



## Niğde (Ulukışla) kompleks Pb-Zn cevherinin optimum flotasyon şartlarının belirlenmesi

### Determination of optimum flotation conditions in Niğde (Ulukışla) complex Pb-Zn ore

Tevfik AĞAÇAYAK<sup>1\*</sup> , Nur Benan YILMAZ<sup>2</sup>

<sup>1</sup>Maden Mühendisliği, Mühendislik ve Doğa Bilimleri Fakültesi, Konya Teknik Üniversitesi, Konya, Türkiye.  
tagacayak@ktun.edu.tr

<sup>2</sup>Gümüştaş Madencilik ve Ticaret Anonim Şirketi, Tepeköy Cevher Zenginleştirme Tesisi AR-GE Laboratuvarı, Niğde, Türkiye  
nury@gumustasmaden.com.tr

Geliş Tarihi/Received: 25.09.2019  
Kabul Tarihi/Accepted: 16.07.2020

Düzeltilme Tarihi/Revision: 13.07.2020

doi: 10.5505/pajes.2020.79749  
Araştırma Makalesi/Research Article

#### Öz

Bu çalışmada, Niğde-Ulukışla yöresine ait Pb-Zn kompleks cevherinin optimum flotasyon şartları araştırılmıştır. Deneysel çalışmalarda kullanılacak olan cevher numunesinin serbestleşme tane boyutu ( $d_{80}$ ) belirlenmiş ve mineralojik analizleri gerçekleştirilmiştir. Flotasyon deneyleri, %30 katı oranında, 10 L/dk. hava akım hızında, 1250 dev/dk. karıştırma hızında ve pH=9'da gerçekleştirilmiştir. Öğütme, Pb ve Zn kaba flotasyonu devresinde kullanılması gerekli olan reaktifler ve miktarları belirlenmiştir. Deneylerde, öğütme devresinde 8 dakika, Pb Devresinde 4 dk. Zn Devresinde 5 dk. kondisyon süresi uygulanmıştır. Sonuç olarak, %80.63 verim ile %55.13 Pb ve %77.60 verim ile %37.32 Zn kazanılabileceği görülmüştür.

**Anahtar kelimeler:** Kurşun-çinko kompleks cevheri, Öğütme, Kaba flotasyon, Niğde-Ulukışla.

#### Abstract

In this study, optimum flotation conditions of Pb-Zn complex ore from Niğde-Ulukışla region were investigated. The liberalization grain size ( $d_{80}$ ) of the ore sample to be used in experimental studies was determined and mineralogical analyzes were performed. Flotation experiments were performed at 30% solid ratio, 10 L/min air flow rate, 1250 rpm stirring speed and pH=9. Reagents and their amounts were determined in grinding, Pb and Zn rough flotation circuits. 8 minutes in the grinding circuit, 4 min in Pb Circuit and 5 min in Zn circuit were applied to in the experiments. As a result, The lead grade of lead concentrate for 55.13%, the recovery for 80.30%, and zinc grade of zinc concentrate for 37.32%, the recovery for 77.60% were obtained.

**Keywords:** Lead-zinc complex ore, Grinding, coarse flotation, Niğde-Ulukışla.

## 1 Giriş

Niğde Ulukışla (Bolkardağ) ve yöresinde ekonomik açıdan oldukça önemli olan ve çok eskiden beri işletilen altın ve gümüş içeriği yüksek kurşun-çinko yatakları bulunmaktadır. Bu yatakların, Horoz Köyü ile Maden Köyü arasında geniş bir alana yayıldığı bilinmektedir. Yataklar hem sülfürlü hem karbonatlı, hem de karst plaseri tipi cevherler olmak üzere üç şekilde bulunmaktadır [1]. Şişman ve Şenocak (1981) [2], birincil cevherleşmenin genellikle sülfidli minerallerden (pirit, pirotin, markasit, galenit, sfalerit, kalkopirit gibi) oluştuğunu ikincil cevherleşmenin ise sülfidli minerallerin değişmesiyle oluştuğunu yani hidrotermal kökenli oldukları belirtmişlerdir.

Flotasyon, arayüzlerin fizikokimyasal özelliklerinde farklılıklara dayanan bir ayırma ve zenginleştirme işlemidir. Yüzdürme ya sıvı-gaz, sıvı-sıvı, sıvı-katı ya da katı-gaz arayüzünde gerçekleşebilir. İstenilen serbestleşme tane boyutuna indirilmiş bir cevherin içerisindeki minerallerin yüzey/ara yüzey özelliklerinden yararlanarak, hidrofob olan minerallerin hidrofil tanelerden ayrılmasını sağlamaktadır [3]. Yüzeylerin hidrofobik ve hidrofilik karakterleri, yüzey aktif maddeler kullanılarak değiştirilebilir. Yüzeyi hidrofobik yapan bir yüzey aktif maddeye kolektör adı verilir. Bu kolektörler ile yüzeyi değiştirilmiş mineral tanesi ile hava kabarcığı arasındaki adhezyon kuvveti artma veya azalma eğilimi gösterecektir. Hidrofob minerallerde adhezyon kuvveti artarken; hidrofil minerallerde adhezyon kuvveti azalacaktır. Bu nedenle

flotasyon gerçekleşebilmesi için minerallerin hidrofob ve hidrofil olma özellikleri büyük önem taşımaktadır. Sülfür içerikli mineraller, oksit yapılı bütün mineraller ve metalik-olmayan minerallerin tümü flotasyon yöntemiyle zenginleştirilmektedir. Flotasyon işleminin köpük, film ve yağ flotasyonu olmak üzere üç tipi bulunmaktadır. Maden ve metalurji endüstrisinde en çok kullanılan yöntem ise köpük flotasyonu olarak bilinmektedir [4],[5]. Sonuç olarak, yüzeyde oluşan köpük tabakası hidrofobik mineralleri yüzeye taşıyarak yüzmesini sağlarken, hidrofilik taneler hava kabarcıklarına yapışma eğilimi az olduğundan süspansiyon halinde kalacak veya çökecektir [6].

