sıralamasının birbirinden bağımsız düşünülmemeyeceği yeni geliştirilecek modellemelerde bu gerçeğin ve önemli işletme parametrelerinin beraber hesaba katılması gerektiği, optimal üretim planlarında gerçekçi bir ekonomik değerlendirmenin net nakit akışlarının adapte edilmesiyle sağlanabileceği ayrıca parametrisasyonun üretim sıralamasında yararlı bir teknik olduğu açıklanmaktadır (Sevim, 1994; Mukherjee, 1991). Chen (2003), izin verilebilir örtü-kazı oranı yaklaşımını geliştirerek açık işletme içinde kalan cevher ve dekapaj hacimleri derinlik sabitine bağlı bir fonksiyon olarak tanımladı. Son yıllarda, genellikle açık işletme sınırlarının optimizasyonunda Lerch-Grosmann algoritmasının kullanıldığı ve yıllık bazda en iyi planlama ve üretim terminin, Whittle 4-X yazılım programı kullanılarak belirli bir işletme ömrü ve sabit bir indigenme oranında türetildiği belirtilmektedir (Whittle,1988; H.Askari-Nasab, vd., 2008). Günümüzde, ekonomik ortamların belirsizlikleri ve teknik yetersizlikleri nedeniyle bu yöntemin yararlı olamayacağı ifade edilmektedir.

Konik açık işletme tasarımında 50 derecelik genel şev açısında; nihai işletme derinliğinin 76,2 m (250 ft) olması durumunda kaldırılan kütle bir milyon ton iken işletme derinliği 152,4 m (500 ft) olması durumunda kaldırılacak kütle yaklaşık 10 milyon ton ve işletme derinliğinin 304,8 m (1000 ft) olması durumunda kaldırılması gereken kütle 100 milyon tona yaklaştığı ifade edilmektedir (Hustrulid ve Kuchta,1995). Bu derinlik ile ortaya çıkan hacim ve tonaj değeri, makine sayı ve ilkyatırımlarını dolayısıyla işletme ekonomisi-

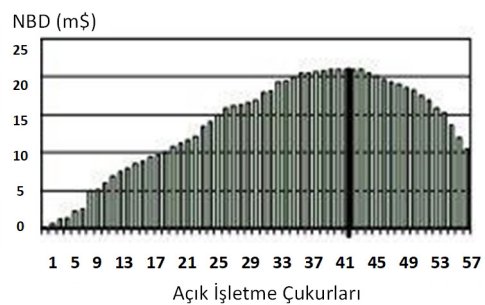
ni tamamen değiştirmektedir. Zamanla değişen açık işletme geometrisine bağlı olarak dekapaj malzeme hacmi ile birlikte maden işletmeciliğinin net bugünkü değerinin türetilmesi gerekmektedir (Askari-Nasab, 2008).

En yüksek değerli cevher çıkaran bir dizi iç içe geçmiş açık işletme çukurunun en sonundaki nihai çukurun şeklini ve boyutlarını; maden-metal satış fiyatı, maden üretim maliyeti ve uygulanan yöntemin temel mühendislik kısıtlamaları belirler. Bu boyut, ekonomik, teknik ve jeoteknik parametreleri değiştikçe, nihai sınır şekli, çeşitli eşik değerlere ulaşıldığında ve ekonomik blokların sayısının artması veya azalmasıyla değişebilmektedir. Her bir açık işletme çukuru ile bir sonraki arasındaki farkı tanımlayan fazlarda öncelik, en iyi NBD değeri gerçekleştirmek temel ilkedir.

Ekonomik model, maden ömrü için maliyet ve fiyat parametrelerini belirlemek ve daha sonraki cevher ve metalurjik işlem özelliklerin bir fonksiyonu olarak bir blok modelde, her bloğun işleme yöntemi başına içsel bir değer hesaplamakla tanımlanır. Bu değer genellikle ekonomik model tanımının bir parçası olarak üretim zamanlamasına bağlı olarak NBD 'leri hesaplanmaktadır. Blok değerlerini hesaplamak için satış fiyatı, üretim birim maliyeti ve işleme maliyeti üzerine seyrelme ve geri kazanım faktörleri ve gerekirse ilave giderler de hesaba katılmaktadır.

Açık işletme ekonomik blok modeli ve Korsakov'un algoritması kullanılarak açık işletme seviyeleri ve ardından optimal limit derinlik belirlenmiştir (Bakhtavar, 2009).

Nihai işletme sınırı, derinliğe bağlı elde edilen kazanımların kümülatif toplam değerine göre belirlenmektedir. Grafıksel olarak açık işletme çukurları ve derinliğinin NBD ile değişimleri genelleştirilmiş olarak Şekil 2' de görülmektedir. Burada, en yüksek değeri sağlayan çukur; açık işletme final derinliği olarak belirlendiği ifade edilmektedir (Nilsson, 1997; Bakhtavar vd. 2009).



Şekil 2. Açık işletme için genelleştirilmiş NBD

3. MADEN MALİYET YAZILIMI

Maden Maliyet Optimizasyonu yazılımı (MCO), işletme parametrelerinin optimizasyonu ile mevcut madencilik sorunlarının çözümüne odaklanmış ve ideal işletme planlaması ile NBD maksimizasyonuna dayalı olarak tasarlanmıştır. Genellikle maden işletmelerinde ekonomik ve teknik kısıtlamalar bulunmaktadır. Bu kısıtlar, kayaç veya zemine uygun işletme şevi ve kazı hızına bağlı olarak kazı maliyetlerini etkilemektedir. Teknik sınırlamalar ise makine-ekipman seçimi, boyut ve sayıları, üretim, yükleme ve nakliye kapasiteleri ve ayrıca cevher üretim sıralamasını içerdiği ifade edilmektedir. Farklı formasyonlardaki şev açısı değişimlerinin sağlanması ve üretim esnasında karşılaşılabilecek formasyon zorluklarının da kazı maliyetini artırma yönünde yansıtılması gerektiği de vurgulanmaktadır (Onur, 1995; Koenigsberg, 1982). Bu nedenle, geliştirilen yazılımda, örtü formasyonu ve cevherin kazılabilirliği, gerekli olan makine-ekipman seçimi ve sayılarını etkilediği gözönünde bulundurulmaktadır. Programın makine-ekipman seçim ve özellikleriyle ilgili bölümde, değişken parametrelere göre gerekli kamyon ve yükleyici, delici makina vb. sayıları belirlenerek makine-ekipman ilkyatırımları hesaplanmaktadır. Programın ekonomik ve teknik değerlendirme bölümünde ise model değişkenleri, makine ekipman seçimi, maden işletme birim üretim maliyeti, yıllık işletme giderleri ve yatırım giderleri, işletme verimi, tenör değeri, cevher satış fiyatı model için önemli kriterlerdir. Ayrıca, farklı üretim modellerinde, değişen işletme kapasite ve ekonomik işletme ömürleri için gerekli olan makine sayıları belirlenmekte ve makine-ekipman yatırımları bulunmaktadır.

Optimum açık işletme final derinliğinin belirlenmesine yönelik algoritma aşağıda verilmektedir.

Adım 1. İşletilebilir rezervin belirlenmesi

Adım 2. İşletme parametrelerinin girilmesi

Adım 3. İşletme kapasitesinin girilmesi

Adım 4. Açık işletme tasarımı; genel şev açısı vb. teknik kısıtlara göre işletme dizaynı

Adım 5. Makina-ekipman planlaması ve ilkyatırım

Adım 6. Açık işletme derinliğinin girilmesi

Adım 7. Üretim planlaması

Adım 8. Satış fiyatı ve faiz oranı vb. ekonomik kısıtlara göre maliyet ve ekonomik analiz

Adım 9. NBD hesaplaması

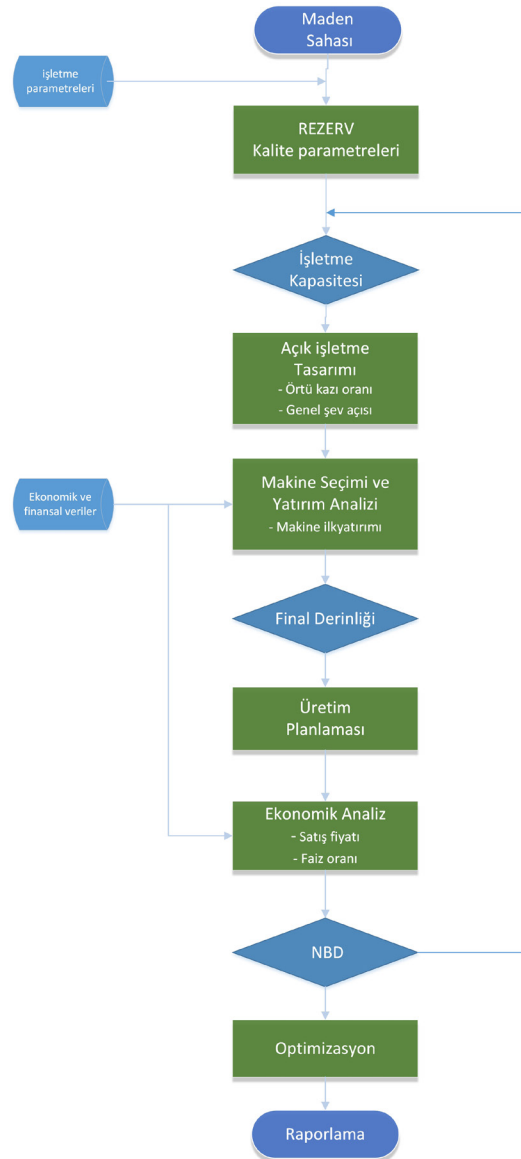
Adım 10. Açık işletme derinlikleri için öngörülen NBD ve en yüksek ton başı NBD geliştirilmesi

Adım 11. İşletme modeli optimizasyonu

Adım 12. Optimum final derinliğinin belirlenmesi

Yazılım ile istenilen kapasiteye uygun farklı üretim modelleri tasarlamaya ve entegrasyona elverişli olarak hazırlanmıştır (Şekil 3).

Değişen koşul ve işletme parametreleri, örneğin işletme derinliği ve kapasite için maliyet analizleri yapılarak birim üretim maliyetleri ve Net bugünkü değerleri bulunmaktadır. Hazırlık programı ve cevher üretim maliyetleri, gider dağılımları, alternatiflerin maliyet analizleri ile birim maliyet ve Net bugünkü değerleri bulunmaktadır (Şekil 4).



Şekil 3. Optimum final derinliği için akım şeması

Şekil 4. Açık işletme ekonomik değerlendirme ve maliyet analizine ilişkin arayüz

4. ÖRNEK ÇALIŞMA

Maden modelinde, örnek maden sahasına ait sondaj verileri kullanılarak rezerv hesaplaması yapılarak, farklı açık işletme üretim alternatifleri için sabit kapasitede gerekli olan makine-ekipman sayıları belirlenmiştir. İşletme kapasitesine uygun makine-ekipman ilkyatırımları bulunmakta ve bunlara bağlı olarak ekonomik değerlendirmeler yapılarak NBD'leri belirlenmektedir.

Model çalışmada, yıllık bir milyon ton kapasiteli planlanan açık işletme için gerekli makine sayıları, öngörülen ilkyatırımları ve net bugünkü değerlerinin işletme derinliği ile değişimi incelenmektedir. Model uygulama için kabul edilen parametreler Çizelge 1' de verilmektedir.

Çizelge 1. Model parametreleri

İşletme parametreleri	Değer
Cevher rezervi (t)	20000000
Cevher derinliği (max) (m)	400 m
Damar eğim açısı (°)	30
Cevher satış fiyatı (\$/t)	400
Üretim kapasitesi (t/y)	1000000
Genel şev açısı (°)	55
Örtü-kazı oranı (max) (m ³ /t)	5.22
Piyasa ort. faiz oranı (%)	10

Sabit üretim kapasiteli açık işletme için derinliğe bağlı gerekli kamyon(K), yükleyici(Y) ve delici(D) makine sayıları Çizelge 2'de verilmektedir.

Çizelge 2. İşletme derinliğine göre değişen makine sayı ve ilkyatırım tutarları

İşletme derinliği (m)	Dekapaj İşlemi			Cevher üretimi			Makina ilkyatırımı (\$)
	Y	K	D	Y	K	D	
20	4	5	2	2	2	1	29010000
40	4	5	2	2	2	1	29010000
60	4	5	2	2	2	1	29010000
80	4	5	2	2	2	1	29010000
100	4	6	2	2	3	1	30330000
120	4	6	2	2	3	1	30330000
140	4	6	2	2	3	1	30330000
160	4	6	2	2	3	1	30330000
180	4	7	2	2	3	1	31530000
200	4	7	2	2	3	1	31530000
220	4	7	2	2	3	1	31530000
240	4	7	2	2	3	1	31530000
260	4	7	2	2	3	1	31530000
280	4	8	2	2	3	1	32730000
300	4	8	2	2	4	1	32850000
320	4	8	2	2	4	1	32850000
340	4	8	2	2	4	1	32850000
360	4	9	2	2	4	1	34050000
380	4	9	2	2	4	1	34050000
400	4	9	2	2	4	1	34050000

Model açık işletme 3039 ton/gün sabit kapasiteli ve 55° genel şev açısı ve diğer işletme verilerinin sabit kalmasına göre farklı işletme derinliklerinde olmak üzere 20 farklı açık işletme tasarımı yapılmıştır. Her işletme tasarımı belirli bir işletme derinliğinde sonlandırılmakta ve buna bağlı olarak değişen makine ilkyatırımları, üretim maliyetleri ile NBD'leri geliştirilmektedir. Açık işletme derinliğinin en yüksek 400 m ve 20 yıllık bir süreç için planlanması durumunda net bugünkü değer 359674767 \$ olarak bulunmaktadır (Çizelge 3).

Çizelge 3. Açık işletme modelinde derinliğe bağlı işletilebilir rezerv ve NBD değerleri

İşletme ömrü (yıl)	İşletme derinliği (m)	İşletilebilir rezerv (t)	NBD (\$)
1	20	1000000	4079029
2	40	2000000	46593562
3	60	3000000	85122008
4	80	4000000	120224718
5	100	5000000	148986579
6	120	6000000	177724629
7	140	7000000	196091178
8	160	8000000	219841633
9	180	9000000	236404103
10	200	10000000	255126119
11	220	11000000	272812114
12	240	12000000	288890292
13	260	13000000	303506817
14	280	14000000	313528887
15	300	15000000	320067288
16	320	16000000	330943857
17	340	17000000	340831647
18	360	18000000	343989923
19	380	19000000	352087908
20	400	20000000	359674767

Model çalışma madencilik realitesine uygun olarak sabit cevher üretim kapasiteli açık işletmelerde artan işletme derinlikleri,

- Nakliye sistemini oluşturan kamyon sayısı ve ilkyatırımları arttırmakta olduğu, artan makine ilkyatırımları beraberinde maden birim üretim maliyetlerini de etkilediği açıktır.
- Derin olarak nitelendirilebilen 400 m derinlikteki işletmelerin 40 m' lik derin olmayan açık işletmelere göre kapasiteye bağlı olarak makine yatırımlarının %17 ve birim üretim maliyetlerinin de %16 daha fazla olduğu görülmektedir.
- İşletme ömrünün 20 yıl planlanması durumunda, en yüksek makina-ekipman ilkyatırım değerlerine ve artan rezervle birlikte elde edilmesi öngörülen net bugünkü değerlerine ulaşılmakta olduğu görülmektedir.

5. ÖNERİLEN MODEL

Genel olarak, açık işletme nihai derinliği arttıkça ocak çukurundan üretilmesi planlanan cevher miktarı da artmaktadır. Bu üretilen miktarla birlikte sağlanacak ekonomik kazanımların büyüklüğünü de arttıracığı için her işletme derinliğinde üretilen birim ton cevherden sağlanacak net bugünkü değer dikkate alınması gerekmektedir. Başka bir ifadeyle, birim ton cevher rezervinden elde edilmesi öngörülen net bugünkü değer büyüklüğü önemlidir. Burada karar vermek için açık maden işletmesinden sağlanacağı öngörülen net bugünkü değer, her işletme derinliğinde kazanılacak cevher miktarı başına düşen NBD ile değişiminin incelenmesi gerekmektedir. Ayrıca bu değer maden satış fiyatına oranı da bir diğer kriter olarak piyasa ve pazarlama koşullarını entegre etmek için düşünülmektedir.

Model işletme için açık işletme derinliği değişimi sonucunda üretilen birim ton cevher başına Net bugünkü değeri, birim cevher üretim maliyeti ve satış fiyat oranı kriteri Çizelge 4' de verilmektedir.

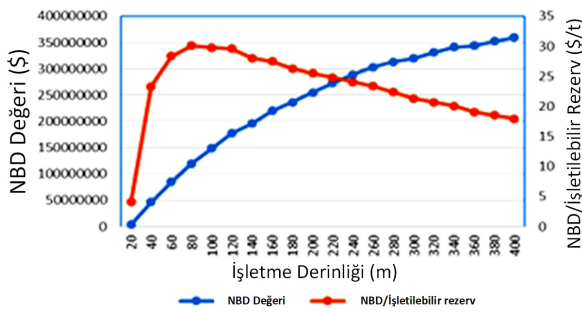
Çizelge 4. Açık işletme derinliğiyle değişen işletilebilir rezerv başına NBD değerleri

İşletme derinliği (m)	Birim üretim maliyeti (\$/t)	Birim ton başı NBD (\$/t)	Satış fiyatı oranı kriteri
20	7.975	4.08	0.010
40	8.005	23.30	0.058
60	8.035	28.37	0.071
80	8.143	30.06	0.075
100	8.251	29.80	0.075
120	8.360	29.62	0.074
140	8.455	28.01	0.070
160	8.551	27.48	0.069
180	8.647	26.27	0.066
200	8.704	25.51	0.064
220	8.762	24.80	0.062
240	8.819	24.07	0.060
260	8.876	23.35	0.058
280	8.934	22.39	0.056
300	8.973	21.34	0.053
320	9.029	20.68	0.052
340	9.086	20.05	0.050
360	9.142	19.11	0.048
380	9.198	18.53	0.046
400	9.255	17.98	0.045

Çizelge 4' te belirlenen değer ve kriterlere göre; 80 m açık işletme derinliğinde birim ton başı NBD değerinin 30.06 \$/t ile en yüksek değerini almaktadır.

Yine bu işletme derinliğinde bu değer satış fiyatına oranı da 0,075 ile pik değerine ulaşmaktadır. Bu değerlerden sonra düşüş eğiliminde olduğu görülmektedir.

İşletme derinliği 40-100 m gibi derin olmayan açık işletmelerde; kapasiteyle ilintili olarak makine ilkyatırımlarının düşük olması avantaj sağladığı için daha yüksek değerler sağlanabilmektedir. Giderek derinleşen açık ocak çukuru daha yüksek NBD'ler sağlamaktadır. Bu nedenle, derinleştikçe artan NBD değerleri ile düşüş eğilimi gösteren cevher ton başı NBD değerlerinin kesişim noktası, optimum işletme derinliğini belirleyeceği öngörülmektedir. Grafikselsel olarak bu kesişim değeri, Şekil 5' te görülmektedir.



Şekil 5. Nihai işletme derinliğine bağlı NBD ile NBD/İşletilebilir rezerv ilişkisi

Genel olarak değerlendirilirse,

Nihai işletme derinliği 80 m olarak planlandığında en yüksek birim ton başı NBD ve satış fiyatı oranı kriteri elde edilmektedir.

- İşletme derinliğiyle birlikte derinleşen ocak çukuru daha yüksek NBD'ler sağlamaktadır.
- Optimum açık işletme nihai derinliğinin 220 metre olduğu görülmektedir.
- Bu derinlikten sonra, en yüksek NBD sağlama- sını öngörülen yeraltı üretim modeli ve kombine üretim seçeneklerinin de ekonomik yönleriyle gerçeğe uygun olarak kapsamlı değerlendirilmesi gerekmektedir.

SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Küresel rekabet ortamında serbest piyasa ekonomisi koşullarında fiyat dalgalanmaları ve değişen pazarlama koşullarına karşın dinamik ve esnek yönetsel çözümlerin bulunması gerekmektedir. Ayrıca, her maden işletmesinin farklı dinamikleri ve belirsizlikleri, işletmelerin optimum noktalarında planlanmasını gerekli kılmaktadır. Bu değişken parametrelere uygun makine yatırımlarının ekonomik açıdan ideale yakın değerlendirilmesi de gerekmektedir. Bu nedenle, farklı derinlik ve kapasitelerde planlanan açık işletmeler için tüm bu bileşenleri kapsayan NBD'lerin öngörülmesi oldukça önemlidir.

Optimum işletme nihai derinliği belirlenmesine yönelik olarak, her işletme derinliğinde birim ton cevher üretimi başına elde edilmesi öngörülen net bugünkü değer ile bu değer satış fiyatına oranı kriterlerinin dikkate alınması ve bulunan bu değerlerin işletmeden sağlanması öngörülen NBD ile optimizasyonu önerilmektedir. Ayrıca, işletmeler için teknik ve ekonomik parametrelerin, piyasa koşullarıyla dinamik entegrasyonu ile sağlanacak optimizasyonun planlanmayı rasyonelleştireceği düşünülmektedir.

Kullanılan Maden Maliyet Optimizasyonu (MCO) yazılımı, maden işletmelerinden en yüksek verimlilik ve NBD'nin sağlanabileceği model optimizasyonu ile planlamaya farklı bir bakış açısı kazandırmaya çalışmaktadır. Böylelikle, maden rezervleri ve işletmelerin optimum değerlendirilip ideale yakın çözümlerin üretilmesinde sektöre ulusal-ekonomik faydalar sağlanacağı öngörülmektedir.