Bununla birlikte, köpürtücülerin iyi seçilmesi ile yüzdürme performansı artmakta [7]-[9] ve ince tane boyutlarına öğütülmüş cevherlerin flotasyon ile zenginleştirmesinde köpürtücü miktarının yeterli kullanılması halinde çok ince partiküllerin sürüklenmesi azalmaktadır [9],[10]. Kısacası köpük fazının stabilitesinin kontrol edilmesi, yeterli ayrımı sağlamak için önemli bir unsur olduğu söylenebilir [11],[12].

Ceylan ve Bulut, (2016) [13], Siirt-Madenköy'ün temsili bir bakır örneği üzerinde flotasyon deneyleri yapılmıştır. Çalışma için en uygun toplayıcının 50 g/t miktarındaki Aerophine 3418A olduğu belirlenmiştir. Farklı bir çalışmada, kalkopirit, galena ve sfalerit Aerophine 3894 ve 3418A toplayıcıları kullanılarak üç kaba flotasyon hücrelerinde seçici olarak geri kazanılmıştır [14]. Zhong ve diğ. (2015) [15], çalışmalarında

\*Yazışılan yazar/Corresponding author

Aerophine 3418A'nın bakır slfr ve kurun-inko slfr ieren cevherlerde kullanılması ile verimin daha yksek olduėunu ve daha iyi seicilik sergilediėi gsterilmiřtir.

Bilimsel ve teknolojik geliřmelere baėlı olarak kurun-inko cevherinin zenginleřtirilmesinde etkin ve yaygın bir yntem olan flotasyon devamlı olarak geliřtirilmekte, bunun neticesinde uygulamaya ekonomiklik ve randıman kazandırılmaktadır. Ekonomik ve uygulanabilir olması nedeniyle kurun ve inko cevherinin zenginleřtirilmesinde flotasyon yntemi kullanılmaktadır. Slfr minerallerin kazanımında yapılan alıřmaların oėunda, yaygın olarak ksantat tipi toplayıcılar, alkol tipi kprtcler, bunun yanında deėiřik inorganik ve organik dzenleyici reaktifler kullanılmaktadır [16]-[19]. Pb-Zn kompleks cevherlerinin flotasyonunda sfaleritin bastırılması iin zellikle ZnSO<sub>4</sub> kullanılmaktadır. inko slfat siyanr ile birlikte kullanıldıėı bilinmektedir [8],[20]. Pirit, sfalerit ve galenin bastırılmasında sodyum slfid, sodyum bi-slfid, sodyum metabislfid veya slfrdioksit formundaki reaktiflerde kullanılmaktadır [21],[22]. Silikatları bastırmak iin ise genellikle, sodyum silikat ilavesi yapılmaktadır. Bu alıřmada, Niėde-Ulukıřla yresine ait Pb-Zn kompleks cevherinin optimum flotasyon řartları arařtırılmıřtır. ėtme ve Pb ve Zn kaba flotasyonu devresinde kullanılması gerekli olan reaktifler ve miktarları belirlenmiřtir. ėtme ařamasında inko slfat ve sodyum silikat eklenmiřtir. Pirit, arsenopirit ve bastırılmıř sfalerit minerallerine karřı byk bir seimlilik saėlamak amacıyla Pb devresinde ksantatların yerine Aerophine 3418A. Zn devresinde ise Z-5 inkoyu toplamak iin kullanılmıřtır. Bylece temiz bir ksantrenin retiminin yanı sıra, Pb-Zn'nin seimli olarak ayrılması ve tesiste kullanılan/kullanılabilecek reaktiflerin uygun olup olmadıėının belirlenmesi amalanmıřtır.

## 2 Malzeme ve yntem

Deneylerde kullanılan cevher, Niėde-Ulukıřla blgesinde bulunan bir maden ocaėından temin edilmiř slfr ierikli Pb-Zn kompleks cevheridir. Cevher ieriėinin belirlenmesi iin, konik kırıcı sonrası alınan temsili numuneler halkalı deėirmende -75  m tane boyutuna ėtlerek, kral suyunda (3 hacim HCl+1 hacim HNO<sub>3</sub>) czndrlmřtir. Agilent marka AAS cihazı kullanılarak, Ag, Pb, Zn, Fe, Cu ve As elementleri analiz edilmiřtir. Au analizi iin Fire- Assay yntemi uygulanmıřtır. Bu cevhere ait kimyasal analiz sonuları Tablo 1'de verilmiřtir.

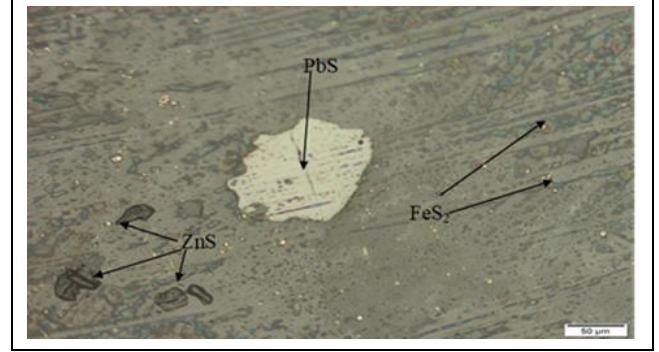
Tablo 1. Deneysel alıřmalarda kullanılan numunenin kimyasal analizi.

Table 1. Chemical analysis of the sample used in experimental studies.