KAYNAKLAR

- Askari Nasab, H., Frimpong, S., Szymanski J., 2008. Investigating Continuous Time Open Pit Dynamics. Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, SAIMM, 108, 61-71.
- Baffoe, S.B., Al-Hassan, S., 2005. Open Pit Mine Planning and Design – A Case Study. Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry. Taylor & Francis Group, London, 287-290.
- Bakhtavar, E., Shahriar, K., Oraee, K., 2009. Mining Method Selection and Optimization of Transition from Open Pit to Underground in Combined Mining. Archives of Mining Sciences, 54 (3), 481-493.
- Chen, J., Guo, D., Li, J., 2003. Optimization principle of combined surface and underground mining and its applications. Journal of Central South University of Technology, Volume 10, No 3, 222-225.
- Dağdelen, K., 2001. Open Pit Optimization Strategies

- for Improving Economics of Mining Projects through Mine Planning. 17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey, 117-121.
- Dohm, G. C. Jr., 1979. Circular Analysis-Open Pit Optimization. Open Pit Mine Planning and Design. (Ed. Hustrulid, W., Kuchta, M.) Balkema Rotterdam, 1995, 625.
- Erdem, Ö., Güyagüler T., Demirel N., 2012. Uncertainty Assessment for the Evaluation of Net Present Value: A Mining Industry Perspective. Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, SAIMM, 112, 405-412.
- Flores, G., 2004. Geotechnical Challenges of the Transition from Open Pit to Underground Mining at Chuquicamata Mine. Proceedings of Mass Min Conference, Chile, 591-602.
- Hartman, H.L., Mutmanky, J.M., 2002. Underground mining method; Introductory Mining Engineering. John Wiley, New Jersey.
- Hustrulid, W., Kuchta.M., 1995. Open Pit Mine Planning and Design, Fundamentals. Balkema, Rotterdam, 310-311.
- Koenigsberg, E., 1982. The optimum contours of an open pit mine: An application of dynamic programming. Proceeding of 17th International APCOM Symposium, 201-136.
- Mallı, T., 2013. Yatırım Teorileri Kullanılarak Yeraltı ve Yerüstü Maden İşletme Sınırının Belirlenmesi. Doktora tezi, Dokuz Eylül Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, İzmir.
- Morley, C., Snowden, V., Day, D., 1999. Financial Impact of Resource/Reserve Uncertainty. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 99, 293-301.
- Mukherjee, K., 1991. Optimal production planning of opencast mines: A case from Indian Mining industry. International Journal of Surface Mining and Reclamation 5, 39-43.
- Nilsson, D. S., 1997. Optimal final pit depth: Once again. International Journal of Mining Engineering, 71-72.
- Onur, A. H., Dowd, P.A., 1992. Optimal Scheduling in Open Pit Mining. Leeds University Mining Association Journal, England, 71-80.
- Runge, I.C., 1998. Mining Economic and Strategy. Society for Mining, Metallurgy and Exploration, SME, Littleton, USA, 24-171.
- Sevim, H., Lei, D.D., 1994. The state of term production planning in open pit mining. Mine Planning and Equipment Selection, 69-75.
- Snowden, D.V., Glacken, I., Noppe, M., 2002. Dealing with Demands of Technical Variability and Uncertainty Along the Mine Value Chain. Value Tracking Symposium, Queensland, Australia.
- Tercan, A. E., Akcan, E., 2004. Assessment of uncertainty associated with grade-tonnage curves using geostatistical simulation. Mining Technology, Vol. 113:2, 129-136.
- Tercan, A. E., Akcan, E., 2005. Linyit Kalitesi-Rezerv Eğrilerindeki Belirsizliğin Jeostatistiksel Benzetimle Değerlendirilmesi: Örnek Bir Çalışma. Madencilik, Cilt 44, Sayı 2, 3-16.
- Whittle, J., 1988. Beyond optimization in open pit design. Computer Applications in the Mineral Industry, Balkema, Rotterdam, 331-337.



Derleme / Review

TÜRKİYE'DE MEYDANA GELEN ANİ GAZ VE KÖMÜR PÜSKÜRMESİ OLAYLARININ DEĞERLENDİRİLMESİ VE OLAYLARLA MÜCADELEDE ALINACAK ÖNLEMLER

AN ASSESSMENT OF COAL AND GAS OUTBURST OCCURRENCES IN TURKEY, AND PREVENTION METHODS

Olgun Esen^{a,*}, Gündüz Ökten^{a,**}, Abdullah Fişne^{a,***}

^a İstanbul Teknik Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, İSTANBUL

Geliş Tarihi / Received : 05 Haziran / June 2017

Kabul Tarihi / Accepted : 18 Temmuz / July 2017

Anahtar Sözcükler:

Ani gaz ve kömür püskürmesi,
 Yeraltı kömür madenciliği,
 Zonguldak,
 İş sağlığı ve güvenliği.

Keywords:

Coal and gas outbursts,
 Underground coal mining,
 Zonguldak,
 Occupational health and safety.

ÖZ

Dünya'da yeraltı kömür madenciliğinde, yıllardır büyük can ve mal kayıplarına neden olan ani gaz ve kömür püskürmesi olayları, yurdumuzda da Zonguldak Taşkömürü Havzası'nda meydana gelmekte olup, acil olarak çözülmesi gereken iş kazası nedenleri arasında yer almaktadır. Havzada 1969-2013 yılları arasında 90 adet ani gaz ve kömür püskürmesi olayı kaydedilmiş ve toplam 374 kişi hayatını kaybetmiştir. 2013 tarihinden günümüze kadar geçen sürede havzada herhangi bir olay gerçekleşmemiştir. Bu çalışmada, ani gaz ve kömür püskürmesi olayı tanıtılmış, olayın meydana gelişinde rol oynayan ana faktörler sıralanarak, oluşum mekanizması kısaca açıklanmıştır. Ayrıca havzada kayıtlara geçen olayların istatistiksel bir değerlendirmesi yapılmış, olaylarla mücadele uygulanan yöntemler özet olarak verilmiştir.

ABSTRACT

The coal and gas outbursts which causes loss of life and property in underground coal mining through the worldwide. This event only occurs in the Zonguldak coal basin in Turkey, and it has to immediately be prevented in the collieries of the basin. The sum of 374 workers were died after 90 coal and gas outburst occurrences were experienced in the years between 1969 and 2013. After 2013, coal and gas outbursts were not occurred until today. In this paper, coal and gas outbursts were identified and the mechanism of outburst have been given as a brief summary. Moreover, statistical assessment of outbursts for the Zonguldak coal basin have been made and the prevention methods were summarized.

* Sorumlu yazar: esenolgun@itu.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0001-8015-0962>

** okten@itu.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0003-4950-2573>

*** fisnea@itu.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0001-7449-0573>

GİRİŞ

Milyonlarca yıl önce, bitkisel malzemenin kömürleşmesi sürecinde oluşan metan ve diğer gazlar (CO_2 , N_2 , H_2 , H_2S , CO ve ağır hidrokarbonlar), kömür ve çevre tabakaları içinde bir denge basıncında tutulur. Madencilik faaliyetleri hem bu denge basıncının bozulmasına neden olur, hem de kazı boşluğuna gaz akışını kolaylaştırır. Basınç altındaki gazın ocak havasına yayılması üç farklı şekilde gerçekleşir.

- Normal yayılma,
- Üflenerek yayılma,
- Ani püskürme şeklinde yayılma.

Bunlar içerisinde ani püskürme şeklinde yayılma, çok kısa sürede büyük miktarlarda gazın açığa çıkması nedeniyle diğerlerinden farklı bir yere sahiptir. Olay sırasında, gaz, beraberinde sürüklediği kömür ve kayaç postasını da kazı boşluğuna taşımaktadır. Büyük miktarda gazın sürüklediği kömür postası ile birlikte kazı boşluğunu doldurduğu bu olaylar, ani gaz ve kömür püskürmesi (ani degaj) olarak tanımlanmaktadır (Eckart vd., 1966; Gray, 1983; Hargraves, 1983; Lama, 1995).

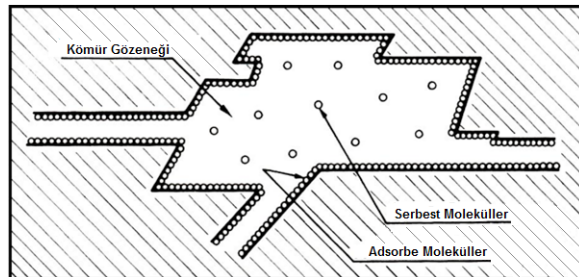
Tanımdaki kayaç terimi, gaz içeren kömür, tuz ve kumtaşı tabakaları için kullanılmaktadır. Olay esnasında açığa çıkan gaz ise, kayacın türüne göre değişim göstermektedir.

Kömür madenciliğinde karşılaşılan olaylarda, CH_4 ve CO_2 veya bunların değişik oranlarda karışımları, olayın ana nedeni olmaktadır (Ökten, 1983). Olaylar daha çok yeraltı kömür madenlerinde meydana gelmekte olup, tuz (potas) ve metal ocaklarında da olaylara rastlanmıştır (Li ve Hua, 2006; ACARP, 2015). Tuz ve metal madenlerinde kumtaşı ile birlikte ocak havasına karışan gazlar; CH_4 , CO_2 ve bunların H_2 ve N_2 gazları ile karışımıdır. Yeraltı kömür madenciliğinde ön sıralarda olan Çin, Rusya, Avustralya, Polonya, Ukrayna, Almanya, gibi ülkelerin tamamında ani gaz ve kömür püskürmesi olayları yaşanmıştır. Ülkemizde olaylarla sadece Zonguldak Havzası'nda karşılaşılmıştır. Meydana gelen olaylar ilk başlarda tam olarak anlaşılammış, arın kayması, göçük gibi olaylarla karıştırılmıştır. Dolayısıyla olaylara ait bilgilerin yer aldığı kayıtlar 1960'lı yılların sonlarından itibaren tutulmaya başlamıştır.

Bu çalışmanın amacı, Zonguldak Taşkömürü Havzası'nda meydana gelen ani gaz ve kömür püskürmelerini tanıtmak, istatistiksel olarak değerlendirmek ve olaylarla mücadelede uygulanan önlemleri ana hatlarıyla tanıtmaktır.

1. ANİ GAZ VE KÖMÜR PÜSKÜRME OLAYLARININ TANIMI VE MEKANİZMASI

Kömür, bataklıklarda bozunma ve çürümeden kurtulan bitki kalıntılarının zamanla biyokimyasal, kimyasal ve fiziksel etkilerle değişimi sonucu oluşmaktadır. Kömürleşme olayı, bitkisel malzemenin turba, linyit ve taşkömürü evrelerinden geçerek antrasit ve grafitte dönüşmesi şeklinde tanımlanmaktadır (Özpeker, 1991). Bu süreçte büyük miktarlarda gaz oluştuğu ve önemli bir kısmının kömür ve yan kayaçlar içerisinde depolandığı bilinmektedir. Oluşan gazın, % 90-95'i metan, geriye kalan kısmı ise karbondioksit, azot ve ağır hidrokarbonlardır (etan, propan vb.) (Kim, 1973). Karbondioksit gazı, su içinde kolaylıkla çözünbildiği için, miktarı zamanla önemli ölçüde azalmaktadır. Damarın yüzeye yakın olması ve örtü tabakalarının çatlaklı ve kırıklı bir yapı göstermesi durumunda, metan gazının büyük bir bölümü damardan ayrılarak atmosfere karışmaktadır. Derinde yataklanmış ve kompakt kayaçlarla örtülmüş damarlarda ise gaz, esas olarak kömür içindeki gözeneklerde adsorbe ve serbest moleküller halinde depolanmaktadır (Şekil 1) (Ediz ve Durucan, 1998).



Şekil 1. Kömür gözenekleri içerisindeki gaz molekülleri.

Üretim çalışmaları ile bozulan basınç dengesinden dolayı kömürün gözenek ve çatlaklarında depolanan metan gazı, ocak ortamına çeşitli şekillerde yayılarak patlama, yangın ve boğulma gibi birçok tehlikeyi de beraberinde getirmektedir (Wang vd., 2012). Yukarıda da belirtildiği gibi, kısa sürede büyük miktarda gazın sürüklediği malzeme ile birlikte yayıldığı "Ani Gaz ve Kömür Püskürmesi" olayları özellikle yeraltı kömür madenlerinde işletme güvenliğinin en önemli sorunları arasında yer almaktadır.

Ani püskürme olayları genellikle bakir bölgelerde, gazlı ve yüksek ranklı kömür damarlarında, özellikle fay, kıvrımlanma, dayk vb. jeolojik zorlamaların olduğu bölgelerdeki kazı çalışmaları sırasında ortaya çıkmaktadır (Lama ve Bodziony, 1998; Cao vd., 2001). Konuyla ilgili gözlem ve

araştırmalar sonucunda olayların meydana gelişinde etkili olan faktörler belirlenmiştir.

Bunlar içinde en önemlileri:

- Bölgenin jeolojik yapısı,
- Kömürün yapısal özellikleri; özellikle kömürleşme derecesi, çatlaklılığı ve gevrekliği,
- Kömürün içerdiği gaz miktarı,
- Kömürdeki gazın desorpsiyon hızı,
- Kaya basıncı'dır.

Kömür damarı ve çevresindeki kayaçların jeolojik koşulları, ani gaz ve kömür püskürmesi olayının meydana gelmesinde önemli bir etkidir. Jeolojik faktörler iki grup altında toplanabilir. Bunlardan birincisi doğrudan kömür damarının geometrisini ve oluşumunu karakterize eden parametreler, ikincisi ise kömür damarları ve yan kayaçların tektonizmasını karakterize eden parametrelerdir. Olaylar genellikle jeolojik deformasyona uğramış, aynı zamanda yüksek miktarda gaz içeren damarlarda ortaya çıkmaktadır (Lama ve Bodziony, 1998).

Kömürleşme olayı sırasında organik maddedeki değişimlerin evreleri kömür türlerini meydana getirir. Kömürleşme derecesi genellikle Uçucu Madde veya Sabit Karbon miktarları esas alınarak belirtilmektedir. Diğer bir deyimle, düşük uçucu madde miktarı ve/veya yüksek sabit karbon miktarı, yüksek kömürleşme derecesini işaret etmektedir. Araştırmalar düşük dereceli kömürlerden antrasite doğru gelişen kömürleşmeye paralel olarak adsorplanan gaz miktarında bir artış olduğunu göstermiştir (Ökten, 1983).

Artan gerilmeler altında elastik sınırı izleyen çok sınırlı bir şekil değiştirmeden sonra aniden kırılan kayaçlara "Gevrek Kayaçlar" denilmektedir (Ketin ve Canitez, 1972). Bu tür kayaçlarda yenilme, kırılma şeklinde olmaktadır. Kömürlerin de gevrek kayaçlar sınıfına girdiği, yüksek dereceli kömürlerin diğerlerine oranla daha gevrek bir yapı gösterdikleri bilinmektedir. Kömürün bu özelliği, sekonder gerilmelerin etkisiyle var olan süreksizliklerin gelişmesi ve yeni süreksizliklerin oluşmasında önemli rol oynar. Diğer bir deyimle, kömürün gevrekliği arttıkça gazın desorpsiyon hızını etkileyen temel parametrelerden "çatlak yoğunluğu" artar. Bu varsayımdan hareketle, kömür damarlarından alınan numunelerin gevrekliğini belirleyerek, damarın ani püskürmeye eğilimi konusunda bir fikir elde etmek mümkündür (Ökten, 1983; Bodziony ve Lama, 1996).

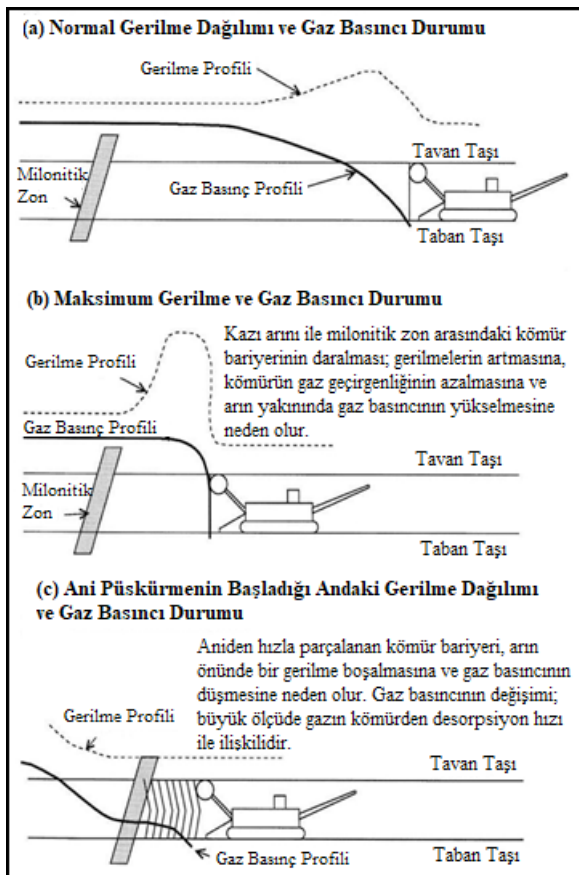
Kömür damarının gaz içeriği, ani gaz ve kömür püskürmesi olaylarında temel faktördür. Olayın gerçekleşmesi için, kömür damarındaki gaz miktarı belirli bir sınır değerinde olmalıdır. Genel olarak, 8 m³/t'dan (kuru-külsüz kömür) daha büyük bir gaz içeriğinde, diğer koşullar da sağlanıyorsa, ani gaz ve kömür püskürmesi olayının başlaması için yeterli şartlar oluşmaktadır (Lama, 1995). Almanya ve Avustralya'daki ampirik deneyimlere dayanarak, kömürün gaz içeriği açısından sınır değerler; metan için 9 m³/t, karbondioksit için 5 m³/t olarak tespit edilmiştir (Beamish, 1984). Dikkat edilmesi gereken diğer önemli bir nokta da, kömürün heterojen yapısı nedeniyle damardaki bazı dilimlerin diğerlerinden daha yüksek gaz (3-4 m³/t daha fazla) içeriğine sahip olmasıdır. Genelde yüksek oranda düren (kömür mase-rali) içeren ve yoğun çatlaklı yapıya sahip olan bu dilimler, kömür damarı ani püskürmeye eğilimli olmadığı halde olayı tetikleyebilmektedir.

Kömürdeki mikrogözenek ve çatlaklarda depolanmış olan gazın, ortamdaki basınç dengesinin bozulması ile birlikte, süreksizliklerden desorbe olarak yayılma hızı önemlidir. Deneysel çalışmalar, olaya eğilimli kömür damarında gaz desorpsiyon hızının çok daha yüksek olduğunu göstermiştir (Paul, 1981).

Madencilik faaliyetleri sırasında yapılan kazılar yerkabuğu içindeki doğal (Primer) gerilme durumunun bozulmasına neden olmaktadır. Doğal gerilmelerin yön, yer ve şiddet değiştirmesiyle oluşan yeni gerilme dağılımı da ikincil (Sekonder) gerilme durumu veya "Kaya Basıncı" olarak isimlendirilmektedir (Vardar, 1979; Ökten, 1983). Artan gerilmeler kömür damarında sekonder çatlakların boyutları ve yoğunluğunu artırmakta, arının dayanımını azaltarak gaz basıncı etkisiyle parçalanmasını kolaylaştırmaktadır. Bu nedenle kazı boşluğu çevresindeki gerilme dağılımının incelenmesi önem taşımaktadır. Ancak ocağın belli bir noktasında yapılan ölçümlerde elde edilen değerlerin sadece genel bir fikir verdiğini, tüm ocak için genelleştirilemeyeceğini de dikkate almak gerekir (Saltoğlu, 1975).

Yeraltında hazırlık ve üretim amacıyla yapılan kazı çalışmaları sonucu, açılan boşluğu çevreleyen bölgede gerilme dağılımının değişimi Şekil 2'de verilmiştir. Görüldüğü gibi, kaya basıncının değeri arından uzaklaştıkça artmakta, belli bir mesafede maksimum değerine ulaşmaktadır. Arının ilerletilmesiyle birlikte yüksek basınç zonu da içerilere doğru ötelenmektedir. Normal şartlarda bu çevrim panodaki üretim çalışmaları sonuçla-

nıncaya kadar devam etmektedir. İlerleme doğrultusunda ani püskürmeye eğilimli milonitik bir zon (kayadaki ilksel tanelerin kırılarak ufalanması ile oluşan zon) bulunması durumunda, kazı ile birlikte arın önündeki bölgede gerilmeler ve gaz basıncı artmakta, kömürün gaz geçirgenliği de minimum değerine inmektedir. Bu aşamada arın ile milonitik zon arasındaki bariyer, basınç altındaki gazın deformasyon enerjisini frenlemeye çalışmaktadır. Bariyerin kazı çalışmaları sonucu zayıflatılması ile birlikte, gaz basıncı arını parçalamakta ve taşıdığı malzeme ile birlikte kazı boşluğuna doğru akmaktadır. Söz konusu olaylar yeniden bir denge sağlanıncaya (gaz basıncının düşmesi, taşınacak niteliklerde kömür kalmaması) kadar devam etmektedir (Beamish ve Crosdale, 1998).



Şekil 2. Ani püskürme olayının mekanizması (Beamish ve Crosdale, 1998)

2. OLAYLARIN İSTATİSTİKSEL OLARAK DEĞERLENDİRİLMESİ

Zonguldak Taşkömürü Havzası'ndaki olaylar 1969-2013 yılları arasında sadece Kozlu ve Karadon Taşkömürü İşletmelerine bağlı ocaklarda ortaya çıkmıştır. Havzadaki diğer işletmelerde bugüne kadar ani gaz ve kömür püskürmesi olay-

ları ile karşılaşılmaamıştır. Kayıtlara geçen ilk olay Kozlu Taşkömürü İşletmesi'nde, 22.06.1969 tarihinde -425/22924 Sulu başyukarıda meydana gelmiştir (Ökten, 1983).

Konu ile ilgili belgeler incelenmiş, havzada 1969 – 2013 tarihleri arasında toplam 90 adet ani gaz ve kömür püskürmesi olayı tespit edilmiştir. Olayların yıllara göre dağılımı Şekil 3'te verilmiştir. Bu olaylardan 38'i Kozlu Taşkömürü İşletmesi'ne bağlı ocaklarda, 52'si ise Karadon Taşkömürü İşletmesi'ne bağlı ocaklarda meydana gelmiştir (Esen, 2013).

Karadon Taşkömürü İşletmesi'nde meydana gelen 52 ani gaz ve kömür püskürmesi olayının 34'ü başyukarılarda, 9'u lağımlarda, 7'si taban yollarında ve 2'si ayaklarda ortaya çıkmıştır.

Kozlu Taşkömürü İşletmesi'nde ise 38 olayın 19'u başyukarılarda, 16'sı lağımlarda ve 2'si taban yollarında, 1'i de ayakta kaydedilmiştir. Olaylar ile ilgili detaylar Şekil 4'te gösterilmiştir. Geniş kazı arınlı (uzunayaklar) ocak kesimlerinde gaz daha kolay serbestleştiği için, uzunayaklarda olay sıklığı diğer çalışma alanlarına göre çok daha azdır. Olaylardan yalnızca 3'ünün uzunayak'ta meydana gelmesi bunu kanıtlar niteliktedir.

Kozlu ve Karadon Taşkömürü İşletmeleri'nde saptanan 69 adet ani gaz ve kömür püskürmesi olayının meydana geldiği kömür damarları ve tekrar sayıları Şekil 5'te verilmiştir. Buna göre, 69 olayın %75'i Acılık, Sulu ve Çay damarlarında ortaya çıkmıştır.

Olayların şiddeti özellikle, olay sonrası kazı boşluğunu dolduran kömür postasının miktarına dayanarak belirlenmektedir (Bodziony ve Lama, 1996). Diğer bir deyişle olayların şiddeti ne kadar fazla ise, atılan kömür miktarı da o kadar fazla olmaktadır (Ökten, 1983). Kozlu ve Karadon Taşkömürü İşletmeleri'nde yaşanan 90 olaydan 55'inde atılan kömür miktarları belirlenmiş olup, değerlerin dağılımı Şekil 6'da derlenmiştir. Görüldüğü gibi, atılan kömür miktarı 31 olayda 50 – 400 ton arasında değişerek en fazla sıklığı göstermiş, en büyük değer ise 07.01.2013 tarihinde Kozlu Taşkömürü İşletmesi, -630 Kuzey Lağım'da meydana gelen olayda kaydedilmiş ve bu değer 2040 ton olmuştur.

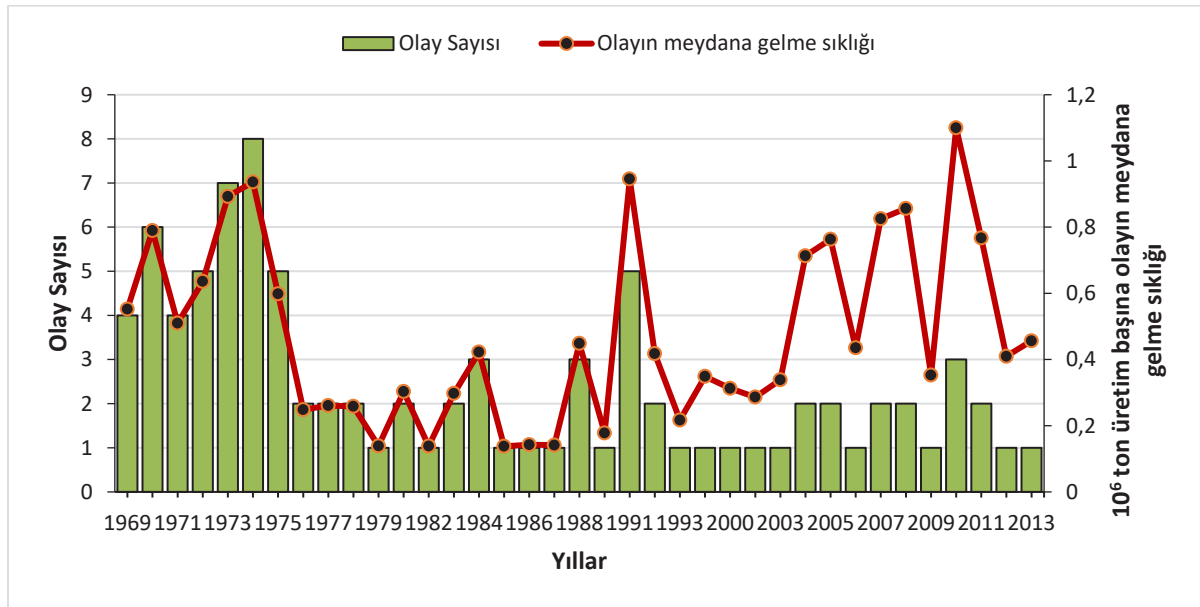
Majcherczyk ve Kobiela olayları şiddeti açısından, atılan kömür miktarını esas alarak sınıflandırmışlardır (Çizelge 1). Bu sınıflandırmaya göre; Kozlu ve Karadon İşletmelerinde meydana gelen olayların önemli bir bölümü orta ve küçük şiddetli sınıfa girmektedir (Çizelge 2).

Çizelge 1. Ani püskürme olaylarının açığa çıkan malzeme miktarına göre sınıflandırılması

Açığa Çıkan Malzeme Miktarı (ton)	Ani Püskürmenin Boyutu
0,5 – 10	Çok Küçük
10 – 50	Küçük
50 – 400	Orta
400 – 1000	Büyük
> 1000	Çok Büyük

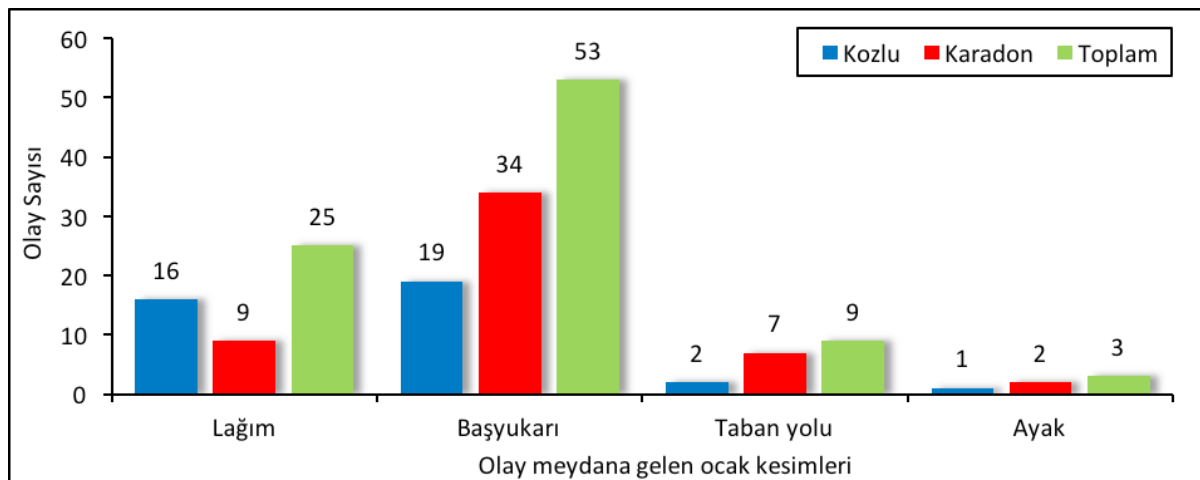
Çizelge 2. Havzada meydana gelen olayların açığa çıkan malzeme miktarına göre sınıflandırılması

Açığa Çıkan Malzeme Miktarı (ton)	Olay Sayısı	
	Karadon (adet)	Kozlu (adet)
0,5 – 10	1	2
10 – 50	6	7
50 – 400	11	20
400 – 1.000	5	1
> 1.000	1	1

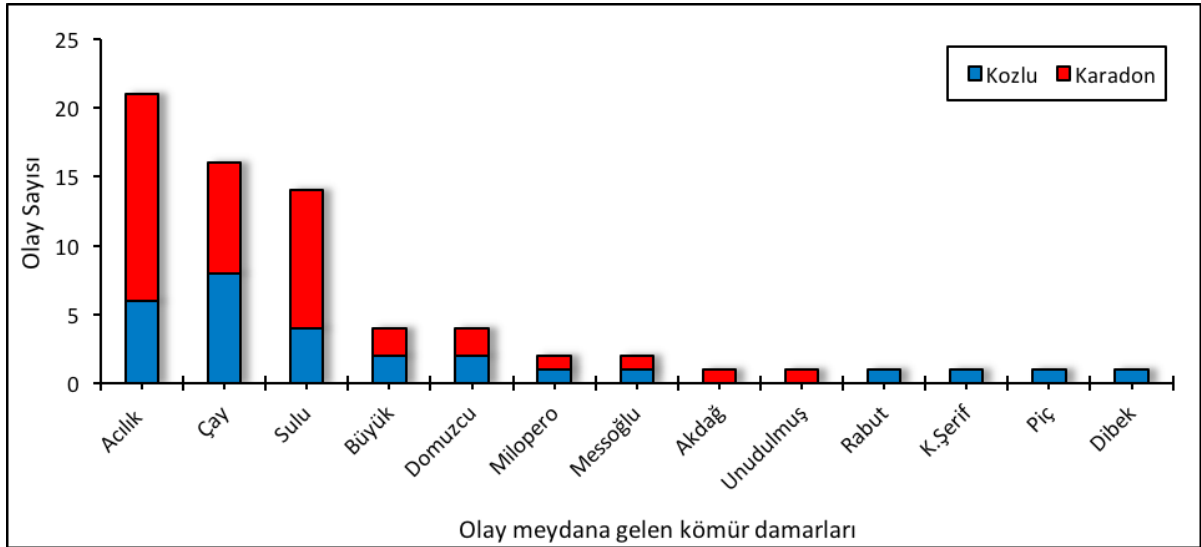


Not: Hesaplamalarda yıl bazında TTK toplam tüvenan üretimleri esas alınmıştır.

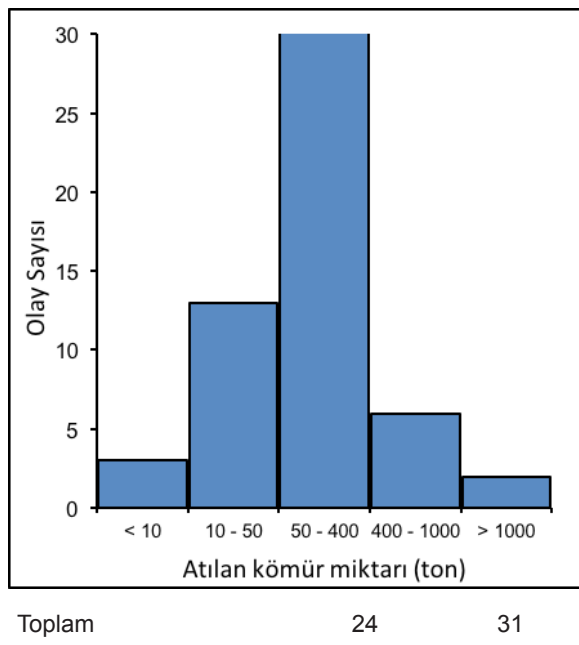
Şekil 3. Yıllara göre Karadon ve Kozlu taşkömürü işletmelerinde meydana gelen ani gaz ve kömür püskürmesi olaylarının sayısı ve 106 ton üretim başına olay sıklığı



Şekil 4. Ani gaz ve kömür püskürmesi meydana gelen ocak kesimleri ve olay sayıları

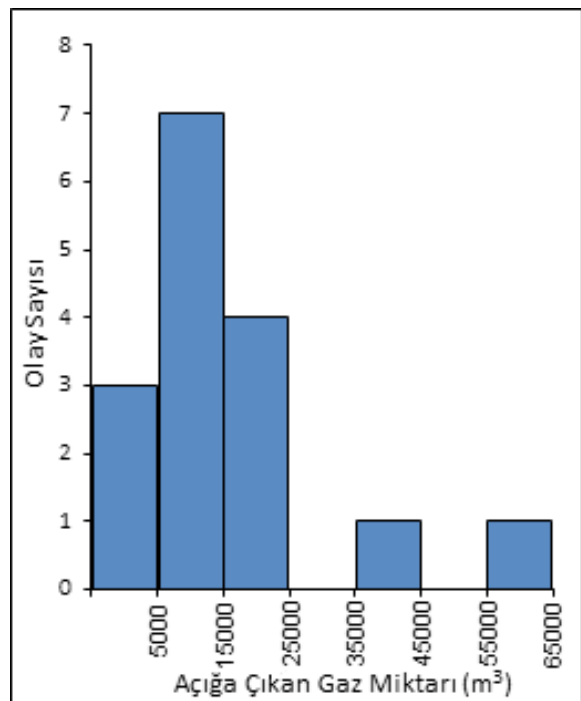


Şekil 5. Ani püskürme olaylarının meydana geldiği kömür damarları ve olay sayıları



Şekil 6. Olaylar sonrası atılan kömür miktarı değerlerinin dağılımı

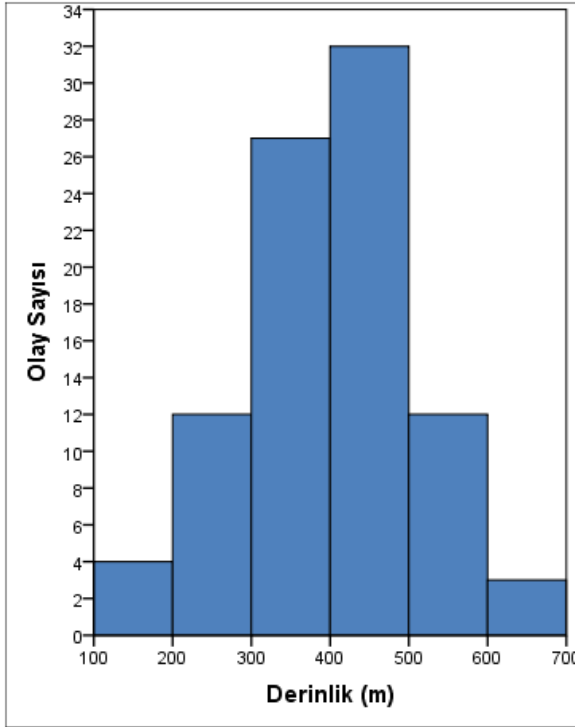
Olayların şiddetini belirlemede diğer bir kıstas da açığa çıkan gaz miktarıdır. Kozlu ve Karadon Taşkömürü İşletmeleri'nde meydana gelen 90 olaydan sadece 16'sında açığa çıkan gaz miktarları saptanabilmiştir. Şekil 7'de görüldüğü gibi değerler 5.000 – 15.000 m³ arasında yoğunlaşmaktadır. Şimdiye kadar en fazla gaz yine 07.01.2013 günü Kozlu Taşkömürü İşletmesi'nde, -630 Kuzey Lağım'da meydana gelen olaydan sonra açığa çıkmış olup, 65.000 m³tür.



Şekil 7. Olaylar sonrası açığa çıkan gaz miktarı değerlerinin dağılımı

Madencilik çalışmalarının daha derin seviyelere inmesi kaya basıncını, dolayısıyla ani püskürme olayının meydana gelme olasılığını artırmaktadır. (Diamond vd., 1986; Cao vd., 2001). Ancak bu, sığ derinliklerde çalıştırılan maden işletmelerinde olaylarla karşılaşılacağı anlamına gelmemelidir (Bodziony ve Lama, 1996). Derinliğin, Zonguldak Taşkömürü Havzası'ndaki ani gaz ve kömür püskürmesi olayları üzerindeki etkisi Şekil 8'de açıklanmıştır. Görüldüğü gibi üretim derinliğinin artmasıyla birlikte olay sayısı da artmaktadır.

Kozlu Taşkömürü İşletmesi'ndeki ani püskürme olaylarının tamamı -300 m ve daha altındaki derinliklerde meydana gelmiştir. Karadon Taşkömürü İşletmesi'nde ise olayların oluşma derinlikleri -110 m ile -560 m arasında değişmektedir. Olay sayısının -500 m ve altındaki derinliklerde azaldığı görülmektedir. Azalmanın nedeni bu derinliklerdeki üretim yerlerine daha yeni ulaşılmış olmasıdır.

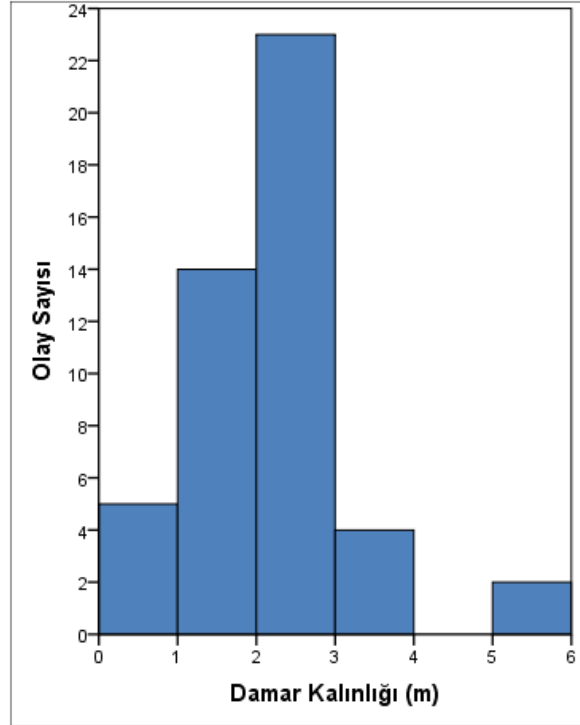


Şekil 8. Meydana gelen olayların üretim derinliği ile ilişkisi

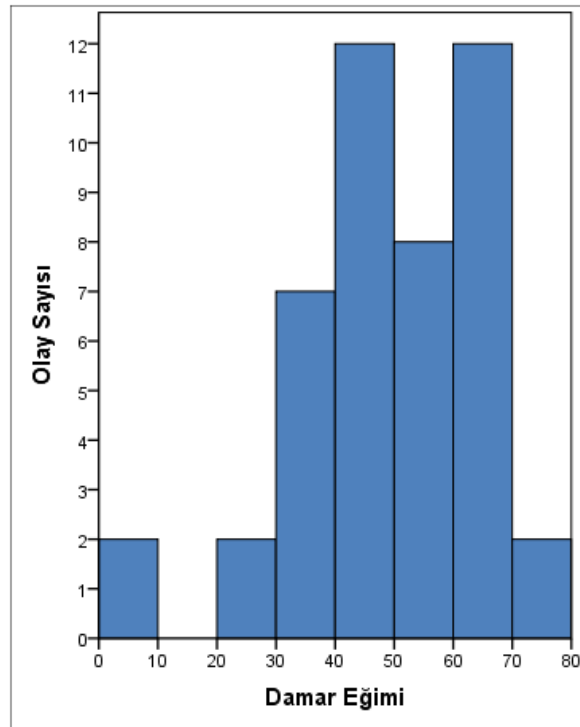
Havzada kömür damarı kalınlıkları 0,70-30 metre arasında değişmekle birlikte, üretimi yapılan damar kalınlıkları genellikle 2 ile 3 metre arasındadır. Olayların damar kalınlığı ile ilişkisi Şekil 9'da verilmiştir. Kalınlığı 3 metreye kadar olan damarlarda, olay sayısının arttığı görülmektedir. Daha kalın damarlarda olay sayısının az olması, bu gruba giren damarlardaki üretim yerlerinin sınırlı olması ile açıklanabilir.

Damar eğiminin olayların meydana gelişinde rol oynayan önemli etkenlerden birisi olduğu bilinmektedir (Lama ve Bodziony, 1998). Çünkü eğim arttıkça kömürün taban taşı ve arakesmelerin oluşturduğu süreksizlik düzlemleri üzerinde kazı boşluğuna doğru kayma olasılığı da artmaktadır (Ökten, 1983). Şekil 10'da havzada meydana gelen olayların damar eğimi ile ilişkisi verilmiştir. Değerlendirme sonuçları, olay sayısının, eğimi 40°-70° arasındaki damarlarda yoğunlaştığını gös-

termiştir. 70°'den daha dik damarlarda az sayıda olayla karşılaşılması, söz konusu damarlarda çalışmaların sınırlı olmasından kaynaklanmaktadır.



Şekil 9. Meydana gelen olayların damar kalınlığı ile ilişkisi



Şekil 10. Meydana gelen olayların damar eğimi ile ilişkisi

3. ANİ GAZ VE KÖMÜR PÜSKÜRMESİ OLAYLARIYLA MÜCADELEDE UYGULANAN YÖNTEMLER

Dünya’da ani gaz ve kömür püskürmesi olaylarıyla yoğun olarak karşılaşılan birçok ülkede, olaylarla mücadele etmek amacıyla çeşitli yöntemler geliştirilmiştir (Lama ve Saghafi, 2002; Gray, 2012; Imgrund ve Thomas, 2013). Bunlar aşağıdaki başlıklar altında toplanabilir:

- Kazı arınında geniş çaplı rahatlatma sondajlarının açılması,
- Koruyucu damar kazısı,
- Kazı hızının ayarlanması,
- Tahrik ateşlemeleri

Geniş çaplı rahatlatma sondajlarının avantajı, damar üstündeki tavan yüklerini bir ölçüde azaltmak, sekonder çatlaklar oluşturarak gazın kazı boşluğuna doğru hareketini kolaylaştırmaktır. Kullanılacak sondaj çapı genelde 65 ila 140 mm arasındadır. Deliklerin boyu en az 20 m seçilmeli, arının her 15 m ilerletilmesinden sonra sondajlar tekrarlanmalıdır.

Yardımcı damar kazısı, olaylar ile mücadelede uygulanan etkili ve kolay bir yöntemdir. Yöntemin uygulanabilmesi için ani püskürmeye eğilimli damarın altında veya üstünde olaya eğilimli olmayan damarların bulunması gerekir. Üretime geçmeden veya hazırlık galerileri sürülmeden önce olaya eğilimli olmayan damarlarda kazı çalışmalarına başlanır ve ortamdaki gazın bir kısmı bu sırada drene edilmiş olur.

Olaylara yatkın bir damarda, ayak cephesi veya galeri arını, ilerleme doğrultusundaki yüksek basınç bölgesine hızla yaklaşırsa, ani püskürme meydana gelme olasılığı artmaktadır. Yüksek basınç bölgesi, arından en az 4-5 m uzakta tutulabilirse, bu iki nokta arasında koruyucu bir bariyer bırakılmış olur. Bu bariyer, gazın oluşturduğu basınca dayanmakta, olay yaşanmadan gazın yayılmasını sağlamaktadır. Dolayısıyla kazı hızı bu bariyerin duraylılığını zayıflatmayacak şekilde ayarlanarak, olayın gerçekleşmesi önenebilmektedir.

Tahrik ateşlemeleri uygulamasında, yüksek oranda gaz içeren zon ile kazı arını arasındaki koruyucu bölge (bariyer), patlayıcı madde kullanılarak aniden ortadan kaldırılmakta, bir anlamda gazın olayı meydana getirebilmesi için uygun şartlar yaratılmaktadır. Ateşleme işlemi sırasında bölgedeki tüm personel güvenli bir uzaklığa çekildiği

için, olay gerçekleşse bile çalışanların güvenliği açısından herhangi bir tehlike oluşmamaktadır.

4. ZONGULDAK TAŞKÖMÜRÜ HAVZASINDA UYGULANAN MÜCADELE YÖNTEMLERİ

Olaylarla mücadele konusunda; Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği, EK-2, Madde 10.2’de “Bacalar, ani grizu boşalabilecek yönlerde devam ettirildiği takdirde, yapısal özellikler göz önünde bulundurularak en az 25 metre boyunda kontrol sondajları yapılması sağlanır. Kontrol sondaj deliklerinde, grizu veya tehlikeli gazların varlığı anlaşılırsa, iş durdurulur; çalışanlar söz konusu yeri terk eder; giriş yeri kapatılır, durum yetkililere derhal haber verilerek gerekli çalışmaların yapılması sağlanır.” hükmü esas alınmaktadır.

Türkiye Taşkömürü Kurumu (TTK) tarafından söz konusu yasal düzenlemeye ek olarak “Ani Püskürme (Degaj) Yönergesi” hazırlanmıştır. Bu yönerge gereğince, ilk olarak panolar üretime hazırlanırken ani gaz püskürmesi için gerekli koşulların varlığı plan ve kesitler üzerinde değerlendirilmektedir. Sonuçlar ani püskürme olasılığını gösteriyorsa, şartlara göre yukarıda bahsedilen yöntemlerden birisi uygulanmaktadır.

Uygulamada en çok başvurulan yöntem “Rahatlatma Sondajları”dır. Bakir damarlardaki hazırlıklarda (taban yolu, başyukarı, başaşağı) arın çevresinde kademeli olarak üç ile yedi adet sondaj delinmektedir. Çalışmalar sırasında kazı boşluğunun çevresinde en az 5m uzunluğunda deliklerin bulunması, her bir deliğin arını ile bir sonraki deliğin başlama noktası arasında 3-5 m arasında bir mesafe bırakılması öngörülmektedir.

Ayak içinde açılacak rahatlatma sondaj delikleri aralarında 3-5 m olacak şekilde, arına dik ve en az 5m uzunluğunda açılmaktadır. Tektonik arızalı zonlarda ise delik uzunlukları en az 10 m olmaktadır.

Kömürdeki rahatlatma sondajları en az 90 mm dış çaplı helezon burgularla açılmaktadır. Sondaj açma işlemi sırasında çıkan gazın (CH₄) konsantrasyonu, kömür tozu ile birlikte gaz üflemesi vb. olağan dışı gelişmeler sürekli izlenmektedir. Bu gibi durumlarla karşılaşırsa, şartlar normale dönünceye kadar kazı arınında uygun mesafelerde ilave delikler açılmaktadır.

SONUÇLAR

Zonguldak Taşkömürü Havza'sında 1969 – 2013 yılları arasında 90 adet ani gaz ve kömür püskürmesi olayı meydana gelmiştir. Olaylar sonucu atılan kömür miktarı 50 ile 400 ton arasında yoğunlaşmış, en büyük değer 2040 t olmuştur. Açığa çıkan gaz tüm olaylarda metan'dır. Ölçülen değerler 5.000-15.000 m³ arasında değişmektedir. Olayların özellikle Acılık, Çay ve Sulu damarlarında yoğunlaştığı belirlenmiştir.