Element	İerik
Au, (ppm)	2.17
Ag, (ppm)	221
Cu, (ppm)	254
Zn, (%)	5.95
Pb, (%)	3.62
Fe, (%)	12.44
S, (%)	18.72

Mineralojik incelemelere gre, cevher bileřimindeki slfrl minerallerin oėunluėunu galen (PbS), sfalerit (ZnS) ve pirit (FeS<sub>2</sub>) oluřturmakta ayrıca, kalkopirit (CuFeS<sub>2</sub>), hematit (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), gtit (FeOOH), limonit (FeO(OH)·nH<sub>2</sub>O), arsenopirit (FeAsS) ve markazit (FeS<sub>2</sub>) mineralleri ile birlikte kalsit (CaCO<sub>3</sub>), kuvars (SiO<sub>2</sub>) yaygın gang minerallerini

oluřturmaktadır. Ayrıca, yer yer jarosit (KFe<sup>3+</sup><sub>3</sub>(SO<sub>4</sub>)<sub>2</sub>(OH)<sub>6</sub>) ve jips (CaSO<sub>4</sub>·2H<sub>2</sub>O) mineralleri de grlmektedir. Cevher numunesi ierisinde bol miktarda pirit-markazit, galen ve sfalerit mineralleri olduėu parlak kesit yapılarak saptanmıřtır (řekil 1).

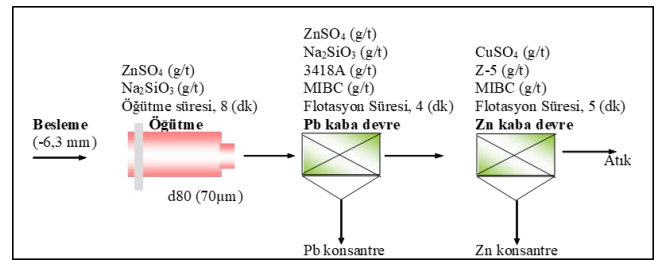


řekil 1. Cevher rneėinin ince ve parlak kesiti.

Figure 1. Slimed and polished section of the ore sample.

Tvenan cevher iki kırma ařamasından sonra 6.3 mm tane boyutunun altına indirilmiřtir. ėtme ve Pb-Zn kaba flotasyonu deneylerinde kullanılmak zere homojenlik saėlanarak paketlenmiřtir. Bu cevher numunesi, i hacmi 9 L olan,  180x362 mm boyutundaki ubuklu deėirmende ėtlmř ve %80'i 70  m'nin (d<sub>80</sub>=70  m) altına indirilerek flotasyon hcresine beslenmiřtir.

Flotasyon deneyleri, Denver tipi flotasyon cihazı kullanılarak %30 katı oranında, 10 L/dk. hava akım hızında, 1250 dev/dk. karıřtırma hızında ve pH=9'da sabit parametrelerde gerekleřtirilmiřtir. ėtme, Pb ve Zn kaba flotasyonu devresinde kullanılması gerekli olan reaktifler ve miktarları belirlemek iin 32 farklı deney yapılmıřtır. Her bir deney 2 kez yapılmıř ve analiz sonularının aritmetik ortalaması alınarak deneysel veriler elde edilmiřtir. Her bir gruba ait olan deneysel sonucun ayrı ayrı standart hatası hesaplanarak ± 0.5-1 arasında deėiřtiėi belirlenmiřtir. Yapılan deneylere ait olan basit akım řeması řekil 2'de verilmiřtir.



řekil 2. Flotasyon deneyleri akım řeması.

Figure 2. Flow chart of flotation experiments.

Yapılan deneylerde, analitik saflıkta Merck marka inko slfat, bakır slfat, sodyum silikat, metil izobtil karbinol, Cytec marka %50'lik sodyum izobutil dithiofosfin ve %90'lık potasyum amil ksantat kullanılmıřtır.

## 3 Bulgular

### 3.1 ėtme devresinde kullanılacak ZnSO<sub>4</sub> miktarının belirlenmesi

ėtme devresinde inko Slfat (ZnSO<sub>4</sub>) farklı dozajlarda deėirmene ilave edilmiřtir. İlave edilen ZnSO<sub>4</sub> miktarları 200, 500, 1000, 1500 ve 2000 g/t olarak seilmiřtir. ėtme

esnasında, ZnSO<sub>4</sub> ilaveli flotasyon deneyleri için seçilen reaktifler ve miktarları Tablo 2’de verilmiştir.

Tablo 2. Ögütme-ZnSO<sub>4</sub> ilaveli flotasyonunda kullanılan reaktif tipi ve miktarları.

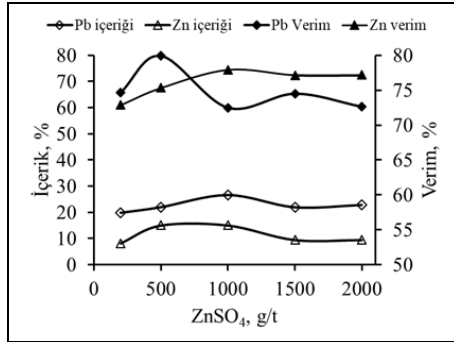
Flotasyon Koşulları ve Deneş Şartları	Ögütme Devresi	Pb Devresi	Zn Devresi
pH (Kire ile)		9	9
ZnSO <sub>4</sub> , g/t	200, 500, 1000, 1500, 2000	1600	
Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub> , g/t		1600	
3418 A, g/t		20	
MIBC, g/t		20	20
CuSO <sub>4</sub> , g/t			800
Z-5, g/t			160
Ögütme Süresi, dk.	8		
Flotasyon süresi, dk.		4	5

Tablo 2’deki koşullar altında yapılan deney sonuçlarına göre konsantre, atık tenör değerleri ve konsantre verimleri Tablo 3’te özetlenmiştir.

Tablo 3. Ögütme-ZnSO<sub>4</sub> ilaveli flotasyon deney sonuçları.

Ögütme devresinde kullanılan ZnSO <sub>4</sub> miktarı, g/t	Tenör, %				Verim, %	
	Konsantre		Nihai Atık		Konsantre	
	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
200	19.89	8.22	0.67	1.28	74.64	72.90
500	22.00	15.05	0.49	1.27	79.92	75.33
1000	26.58	15.08	0.59	1.03	72.49	77.92
1500	21.98	9.52	0.61	1.31	74.50	77.16
2000	22.84	9.52	0.83	1.58	72.64	77.16

Ögütme devresinde kullanılan çinko sülfatın ve miktarının sfalerit ve galen üzerindeki etkisini incelemek amacıyla yapılan deneylerin sonuçları Şekil 3’te verilmiştir.



Şekil 3. Ögütme devresinde kullanılan ZnSO<sub>4</sub> miktarına bađlı olarak kurşun ve çinko konsantresinin Pb-Zn İçeriđi ve kazanma verimi.

Figure 3. Pb-Zn Content and recovery of lead and zinc concentrate depending on the amount of ZnSO<sub>4</sub> used in the grinding circuit.

Tablo 3 ve Şekil 3’ten görüldüđü gibi, 1000 g/t ZnSO<sub>4</sub> kimyasalı ilave edildiđinde %72.49 verim ile Pb konsantredeki en yüksek Pb içeriđi değeri %26.58 olarak elde edilmiştir. Bu nedenle yapılan diđer testlerde değirmene 1000 g/t ZnSO<sub>4</sub> ilave edilmesine karar verilmiştir.

### 3.2 Pb Devresinde Kullanılacak ZnSO<sub>4</sub> Miktarının Belirlenmesi

Pb devresinde Çinko Sülfat (ZnSO<sub>4</sub>) farklı dozajlarda flotasyon hücreğine ilave edilmiştir. İlave edilen ZnSO<sub>4</sub> miktarları 200,

500, 1000, 1500 ve 2000 g/t olarak seçilmiştir. Pb devresinde, ZnSO<sub>4</sub> ilaveli flotasyon deneyleri için seçilen reaktifler ve miktarları Tablo 4’te verilmiştir.

Tablo 4. Pb devresinde ZnSO<sub>4</sub> miktarının belirlenmesi için kullanılan reaktif tipi ve miktarları.

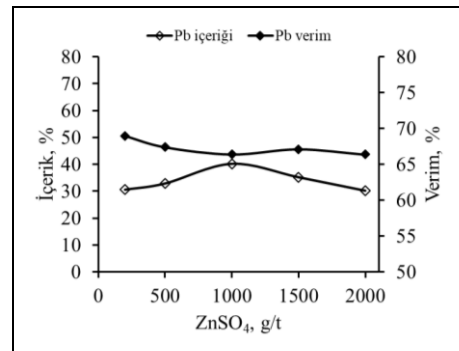
Flotasyon Koşulları ve Deneş Şartları	Ögütme Devresi	Pb Devresi
pH (Kire ile)		9
ZnSO <sub>4</sub> , g/t	1000	200, 500, 1000, 1500, 2000
Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub> , g/t		1600
3418 A, g/t		20
MIBC, g/t		20
Ögütme Süresi, dk.	8	
Flotasyon süresi, dk.		4

Tablo 4’teki koşullar altında yapılan deney sonuçlarına göre konsantre, atık tenör değerleri ve konsantre verimleri Tablo 5’te özetlenmiştir. Pb devresinde kullanılan çinko sülfatın ve miktarının kurşun kazanımı üzerindeki etkisini incelemek amacıyla yapılan deneylerin sonuçları Şekil 4’te verilmiştir.

Tablo 5. Pb devresinde ZnSO<sub>4</sub> miktarının belirlenmesi için yapılan flotasyon deney sonuçları.

Pb devresinde kullanılan ZnSO <sub>4</sub> miktarı, g/t	Tenör, %		Verim, %
	Konsantre	Nihai Atık	Konsantre
	Pb	Pb	Pb
200	30.57	0.85	68.94
500	32.87	0.89	67.39
1000	40.18	0.89	66.40
1500	35.19	0.91	67.11
2000	30.18	0.89	66.37

Tablo 5 ve Şekil 4’ten görüldüđü gibi, 1000 g/t ZnSO<sub>4</sub> kimyasalı ilave edildiđinde %66.40 verim ile Pb konsantredeki en yüksek Pb içeriđi değeri %40.18 olarak elde edilmiştir. Bu nedenle yapılan diđer testlerde Pb devresinde 1000 g/t ZnSO<sub>4</sub> ilave edilmesine karar verilmiştir.



Şekil 4. Pb devresinde kullanılan ZnSO<sub>4</sub> miktarına bađlı olarak kurşun konsantresinin Pb içeriđi ve kazanma verimi.

Figure 4. Pb content and recovery of lead concentrate depending on the amount of ZnSO<sub>4</sub> used in Pb circuit.

### 3.3 Ögütme devresinde kullanılacak Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> miktarının belirlenmesi

Ögütme devresinde Sodyum silikat (Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub>) farklı dozajlarda değirmene ilave edilmiştir. İlave edilen Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> miktarları 200, 500, 1000, 1500 ve 2000 g/t olarak seçilmiştir. Ögütme esnasında, ZnSO<sub>4</sub> ilaveli flotasyon deneyleri için seçilen reaktifler ve miktarları Tablo 6'da verilmiştir.

Tablo 6. Ögütme- Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> ilaveli flotasyonunda kullanılan reaktif tipi ve miktarları.

Flotasyon koşulları ve deney şartları	Ögütme Devresi	Pb Devresi
pH (Kire ile)		9
ZnSO <sub>4</sub> , g/t	1000	1000
Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub> , g/t	500	200, 500, 1000, 1500, 2000
3418 A, g/t		20
MIBC, g/t		20
Ögütme Süresi, dk.	8	
Flotasyon süresi, dk.		4

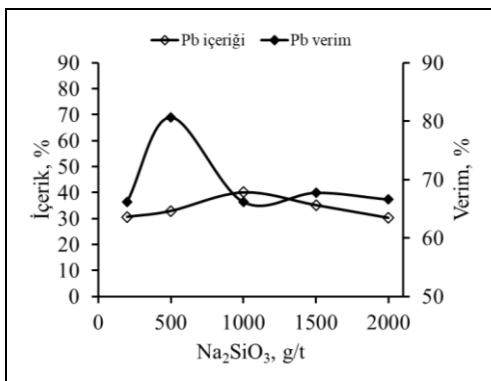
Tablo 6'daki koşullar altında yapılan deney sonuçlarına göre konsantre, atık tenör değerleri ve konsantre verimleri Tablo 7'de özetlenmiştir.