Kozlu Taşkömürü İşletmesi'ndeki ani gaz ve kömür püskürmesi olaylarının tamamı -300 m ve daha altındaki derinliklerde meydana gelmiştir. Karadon Taşkömürü İşletmesi'nde ise olayların meydana geldiği derinlikler -110 m ile -560 m arasındadır. Derinliğin artmasıyla birlikte olay sayısının da arttığı tespit edilmiştir.

Olaylar sırasında açığa çıkan gazın hacmi ve malzeme miktarı, olayın şiddeti veya boyutunu belirlemede ve sınıflandırmada kullanılan parametrelerdir. Majcherczyk ve Kobiela (Bodziony ve Lama, 1996), ani püskürme olaylarını, açığa çıkan malzeme miktarına göre sınıflandırmıştır. Olaylar bu sınıflandırmaya göre değerlendirildiğinde, 55 olaydan 31'inin orta şiddette olduğu anlaşılmaktadır.

Damarların eğimi arttıkça olay sayısının da arttığı, olayların özellikle 25°'den daha dik damarlarda yoğunlaştığı görülmüştür. Olay sayısı, özellikle üretimin önemli bir bölümünün karşılandığı 1-3 m arasındaki damarlarda yüksektir. Artan damar kalınlığı ve eğiminde olay sayısının azalması, bu gruba giren damarlarda üretim çalışmalarının sınırlı olması ile açıklanabilir.

Olayların iş sağlığı ve güvenliği konusunda oluşturduğu sorunları önleyebilmek için çeşitli mücadele yöntemleri geliştirilmiştir. Uzun yıllar içinde kazanılan deneyimlerden yararlanarak TTK Kozlu ve Karadon Taşkömürü İşletmeleri'nde de bu çalışmalar sürdürülmektedir. Uygulamada en çok başvurulan yöntem "Rahatlatma Sondajları"dır (TTK, 2005).

Zonguldak Taşkömürü Havzası'ndaki kömür damarlarının yüksek oranda metan gazı içermesi, bölgenin tektonik olaylar sonucu kırıklı ve kıvrımlı bir yapı kazanmış olması nedeniyle ani gaz ve kömür püskürmesi olaylarının gerçekleşmesi için uygun şartlar mevcuttur. Gelecek yıllarda üretim çalışmalarının daha derin seviyelere inmesi ile birlikte olayların meydana gelme olasılığı da yükselecektir. Bu nedenlerle, olaya eğilimli zonların

önceden belirlenmesi ve olaylarla mücadele yöntemleri konularında yapılacak çalışmalara önem verilmelidir.

KAYNAKLAR

ACARP, 2015. Outburst Risk Determination and Associated Factors. The Australian Coal Industry's Research Program Reference No.C23014, Report 398.

Beamish, B. B., 1984. Overseas visit to West Germany. Tech. Rept. CCP-009-84. Collinsville Coal Co. Pty, Collinsville, pp. 38.

Beamish B. B., Crosdale P. J., 1998. Instantaneous outbursts in underground coal mines: An overview and association with coal type. Int J Coal Geol 35:27-55.

Bodziony J, Lama, R. D., 1996. Sudden outbursts of gas and coal in underground coal mines. Outbursting Scoping Study Final Report pp. 453-478.

Cao, Y., He, D., Glick, D. C., 2001. Coal and gas outbursts in footwalls of reverse faults. Int J Coal Geol 48:47-63.

Diamond, W.P., La Scola, J.C., Hyman, D.M., 1986. Results of directmethod determination of the gas content of the US coal beds. US Bureau of Mines Information Circular No. 9067, Pittsburgh, PA.

Eckart, D., Gimm, W., Thoma, K., 1966. Plötzliche Ausbrüche von Gestein und Gas im Bergbau. Freiburger Forschungshefte A 409, VEB Deutscher Verlag für Grundstoff, Industrie, Leipzig.

Ediz, İ. G., Durucan, Ş., 1998. Kömür Ocaklarında Metan Gazı Oluşumu ve Birikimi, Kömür: Özellikleri, Teknolojisi ve Çevre İlişkileri (Editör: Orhan Kural), Özgün Ofset ve Matbaacılık A.Ş., Sf. 223-242.

Esen, O., 2013. Türkiye Taşkömürü Kurumu Ocaklarındaki Ani Gaz ve Kömür Püskürmesi Olaylarının Değerlendirilmesi ve Olayları Etkileyen Faktörlerin Araştırılması. (yüksek lisans tezi), İTÜ, İstanbul, Türkiye.

Gray, I., 1983. Factors influencing outbursting and gas drainage in underground coal mines. Dissertation, University of Wollongong.

Gray, I., 2012. Mining Gassy Coals. 12th Coal Operators' Conference, University of Wollongong & Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2012, 249-259.

Hargraves, A. J., 1983. Instantaneous outbursts of coal and gas: a review. Proc. Australas. Inst. Min. Metall. 285:1-37.

Imgrund, T., Thomas, R., 2013. International Experience of Gas Emission and Gas Outburst Prevention in Underground Coal Mines. 13th Coal Operators' Conference, University of Wollongong & Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2013, 331-338.

Ketin, İ., Canitez, N., 1972. Yapısal Jeoloji. İTÜ Matbaası, Gümüşsuyu.

Kim, A. G., 1973. The composition of coalbed gas: U.S. Dept. of Interior, Bureau of Mines.

Lama, R. D., 1995. Safe gas content threshold value for safety against outbursts in the mining of the Bulli seam. Int.Symp.cum Workshop on Management & Control of High Gas Emission & Outbursts Wollongong, 20-24 March.

Lama, R. D., Bodziony, J., 1998. Management of outburst in underground coal mines. Int J Coal Geol 35:83–115.

Lama, R. D., Saghafi, A., 2002. Overview of Gas Outbursts and Unusual Emissions. in Aziz, N. (Ed), Coal 2002: Coal Operators' Conference, University of Wollongong & Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2002, 74-88.

Li, X. Z., Hua, A. Z., 2006. Prediction and prevention of sandstone-gas outbursts in coal mines. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences 43, Sf. 2–18.

Ökten, G., 1983. Zonguldak Taşkömürü Havzasındaki Ani Gaz ve Kömür Püskürmesi Olaylarının İncelenmesi ve Olaya Eğilimli Zonların Belirlenebilirliğinin Araştırılması, (doktora tezi), İTÜ, İstanbul, Türkiye.

Özpeker, I., 1991. Kömür Oluşumu Petrografisi ve Sınıflandırılması, Kömür, (Editör: Orhan Kural), Sf. 8-9.

Paul, K., 1981. Weiterentwicklung von Verfahren zur Prognose und Verhütung von Gasausbrüchen. Glückauf 117, Nr. 13, 738-758.

Saltoğlu, S., 1975. Zonguldak Maden Kömür Havzasındaki Ani Gaz ve Kömür Püskürmesi (Degajman Enstantane) Olaylarının Tanıtımı, Olaya Eğilimli Damarların Saptanması ve Uygulanması Gereken Savaş Yöntemleri, (doçentlik tezi), İTÜ Maden Fakültesi, İstanbul.

Türkiye Taşkömürü Kurumu, 2005. Degaj Yönergesi. Zonguldak.

Vardar, M., 1979. Kayalarda Gerilme Durumları. İleri Kaya Mekaniği Ders Notları. İTÜ Maden Fakültesi.

Wang, S., Elsworth, D., Liu, J., 2012. Mechanical Behavior of Methane Infiltrated Coal: the Roles of Gas Desorption, Stress Level and Loading Rate. Rock Mech Rock Eng, Doi: 10.1007/s00603-012-0324-0.



Derleme / Review

COAL BLENDING FOR THERMAL POWER STATIONS**TERMİK SANTRALLAR İÇİN KÖMÜR HARMANLAMA**Mustafa Yörükoğlu^{a,*}^a Mining Eng. MSc., ANKARA

Geliş Tarihi / Received : 25 Nisan / April 2017
Kabul Tarihi / Accepted : 19 Temmuz / July 2017

Anahtar Sözcükler:

Blending,
Stacking,
Reclaiming,
Stockyard equipment,
Quality management.

Keywords:

Harmanlama,
Yığıma,
Yığından alma,
Stok sahası ekipmanı,
Kalite yönetimi.

ABSTRACT

Coal blending which provide increase in efficiency, decrease in repair-maintenance costs and emission of harmful gases in coal fueled power plants, is in the interest of many countries both scientifically and practically. Nevertheless, there are many power plant operators in different countries showing no adequate interest to this important issue.

This paper briefly explains the importance of blending, types and methods of blending, total coal quality management and importance of stockyard equipment selection especially for mine-mouth power plants and points out that all these are essential parameters of a good blending.

ÖZ

Kömürle çalışan santrallarda verim artışı, tamir bakım masraflarında ve zararlı gazların emisyonunda azalmayı sağlayan kömür harmanlama konusu bilimsel ve uygulamalı olarak birçok ülkede gerekli ilgiyi görmekle beraber, konuya yeterli ilgiyi göstermeyen farklı ülkelerde santral işletmecileri de bulunmaktadır.

Bu makale, özellikle yanındaki kömür ocağından yakıt sağlayan santrallar için bu konuya neden önem verilmesi gerektiğini, harmanlama yöntemlerini, toplam kömür kalite yönetimini, stok sahası ekipman seçiminin önemini kısaca belirtmekte ve tüm bu hususların iyi bir harmanlama için gerekli parametreler olduğuna işaret etmektedir.

* Sorumlu yazar: yorukoglu@yahoo.com • <https://orcid.org/0000-0002-1742-5190>

INTRODUCTION

Coal blending, on which scientific researches were intensified starting from 1980s, have been considerably improved both theoretically and practically. Particularly coal exporters and mine-mouth power plant operators supplying coal from one or different coal mines achieved desired quality coal by applying blending techniques.

Developments in blending were primarily observed in the coal producing/exporting countries (such as Australia, South Africa) and in coal importing countries (such as Netherland). In the process of time mine-mouth plant operators fed from one/several coal mines started efficient coal blending works.

Most mine-mouth power plant operators do not concentrate on blending, size and type of stockyard and its equipment and consequently the benefits that may come out. Stockyard equipments are generally perceived as a package system brought by the stockyard equipment vendors. Some technical parameters (such as, stacker/reclaimer capacity, belt speed/capacity, etc.) are to be considered and detailed discussions with the vendors including size and type of stockyard before the construction and erection works, are to be fulfilled. Power plant operators should show interest on quality distribution in the coal mine, sequence of production, type and method of blending systems, total coal quality management system and its effects to boiler efficiency. These items are inseparable parts of the whole.

It is difficult to state that an adequate interest to this important issue has been shown by the plant operators in Turkey. There are some scientific studies (Ural and Onur, 1994; Taştekin, 2002; Erarslan et al., 2001; Ural, 2007) and practical approaches on this issue but the numbers of both should be increased.

1. OBJECTIVES IN COAL BLENDING

Coal quality in any coal seam shows spatial variability. It is impossible to have a uniform quality of coal if it is not processed after mining. Parameters determining the coal quality (Lower heating value, ash, moisture, volatile matter, grindability, sulphur, etc.) are so important that any excessive fluctuation in the quality may result in costs and environmental pollution in negative terms, even though calorific values of coal meets the demanded range of boiler. Nkuna (2009) points out that high ash content impedes the burning capability

of boilers, causing low temperatures that lead to boiler trips. In short, coal quality fluctuation directly affects plant efficiency, availability, unwanted emissions and costs (Mahr,1988; KEMA, 2004; Sathyanathan, 2011).

Mineral matter composition in ash is also very important from point of slagging and fouling. Mineral matters directly affect mill life and repair-maintenance costs. However, non-additive properties of mineral matters during combustion are very complex and even if the blended coal meets the design coal spec, full scale tests for a certain time may be favourable for boiler efficiency before making a decision of blending system. Burning profiles of coals with different properties (such as high ash, low ash coals from the same mine or different mines) with certain percentages should be obtained before blending system decision.

Spontaneous combustion (sponcom) is directly related with coal quality and long time retention of coal in the stockyard. Carbon and oxygen are basic elements of sponcom while sulphur plays a triggering effect. Sulphur compounds in coal liberate considerable heat as they oxidize. If not taken under control, sponcom creates environmental pollution and causes loss of fuel (coal). Blending can be an important technical solution to prevent sponcom (Sathyanathan, 2011; Sloss, 2014). Coal retention period in the stockyard is so important that first in-first out rule can be applied when sponcom is concerned (McCartney, 2006).

When a favorably blended coal is fed to a dated boiler, plant efficiency could be increased by at least 4% (Sloss, 2014). This means a reduction in coal production, extending mine life, reduction in overburden material (in open pits), less slagging, reduction in repair-maintenance, less harmful gas emission, etc. and consequently increase in profit and money saving.

The primary objective of blending is to maximize uniformity of a non-homogeneous coal so as to have a better efficiency of power plant, an environmentally friendly system, saved fuel cost and extended coal reserve life (Renner, 2013; Gupta and Boruah).

2. TYPES AND METHODS OF COAL BLENDING

Many scientific studies have been carried out to bring an optimum solution to blending issue. Studies include simulation techniques taking into consideration the coal geometry, coal quality parameters and mining system applied (Benndorf,

2013), blending optimization under uncertainty (Shih and Frey, 1993) for expected costs of blending, coal blending optimization for coal preparation production process based on genetic algorithm (Xi-Jin, 2009), linear programming technique for optimum blending (Erarslan et al., 2001), and so many other techniques. Meanwhile manufacturers developed suitable machinery and equipment for coal blending. All these studies carried out and equipments manufactured are for the solution of specific needs, i.e. blending method and the machinery for any power plant are to be tailor made.

Blending starts with the coal mine. Number of coal seams, quality of each seam, quality distribution in the benches, sequence of production and all similar data will be very useful in blending operations. Best method to understand the quality distribution is 3D mapping of the whole coal field. Production planning also provides a very good idea before starting blending.

During mining operation coal is transported by belt conveyors (or by other means) to stockpiles, crushers (mills) and boilers. During blending of two/more coals having different qualities, if the weighted average of the parameters are regarded, it may result in unwanted results. Knowing the additive (blend value is the average value of the coals within the blend, e.g. lower heating value, moisture, volatile matter, etc.) and non-additive (blend value is not the average value of the coals within the blend, e.g. grindability, fusion temperature, etc.) features would be beneficial in order not to lead to unexpected surprises (KEMA, 2004; Arora and Banerjee; Sathyanatyan, 2011).

A power plant needs a continuous and homogeneous flow of coal which meets the desired design coal values (coal quality on which the boiler is designed) which are mainly lower heating value, ash content, moisture content and sulphur content. While feeding the coal to power plant, the parameters defining the coal quality change and fluctuations in the quality inevitably occur even in a very short period of time.

In order to determine the best type and method of blending the best approach is to carry out the tests in the power plant for a couple of days/weeks but not in pilot scales. Because the results of full scale tests are unquestionable.

2.1. Types of Blending

There are three types of blending to achieve a de-

sired blend quality. The figures 1, 2 and 3 simplify the concept of blending types.

Mine contractor is to produce lowest and highest quality of coal (cut off value of coal) defined in the coal supply contract. However, the mine contractor is to supply the coal within range coal limits, otherwise pays penalty. Quality a and b are the lowest and highest values of any parameter of coal. Quality b1 and a1 are the range coal values on which the boiler is designed. Boiler shows a good efficiency when the coal quality supplied to the boiler is in this range. Design coal value (σ) gives the best boiler efficiency.

2.1.1. Mixing

As the name indicates this is a way of mixing two or more types of coals having different qualities (e.g. low ash coal with high ash coal). Mixing never enables the operator to have a uniform coal pile and the mixed coal quality may fluctuate between the lowest and highest figures of the parameters (ash, LHV, etc.) if mixing is not done well enough (although the aim is to stay in range coal values). The figure 1 below shows the coal quality fluctuation that may happen while feeding to power plant.

2.1.2. Blending

It is a system harmonizing two or more different coals having different qualities with/without the same origin. Blending is completely different from mixing and it is aimed to stay in the range coal constraint of boiler. Range coal constraint covers mainly lower heating value, ash, moisture and sulphur. In practice, the constraint is exceeded time to time because of incoordination and mismanagement (Figure 2).

2.1.3. Homogenization

Homogenization refers to a more consistent supply of coal quality fluctuation as much close as to design value of the boiler and it generally refers to same origin of coal. Additionally, besides the main parameters, it also aims to lessen the fluctuations of some mineral matters, e.g. Ca, Si, etc. which directly affect the mills, boilers and efficiency.

Homogenization requires a very good mine-stockyard-power plant management information and coordination system. Input quality to stockyard must not show big fluctuations (so, a very good production-quality planning is to be ensured) and

the layers of coal piled onto each other should be thin enough (Figure 3).

2.2. Methods of Blending

Before making a decision about the method of blending some questions must be clarified (Mular et al., 2002):

- a- How many different qualities of coal are to be stacked?
- b- What are the mineral characteristics of each quality (Density, susceptibility to sponcom, stickness, grindability, ash composition, etc.)
- c- How much storage is required?
- d- What proportion of live to dead storage is required?
- e- Is a FIFO (First in- first out) stacking and reclaim required?
- f- Type and capacity of existing (if any) stacking/ reclaiming equipment and belt conveyors?

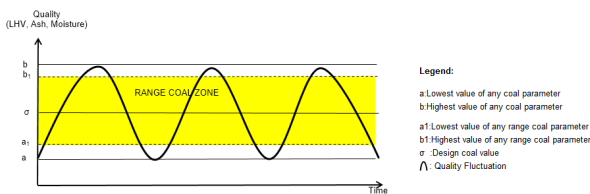


Figure 1. Coal quality may exceed b1 and a1 (Range coal) values in Mixing

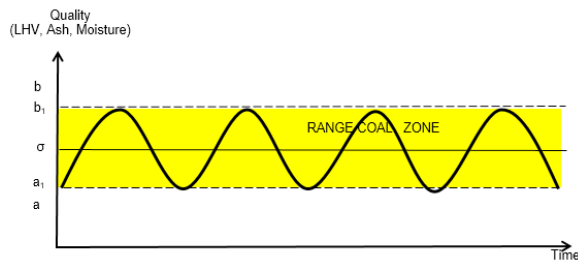


Figure 2. Coal quality values fluctuate in range coal quality limits of boiler in Blending

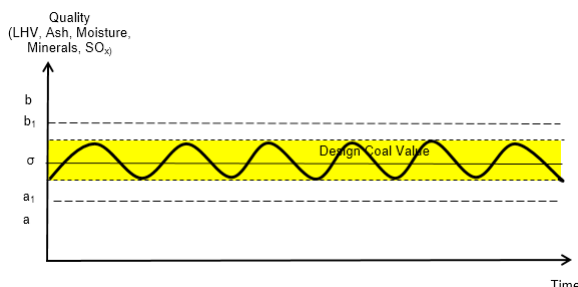


Figure 3. Coal quality values considerably close to design coal value of boiler in Homogenization

2.2.1. Stacking

The following explains the most widely used two methods of stacking, especially in the mine-mouth stockyards, i.e. Windrow and Chevron (Pavloudakis and Agioutantis, 2001). The others such as cone-shell, strata, chevcon, etc. are not given in this paper.

2.2.1.1. Windrow Stacking

This method has a principle of horizontal stacking, i.e. direction of movement of the boom is in parallel to the direction of the movement of the stacker.

Stacking starts when the boom is in the lowest position at the other edge of the stockyard, opposite to the stacker. After the completion of the first stacking of the first windrow (small pile) line, slewing angle of the stacker boom is changed to a new position and new stacking starts in opposite direction. As soon as the first level is completed the stacker boom is lifted to a new position and next windrow lines are stacked in the gaps of previous windrow lines. This way of stacking is carried on until the desired height of stockyard is completed (Figure 4 and 5, Photograph 1).

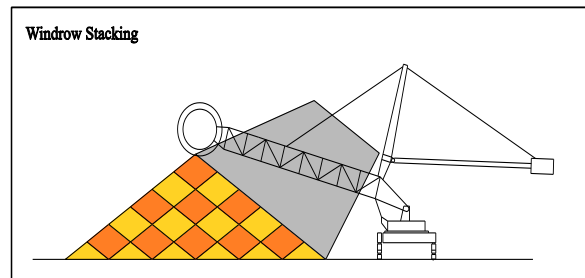


Figure 4. Windrow Stacking

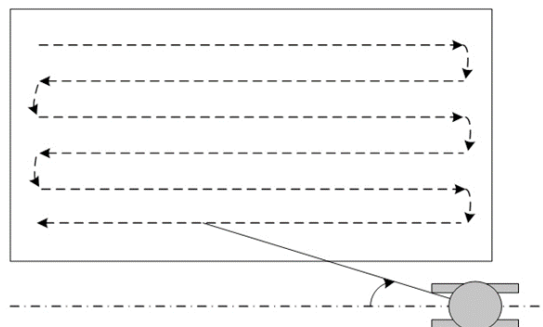


Figure 5. Boom movement when stacking first level in Windrow method (Joo and Woo, 2011)



Photograph 1. A good example of Windrow Homogenization (Valenta, 2013)



Photograph 2. Windrow stacking at Afşin-Elbistan Stockyard

2.2.1.2. Chevron Stacking

This method also requires a horizontal stacking principle, but in the form of big piles on top of each other. Stacking starts with the lowest position of the stacker boom and slewing angle is almost fixed to the center of the stockyard and the stacker moves along the stockyard or to a defined length of the stockyard. As soon as the defined length is achieved the stacker moves back and the boom is lifted upward to its new position to create a new layer and stacker starts piling up the coal on top of the previous layer. When the stacker moves back and forth, a cross section of triangular bands are developed. Thickness of each layer on top of previous one is to be thinner for a better blending. Each coal layer has a different quality (Figure 6).

Windrow is the principal method of stacking app-

lied at Afşin-Elbistan stockyard at home (Photograph 2). The ideal length of piles were determined as 100 meters. Height and width of windrows are approximately 12 m. and 23-27 m. respectively (AEL, 2015).

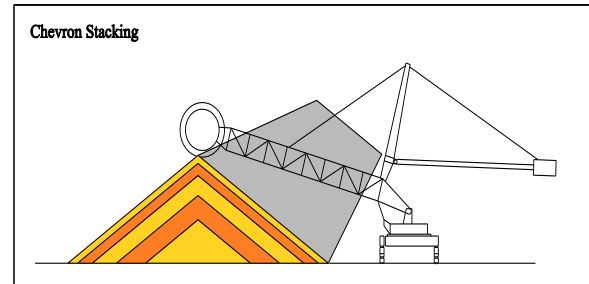


Figure 6. Chevron Stacking

2.2.2. Reclaiming

There are mainly three methods of reclaiming (Mühlbach, 2011; Van Horssen, 2013):

- Long travel reclaiming
- Bench/Block reclaiming
- Pilgrim step reclaiming

In long travel reclaiming method the reclaimer travels along the stockpile while cutting coal pile. Reclaimer boom height, depth and boom slewing angle are to be set to a position before reclaiming. At the end of the stockpile and before backward movement, reclaimer boom height, depth and slewing angle are changed to a new position. Boom slewing angle is not changed during movement.