Tablo 7. Ögütme- Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> ilaveli flotasyon deney sonuçları.

Table 7. Grinding- Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> added flotation test results.

Ögütme devresinde kullanılan Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub> miktarı, g/t	Tenör, %		Verim, %
	Konsantre Pb	Nihai Atık Pb	Konsantre Pb
200	28.78	0.86	66.22
500	37.81	0.76	80.70
1000	27.48	0.87	66.20
1500	24.10	0.90	67.76
2000	23.32	0.87	66.60

Ögütme devresinde kullanılan sodyum silikat ve miktarının flotasyona etkisini incelemek amacıyla yapılan deneylerin sonuçları Şekil 5'te verilmiştir.



Şekil 5. Ögütme devresinde kullanılan Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> miktarına bağlı olarak kurşun konsantresinin Pb içeriği ve kazanma verimi.

Figure 5. Pb content and recovery of lead concentrate depending on the amount of Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> used in grinding circuit.

Tablo 7 ve Şekil 5'ten görüldüğü gibi, 500 g/t Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> kimyasalı ilave edildiğinde %80.70 verim ile Pb konsantredeki en yüksek

Pb içeriği değeri %37.81 olarak elde edilmiştir. Bu nedenle yapılan diğer testlerde ögütme devresinde 500 g/t Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> ilave edilmesine karar verilmiştir.

### 3.4 Pb Devresinde Kullanılacak Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> Miktarının Belirlenmesi

Pb devresinde sodyum silikat (Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub>) farklı dozajlarda flotasyon hücresine ilave edilmiştir. İlave edilen Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> miktarları 200, 500, 1000, 1500 ve 2000 g/t olarak seçilmiştir. Pb devresinde, Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> ilaveli flotasyon deneyleri için seçilen reaktifler ve miktarları Tablo 8'de verilmiştir.

Tablo 8. Pb devresinde Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> miktarının belirlenmesi için kullanılan reaktif tipleri ve miktarları

Table 8. Reagent types and quantities used to determine the amount of Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> in the Pb circuit.

Flotasyon koşulları ve deney şartları	Ögütme devresi	Pb devresi
pH (Kire ile)		9
ZnSO <sub>4</sub> , g/t	1000	1000
Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub> , g/t	500	200, 500, 1000, 1500, 2000
3418 A, g/t		20
MIBC, g/t		20
Ögütme Süresi, dk.	8	
Flotasyon süresi, dk.		4

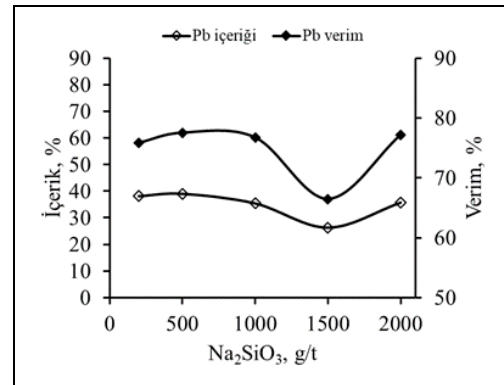
Tablo 8'deki koşullar altında yapılan deney sonuçlarına göre konsantre, atık tenör değerleri ve konsantre verimleri Tablo 9'de özetlenmiştir.

Tablo 9. Pb devresinde Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> miktarının belirlenmesi için yapılan flotasyon deney sonuçları.

Table 9. Flotation experiment results for determining the amount of Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> in Pb circuit.

Pb devresinde kullanılan Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub> miktarı, g/t	Tenör, %		Verim, %
	Konsantre Pb	Nihai Atık Pb	Konsantre Pb
200	38.12	0.65	75.84
500	39.00	0.69	77.54
1000	35.40	0.62	76.75
1500	26.32	0.96	66.48
2000	35.72	0.72	77.19

Pb devresinde kullanılan sodyum silikat ve miktarının flotasyona etkisini incelemek amacıyla yapılan deneylerin sonuçları Şekil 6'da gösterilmiştir.



Şekil 6. Pb devresinde kullanılan Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> miktarına bağlı olarak kurşun konsantresinin Pb içeriği ve kazanma verimi.

Figure 6. Pb content and recovery of lead concentrate depending on the amount of Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> used in Pb circuit.



Tablo 9 ve Şekil 6'dan görüldüğü gibi, 500 g/t Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> kimyasalı ilave edildiğinde %77.54 verim ile Pb konsantredeki en yüksek Pb içeriği değeri %39.00 olarak elde edilmiştir. Bu nedenle yapılan diğer testlerde Pb devresinde 500 g/t Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> ilave edilmesine karar verilmiştir.

### 3.5 Pb Devresinde kullanılacak 3418 A miktarının belirlenmesi

Pb devresinde Aerophine 3418A (sodyum izobütül dithiofosfin) kollektör dozajının etkisi araştırılmıştır. Aerophine 3418A miktarları 5, 10, 15 ve 20 g/t kullanılmıştır. Deney şartları ile Tablo 10'da özetlenmiştir.

Tablo 10. Pb devresinde 3418A miktarının belirlenmesi için kullanılan reaktif tipleri ve miktarları.

Table 10. Reagent types and quantities used to determine the amount of 3418A in the Pb circuit.