In the bench reclaiming method, stockpile is reclaimed bench by bench to the end of the stockpile by changing the slewing angle of the boom during reclaiming. When the reclaimer arrives end of the stockpile, the reclaimer moves back to the starting point of the stockpile and lowers the boom for the second (third, etc.) bench and moves forward again by changing the slewing angle to reclaim the second bench and so on. Pavloudakis and Agioutantis (2001) state that the most economical way to accomplish the bench reclaiming method is to use three benches.

The principle of block reclaiming is almost the same with bench reclaiming except that the reclaimer does not travel along the stockpile but to a certain predetermined distance. When the predetermined distance is reached the reclaimer moves back to the starting point of the stockpile and takes its new position as in the case of bench

reclaiming method and this process continues till the reclaiming of all block having a predetermined length.

In both (bench and block) methods reclaimed part of the pile resemble a sickle shape because of the slewing angle of the boom. In order to supply a constant reclaim output, the slewing speed of the boom is to be controlled.

Pilgrim step reclaiming method resemble block method except the slewing movements and cuts are limited in number. After limited numbers of cuts the reclaimer moves back to the starting point of the pile and other bench is reclaimed.

Effective capacity ratio of each reclaiming method may considerably differ from each other. The combination of stacking- reclaiming methods and equipments is so important and they determine the effectivity of blending (Müller, 2010).

In general two single purpose machines (stackers, reclaimers) and multipurpose machine (stacker/reclaimer) are used for blending at home.

3. COAL QUALITY MANAGEMENT SYSTEM, ANALYSIS, STOCKYARD EQUIPMENT

Blending is not the unique instrument to supply optimum quality coal to power stations. There are lots of factors affecting this issue, such as sampling, equipment used at stockyard, coal quality management system including training of all staff, etc.

3.1. On-line Analysis

Blending processes generally rely on conventional sampling system. Analysis of coal samples require too much time and consequently blending works may not be in desired quality. Any delay in determining the quality of blended coal may create objectionable results in the mills and boilers, and gas emission limits may be exceeded.

Today many on-line analysers, in different trade marks, provide the plant operator carbon, oxygen, sulphur, moisture, low heating value and even the constituents of ash (Bhamidipati et al., 2004; Mahr, 1988). In practice on-line analysers indicate very high accuracy in determining those mentioned parameters when a good quality of coal (e.g., coal with low ash and moisture, high calorific value) is in question, however might show considerable discrepancies from the actual quality values when a bad/poor coal quality (e.g., coal with high ash and moisture) is concerned

and it may result in contractual penalties. So, caution must be given to reliable number of samples from the mine, on-line analyser values, and comparison of actual quality values when low grade coals are to be blended.

3.2. Stockyard Equipment-Size of Stockyard

Depending upon the capacity of power plant, coal mine design and sustainability of production, coal quality, variation of quality in the coal field, sponcom feature of coal, available land size for stockyard, etc.; the size (buffering capacity) and type of stockyard (conventional longitudinal, circular) can be calculated and designed (Oberrisser, 2008; Ural, 2007). Thereafter the step is the selection of equipment type. Selection also depends on the type and method of blending.

Stacking equipment can be of rigid boom, luffing boom, slewing boom, retractable boom types or combination of these (Figure 7).

There are many types of reclaimers, such as bucket-whell, bridge, gantry, drum, portal, semi portal and drum. Each one may have different capacity depending on method of reclaiming, size of pile, etc.

A detailed discussion with the manufacturers (vendors) of stockyard equipment is of vital importance before making a final decision about the size and type of stockyard equipment. Cost and operational performance of equipment should also be considered. Before contract negotiations for the procurement of stockyard equipment, all types of information about the mine and coal, available land for stockyard, capacity of power station, grain size, crushers and mills, belt conveyors, ash handling system, etc. should be supplied to the manufacturer for the right choice of equipment because the stockyard equipment is to be tailor design equipment.

3.3. Coal Quality Management System

Blending, which is a phase in coal quality management system, starts in the coal mine. Management is to be aware of mine planning, production sequence, quality at the benches where the production is currently carried out, method of stacking and reclaiming, quality of blended coal, HGI value of coal, efficiency of the boiler and emission figures.

A tight information coordination at each point of concern gives the management a good decision

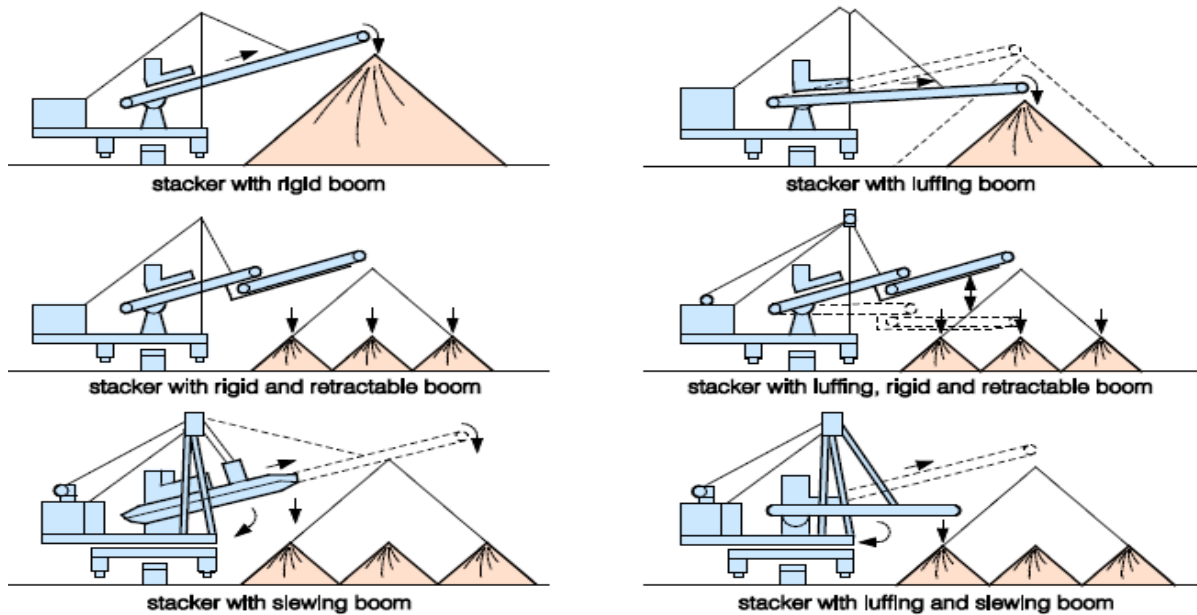


Figure 7. Coal Stacking Equipment (Sloss, 2014)

making capability for the best efficiency of the boiler. What is meant here is not only the coal management system, but total coal quality management system.

Such a management system requires rapid laboratory analyzers, monitoring equipment such as CCTV (Close circuit television) system, on-line analysers, sensors (belt weighers), GPS (For machine position), automatic coal samplers, PLC (Programmable Logic Controller) and very well trained stacker/reclaimer operators (Valenta, 2013). A control module for each phase and a general module are to be established for monitoring and control of all activities in detail.

CONCLUSIONS

Blending is an important issue on which many scientific studies and practical works have been carried. Emission of harmful gases as well as the considerable reduction of repair and maintenance costs of mills and boilers of power plants can be achieved by a proper blending method. Efficiency increase of boilers by a proper blending returns in big savings in monetary terms.

There are different types and methods of blending as well as different types of stockyard equipment. Optimum blending requires detailed investigation of the best method of blending together with the best suiting stockyard equipment. Type and size of stockyard, coal quality distribution in the mine

and sequence of production, coal quality analysis and similar parameters are integral part of a good blending. Detailed discussion of stockyard equipment with the vendors is a must. Total coal quality management system must be established for a sustainable supply of desired quality coal to the boiler.

Scientific studies and practical works on blending should be supported and/or carried out by coal fueled power plant operators in Turkey.

REFERENCES

- AEL (Afşin –Elbistan Lignite Establishment), 2015. Stockyard Equipment and Operation Introductory Informative Booklet.
- Arora, A.K., Banerjee, D., Optimization of Coal Blend Proportions for Sustained Improvements in Generation & Efficiency. <http://www.indianpowerstations.org/IPS%202013%20Presentations/Day-2%20at%20PMI%20NTPC%20Noida%20UP/Aurobindo/Session%2012%20Coal%20&%20Ash%20Management/Paper%202%20Optimization%20of%20Coal%20Blend%20proportions%20for%20sustained%20improvements%20in%20generation%20&%20efficiency.pdf>
- Benndorf, J., 2013. Application of Efficient Methods of Conditional Simulation for Optimising Coal Blending Strategies in Large Continuous Open Pit Operations. *International Journal of Coal Geology*, 141-153
- Bhamidipati, V. N., 2004. Rose, C. D., Russell, J. M., Compliance Blending of PRB Coal at B. L. England

Station Using Cross-Belt Analyzer. Int. On-Line Coal Analyzer Technical Conference.

Eraslan, K., Aykul, H., Akçakoca, H., Çetin, N., 2001. Optimum Blending of Coal by Linear Programming for the Power Plant at Seyitömer Coal Mine. 17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey, 719-722.

Gupta, S. K. and Boruah, B., Coal Blending Management System- A Case Study. Holtec Consulting Private Limited, India.

Joo, Y.C., Woo, S. J., 2011. Reclaiming/Stacking Methods. ABB Stockpile-Mining Solution Library (Automation).

KEMA, 2004. Coal Blending-Expertise and Services of KEMA. <https://tr.scribd.com/document/238333586/Netherlend-Coal-Blending>.

Mahr, D., (ed.), 1988. Coal Quality Control: Fundamentals and Applications. Joint Power Generation Conference: Papers. American Society of Mechanical Engineers.

McCartney, R. H., 2006. Designing and Upgrading Plants to Blend Coal. Power Magazine, <http://www.powermag.com/designing-and-upgrading-plants-to-blend-coal/b>.

Mular, A. L., Halbe, D. N., Barrat, D. J. (Ed.), 2002. Mineral Processing Plant Design, Practice and Control Proceedings. Volume 2, Society for Mining Metallurgy and Exploration Inc. (SME) 1454-1459.

Mühlbach, P., 2011. Optimized Coal Handling. World Coal Power Technology.

Müller, K. P., 2010. Stacking, Reclaiming and Blending Effects, Mechanical Technology. http://www.thyssenkrupp-materialshandling.co.za/images/332_StackingReclaiming_MechanicalTechnology_NovemberIssue_13122010.pdf.

Nkuna, S., 2009. Coal Blending and Process Redesign for a Steam Generation Plant. Faculty of Engineering, Built Environment and Information Technology, University of Pretoria.

Oberrisser, H., 2008. Plant Design: Trends in Coal Pile Design. Power Magazine. <http://www.powermag.com/plant-design-trends-in-coal-pile-design/>.

Pavloudakis, F., Agioutantis, Z., 2001. Development of a Software Tool for the Prediction of Coal Blending Efficiency. 17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey, 675-681

Renner, C., 2013. Sampling to Support Coal Blending, What is Needed for Precise Blending. SGS Mineral Services.

Sathyanathan, V.T., 2011. Blending of Coals in Power Stations. 3p [http://webcache.googleusercontent.com/search?q=cache:5o06yrMVccEJ:www.cethar.com/products_html/scbBlending%](http://webcache.googleusercontent.com/search?q=cache:5o06yrMVccEJ:www.cethar.com/products_html/scbBlending%2520of%2520Coals%2520in%2520Power%2520Stations.doc+&cd=2&hl=tr&ct=clnk&gl=tr)

[2520of%2520Coals%2520in%2520Power%2520Stations.doc+&cd=2&hl=tr&ct=clnk&gl=tr](http://webcache.googleusercontent.com/search?q=cache:5o06yrMVccEJ:www.cethar.com/products_html/scbBlending%2520of%2520Coals%2520in%2520Power%2520Stations.doc+&cd=2&hl=tr&ct=clnk&gl=tr)

Shih, J. S., Frey, H. C., 1993. Coal Blending Optimization Under Uncertainty. Proceedings of the Tenth Annual International Pittsburgh Coal Conference, University of Pittsburgh, 1110-1115.

Sloss, L.L., 2014. Blending of Coals to Meet Power Station Requirements. IEA Clean Coal Centre.

Taştekin, C., 2002. Kömüre Dayalı Termik Santrallerde Yakıt Homojenizasyonu. Madencilik Bülteni, 30-31.

Ural, S., 2007. Determining the Size of Linear Stockpile for the Afşin-Elbistan (B) Power Station (Turkey). Beykent Üniversitesi.

Ural, S., Onur A., 1994. Afşin Elbistan Termik Santralında Kömür Harmanlama Çalışmaları. Çukurova Üniversitesi Mühendislik Mimarlık Fakültesi 15. Yıl Sempozyumu, 411-421.

Van Horsen, K.C., 2013. Bucketwheel Stacker/Reclaimers: An analysis of Stacking/Reclaiming Methods. Faculty Mechanical, Maritime and Materials Engineering, Delft University of Technology.

Valenta, V., 2013. Total Coal Quality Management Systems. Coal Market in India, New Delhi.

Xi-jin, G., 2009. Coal Blending Optimization of Coal Preparation Production Process based on improved GA. The 6th International Conference on Mining Science & Technology, 654-660.



Derleme / Review

TİYOSÜLFAT İLE ALTIN VE GÜMÜŞ LİÇİNİN TEMELLERİ – BÖLÜM I

FUNDAMENTALS OF THIOSULPHATE LEACHING OF GOLD AND SILVER – PART I

Fırat Ahlatcı^{a,*}, Ersin Y. Yazıcı^{a,**} Oktay Celep^{a,***} Hacı Deveci^{a,****}

^a Hydromet B&PM Araştırma Grubu, Cevher ve Kömür Hazırlama Anabilim Dalı, Maden Müh. Böl., Karadeniz Teknik Üniversitesi, TRABZON

Geliş Tarihi / Received : 23 Mayıs / May 2017
Kabul Tarihi / Accepted : 21 Haziran / June 2017

Anahtar Sözcükler:

Altın/gümüş,
Liç,
Tiyosülfat,
Siyanür,
Hidrometalurji.

ÖZ

Günümüzde, cevherlerden altın üretiminde en yaygın (>%90) olarak tercih edilen yöntem siyanür liçidir. Siyanür liçi, 19. yüzyılın sonlarından itibaren endüstriyel olarak kullanılmaktadır ve liç kimyası iyi bilinmektedir. Bununla beraber özellikle son yıllarda, siyanürün yüksek derecede toksik özelliğe sahip olmasına bağlı olarak artan çevresel kaygılar nedeniyle, kullanımına dair kısıtlamalar getirilmiştir. Avrupa Birliği 2010 yılında siyanürün tamamen yasaklanmasını değerlendirmiş ancak; altın kazanımında teknik ve ekonomik açıdan siyanür liçi ile yarışabilen bir teknoloji mevcut olmadığı için genel bir yasak getirmemiştir. Siyanüre alternatif reaktifler arasında tiyosülfat, düşük toksik özelliği ve yüksek liç kinetiği gibi özellikleri ile ön plana çıkmıştır. Tiyosülfat liçi, siyanür ile etkin olarak kazanılamayan bazı refrakter tip cevherlerde de yüksek verimler sağlamaktadır. Tiyosülfat liçinin ilk endüstriyel uygulaması 2015 yılında Barrick Gold firması tarafından uygulamaya geçirilmiştir. Bu çalışmada, amonyaklı tiyosülfat liçinin tarihsel gelişimi, siyanür liçi ile teknik/çevresel açıdan karşılaştırılması, liç mekanizması ve liç işlemini etkileyen temel parametreler irdelenmiştir. Ayrıca, alternatif tiyosülfat liçi sistemleri de değerlendirilmiştir.

ABSTRACT

Today, the most common (>%90) method preferred for production of gold from ores is cyanide leaching. Cyanide leaching with its well-known chemistry has been used industrially since the late 19th century. Restrictions have come into force particularly in recent years due to ever increasing environmental concerns for high toxicity of cyanide. European Union has once considered a general ban on the use of cyanide; however, they could not apply such a ban due to the lack of an alternative that can economically and technically compete with cyanide. Thiosulphate has received particular attention among reagents alternative to cyanide with its attributes such as low toxicity and high leaching kinetics. Thiosulphate leaching could also provide high recoveries in some refractory ores where cyanide leaching fails. The first commercial application of thiosulphate leaching has been implemented by Barrick Gold Co. in 2015. In this study, historical development of ammoniacal thiosulphate leaching, its technical and environmental merits, leach mechanism and parameters affecting leaching were discussed. Alternative thiosulphate leaching systems were also evaluated.

Keywords:

Gold/silver,
Leaching,
Thiosulphate,
Cyanide,
Hydrometallurgy.

* Sorumlu yazar: firatahlatci@ktu.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0002-4751-4725>

** eyazici@ktu.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0002-8711-0784>

*** ocelep@ktu.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0001-9024-4196>

**** hdeveci@ktu.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0003-4105-0912>

GİRİŞ

Cevherlerden altın kazanımı için uygun yöntem(ler)in belirlenmesinde cevherin mineralojik özellikleri önemli rol oynamaktadır (Ahlatcı, 2016; Anderson, 2016; Celep vd., 2008; Faraz vd., 2014; Güneş ve Akçil, 1997). İri boyutlu altın içeren ve fiziksel yöntemler (sallantılı masa, santrifüjlü gravite ayırma vb.) ile zenginleştirilebilecek altın rezervleri tükenmiştir. Bu nedenle günümüzde, kimyasal süreçleri temel alan proseslerin kullanılması teknik açıdan zorunlu hale gelmiştir (Aylmore, 2016; Celep, 2015; Habashi, 1999; Güneş ve Akçil, 1997; Marsden ve House, 2006).

Dünyada altın üretiminde kullanılan en yaygın (>%90) yöntem siyanür liçidir. Yüzyıldan uzun bir süredir endüstriyel olarak cevherlerden altın/gümüş kazanımında başarıyla uygulanmakta ve liç kimyası iyi bilinmektedir (Abbruzzese vd., 1995; Habashi, 1999; Akçil, 2014; Marsden ve House, 2006; Akçil vd., 2007; Xu vd. 2015). Yüklü liç çözeltilerinden altının kazanımından sonra açığa çıkan atıklardan siyanürün uzaklaştırılması için çeşitli bozundurma veya siyanür geri kazanım yöntemleri kullanılmaktadır (Botz vd., 2005; Yazıcı, 2005; Aylmore, 2016). Siyanürün (CN_{WAD}) atık barajına deşarj limiti <10 mg/L'dir (Resmi Gazete, 2015).

Atık çözeltilerin rehabilitasyonuna yönelik olarak etkinliği kanıtlanmış INCO SO₂/Hava gibi prosesler kullanılmaktadır (Botz vd., 2005). Ancak, son yıllarda siyanürün yüksek toksik özelliğine bağlı olarak çevresel kaygıların artması ile birlikte siyanür kullanımına dair kısıtlamalar ve yasaklar getirilmiştir (Rodriguez ve Macias, 2009; E&MJ, 2012; Avrupa Birliği, 2013; DST, 2014; Euromines, 2015). Avrupa Birliği 2010 yılında siyanürün tüm AB üyesi ülkelerde yasaklanmasını gündemine taşımış; ancak, altın kazanımında teknik ve ekonomik açıdan siyanüre alternatif bir reaktifin bulunmamasından dolayı konuyu askıya almıştır (Avrupa Birliği, 2013).

Siyanürün çevresel, teknik ve ekonomik zorlukları göz önüne alınarak alternatif reaktif sistemleri üzerine uzun yıllardır Ar-Ge çalışmaları sürdürülmektedir (Çizelge 1). Bu çalışmaların büyük çoğunluğu tiyosülfat, tiyoüre, halitler (Cl₂/Cl⁻, Br₂/Br⁻, I₂/I⁻) ve son yıllarda da amino asitlere yöneliktir (Aylmore, 2005; Oraby ve Eksteen, 2015a). Buna karşın siyanüre alternatif reaktifler arasında tiyosülfat çevresel ve teknik üstünlükleri nedeniyle ön plana çıkmıştır (Marsden ve House, 2006; Senanayake, 2004b; Baş vd., 2011; Gos ve Rubo, 2016).

1. TIYOSÜLFAT LIÇI

1.1. Tarihsel Süreç

Tiyosülfat liçi yüzyıldan fazla bir zamandır bilinen bir prostestir. İlk uygulaması "Von Patera Prosesi" olarak bilinen klorlayıcı kavurma işlemi sonrası gümüşün tiyosülfat liçi uygulamasıdır (Molleman ve Dreisinger, 2002). Altın cevherlerinin tiyosülfat liçine yönelik Ar-Ge çalışmaları 1970'li yıllardan itibaren artarak devam etmiştir (Zipperian vd., 1988; Zhang ve Senanayake, 2016). Berezowsky ve Sefton (1979) sülfürlü konsantrelerden ve basınç oksidasyonu atıklarından altının Cu(II)-amonyak-tiyosülfat liç sistemi ile kazanımını araştırmışlardır. Kerley (1981, 1983)'in patentini temel alarak Meksika'da bir altın cevherine amonyum tiyosülfat liçi uygulayan bir tesis kurulmuş; ancak, tesis bazı teknik nedenlerden dolayı kapanmıştır (Perez ve Galaviz, 1987; Aylmore ve Muir, 2001; Zhang ve Senanayake, 2016). Yine 1980'li yıllarda Güney Afrika'da (Witswatersrand) tiyosülfat ile yerinde liç prosesi test edilmiş; ancak, ticari boyutta uygulamaya geçilememiştir (Marsden ve House, 2006). 1992 yılında Newmont Gold, amonyum tiyosülfat ile refrakter (preg-robbing tipte) altın cevherine pilot çapta yığın ve kolon liçi uygulayarak altın kazanımı gerçekleştirmiştir. Bu çalışmalar kapsamında yüklü tiyosülfat çözeltisinden altın kazanımı için bakır ve çinko sementasyonu uygulanmıştır (Wan vd., 1994).

Barrick Gold firmasının ürettiği yüksek refrakter özellikte (karbonlu madde içeren ve altının sülfürlü yapılar içerisinde kapanım halinde bulunduğu) altın cevheri üzerinde Lakefield Research ekibi tarafından 1996 ve 1997 yılları arasında hem laboratuvar hem de pilot çapta tiyosülfat liçi+iyon değişimi (RIP) (pulp içinde reçine) prosesi çalışılmıştır (Fleming vd., 2003). 1998 yılında ise Placer Dome firması tarafından pilot çapta amonyum tiyosülfat liçi test edilmiştir. Liç sonrasında altın, amonyum sülfür ile çöktürülerek kazanılmıştır (West-Sells ve Hackl, 2005).

Tiyosülfat liçine yönelik Ar-Ge çalışmalarına 1995 yılında başlayan Barrick Gold firması 2010-2013 yılları arasında kalsiyum tiyosülfat liçinin pilot çapta uygulamasını gerçekleştirmiştir (Marchbank vd., 1996; Barrick Gold 2010; Braul, 2013; Aylmore, 2016). İlk külçe dökümü 2014 yılında yapan Barrick Gold, 2015 yılında Dünya'daki ilk ticari/endüstriyel tiyosülfat liçi prosesini adsorplayıcı karbon içeren refrakter cevherler için hayata geçirmiştir (Barrick Gold, 2013, 2014, 2015).

Çizelge 1. Siyanüre alternatif olarak çalışılmış reaktif sistemleri (Hilson ve Monhemius, 2006; Hedjazi ve Monhemius, 2016; Aylmore, 2005, 2016; Barrick Gold, 2015; Senanayake, 2004a, b; Syed, 2012; Oraby ve Eksteen, 2015 a, b).