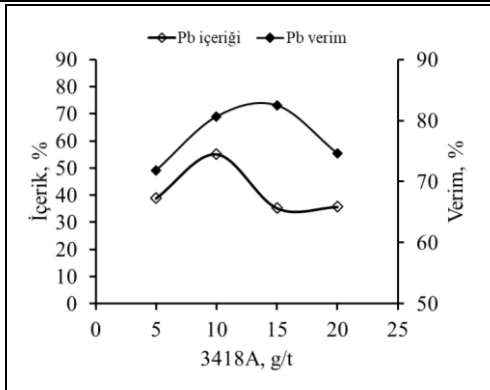
Flotasyon Koşulları ve Deney Şartları	Öğütme Devresi	Pb Devresi
pH (Kireç ile)		9
ZnSO <sub>4</sub> , g/t	1000	1000
Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub> , g/t	500	500
3418 A, g/t		5,10,15,20
MIBC, g/t		20
Öğütme Süresi, dk.	8	
Flotasyon süresi, dk.		4

Tablo 10'daki koşullar altında yapılan deney Tablo 11'de verilmiştir. Pb devresinde kullanılan sodyum izobütül dithiofosfin ve miktarının flotasyona etkisini incelemek amacıyla yapılan deneylerin sonuçları Şekil 7'de gösterilmiştir.

Tablo 11. Pb devresinde 3418A miktarının belirlenmesi için yapılan flotasyon deney sonuçları.

Table 11. Flotation experiment results for determining the amount of 3418A in Pb circuit.

Pb devresinde kullanılan 3418A miktarı, g/t	Tenör, %		Verim, %
	Konsantre Pb	Nihai Atık Pb	Konsantre Pb
5	38.85	1.03	71.87
10	55.13	0.74	80.63
15	35.25	0.67	82.46
20	35.72	0.98	74.63



Şekil 7. Pb devresinde kullanılan 3418A miktarına bağlı olarak kurşun konsantresinin Pb içeriği ve kazanma verimi.

Figure 7. Pb content and recovery of lead concentrate depending on the amount of 3418A used in Pb circuit.

Tablo 11 ve Şekil 7'den görüldüğü gibi, 10 g/t 3418A toplayıcı kullanılması sonucunda ilave edildiğinde %80.63 verim ile %55.13 Pb elde edilmiştir.

### 3.6 Zn devresinde kullanılacak CuSO<sub>4</sub> miktarının belirlenmesi

Zn devresinde canlandırıcı olarak bakır sülfat ilave edilmiş ve çinkoyu canlandırdığı görülmüştür. İlave edilen CuSO<sub>4</sub> miktarları 200, 500, 1000, 1500 ve 2000 g/t olarak seçilmiştir. Zn devresinde, CuSO<sub>4</sub> ilaveli flotasyon deneyleri için seçilen reaktifler ve miktarları Tablo 12'de verilmiştir.

Tablo 12. Zn devresinde CuSO<sub>4</sub> miktarının belirlenmesi için kullanılan reaktif tipleri ve miktarları.

Table 12. Reagent types and quantities used to determine the amount of CuSO<sub>4</sub> in the Zn circuit.

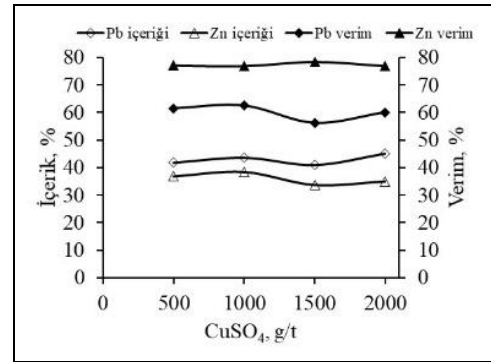
Flotasyon Koşulları ve Deney Şartları	Öğütme Devresi	Pb Devresi	Zn Devresi
pH (Kireç ile)		9	9
ZnSO <sub>4</sub> , g/t	1000	1000	
Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub> , g/t	500	500	
3418 A, g/t		10	
MIBC, g/t		20	20
CuSO <sub>4</sub> , g/t			500, 1000,1500,2000
Z-5, g/t			160
Öğütme Süresi, dk.	8		
Flotasyon süresi, dk.		4	5

Tablo 12'deki şartlar altında yapılan flotasyon deney sonuçları Tablo 13'de verilmiş olup, sonuçlardan elde edilen Pb, Zn kazanım yüzdeleri ve verimleri ise Şekil 8'de gösterilmiştir.

Tablo 13. Zn devresinde CuSO<sub>4</sub> miktarının belirlenmesi için yapılan flotasyon deney sonuçları.

Table 13. Flotation experiment results for determining the amount of CuSO<sub>4</sub> in Zn circuit.

Zn devresinde kullanılan CuSO <sub>4</sub> miktarı, g/t	Tenör, %		Verim, %			
	Konsantre Pb	Nihai Atık Zn	Konsantre Pb	Konsantre Zn		
500	41.81	36.77	0.64	1.64	61.55	77.07
1000	43.56	38.37	0.63	1.64	62.56	76.87
1500	41.03	33.68	0.62	1.64	56.22	78.43
2000	44.97	34.98	0.60	1.76	60.10	76.90



Şekil 8. Zn devresinde kullanılan CuSO<sub>4</sub> miktarına bağlı olarak konsantrenin Pb-Zn içeriği ve kazanma verimi.

Figure 8. Pb-Zn content and recovery of the concentrate depending on the amount of CuSO<sub>4</sub> used in the Zn circuit.

Elde edilen sonuçlara göre, 1000 g/t CuSO<sub>4</sub> ilave edilmesi ile konsantre içerisinde %43.56 kurşun ve %38.37 çinko elde edildiği görülmektedir. Konsantre kazanım verimi ise sırasıyla, %62.56 ve %76.87 olduğu belirlenmiştir. Sonuç olarak daha sonra yapılan testlerde Zn devresinde 1000 g/t Bakır Sülfat (CuSO<sub>4</sub>) ilave edilmesi uygun görülmüştür.

### 3.7 Zn devresinde kullanılacak Z-5 miktarının belirlenmesi

Zn devresinde Z-5 (Potasyum amil ksantat) kollektörünün  inko flotasyonuna etkisini arařtırmak i in deneyler yapılmıřtır. Deney Őartları Tablo 14'te verilmiřtir.

Tablo 14. Zn devresinde Z-5 miktarının belirlenmesi i in kullanılan reaktif tipleri ve miktarları.

Table 14. Reagent types and quantities used to determine the amount of Z-5 in Zn circuit.

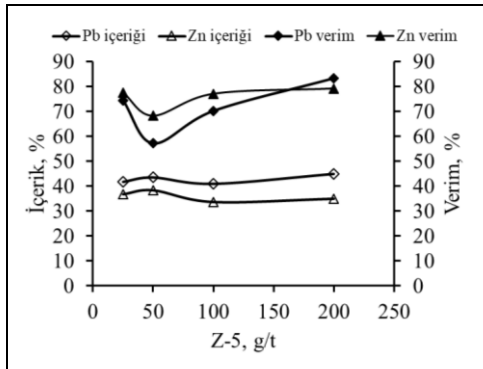
Flotasyon Kořulları ve Deney Őartları	Ögütme Devresi	Pb Devresi	Zn Devresi
pH (Kire� ile)		9	9
ZnSO <sub>4</sub> , g/t	1000	1000	
Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub> , g/t	500	500	
3418 A, g/t		10	
MIBC, g/t		20	20
CuSO <sub>4</sub> , g/t			1000
Z-5, g/t			25,50,100,200
Ögütme Süresi, dk.	8		
Flotasyon Süresi, dk.		4	5

Tablo14'te verilen Őartlar altında yapılan deneyler sonucunda elde edilen sonuçlar Tablo 15'te özetlenmiřtir. Bu verilere baėlı olarak hesaplanan, Pb, Zn kazanım yüzdeleri ve verimleri ise Őekil 9'da gösterilmiřtir.

Tablo 15. Zn devresinde Z-5 miktarının belirlenmesi i in yapılan flotasyon deney sonuçları.

Table 15. Flotation experiment results for determining the amount of Z-5 in Zn circuit.

Zn devresinde kullanılan Z-5 miktarı, g/t	Tenör, %				Verim, %	
	Konsantre		Nihai Atık		Konsantre	
	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
25	48.07	37.32	0.66	1.39	74.39	77.60
50	37.82	36.43	0.69	2.29	57.17	68.27
100	42.82	33.44	0.61	1.62	70.17	77.01
200	42.84	25.57	0.52	1.46	83.26	79.13



Őekil 9. Zn devresinde kullanılan Z-5 miktarına baėlı olarak konsantrenin Pb-Zn i eriėi ve kazanma verimi.

Figure 9. Pb-Zn content and recovery of the concentrate depending on the amount of Z-5 used in the Zn circuit.

Tablo 15 ve Őekil 9 incelendiėinde, 25 g/t potasyum amil ksantat ilave edilmesi ile konsantre i erisinde %48.07 kurřun ve %37.32  inko elde edildiėi g r lmektedir. Konsantre kazanım verimi ise sırasıyla, %74.39 ve %77.60 olduėu belirlenmiřtir.

## 4 Sonu lar

Bu  alıřmada, Niėde-Ulukıřla b lgesine ait s lf r i erikli Pb-Zn cevherleri kullanılmıřtır. %18.72 s lf r i eren cevher olduk a kompleks yapıda olup, %5.95  inko, %3.62 kurřun, %12.44 demir, 2.17 ppm altın, 221 ppm g m ř ve 254 ppm bakır i ermektedir. Analiz sonu larına g re, s lf rl  mineralerin  oėunluėunu galen, sfalerit ve pirit minerallerinin oluřturduėu g r lmektedir. Bunun yanında azda olsa kalkopirit, markazit, kalsit, kuvars, jips, diėer demir mineralleri ve kil minerallerinin varlıėı da g zlenmiřtir. Ayrıca altın ve g m ř minerallerinin ise diėer minerallerin i erisinde kapanım halinde olduėu tahmin edilmektedir.

Yapılan 32 farklı deney sonucunda,  g tme, Pb ve Zn kaba flotasyonu devresinde kullanılması gerekli olan reaktifler ve miktarları belirlenmiřtir. Deney sonu larına g re,  inko s lfatın  inkoyu bastırđıėı, Sodyum silikatın silikatlı gang minerallerini bastırđıėı, bakır s lfatın  inkoyu canlandırđıėı, metil izob t l karbinol'un ise iyi bir k p k oluřturduėu belirlenmiřtir. Pb devresinde kullanılan sodyum izob t l dithiofosfin'in ise iyi bir kurřun toplayıcısı olduėu tespit edilirken ksantatların yerine kullanılmasının m mk n olabileceėi ortaya konulmuřtur. Zn devresinde ise Potasyum amil ksantat'ın ise iyi bir kurřun toplayıcısı olduėu a ık a g r lmektedir. B t n bu sonu lar deėerlendirildiėinde optimum flotasyon Őartlarında, %80.63 verim ile %55.13 Pb ve %77.60 verim ile %37.32 Zn kazanıldıėı ortaya konulmuřtur. Bu  alıřmaların devam ettirilmesi durumunda, Pb ve Zn temizleme flotasyonu deneylerinin ger ekleřtirilmesi uygun g r lmektedir. Bunun yanında, 3418A, F2216 ve bunların karıřımı gibi farklı kollekt rler kullanarak kompleks cevher i erisindeki altın gibi deėerli metallerin kazanılmasının m mk n olabileceėi  nerilmektedir.

## 5 Conclusions

In this study, a complex sulfide ore obtained from Niėde (Ulukıřla-Madenk y) region was used. The ore contains 18.72% S, 5.95% Zn, 3.62% Pb, 12.44% Fe, 2.17 ppm Au, 221 ppm Ag and 254 ppm Cu. According to the results of the analysis, it was seen that the majority of the sulfide minerals were galena, sphalerite and pyrite. In addition to this, a small amount of chalcopyrite, marcasite, calcite, quartz, gypsum, other iron minerals and clay minerals were observed. Gold and silver minerals were estimated to be inclusion in other minerals.