Reaktif Türü	Konsantrasyon Aralığı	pH aralığı	Kimyasal Esasları	Araştırma Seviyesi	Ticarileşme Durumu
Amonyak	Yüksek	8 – 10	Basit	Düşük	Pilot ölçekte, +100°C
Amonyak/siyanür	Düşük	9 – 11	Basit	Yaygın	Au-Cu cevherlerine uygulanıyor (Ticari)
Amonyum tiyosülfat	Yüksek	8,5 – 9,5	Karmaşık	Yaygın	Yarı-ticari
Kalsiyum tiyosülfat	Orta	9 – 11	Nispeten karmaşık	Yaygın	Ticari
Pulp CN-elektroliz	Düşük	9 – 11	Basit	Geçmişte	Sınırlı, geçmişte çalışıldı
Sodyum sülfür	Yüksek	8 – 10	Basit	Düşük	Jeolojik ilgi düzeyinde
Alfa-hidroksinitriller	Orta	7 – 8	Nispeten basit	Oldukça düşük	Yok
Malononitril	Orta	8 – 9	Nispeten karmaşık	Düşük	Yok
Alkali siyanofom	-	9?	Bilinmiyor	Düşük	Yok
Kalsiyum siyanür	-	9?	Bilinmiyor	Düşük	Yok
Alkali polisülfid	Yüksek	8 – 9	Bilinmiyor	Düşük	Yok
Hipoklorit/klorür	Yüksek klorür	6 – 6,5	İyi biliniyor	Yaygın	Geçmiş ve modern zamanlarda uygulandı
Bromosiyanür	Yüksek	6 – 7	Bilinmiyor	Geçmişte	Geçmişte uygulandı
İyodin	Yüksek	3 – 10	Bilinmiyor	Düşük	Yok
Bisülfat/sülfür dioksit	Yüksek	4 – 5	Nispeten basit	Düşük	Yok
Bakteri	Yüksek	7 – 10	Nispeten karmaşık	Düşük, gelişmekte	Yok
Doğal organik asitler	Yüksek	5 – 6	Nispeten karmaşık	Düşük	Yok
DMSO, DMF	-	7	Bilinmiyor	Çok düşük	Yok
Brom/Bromür	Yüksek	1 – 3	İyi biliniyor	Düşük	Geçmişte uygulandı
Tiyöüre	Yüksek	1 – 2	İyi biliniyor	Oldukça yaygın	Bazı konsantrelerde uygulandı
Tiyosiyanat	Düşük	1 – 3	İyi biliniyor	Düşük	Yok
Kral suyu	Yüksek	<1	İyi biliniyor	Düşük	Analitik ve rafinasyon amaçlı
Asidik ferrik klorür	Yüksek	<1	İyi biliniyor	Düşük	Elektrolitik Cu çamurları
Etilen tiyöüre	Yüksek	1 – 2	Bilinmiyor	Çok düşük	Yok
Haber prosesi	-	?	Patentli	Tek kuruma ait	Yok
“Bio-D Leachant”	-	?	Patentli	Tek kuruma ait	Yok
Klorlayıcı kavurma	Yüksek	6 – 7	Basit	Geçmişte uygulandı	Geçmişte uygulandı

Tiyosülfat liçinin 19. yüzyılın sonlarından itibaren başlayarak günümüze kadar süren tarihsel gelişimi Çizelge 2’de özetlenmiştir. Tiyosülfat liçi ve çözelti saflaştırma/metal kazanımı aşamalarında farklı sistemlerin/tekniklerin kullanıldığı prosesler, özellikle siyanür liçinde düşük performans gösteren refrakter cevherler üzerinde test edilmiştir (Çizelge 2).

1.2. Tiyosülfat ve Siyanür Liçinin Karşılaştırılması

Siyanür ve tiyosülfat liçinin karşılaştırmalı özellikleri Çizelge 3’te sunulmuştur. Tiyosülfatın ($S_2O_3^{2-}$) siyanüre kıyasla en önemli avantajlarından biri çevreye olumsuz etkisinin sınırlı olmasıdır. Tiyosülfat, siyanür ve arsenik zehirlenmesi için antidot olarak kullanılmaktadır. Ayrıca amonyum tiyosülfat, sülfür içeriği düşük topraklar için gübre

Çizelge 2. Tiyosülfat liçinin tarihsel gelişimi

Yıl	Uygulama	Kaynaklar
1858	Tiyosülfat liçinin ilk uygulaması "Von Patera Prosesi" (klorlayıcı kavurma sonrası gümüşün sodyum tiyosülfat liçi)	Molleman ve Dreisinger, 2002
1980'ler	Altının tiyosülfat liçi için Kerley (1981, 1983) patentini temel alan bir tesis Meksika'da kurulmuş ancak başarısız olmuştur	Zhang ve Senanayeke, 2016
1980'ler	Güney Afrika'da (Witwatersrand) bir yeraltı madeninde tiyosülfat ile yerinde liç prosesi uygulanmış ancak ticari ölçüğe geçememiştir.	Marsden ve House, 2006
1992	Newmont Gold amonyum tiyosülfat ile pilot çapta yığın liçi uygulaması	Wan vd., 1994
1995	Barrick Gold amonyum tiyosülfat liçi çalışmalarına başladı	Marchbank vd., 1996
1996-1997	SGS Lakefield Research tarafından tiyosülfat liçi+RIP prosesi laboratuvar/pilot çapta test edildi (Barrick Gold Şirketinin Goldstrike (Nevada) cevheri için)	Fleming vd., 2003
1998	Pilot çapta amonyaklı tiyosülfat liçi uygulaması (Placer Dome*)	West-Sells ve Hackl, 2005; King, 2001
2010-2013	Pilot çapta kalsiyum tiyosülfat liçi uygulaması (Barrick Gold)	Barrick Gold, 2010
2014	Barrick Gold tiyosülfat liçi uygulamasının ilk külçe dökümü	Barrick Gold, 2013, 2014
2015	Tiyosülfat liçinin ilk ticari/endüstriyel uygulaması Barrick Gold tarafından başlatıldı	Barrick Gold, 2015

*2006'dan itibaren Barrick Gold bünyesindedir.

amacıyla kullanılabilir (Alymore ve Muir, 2001). Siyanüre göre 452-625 kat daha düşük toksik etkiye sahip olan tiyosülfat, Avustralya İşçi Sağlığı ve İş Güvenliği Komisyonu (National Occupational Health ve Safety Commission) ve ABD tarafından zararsız kabul edilmekte ve Avrupa standartlarına göre de tehlikeli madde sınıfında değerlendirilmemektedir (Xia, 2008).

Tiyosülfat, siyanüre göre daha yüksek liç kinetiğine sahiptir. Tipik liç süresi siyanür için 24-48 saat iken tiyosülfat için 6-12 saattir. Reaktif birim fiyatı (amonyum tiyosülfat: 300-400 US\$/t) siyanüre (2500-3000 US\$/t) göre daha düşüktür (Alymore, 2016). Ayrıca, siyanür liçi ile altın/gümüş kazanımında zorlukların yaşandığı bakır ve/veya adsorplayıcı inorganik/organik karbon içeren (preg-robbing) bazı refrakter cevherler için daha uygundur (Çizelge 3) (Alymore ve Muir, 2001; Xia, 2008). Çoğu sülfürlü ve oksitli bakır minerallerinin siyanür ortamında çözünürlüğü yüksek olduğu için, hem siyanür tüketimi artmakta hem de altın kazanımı olumsuz etkilenmektedir. Bakır içeriği %0,5'ten yüksek cevherlerden altın kazanımında klasik siyanür liçi uygulanması ekonomik değildir (Muir vd., 1991). Siyanür liçinde çözünerek siyanür/oksijen sarfiyatını artıran ve altın kazanımını olumsuz etkileyen başta bakır olmak üzere çinko,

nikel, arsenik ve antimon minerallerinin tiyosülfat liçindeki çözünürlükleri çok düşüktür. Benzer şekilde, altın cevherlerinde yaygın olarak bulunan demir oksit, silika, silikat, karbonat ve diğer gang minerallerinin de çözünürlüğü oldukça sınırlıdır (Molleman, 1998; Alymore ve Muir, 2001; Rath vd., 2003). Bakırlı altın cevherlerinin tiyosülfat liçinde kısmen düşük oranda çözünen bakır, liç işleminde katalizör görevi görmektedir (Senanayeke, 2012; Baş vd., 2015). Bakır mineralleri içeren cevherlerden tiyosülfat liçi ile yüksek altın/gümüş kazanımları elde edilebilmektedir (Alymore ve Muir, 2001; Zipperian vd., 1988; Baş vd., 2015).

Preg-robbing cevherler, dünyanın birçok bölgesinde (Güney Afrika, Avustralya, Amerika ve Asya) bulunmaktadır. Bu tür cevherlerin siyanür liçinde karşılaşılan temel problem, altın-siyanür kompleksinin ($Au(CN)_2^-$) aktif karbon adsorpsiyonuna benzer şekilde karbonlu malzemelere adsorpsiyonu sonucunda ortaya çıkan altın kayıplarıdır. Cevherin içerdiği karbonlu yapıların özelliği ve miktarına göre altın kayıpları %20-90 arasında değişmektedir (Miller vd., 2005; Marsden ve House, 2006; Celep, 2015). Bununla beraber, sadece karbonlu maddeler değil, aynı zamanda cevherde bulunan bazı sülfürlü mineraller (kalkopirit, pirit gibi), kil ve silikatlar da altını adsorplayarak

Çizelge 3. Siyanür ve tiyosülfat liçinin karşılaştırılması (Fleming vd., 2001; Hilson ve Monhemius, 2006; Fleming, 2008; Choi vd., 2013; Breuer, 2015; Zhang ve Senanayake, 2016; Aylmore, 2016)

	TİYOSÜLFAT LIÇİ	SİYANÜR LIÇİ
AVANTAJLAR	<ul style="list-style-type: none"> + Toksik etkisi düşük (siyanüre göre 452-625 kat daha az), çevresel açıdan daha uygun + Siyanüre göre yüksek liç kinetiği + Siyanüre göre 5-10 kat daha ucuz + Bakırlı cevherler için uygun (<i>bakır liç işleminde katalitik etkiye sahip</i>) + Karbonlu (preg-robbing) cevherler için uygun (<i>altın-tiyosülfatın karbonlara adsorpsiyonu düşük</i>) + Düşük tenörlü cevherler için yerinde liç uygulanması durumunda çevresel açıdan uygun + İlave atık çözelti arıtma tesisine gerek yok + Atık liç çözeltisi amonyum tiyosülfat içerdiği için gübre olarak tarım işlerinde kullanılabilir 	<ul style="list-style-type: none"> + Yüzyıldan uzun süredir endüstriyel olarak uygulanan bir yöntem + Liç kimyası basit ve iyi biliniyor + Liçe gerekli reaktif tüketimi tiyosülfata göre 10 kat kadar daha düşük + Serbest altın cevherlerinde doğrudan uygulandığında yüksek liç performansı + Yüklü liç çözeltilerinden altın ve gümüş kazanımı nispeten kolay ve endüstriyel yöntemler mevcut/uygulanıyor + Atık çözeltilerin rehabilitasyonu için etkin endüstriyel prosesler mevcut
DEZAVANTAJLAR	<ul style="list-style-type: none"> - Tiyosülfatın kararlılığının düşük olmasından ve kolayca bozunmasından dolayı tüketimi yüksek - Liç kimyası karmaşık - Tiyosülfat çözeltileri siyanüre göre daha korozif - Çözelti saflaştırma ve metal kazanımı aşaması karmaşık ve zor bir süreç. Henüz etkin bir endüstriyel yöntem mevcut değil. - Liç devresine tekrar beslenen çözeltilerde kalan amonyak altın liçini olumsuz etkiliyor - Reaktif geri kazanımı gerekli 	<ul style="list-style-type: none"> - Toksik etkisi yüksek - Liç kinetiği tiyosülfat liçine göre yavaş - Yüksek bakır ve/veya organik/inorganik karbon içeren cevherler için uygun değil - Atık çözeltiler için depolama ve arıtma tesisi gerekli. Bu da işletme ve yatırım maliyetini artırıyor (<i>Siyanürün yüksek toksik etkisinden dolayı atık barajına siyanürlü atıkların deşarj limiti CN_{WAD} için 10 mg/L altında olması</i>) - Çevresel hassasiyetler nedeniyle oluşan kamuoyu baskısı - Yürürlüğe giren daha sıkı yasal düzenlemeler

“preg-robbing” özellik gösterebilmektedir (Rees ve Deventer, 2000; Goodall vd. 2005; Miller vd., 2005; Celep vd., 2010; Baş vd., 2012).

Karbon içeren cevherlerin liçinde, altın kayıplarını azaltmak için liç içinde karbon (Carbon-in-Leach, CIL) prosesi veya kimyasal bir ön işlem uygulanabilir (Miller vd., 2005; Dunne vd., 2012). Ancak, adsorplayıcı özelliği yüksek cevherlerde (strong preg-robbing ores) doğrudan CIL yöntemi etkili olmadığı için siyanür liçi öncesi reaktif karbonların fiziksel yöntemlerle veya farklı tekniklerle (kavurma gibi) uzaklaştırılması gerekmektedir (Marsden ve House, 2006). Bu tür cevherler için doğrudan tiyosülfat liçi en uygun yöntemlerden biridir. Çünkü altın-tiyosülfat komplekslerinin karbonlu yapılara adsorpsiyon eğilimi altın-siyanür komplekslerine kıyasla çok düşüktür (Aylmore ve Muir, 2001; Grosse vd., 2003; Zhang ve Senanayake, 2016).

Çevresel ve teknik avantajlarına karşın tiyosülfat liçi, bazı dezavantajlara sahiptir. Bunların başında, liç sonrasında çözelti saflaştırma ve metal kazanımı aşamasında karşılaşılan teknik ve ekonomik zorluklar gelmektedir (Çizelge 3) (Arima vd., 2004; Zhang ve Dreisinger, 2004; Navarro vd., 2007; Xia, 2008; Bas, 2015; Ahlatcı vd.,

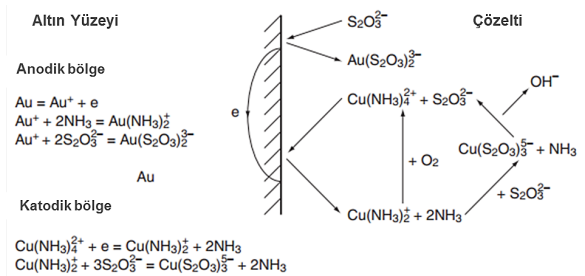
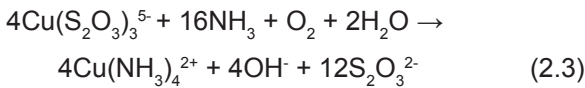
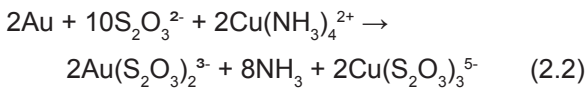
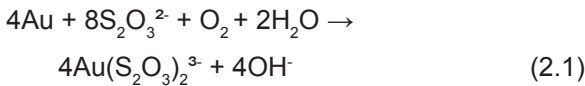
2016). Tiyosülfat liçinde (11-22 g/L $S_2O_3^{2-}$) (Marsden ve House, 2006) siyanüre göre (0,25-1 g/L) (Fleming, 2008) daha yüksek reaktif konsantrasyonlarında çalışılmaktadır ve reaktif tüketimi de kolay bozunmasından dolayı daha yüksektir (Aylmore, 2016). Kullanılan reaktif miktarının daha fazla olmasına bağlı olarak nakliye maliyeti de daha yüksektir. Bu nedenle, tiyosülfat liç prosesinde reaktiflerin yerinde üretimi ve yeniden kazanılarak proste kullanılması ekonomik yönden önemlidir (Aylmore, 2016).

Tiyosülfat çözeltilerinin daha korozif olmasından dolayı tesis kurulumunda korozyona dayanımı daha yüksek malzemelerin kullanılması gerekmektedir. Barrick Gold firması endüstriyel tiyosülfat liçi tanklarının (Goldstrike/Nevada) yapımında 2205 paslanmaz çelik tercih etmiştir (Aylmore, 2016).

2. AMONYAKLI TİYOSÜLFAT LIÇİ: MEKANİZMASI VE ETKİLEYEN TEMEL PARAMETRELER

Araştırmalar genellikle amonyaklı tiyosülfat liçi üzerine yoğunlaşmıştır. Amonyak, temel olarak liç sisteminde katalizör ve oksitleyici olarak rol

alan bakırı stabilize etmek için kullanılmaktadır. Tipik reaktif konsantrasyonları 0,1-0,2 M (11-22 g/L) $S_2O_3^{2-}$, 0,5-2 mM (30-120 mg/L) Cu(II), 0,2-0,4 M NH_3 arasında değişmektedir (Marsden ve House, 2006). Amonyaklı tiyosülfat liçinde eş zamanlı birçok reaksiyon (altın, bakır ve diğer metallerin tiyosülfat ile kompleks oluşumu, tiyosülfatın bozunma reaksiyonları, bakırın amonyak ile kompleks oluşumu, sülfür türlerinin oluşumu vd.) gerçekleşmektedir. Tiyosülfat liçi, siyanür liçine göre çok daha karmaşık bir mekanizmaya sahiptir (Denklem 2.1; Şekil 1) (Aylmore ve Muir, 2001; Zhang ve Nicol, 2005; Marsden ve House, 2006; Senanayake, 2007). Liç sırasında kuprus (Cu^+) formuna ($Cu(S_2O_3)_3^{5-}$) indirgenen bakırı (Denklem 2.2) yeniden kuprik (Cu^{2+}) haline ($Cu(NH_3)_4^{2+}$) oksitlemek için hava/oksijen kullanılmaktadır (Denklem 2.3 ve Şekil 1).



Şekil 1. Amonyak-bakır-tiyosülfat reaktif sistemi ile altının çözünme mekanizması (Aylmore ve Muir, 2001; Marsden ve House, 2006)

2.1. Tiyosülfatın Etkisi

Tiyosülfat, altın ile $Au(S_2O_3)_2^{3-}$ ve $Au(S_2O_3)^-$ kompleksleri oluşturmaktadır. Ancak $Au(S_2O_3)_2^{3-}$ kompleksi ($\log K=24-28$) daha karardır (Aylmore ve Muir, 2001; Zhang ve Senanayake, 2016). Literatürde, amonyak ve bakır(II) varlığında tiyosülfat konsantrasyonunun saf metalik altın (Jeffrey, 2001; Feng ve van Deventer, 2002), altın içeriği yüksek elektronik atıklar (e-atık) (Ha vd., 2010; Ha vd., 2014; Camelino vd., 2015) ve farklı tip cevherlerden (Rath vd., 2003; Celep vd. 2014; Puente-Siller vd., 2014; Aazami vd., 2014 Ahlatcı,

2016; Altınkaya, 2016) altının çözünmesine etkisi incelenmiştir. Tiyosülfat konsantrasyonundaki artışın altının liçini olumlu yönde etkilediği birçok araştırmacı tarafından belirtilmiştir (Jeffrey, 2001; Feng ve van Deventer, 2002; Ha vd., 2014). Tiyosülfat konsantrasyonunun etkisi, ortamın amonyak ve bakır(II) konsantrasyonu dışında cevherde bulunan gang mineralleri ile (sülfürlü ve/veya bakır içeren) yakın ilişkilidir. Sülfürlü cevherlerin liçinde eğer amonyak konsantrasyonu yeterince yüksek (≥ 3 M) değilse ortamdaki yüksek tiyosülfat konsantrasyonunun altın çözünmesini olumsuz etkilediği belirtilmiştir (Aylmore, 2001; Zhang ve Senanayake, 2016). Bazı araştırmacılar, tiyosülfat konsantrasyonundaki artışın özellikle bakır içeriği yüksek ve/veya sülfürlü cevherlerden altın/gümüş kazanımını olumsuz etkilediğini bildirmiştir (Rath vd., 2003; Xia, 2008; Ahlatcı, 2016). Rath vd. (2003) gang minerali olarak kuvars ve pirit içeren iki farklı cevherden altın kazanımında tiyosülfatın etkisini araştırmış (1 M NH_3 , pH 11,1-11,4, 5 saat) ve tiyosülfat konsantrasyonunun (0,1-1 M) artması ile birlikte kuvars içeren cevherden altın kazanımında ~%8 azalma tespit etmişlerdir. Aynı araştırmacılar, tiyosülfat konsantrasyonunun 0,1 M'dan 0,5 M'a artırılması ile piritik cevherde verimin ~%15 arttığını; ancak 0,5 M'dan 1 M'a artırılması ile de verimin ~%10 düştüğünü tespit etmiştir. Test ettikleri en yüksek tiyosülfat konsantrasyonunda (2 M) her iki cevher için de altın kazanımı gerçekleşmemiştir. Araştırmacılar, bunun nedenini yüksek tiyosülfat konsantrasyonlarında amonyağın altın yüzeyine adsorbe olmasına bağlamışlardır. Yeni bir çalışmada, Ahlatcı (2016) iki farklı tip altın cevherinden (bakır içeriği yüksek ve piritik) amonyaklı tiyosülfat liçi ile altın/gümüş kazanımını araştırmış ve tiyosülfat konsantrasyonundaki artışın altın/gümüş verimlerini olumsuz etkilediğini bulmuştur. Düşük tiyosülfat konsantrasyonlarında çözeltideki altın, gümüş ve bakır, sülfürlü minerallere adsorplanarak ya da çökelerek düşük metal kazanımlarına neden olabilmektedir. Gümüş de düşük tiyosülfat konsantrasyonlarında Ag_2S olarak çökebilmektedir (Feng ve Van Deventer, 2001; Aylmore vd., 2014).

Feng ve van Deventer (2010b) amonyak ve bakır varlığında tiyosülfat kaynağı olarak kalsiyum- (CaS_2O_3) , sodyum- $(Na_2S_2O_3)$ ve amonyum tiyosülfat- $((NH_4)_2S_2O_3)$ tuzlarının saf altın, sülfürlü cevher (%4,35 S) ve pirit konsantresinden (%42,8 S) altın kazanımı üzerine etkilerini test etmiştir. Araştırmacılar, kalsiyum tiyosülfatın (CaS_2O_3) diğer tiyosülfat tuzlarına göre özellikle saf altın ve

sülfürlü cevherden altın kazanımında daha etkili olduğunu; ancak piritik cevherden altın kazanımında amonyum tiyosülfatın etkinliğinin, kalsiyum tiyosülfata göre sınırlı da olsa daha yüksek olduğunu bulmuştur. Sodyum tiyosülfat ile altın kazanımı tüm malzemeler için en düşük seviyede kalmıştır. Saf altının çözünmesinin incelendiği testlerde kalsiyum tiyosülfat içeren sistemde çözelti potansiyelinin diğer sistemlere göre daha yüksek olduğu gözlenmiştir. Tiyosülfat bozunması açısından karşılaştırıldığında ise kalsiyum tiyosülfat çözeltilerinde bozunmanın ihmal edilebilir seviyede olduğu, sodyum tiyosülfat çözeltilerinde tiyosülfatın büyük oranda kararlı olduğunu (~%0,5 bozunma) ve tiyosülfat bozunmasının ~%10 ile en yüksek oranda amonyaklı tiyosülfat sisteminde gerçekleştiği belirlenmiştir (Feng ve van Deventer, 2010b).

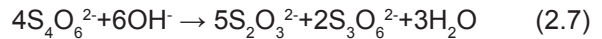
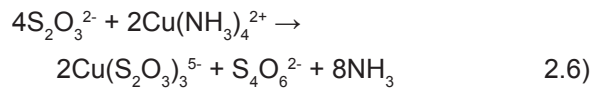
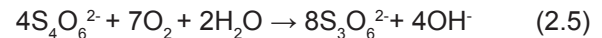
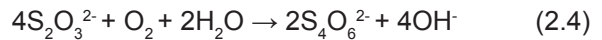
Tiyosülfat liçinin etkinliğini belirleyen önemli bir parametre de tiyosülfatın bozunması ve bunun sonucu oluşan ürünlerin altın yüzeyini pasifize etmesi ve/veya altını çöktürmesi suretiyle liç işleminin olumsuz etkilenmesidir. Tiyosülfatın bozunması reaktif tüketimini de artırması açısından önemli bir ekonomik parametredir (Van Zijl de Jong vd., 2002; Akçıl vd., 2007; Xia, 2008). Bu nedenle tiyosülfatın bozunması ayrı bir başlık altında detaylı olarak irdelenmiştir.

2.1.1. Tiyosülfatın Bozunması ve Liç İşlemine Etkisi

Tiyosülfat liçinin en önemli dezavantajlarından birisi, yüksek tiyosülfat tüketimidir. Tiyosülfatın kararlılığı düşüktür ve Eh-pH koşullarına, bakır/oksijen ve sülfürlü/oksitli mineral türüne/miktarına bağlı olarak oksitlenmeye/ bozunmaya uğramaktadır. Asidik koşullarda tiyosülfatın bozunma hızı artmaktadır (Aylmore ve Muir, 2001). Tiyosülfat, oksijen (Denklemler 2.4 ve 2.5) ve/veya bakır varlığında (Denklemler 2.6) tetratiyonat ($S_4O_6^{2-}$), tritiyonat ($S_3O_6^{2-}$), diğer politiyonatlar ($S_5O_6^{2-}$ vd.) ve son olarak da sülfata (SO_4^{2-}) dönüşmektedir (O'Malley, 2002; Marsden ve House, 2006; Zhang ve Senanayake, 2016). Bakır(II)'nin bakır(I)'e indirgenmesi karmaşık bir süreçtir. Bu süreçte oluşan Cu(II)-amonyak-tiyosülfat kompleksleri ($Cu(NH_3)_2(S_2O_3)_n^{(2n-2)-}$, $n=1$ veya 2) tiyosülfatın oksitlenmesinde rol oynamaktadır (Senanayake, 2004a, 2005). Liç işleminde politiyonat konsantrasyonundaki artış, altının pasivasyonunun neden olarak çözünmesini yavaşlatmaktadır (Baron vd., 2011). Liç çözeltilisine sülfite (SO_3^{2-}) ilavesi ile tiyosülfatın bozunması kısmen engellenebilmektedir (Fle-

ming vd., 2001; O'Malley, 2002; Xu vd., 2015).

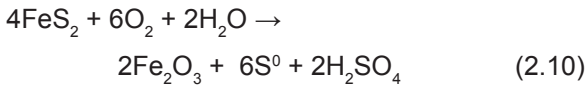
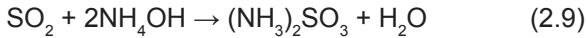
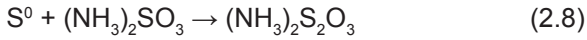
Bakırın tiyosülfatı bozundurmasını (Denklemler 2.6) engellemek amacıyla bakır ile kompleks oluşturulan etilendiamintetraasetik asit (EDTA) (Feng ve van Deventer, 2010; Celep vd., 2014; Puente-Siller vd., 2014), glisin (Senanayake, 2012), karboksimetil selüloz (CMC) (Feng ve van Deventer, 2011a; Xu vd., 2015), karboksimetil nişasta (CMS) (Xu vd., 2015), sodyum sitrat (Puente-Siller vd., 2014), monoetanolamin (Puente-Siller vd., 2017), hümik asit (Xu vd., 2015) gibi organik ve fosfat/polifosfat vb. inorganik reaktiflerin (Feng ve van Deventer, 2011b) ilave edilmesi önerilmiştir. Bu reaktiflerin liç performansına ve tiyosülfat tüketimine olumlu etkileri olduğu bildirilmiştir.



Cevherlerde bulunan sülfürlü/oksitli mineral türü ve içeriği de metal kazanımını ve tiyosülfat tüketimini önemli derecede etkilemektedir (Grosse vd., 2003; Xia, 2008). Xia (2008) tiyosülfat liçinde çeşitli sülfürlü (pirit, arsenopirit, pirotin, galen, sfalerit, kalkozin, kalkopirit, bornit, realgar, orpiment) ve oksitli minerallerin (götit, hematit, manyetit, litarj) altın kazanımına ve tiyosülfat tüketimine etkilerini araştırmıştır. Aynı araştırmacı, altın kazanımında bornit, kalkozin, galen, litarj, demir oksitler, kalkopirit, arsenopirit ve realgarın olumsuz etkisi olduğunu bulmuştur. Ayrıca, tiyosülfat tüketiminin kalkopirit, kalkozin, pirit, pirotin, bornit ve litarj varlığında 2-3 kat arttığı belirtilmiştir. Benzer şekilde Feng ve Van Deventer (2006), pirit miktarındaki artışın (0,4 – 16 g/L), altın kazanımını azalttığını ve piritin tiyosülfatın ($S_2O_3^{2-}$) katalitik bozunmasına neden olarak tritiyonata ($S_3O_6^{2-}$) dönüşmesine neden olduğunu ve bunun sonucu olarak çözelti tritiyonat konsantrasyonunun, pirit miktarına bağlı olarak arttığını belirtmiştir.

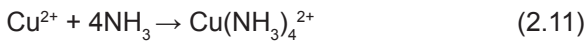
Tiyosülfat liçinde, yüksek reaktif konsantrasyonlarında çalışıldığı için maliyetleri azaltmak amacıyla reaktifin yerinde üretilmesi gerekmektedir (Aylmore, 2016). Barrick Gold tarafından patenti alınan bir yöntemde tiyosülfat üretimi, amonyum sülfidin elementel sülfür ile muamele edilmesiyle (pH 8-9, 70°C) gerçekleştirilmiştir (Denklemler 2.8) (Choi vd., 2007). Amonyum sülfite, SO_2 gazı kullanılarak da üretilebilir (Denklemler 2.9). Sülfite kaynağı

olarak kalsiyum veya sodyum sülfat kullanılabilir. Elementel sülfürün süflürlü cevherlerin otoklavda (150°C, 100 psi) kısmi oksitlenmesi ile üretilmesi de test edilmiştir (Denklem 2.10) (Choi vd., 2007).



2.2. Amonyak konsantrasyonunun etkisi

Amonyanın temel rolü, bakır ile Cu(II)-amin kompleksleri ($Cu(NH_3)_4^{2+}$) oluşturarak bakırın kararlılığını sağlamaktır (Denklem 2.11) (Aylmore ve Muir, 2001). Aynı zamanda amonyak, altın yüzeyine adsorbe olarak süflürün altın yüzeyini pasifleştirmesini engellemektedir (Aylmore, 2016; Zhang ve Nicol, 2003). Amonyanın diğer bir avantajı ise cevherde bulunan gang minerallerinin oksitlenmesini ve altın cevherlerinin çoğunda bulunan demir oksit, silis, silikat ve karbonatların çözünmesini engellemesidir (Aylmore ve Muir, 2001; Rath vd., 2003). Altının amonyak ile liçi termodinamik açıdan mümkün gibi gözükse de ancak $>80^\circ C$ 'de önemli oranda çözüldüğü tespit edilmiştir (Meng ve Han, 1993; Guan ve Han, 1996; Dasgupta vd., 1996).

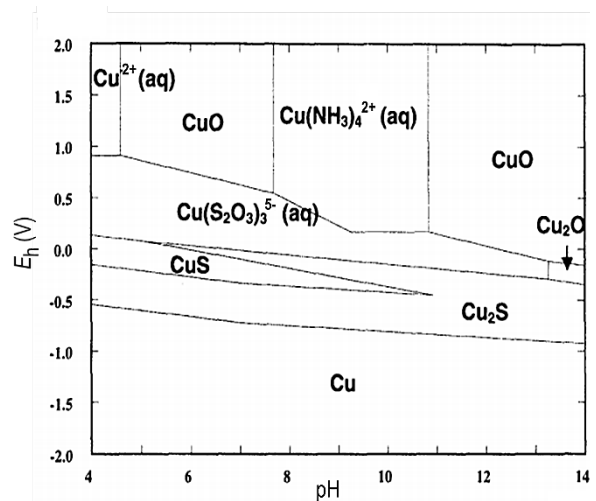


Yüksek liç verimlerine ulaşmak için amonyak konsantrasyonunun optimum seviyede tutulması gerekmektedir. Optimum amonyak konsantrasyonu, tiyosülfat ve bakır konsantrasyonuna bağlıdır (Zhang ve Senanayake, 2016). Amonyak konsantrasyonunun düşük olduğu durumlarda, tiyosülfatın bakır(II) ile reaksiyonu artacak ve buna bağlı olarak ortamda altının oksitlenmesi için gerekli bakır(II)-amin konsantrasyonu azalacaktır. Amonyak konsantrasyonunun yüksek olduğu durumda ise Cu(II)/Cu(I) çiftinin oksitleme potansiyeli düşmektedir (Tozawa vd., 1981; Zhang ve Senanayake, 2016). Amonyanın önemli bir avantajı da liç tanklarında SS316L çeliği kullanılması durumunda korozyonu yavaşlatmasıdır (Choudhary vd., 2016).

2.3. Bakırın Etkisi

Amonyaklı tiyosülfat liç sisteminde bakır(II) katalizör/oksitleyici görevi görmektedir (Denklem 2.2 ve 2.3) (Abbruzzese vd., 1995; Aylmore, 2001; Breuer ve Jeffrey, 2002). Çözeltide yeterli amonyak bulunması halinde $<60^\circ C$ 'de bakır, ba-

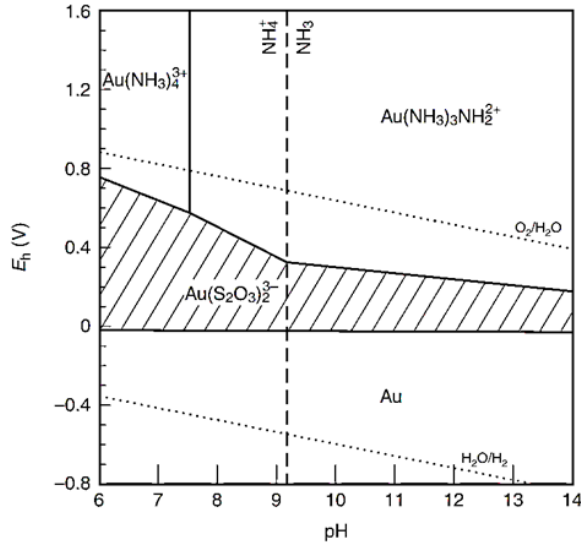
kır(II)-amin ($Cu(NH_3)_4^{2+}$) kompleksi halinde bulunmaktadır (Şekil 2) (Aylmore ve Muir, 2001). Bakır yokluğunda, altının tiyosülfat liçinde çözünmesi çok yavaştır. Bakır varlığında altının çözünme hızı 18-20 kat artmaktadır (Aylmore ve Muir, 2001). Diğer taraftan bakırın varlığı amonyak konsantrasyonuna da bağlı olarak tiyosülfat tüketimini olumsuz etkileyebilmektedir (Denklem 2.6). Amonyaklı tiyosülfat çözeltilerinde Cu(II)/Cu(I) redoks çiftinin indirgenme potansiyeli 0,14 ile 0,36 V (SHE) arasında değişmektedir. Bu potansiyel tiyosülfatın tetratiyonata ($S_4O_6^{2-}$) oksitlenmesi için yeterince yüksektir (Zhang ve Senanayake, 2016). Bakır, yüksek konsantrasyonlarda süflür bileşikleri (Cu_xS_y) halinde altın yüzeyine çökerek altın kazanımını olumsuz etkilemektedir (Xia, 2008). Uygun bakır konsantrasyonu cevherin/malzemenin tipine ve reaktif konsantrasyonu vb. diğer koşullara bağlıdır (Marsden ve House, 2006; Zhang ve Senanayake, 2016). Liç sisteminde bakıra alternatif olarak kobalt (Co(II)) veya nikelin (Ni(II)) de kullanılması önerilmiştir (Xia vd., 2003; Arima vd., 2004; Aylmore, 2016). Arima vd. (2004) bir altın cevherinin amonyaklı tiyosülfat liçinde Cu(II) yerine Ni(II) kullanmışlar ve tiyosülfat tüketiminde ≤ 21 kat düşüş sağlamışlardır. Altınkaya (2016) arsenikli bir gümüş cevherinin amonyaklı tiyosülfat liçinde nikel sülfatın (0,02-0,11 M) etkisini test etmiş ve bakıra göre liç kinetiğinde iyileşme, gümüş veriminde %10 artış (24 sa.) ve tiyosülfat tüketiminde yaklaşık 1,5 kat düşüş gözlemlemiştir.



Şekil 2. Cu-NH₃-S₂O₃²⁻ sistemine ait Eh-pH diyagramı (0,1 M NH₃/NH₄⁺; 0,1 M S₂O₃²⁻; 5x10⁻⁴ Cu²⁺) (Aylmore ve Muir, 2001).

2.4. pH'nın Etkisi

Altın-tiyosülfat kompleksleri çok geniş bir pH aralığında oluşabilmektedir (Şekil 3) (Marsden ve House, 2006). Ancak, bakırın katalizör olarak kullanıldığı durumlarda ise bakırın amonyak ile kompleks oluşturması ve böylece tiyosülfatın kararlılığının artması istenmektedir (Şekil 2).



Şekil 3. Au-NH₃-S₂O₃²⁻ sistemine ait Eh-pH diyagramı (10⁻⁵ M Au⁺; 1 M NH₃/NH₄⁺; 0,1 M S₂O₃²⁻) (Marsden ve House, 2006).

Şekil 2'de görüldüğü üzere bakır amonyak kompleksi pH 8-11'de kararlıdır (Aylmore ve Muir, 2001). <pH 8 veya >pH 11 olduğu koşullarda bakır, oksitli (CuO, Cu₂O) veya sülfürlü (Cu₂S, CuS) bileşikler halinde çökmektedir (Şekil 2) (Zhang ve Senanayake, 2016).

3. ALTERNATİF TIYOSÜLFAT LIÇİ SİSTEMLERİ

Amonyaklı tiyosülfat liçinin çevresel ve teknik dezavantajları nedeniyle özellikle amonyak içermeyen farklı tiyosülfat reaktif sistemleri üzerine araştırmalar yapılmaktadır (Ji vd., 2003; Chandra ve Jeffrey, 2005; Feng ve van Deventer, 2010a;

Puente-Siller vd., 2014). Amonyakın liç sırasında kısmen de olsa buharlaşması, hem reaktif sarfiyatını arttırmakta hem de çevreyi olumsuz etkilemektedir. Ayrıca, liç devresine tekrar beslenen temiz çözeltilde kalan amonyak, altının liçini engelleyebilmektedir (Choi vd., 2013). Bu dezavantajları ve karmaşık kimyası nedeniyle amonyaklı tiyosülfat sistemine alternatif reaktif sistemi arayışları önem kazanmıştır. Test edilen reaktif sistemleri arasında yüksek oksijen basıncı altında tiyosülfat liçi (O₂-Na₂S₂O₃), Fe(III)-EDTA-Na₂S₂O₃, Fe(III)-okzalot-Na₂S₂O₃, Ni(II)/Co(II)-(NH₄)₂S₂O₃-NH₄ ve Cu(II)-CaS₂O₃ liçi sistemleri sayılabilir (Çizelge 4) (Aylmore, 2016; Gorain vd., 2016). Bakır-kalsiyum tiyosülfat (Cu(II)-CaS₂O₃) liç sistemi Barrick Gold firması tarafından geliştirilmiştir ve halen ilk ticari/endüstriyel ölçekteki tiyosülfat liçi uygulamasında kullanılmaktadır (Gorain vd., 2016).

SONUÇLAR

Siyanür liçi endüstriyel olarak tercih edilen en yaygın (>%90) yöntem olmasına rağmen siyanürün yüksek toksik etkisinden dolayı çevresel açıdan risk oluşturmaktadır. Yasal sınırlamalar ve baskılara rağmen geleneksel siyanür liçi prosesi (Liç + Aktif karbon adsorpsiyonu) teknik ve ekonomik yönden en güvenilir, ucuz ve etkin yöntemdir. Tiyosülfat, siyanüre göre özellikle düşük toksik etkisinin yanı sıra yüksek liç kinetiğine sahip olması gibi avantajlara sahiptir. Ayrıca, gang minerallerinin (özellikle Cu ve Zn, Ni, As, Sb) çözünürlüğünün siyanüre göre daha sınırlı olmasından dolayı tiyosülfat seçimli bir reaktiftir. Karbonlu maddeler içeren refrakter cevherlerin (preg-robbing tipi) liçinde de siyanür göre çok daha yüksek performans göstermektedir. Ancak liç kimyasının karmaşık olması, yüksek reaktif tüketimi ve metal kazanımı/çözelti saflaştırma aşamasında karşılaşılan teknik zorluklar tiyosülfat liçinin en önemli dezavantajlarıdır. Tiyosülfat liçinde amonyakın temel işlevi, liç sisteminde oksitleyici/katalizör olarak kullanılan bakırı kararlı halde tutmaktır. Bakı-

Çizelge 4. Alternatif tiyosülfat liç sistemleri (Aylmore, 2016).

Liç reaktifli	Oksitleyici	Kompleks oluşturucu reaktif	pH	Diğer özellikler
Na ₂ S ₂ O ₃	O ₂	-	7-10	Basınç altında
Na ₂ S ₂ O ₃	Fe(III)	EDTA	6-7	Tiyöre varlığında
Na ₂ S ₂ O ₃	-	Okzalot	4-5	Tiyöre varlığında
CaS ₂ O ₃	Cu(II)	-	Nötr	Etkinliği cevher türüne bağlı
(NH ₄) ₂ S ₂ O ₃	Ni(II)/Co(II)	NH ₄	9,5	-

rın kararlılığını artırmaya yönelik olarak literatürde farklı organik/inorganik reaktifler (EDTA, sitrat, fosfat/polifosfat vd.) test edilmiştir. Amonyaklı tiyosülfat liçi sistemine alternatif olarak endüstriyel ölçekte de uygulanan Cu(II)-CaS₂O₃ liçi sistemi geliştirilmiştir.

TEŞEKKÜR

Desteklerinden dolayı Türkiye Bilimsel ve Teknolojik Araştırma Kurumu'na (TÜBİTAK) (Proje no: 213M539) ve Karadeniz Teknik Üniversitesi (KTÜ) Bilimsel Araştırma Projeleri (BAP) birimine (Proje no: 9200 ve FYL-2016-5583) teşekkür ederiz.

KAYNAKLAR

Azami, M., Lapidus, G.T., Azadeh, A., 2014. The Effect of Solution Parameters on The Thiosulfate Leaching of Zarshouran Refractory Gold Ore. *International Journal of Mineral Processing*, 131, 43-50.

Abbruzzese, C., Fornari, P., Massidda, R., Veglio, F., Ubaldini, S., 1995. Thiosulphate Leaching for Gold Hydrometallurgy. *Hydrometallurgy*, 39, 265-276.

Ahlatcı, F., 2016. Bakırlı ve Pirit İçeriği Yüksek Cevher ve Konsantrelerden Tiyosülfat Liçi ile Altın/Gümüş Kazanımı. Yüksek Lisans Tezi, Maden Mühendisliği, Fen Bilimleri Enstitüsü, Karadeniz Teknik Üniversitesi, Trabzon, s. 76.

Ahlatcı, F., Koç, E., Yazıcı, E.Y., Celep, O., Deveci, H., 2016. Sulphide Precipitation of Gold and Silver from Thiosulphate Leach Solutions. In: M.S.Çelik vd., (Eds.), XV. International Mineral Processing Symposium and Exhibition (IMPS), İstanbul, Türkiye, 750-760.

Akçil, A., Çiftçi, H., Öztürk, T., 2007. Altın Kazanımında Tiyosülfat Liçi Uygulaması. *Madencilik*, 46 (4), 31-45.

Akçil, A., 2014. Siyanür Yönetilebilir Bir Kimyasal mı? *Madencilik Türkiye*, Nisan, 68-72

Altinkaya, P., 2016, Refrakter Gümüş Cevherinden Tiyosülfat Liçi ile Gümüş Kazanımı. Yüksek Lisans Tezi, Maden Mühendisliği, Fen Bilimleri Enstitüsü, Karadeniz Teknik Üniversitesi, Trabzon, s. 62.

Anderson, C.G., 2016. Alkaline Sulfide Gold Leaching Kinetics. *Minerals Engineering*, 92, 248-256.

Arima, H., Fujita, T., Yen, W.T., 2004. Using Nickel as A Catalyst in Ammonium Thiosulfate Leaching for Gold Extraction. *Materials Transactions*, 45 (2), 516-526.

Avrupa Birliği. 2013. Background Note on Cyanide in Gold Mining, Committee on The Environment, Public Health and Food Safety. 3 syf. http://www.europarl.europa.eu/meetdocs/2009_2014/documents/envi/dv/envi20130925_info-cyanide_/envi20130925_info-cyanide_e_n.pdf, Son erişim tarihi: 31 Ağustos 2015.

Aylmore, M.G., 2001. Treatment of A Refractory Gold-Copper Sulfide Concentrate by Copper Ammoniacal Thiosulfate Leaching. *Minerals Engineering*, 14 (6), 615-637.

Aylmore, M.G., 2005. Alternative Lixiviants to Cyanide for Leaching Gold Ores. *Developments in Mineral Processing*. Editör: Adams, M.D. Western Australia: Elsevier. 501-539.

Aylmore, M.G., 2016. Thiosulfate as an Alternative Lixiviant to Cyanide for Gold Ores. In: M.D. Adams (Ed.), *Advances in Gold Ore Processing*. Elsevier Science, 485-523.

Aylmore, M.G., Muir, D.M., 2001. Thiosulfate Leaching of Gold - A Review. *Minerals Engineering*, 14 (2), 135-174.

Aylmore, M.G., Muir, D.M., Staunton, W.P., 2014. Effect of Minerals on the Stability of Gold in Copper Ammoniacal Thiosulfate Solutions - The Role of Copper, Silver and Polythionates. *Hydrometallurgy*, 143, 12-22.

Baron, J.Y., Mirza, J., Frydrychewicz, A., Lipkowski, J., Choi, Y., 2011. Electrochemical Studies of the Gold-Electrolyte Interface Under Thiosulfate Based Leaching Conditions. In: G. Deschenes, R. Dimitrakopoulos and J. Bouchard (Eds.), *World Gold 2011. The Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum, Westmount*, 351-362.

Barrick Gold, 2010. Annual Report. <http://www.barrick.com/files/annual-report/Barrick-Annual-Report-2010.pdf>, Son erişim tarihi: 25 Ocak 2017.