As a result of 32 different experiments, the reagents and their amount required for grinding, rougher flotation circuit of Pb and Zn were determined. According to the results, zinc sulfate depresses zinc, sodium silicate depresses silicate gangue minerals, copper sulfate activates zinc, and methyl isobutyl carbinol forms a good foam. It was determined that sodium isobutyl dithiophosphine used in Pb circuit was a good collector for Pb and it could be used instead of xanthates. In the Zn circuit, it is clearly seen that potassium amyl xanthate is a good collector for Pb. When these results were evaluated, it was revealed that, 55.13% Pb with recovery of 80.63% and 37.32% Zn with recovery of 77.60% were achieved under optimum flotation conditions. By continuing these studies, it was considered to carry out cleaner flotation experiments for Pb and Zn. In addition, to recover precious metals such as gold in complex ore using different collectors such as 3418A, F2216 and mixture of them was suggested.

## 6 Yazar katkı beyanı

Gerçekleştirilen çalışmada, Tevfik AĞAÇAYAK fikrin oluşmasında, tasarımın yapılmasında ve elde edilen sonuçların değerlendirilmesinde, yazım denetimi ve içerik açısından makalenin kontrol edilmesinde, Nur Benan YILMAZ deneylerin yapılmasında verilerin elde edilmesinde, ve kullanılan malzemelerin temin edilmesinde katkı sunmuşlardır.

## 7 Etik kurul onayı ve çıkar çatışması beyanı

“Hazırlanan makalede etik kurul izni alınmasına gerek yoktur”  
“Hazırlanan makalede herhangi bir kişi/kurum ile çıkar çatışması bulunmamaktadır”.

## 8 Kaynaklar

- [1] Temur S. “Bolkardağı yöresi (Ulukışla/Niğde) çinko-kurşun yataklarının jeokimyasal incelemesi”. *Türkiye Jeoloji Bülteni*, 35, 101-114, 1990.
- [2] Şişman N, Şenocak MH, Dilek S, Yazgac M. “Bolkardağ Yöresinin Jeolojisi ve Maden Yatakları”. MTA Genel Müdürlüğü, Ankara, Türkiye, 7202, 1981.
- [3] Gaudin AM. *Flotation*. 2<sup>nd</sup> ed. New York, USA, McGraw Hill, 1957.
- [4] Laskowski JS. *Frothing in Flotation II*. 1<sup>st</sup> ed. London, England, Routledge, 1998.
- [5] Parekh BK, Miller JD. *Advances in Flotation Technology*. 1<sup>st</sup> ed. New York, USA, Littleton, 1999.
- [6] Whelan PF, Brown DJ. “Particle-Bubble attachment in froth flotation”. *Bulletin of the Institute of Mining and Metallurgy*, 591, 181-192, 1956.
- [7] Barbian N, Hadler K, Ventura-Medina E, Cilliers JJ. “The froth stability column: linking froth stability and flotation performance”. *Minerals Engineering*, 18, 317-324, 2005.
- [8] Bulatovic SM. *Handbook of Flotation Reagents, Chemistry, Theory and Practice, Flotation of Sulfide ores*. 1<sup>st</sup> ed. Amsterdam, Netherlands, Elsevier, 2007.
- [9] Wang L, Peng Y, Runge K. “Entrainment in froth flotation: The degree of entrainment and its contributing factors”. *Powder Technology*, 288, 202-211, 2016.
- [10] Yianatos J, Vinnert L, Carrasco C, Alvarez-Silva M. “Effect of entrainment in bubble load measurement on froth recovery estimation at industrial scale”. *Minerals Engineering*, 72, 31-35, 2015.
- [11] Wills BA, Napier-Munn T. *Mineral Processing Technology*. 7<sup>th</sup> ed. Amsterdam, Netherlands, Elsevier, 2006.
- [12] Kowalczyk PB, Drzymala J. “Selectivity and power of frothers in copper ore flotation”. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 53(1), 515-523, 2017.
- [13] Ceylan A, Bulut B. “Siirt-Madenköy bakır cevherinin flotasyon yöntemiyle zenginleştirilmesi”. *Madencilik*, 55(1), 17-26, 2016.
- [14] Veneu DM, Brasil TFM, DeOliveira Junior GG, Phillips W, Gomides RB, Schneider CL, DeMello Monte MB. “Recovery of sulphides as by products from a gold flotation circuit”. *67<sup>th</sup> ABM International Congress*, Rio de Janeiro, Brazil, 31 July-3 August 2012.
- [15] Zhong H, Huang Z, Zhao G, Wang S, Liu G, Cao Z. “The collecting performance and interaction mechanism of sodium diisobutyl dithiophosphate in sulfide minerals flotation”. *Journal of Materials Research and Technology*, 4(2), 151-161, 2015.
- [16] Atak S. *Flotasyon İlkeleri ve Uygulaması*. İ2. baskı. İstanbul, Türkiye, İTÜ Vakfı, 1990.
- [17] Leja L. *Surface Chemistry of Froth Flotation*. 1<sup>st</sup> ed. New York, USA, Plenum Press, 1982.
- [18] Arbitr N. *Flotation. SME Mineral Processing Handbook*. 7<sup>th</sup> ed. New York, USA, AIME, 1985.
- [19] Wills BA. *Mineral Processing Technology*. 4<sup>th</sup> ed. Oxford, England, Pergamon, 1988.
- [20] Cao M, Liu Q. “Re-Examining the functions of zinc sulphate as a selective depressant in differential sulphide flotation the role of coagulation”. *Journal of Colloid and Interface Science*, 301, 523- 531, 2006.
- [21] Grano SR, Sollaart M, Skinner W, Prestidge CA, Ralston J. “Surface modifications in the chalcopyrite-sulphite ion system. I. collectorless flotation, XPS and dissolution study”. *International Journal of Minerals Processing*, 50(2), 1-26, 1997.
- [22] Khmeleva TN, Chapelet JK, Skinner WM, Beattie DA. “Depression mechanisms of sodium bisulphite in the xanthate-induced flotation of copper activated sphalerite”. *International Journal of Minerals Processing*, 79, 61-75, 2006.