Barrick Gold, 2013. Annual Report. <http://www.barrick.com/files/annual-report/Barrick-Annual-Report-2013.pdf>, Son erişim tarihi: 25 Ocak 2017.

Barrick Gold, 2014. Annual Report. <http://www.barrick.com/files/annual-report/Barrick-Annual-Report-2014.pdf>, Son erişim tarihi: 25 Ocak 2017.

Barrick Gold, 2015. Annual Report. <http://www.barrick.com/files/annual-report/Barrick-Annual-Report-2015.pdf>, Son erişim tarihi: 25 Ocak 2017.

Baş, A.D., 2015. Barrick ile Altın Üretiminde Yeni Ufuklar. *Barrick Gold Yöneticilerinden Dr. Yeonuk choi ile Röportaj*, *Madencilik Türkiye Dergisi*, Temmuz, 48, 74-75.

Baş, A.D., Özdemir, E., Yazıcı, E.Y., Celep, O., Deveci, H., 2011. Ammoniacal Thiosulphate Leaching of a Copper-Rich Gold Ore. *Proceedings of The XV. Conference on Environment and Mineral Processing (EAMP)*, Ostrava/Çek Cumhuriyeti.

Baş, A.D., Altinkaya, P., Yazıcı, E.Y., Deveci, H., 2012. Preg-robbing Potential of Sulphide-Bearing Gold Ore. *Proceedings of The XIII. International Mineral Processing Symposium (IMPS)*. Editörler: Özdağ, H., Bozkurt, V., İpek, H., Bilir, K. Bodrum/Türkiye.

- Braul, P., 2013. Thiosulphate Going Commercial: Barrick's Goldstrike Pushes Research Forward on Cyanide Alternative. *Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum*, 8 (1), 42-45.
- Berezowsky, R.M.G.S., Sefton, V.B., 1979. Recovery of Gold and Silver from Oxidation Leach Residues by Ammoniacal Thiosulphate Leaching. 108th AIME Annual Meeting, New Orleans, 17-34.
- Botz, M.M., Mudder, T.I. and Akcil, A.U., 2005. Cyanide Treatment: Physical, Chemical and Biological Processes. In: D.A. Mike and B.A. Wills (Eds.), *Developments in Mineral Processing*, Elsevier, 672-702.
- Breuer, P., 2015. Gold Strike with Thiosulphate. *CSIRO Journal – Resourceful*, 7-8.
- Breuer, P.L., Jeffrey, M.I., 2002. An Electrochemical Study of Gold Leaching in Thiosulfate Solutions Containing Copper and Ammonia. *Hydrometallurgy* 65, 145-157.
- Camelino, S., Rao, J., Padilla, R.L., Lucci, R., 2015. Initial Studies about Gold Leaching from Printed Circuit Boards (PCS's) of Waste Cell Phones. *Procedia Materials Science*, 9, 105-112.
- Celep, O., 2015. Altın Cevherlerinin Zenginleştirilmesi. *Türkiye Alim Kitapları, ist ein Imprint der, Deutschland/Almanya*, s. 221.
- Celep, O., Deveci, H., Alp, İ., Yazici, E.Y., Dinç, D., Duran, C., 2014. Ammoniacal Thiosulfate Leaching of Gold from A Refractory Ore Using a Full Factorial Design. *Proceedings of The XXVII. Int. Mineral Processing Congress (IMPC)*. Editorler: Yianatos, J., Doll, A., Gomez, C., Kuyvenhoven, R. Santiago/Chile.
- Celep, O., Yazici, E. Y., Bölük, D., Deveci, H., Alp, İ., 2010. Evaluation of Preg-robbing Potential of Refractory Gold Ores. *Proceedings of The XII. International Mineral Processing Symposium (IMPS)*. Editörler: Gülsoy Ö.Y., Ergün, Ş.L., Can, N.M., Çelik, İ.B. Kapadokya/Türkiye.
- Celep, O., Alp, İ., Deveci, H., Vıçıl, M., 2008. The Effect of Mineralogical Structure on The Cyanidation of Gold Ores. *Geosound*, 52, 43-53.
- Chandra, I. and Jeffrey, M.I., 2005. A Fundamental Study of Ferric Oxalate for Dissolving Gold in Thiosulfate Solutions. *Hydrometallurgy*, 77 (3-4), 191-201.
- Chen, J., Deng, T., Zhu, G., Zhao, J., 1996. Leaching and Recovery of Gold in Thiosulfate Based System-A Research Summary at ICM. *Transactions of Indian Institute of Metallurgy*, 49 (6), 841-849.
- Choi, Y., Baron, J.Y., Wang, Q., Langhans, J., Kondos, P., 2013. Thiosulfate Processing - From Lab Curiosity to Commercial Application. *World Gold 2013. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy (AusIMM)*, Melbourne, 45-50.
- Choi, Y., Kondos, P., Aylmore, M., McMullen, J., Van Weert, G., 2007. Thiosulfate Generation in Situ in Precious Metal Recovery. US Patent, WO 2007053947 A1.
- Choudhary, L., Wang, W., Alfantazi, A., 2016. Electrochemical Corrosion of Stainless Steel in Thiosulfate Solutions Relevant to Gold Leaching. *Metallurgical and Materials Transactions A*, 47 (1), 314-325.
- Dasgupta, R., Guan, Y.C., Han, K.N., 1996. The Dissolution Behavior of Gold in Ammoniacal Solutions at 75°C. *Society for Mining, Metallurgy, and Exploration*, Preprint number-Ön baskı sayısı 96-70.
- DST, 2014. Cyanide-Free Process for Gold Extraction. Dundee Sustainable Technologies (DST), www.dundeetechnologies.com
- Dunne, R., Buda K., Hill, M., Staunton, W., Wardell-Johnson, G., Tjandrawa, V., 2012. Assessment of Options for Economic Processing of Preg-Robbing Gold Ores. *Trans. Inst. Min. Metall. C*, 121 (4), 217-223.
- E&MJ, 2012, The Current Status of Cyanide Regulations. <http://www.e-mj.com/features/1656-the-current-status-of-cyanideregulations.html#.VtAtP-Zu3lw>, Son erişim tarihi: 2 Şubat 2016.
- Euromines. 2015. EU Commission Confirms Sufficient Legislation in Place for Gold. *European Association of Mining Industries, Metal Ores & Industrial Minerals*. <http://www.euromines.org/news/eu-commission-confirms-sufficient-legislation-place-gold> Son erişim tarihi: 1 Eylül 2015.
- Faraz, S., Hossna, D., Rezar, B., Piroz, Z., 2014. Improved Recovery of a Low-Grade Refractory Gold Ore Using Flotation–Preoxidation–Cyanidation Methods. *International Journal of Mining Science and Technology*, 24 (4), 537–542.
- Feng, D., van Deventer, J.S.J., 2001. Preg-robbing Phenomena in The Thiosulphate Leaching of Gold Ores. *Minerals Engineering*, 14 (11), 1387-1402.
- Feng, D., van Deventer, J.S.J., 2002. The Role of Heavy Metal Ions in Gold Dissolution in The Ammoniacal Thiosulphate System. *Hydrometallurgy*, 64 (3), 231-246.
- Feng, D., van Deventer, J.S.J., 2006. Ammoniacal Thiosulphate Leaching of Gold in The Presence of Pyrite. *Hydrometallurgy*, 82 (3-4), 126-132.
- Feng, D., van Deventer, J.S.J., 2010a. Thiosulphate Leaching of Gold in The Presence of Ethylenediaminetetraacetic Acid (EDTA). *Minerals Engineering*, 23 (2), 143-150.
- Feng, D., van Deventer, J.S.J., 2010b. Effect of Thiosulphate Salts on Ammoniacal Thiosulphate Leaching of Gold. *Hydrometallurgy*, 105 (1-2), 120-126.

- Feng, D., van Deventer, J.S.J., 2011a. Thiosulphate Leaching of Gold in the Presence of Carboxymethyl Cellulose (CMC). *Minerals Engineering*, 24 (2), 115-121.
- Feng, D., van Deventer, J.S.J., 2011b. Thiosulphate Leaching of Gold in The Presence of Orthophosphate and Polyphosphate. *Hydrometallurgy*, 106 (1-2), 38-45.
- Fleming, C., 2008. Thiosulphate Leaching-An Alternative to Cyanidation in Gold Processing. *SGS Mineral Services*, T3 SGS 869, s. 2.
- Fleming, C.A., McMullen J., Thomas, K.G., Wells, J.A., 2001. Recent Advances in The Development of an Alternative to The Cyanidation Process - Based on Thiosulphate Leaching and Resin in Pulp. *SGS Mineral Services*, Technical Paper, Mart, s. 11.
- Fleming, C.A., McMullen, J., Thomas, K.G., Wells, J.A., 2003. Recent Advances in The Development of an Alternative to The Cyanidation Process: Thiosulfate Leaching and Resin in Pulp. *Minerals and Metallurgical Processing*, 20 (1), 1-9.
- Goodall, W.R., Leatham, J.D., Scales, P.J., 2005. A New Method for Determination of Preg-Robbing in Gold Ores. *Minerals Engineering*, 18 (12), 1135-1141.
- Gorain, B.K., Kondos, P.D., Lakshmanan, V.I., 2016. Innovations in Gold and Silver Processing. In: V.I. Lakshmanan, R. Roy and V. Ramachandran (Eds.), *Innovative Process Development in Metallurgical Industry*. Springer, 393-428.
- Gos, S, Rubo, A., 2016. The Relevance of Alternative Lixiviants with regard to Technical Aspects”, work safety and environmental safety. <http://technology.infomine.com/enviromine/publicat/cyanide.pdf>, Son erişim tarihi: 2 Şubat 2016.
- Guan, Y.C., Han, K.N., 1996. The Electrochemical Study on the Dissolution Behavior of Gold in Ammoniacal Solutions at Temperatures Above 100°C. *Society for Mining, Metallurgy, and Exploration*, Preprint number Ön baskı sayısı 96-66.
- Güneş, N., Akçıl, A., 1997. Altın Kazanımında Kimyasal Proseslerin İncelenmesi. *Mühendislik Bilimleri Dergisi*, 3 (2), 389-392.
- Grosse, A.C., Dicoski, G.W., Shaw, M.J., Haddad, P.R., 2003. Leaching and Recovery of Gold Using Ammoniacal Thiosulfate Leach Liquors (A Review). *Hydrometallurgy*, 69, 1-21.
- Ha, V.H., Lee, J.-c., Huynh, T.H., Jeong, J., Pandey, B.D., 2014. Optimizing The Thiosulfate Leaching of Gold from Printed Circuit Boards of Discarded Mobile Phone. *Hydrometallurgy*, 149, 118-126.
- Ha, V.H., Lee, J.-c., Jeong, J., Hai, H.T., Jha, M.K., 2010. Thiosulfate Leaching of Gold from Waste Mobile Phones. *Journal of Hazardous Materials*, 178 (1-3), 1115-1119.
- Habashi, F., 1999. *A Textbook of Hydrometallurgy*. Metallurgie Extractive Quebec Publications, Kanada, 739.
- Hedjazi, F., Monhemius, J., 2016. Industrial Application of Ammonia Assisted Cyanide Leaching for Copper-Gold Ores. *Emerging Trends in Minerals Engineering*. IMM Transactions, IOM3, London, UK.
- Hilson, G., Monhemius, A.J., 2006. Alternatives to Cyanide in The Gold Mining Industry: What Prospects for The Future? *Journal of Cleaner Production*, 14 (12-13), 1158-1167.
- Jeffrey, M.I., 2001. Kinetic Aspects of Gold and Silver Leaching in Ammonia-Thiosulfate Solutions. *Hydrometallurgy*, 60 (1), 7-16.
- Ji, J., Fleming, C., West-Sells, P.G. and Hackl, R.P., 2003. A Novel Thiosulfate System for Leaching Gold without The Use of Copper and Ammonia. In: C.A. Young, A.M. Alfantazi, C.G. Anderson, D.B. Dreisinger, B. Harris, A. James (Ed.), *Hydrometallurgy 2003-V*. International Conference in Honor of Professor Ian Ritchie. TMS (The Minerals, Metals & Materials Society), 227-244.
- Jiang, T., Chen, J., Xu, S., 1993. Electrochemistry and Mechanism of Leaching Gold with Ammoniacal Thiosulfate. XVII. International Mineral Processing Congress, Sydney, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. Parkvill Vic., 23-28 May, 1141-1146.
- Kerley, B.J., 1981. Recovery of Precious Metals from Difficult Ores. US Patent, US 4269622 A.
- Kerley, B.J., 1983. Recovery of Precious Metals from Difficult Ores. US Patent, US 4369061 A.
- King, J.A., 2001. Method for Recovering Gold from Refractory Carbonaceous Ores. US Patent, US 6251163 B1.
- Marchbank, A.R., Thomas, K.G., Dreisinger, D., Fleming, C., 1996. Gold Recovery from Refractory Carbonaceous Ores by Pressure Oxidation and Thiosulfate Leaching. US Patent, US 5536297 A.
- Marsden, J.O., House, C.L., 2006. *The Chemistry of Gold Extraction*. SME, Colorado, s. 651.
- Meng, X., Han, K.N., 1993. The Dissolution Behaviour of Gold in Ammoniacal Solutions. *Hydrometallurgy Fundamentals, Technology and Innovations* SME, J.B. Hiskey and G.W. Warren, Littleton, Colorado, 206-221.
- Miller, J.D., Wan, R.Y., Diaz, X., 2005. Preg-robbing Gold Ores, *Developments in Mineral Processing*.” Editör: Adams M.D. Western Australia: Elsevier, 937-972.
- Molleman, E., 1998. The Treatment of Copper-Gold Ores by Ammonium Thiosulfate Leaching, Yüksek Lisans Tezi, The University of British Columbia, Kanada, s. 186.
- Molleman, E., Dreisinger, D., 2002. The Treatment

- of Copper–Gold Ores by Ammonium Thiosulfate Leaching. *Hydrometallurgy*, 66, 1-21.
- Muir, D.M., La Brooy, S.R., Fenton, K., 1991. Processing Copper-Gold Ores with Ammonia or Ammonia-Cyanide Solutions. *World Gold 1991*, 21-25 Nisan, Cairns Qld, 145-150.
- Navarro, P., Vargas, C., Alonso, M., Alguacil, F.J., 2007. Towards A More Environmentally Friendly Process for Gold: Models on Gold Adsorption onto Activated Carbon from Ammoniacal Thiosulfate Solutions. *Desalination*, 211, 58-63.
- O'Malley, G.P., 2002. Recovery of Gold from Thiosulfate Solutions and Pulps with Anion Exchange Resins. *Doktora Tezi*, Murdoch University, Western Australia, s. 256.
- Oraby, E.A., Eksteen, J.J., 2015a. Gold leaching in cyanide-starved copper solutions in the presence of glycine. *Hydrometallurgy*, 156, 81-88.
- Oraby, E.A., Eksteen, J.J., 2015b. The Leaching of Gold, Silver and Their Alloys in Alkaline Glycine–Peroxide Solutions and Their Adsorption on Carbon. *Hydrometallurgy*, 152, 199-203.
- Perez, A.E., Galaviz, H.D., 1987. Method for Recovery of Precious Metals from Difficult Ores with Copper-Ammonium Thiosulfate. *US Patent*, US 4654078 A.
- Puente-Siller, D.M., Fuentes-Aceituno, J.C., Nava-Alonso, F., 2014. Study of Thiosulfate Leaching of Silver Sulfide in The Presence of EDTA and Sodium Citrate. Effect of NaOH and NH₄OH. *Hydrometallurgy*, 14, 1-11.
- Puente-Siller, D.M., Fuentes-Aceituno, J.C., Nava-Alonso, F., 2017. An Analysis of The Efficiency and Sustainability of The Thiosulfate-Copper-Ammonia-Monoethanolamine System for The Recovery of Silver as An Alternative to Cyanidation, 169, 16-25.
- Rath, R.K., Hiroyoshi, N., Tsunekawa, M., Hirajima, T., 2003. Ammoniacal Thiosulphate Leaching of Gold Ore. *The European Journal of Mineral Processing and Environmental Protection*, 3 (3), 344-352.
- Rees, K.L., Van Deventer, J.S.J., 2000. Preg-robbing Phenomena in The Cyanidation of Sulphide Gold Ores. *Hydrometallurgy*, 58 (1), 61-80.
- Resmi Gazete, 2015. Maden Atıkları Yönetmeliği. Çevre ve Şehircilik Bakanlığı, 15 Temmuz 2015 Çarşamba, Sayı: 29417
- Rodriguez, L.G., Macias, F., 2009. To Cyanide or Not to Cyanide? Some Argentinean Provinces Banned Use of Cyanide in Mining Activities: Is This Prohibition Legal? *Rocky Mountain Mineral Law Foundation Journal*, 46 (2), 237-252.
- Senanayake, G., 2004a. Analysis of Reaction Kinetics, Speciation and Mechanism of Gold Leaching and Thiosulfate Oxidation by Ammoniacal Copper(II) Solutions. *Hydrometallurgy*, 75 (1-4), 55-75.
- Senanayake, G., 2004b. Gold Leaching in Non-Cyanide Lixiviant Systems: Critical Issues on Fundamentals and Applications. *Minerals Engineering*, 17 (6), 785–801.
- Senanayake, G., 2005. The Role of Ligands and Oxidants in Thiosulfate Leaching of Gold. *Gold Bulletin*, 38, 170-179.
- Senanayake, G., 2007. Review of Rate Constants for Thiosulphate Leaching of Gold from Ores, Concentrates and Flat Surfaces: Effect of Host Minerals and pH. *Minerals Engineering*, 20, 1-15.
- Senanayake, G., 2012. Gold Leaching by Copper(II) in Ammoniacal Thiosulphate Solutions in The Presence of Additives. Part I: A Review of the Effect of Hard-Soft and Lewis Acid-Base Properties and Interactions of Ions. *Hydrometallurgy*, 115-116, 1-20.
- Syed, S., 2012. Recovery of Gold from Secondary Sources—A Review. *Hydrometallurgy*, 115-116, 30-51.
- Tozawa, K., Inui, Y., Umetsu, Y., 1981. Dissolution of Gold in Ammoniacal Thiosulfate Solution. Paper Presented at 110th Annual Meeting of AIME, Chicago, February 22-26, A-81-25, 12.
- Wan, R., LeVier, M., Clayton, R.B., 1994. Hydrometallurgical Process for the Recovery of Precious Metal Values from Precious Metal Ores with Thiosulfate Lixiviant. *US Patent*, US 5354359 A.
- West-Sells, P.G., Hackl, R.P., 2005. A Novel Thiosulfate Leach Process for The Treatment of Carbonaceous Gold Ores. In: Deschenes, G., Hodouin, D., Lorenzen, L. (Eds.), *Treatment of Gold Ores*. The Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum, Montreal, Canada, 209-223.
- Xia, C., 2008. Associated Sulfide Minerals in Thiosulfate Leaching of Gold: Problems and Solutions. *Doktora Tezi*, Queen's University Kingston, Ontario, Kanada, s. 321.
- Xia, C., Yen, W.T., Deschenes, G., 2003. Improvement of Thiosulfate Stability in Gold Leaching. *Minerals & Metallurgical Processing*, 20 (2), 68-72.
- Xu, B., Yang, Y., Jiang, T., Li, Q., Zhang, X., Wang, D., 2015. Improved Thiosulfate Leaching of a Refractory Gold Concentrate Calcine with Additives. *Hydrometallurgy*, 152, 214-222.
- Van Zijll de Jong, S., van Deventer, J.S.J., Hamilton, I.C., 2002. The Effect of Metal Ions on the Electrochemistry of Gold Dissolution in the Ammoniacal Thiosulphate System. In: Gostomski, P.A., Mori-son, K.R. (Eds.), *Proc. 9th APCCChE Cong. and CHEMECA 2002*. University of Canterbury, Christchurch.
- Yazıcı, E. Y., 2005. Atık Sulardaki Siyanürün Hidrojen Peroksit, Aktif Karbon Adsorpsiyonu ve Ses Ötesi Dalgalarla Uzaklaştırılması, Yüksek Lisans Tezi, Maden Mühendisliği, Fen Bilimleri Enstitüsü, Karadeniz Teknik

Üniversitesi, Trabzon, s. 124.

Zhang, H., Dreisinger, D.B., 2004. The Recovery of Gold from Ammoniacal Thiosulfate Solutions Containing Copper Using Ion Exchange Resin Columns. *Hydrometallurgy*, 72, 225-234.

Zhang, S., Nicol, M.J., 2003. An Electrochemical Study of the Dissolution of Gold in Thiosulfate Solutions. Part I. Alkaline Solutions. *Journal of Applied Electrochemistry*, 33, 767-775.

Zhang, S., Nicol, M.J., 2005. An Electrochemical Study of the Dissolution of Gold in Thiosulfate Solutions. Part II. Effect of Copper, *Journal of Applied Electrochemistry*, 35, 339–345.

Zhang, X.M., Senanayake, G., 2016. A Review of Ammoniacal Thiosulfate Leaching of Gold: An Update Useful for Further Research in Non-Cyanide Gold Lixiviants. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 37 (6), 385-411.

Zipperian, D., Raghavan, S., Wilson, J.P., 1988. Gold and Silver Extraction by Ammoniacal Thiosulfate Leaching from A Rhyolite Ore. *Hydrometallurgy*, 19, 361–375.



ULUSLARARASI MADENCİLİK VE ÇEVRE SEMPOZYUMU

INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON MINING AND ENVIRONMENT

27-29 EYLÜL 2017
SEPTEMBER 27-29, 2017
BODRUM, MUĞLA/TÜRKİYE



TMMOB Maden Mühendisleri Odası
UCTEA Chamber of Mining Engineers of Turkey

IMMAT
8. ULUSLARARASI
MADEN MAKİNALARI VE
TEKNOLOJİLERİ KONGRESİ
8th International Congress of Mining
Machinery and Technologies

18-21 Ekim
Oct. 2017

MINEX
T. AKIN, M. K. KAYMAKÇI, M. KAYMAKÇI VE
M. KAYMAKÇI
T. Mining, Mineral Processing and
Technology Fair

18-21 EKİM
OCT 2017

MINEX
MIFAS

www.immat.org.tr

TMMOB
Maden Mühendisleri Odası
Adana Şubesi

**ULUSLARARASI
MADEN İŞLETMELERİNDE
İŞÇİ SAĞLIĞI ve İŞ GÜVENLİĞİ
SEMPOZYUMU'2017**

2-3 - KASIM 2017
ÇUKUROVA ÜNİVERSİTESİ MİTHAT ÖZSAN AMFİSİ
ADANA

İLETİŞİM
TMMOB Maden Mühendisleri Odası Adana Şubesi
web : www.madenisg.org
e-posta : isg@madenisg.org

Tel. : 0 322 459 97 60
: 0.546 425 10 76
Faks : 0 322 459 97 61

13-15 December / Aralık 2017
Antalya/Türkiye

9th International Marble &
Natural Stone Congress and
Exhibition of Turkey

Türkiye 9. Uluslararası
Mermer ve Doğaltaş Kongresi ve Sergisi
MERSEM2017

TMMOB Maden Mühendisleri Odası
UCTEA Chamber of Mining Engineers of Turkey

www.merssem.org.tr

**IX. DELME-PATLATMA
SEMPOZYUMU**

1 - 2 Aralık 2017, Ankara

1. Duyuru

TMMOB
MADEN MÜHENDİSLERİ ODASI

ISSN 2564-7024



9 772564 702003