

DOKUZ EYLÜL ÜNİVERSİTESİ
FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ

OKSİTLİ ÇİNKO CEVHERLERİNİN
DEĞERLENDİRİLME OLANAKLARININ
ARAŞTIRILMASI

Ebru ÖZPEK

Aralık, 2010

İZMİR

**OKSİTLİ ÇİNKO CEVHERLERİNİN
DEĞERLENDİRİLME OLANAKLARININ
ARAŞTIRILMASI**

**Dokuz Eylül Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü
Yüksek Lisans Tezi
Maden Mühendisliği Bölümü, Cevher Hazırlama Anabilim Dalı**

Ebru ÖZPEK

**Aralık, 2010
İZMİR**

YÜKSEK LİSANS TEZİ SINAV SONUÇ FORMU

EBRU ÖZPEK, tarafından **PROF. DR. E. İLKNUR CÖCEN** yönetiminde hazırlanan **“OKSİTLİ ÇİNKO CEVHERLERİNİN DEĞERLENDİRİLME OLANAKLARININ ARAŞTIRILMASI”** başlıklı tez tarafımızdan okunmuş, kapsamı ve niteliği açısından bir Yüksek Lisans tezi olarak kabul edilmiştir.

Prof. Dr. E. İlknur CÖCEN

Danışman

Jüri Üyesi

Jüri Üyesi

Prof.Dr. Mustafa SABUNCU

Müdür

Fen Bilimleri Enstitüsü

TEŞEKKÜR

Danışmanım Sayın Prof. Dr. E. İlknur CÖCEN'e tez çalışmalarım süresince, bilgi ve tecrübelerini benimle paylaşması, anlayış göstermesi, her zaman destek olması ve verdiği katkılardan dolayı teşekkür ederim.

Tüm çalışmam boyunca konu ile ilgili bilgilerini benimle paylaşan, laboratuvar imkanlarından yararlanmamı sağlayan Yard. Doç. Dr. Abdullah SEYRANKAYA'ya ve tez çalışmalarım süresince beni yönlendiren, katkıda bulunan Araş. Gör. Dr. Erkan GÜLER'e sonsuz teşekkürü bir borç bilirim.

Yüksek lisans çalışmamı (2008.KB.FEN.016)'nolu Dokuz Eylül Bilimsel Araştırmalar Projesi kapsamında maddi olarak destekleyen Dokuz Eylül Üniversitesi Rektörlüğüne teşekkür ederim.

Tüm hayatım boyunca maddi ve manevi desteklerini esirgemeyen annem Kamuran YARGIÇ ve ablam Esra GÜNDÜZ'e teşekkür ederim.

OKSİTLİ ÇİNKO CEVHERLERİNİN DEĞERLENDİRİLMİŞ OLANAKLARININ ARAŞTIRILMASI

ÖZ

Bu tez çalışmasının amacı oksitli çinko cevherinin yoğunluğa göre ve flotasyon yöntemiyle zenginleştirilmesinin araştırılmasıdır.

Cevherin yoğunluğa göre zenginleştirilmesinde santrifüj ayırıcılardan Multi gravite seperatör ve Knelson konsantratörü kullanılmıştır. Farklı tane boyutlarında ve cihaz parametreleri değiştirilerek optimum koşullar tespit edilmeye çalışılmıştır.

Flotasyon yönteminde oksitli çinko cevherinin, kabul edilebilir tenör ve yüksek verimde flotasyonu için etkin olan parametreler araştırılmıştır. Flotasyon çalışmalarında cevherin karakteristik özelliğine bağlı bir yol izlenmiş, en uygun flotasyon koşulları belirlenmesi için çalışmalar yapılmıştır.

Anahtar sözcükler: Oksitli çinko, yoğunluğa göre yöntemler, Knelson konsantratörü, multi gravite seperatör, flotasyon

INVESTIGATION OF EVALUATION POSSIBILITIES OF OXIDE ZINC ORES

ABSTRACT

The aim of this study is investigating the beneficiation of oxidized zinc ore by gravitational methods and flotation.

Multi gravity separator and Knelson concentrator are used as high gravity separators for gravitational processing methods. Optimum experimental parameters were obtained by studying different particle sizes and device parameters.

In flotation studies of the oxidized zinc ore, optimum parameters were investigated to achieve acceptable zinc grade and recovery. The experimental procedure was decided according to the characteristics of the zinc ore for the flotation test.

Keywords: Oxidized zinc, gravitational methods, Knelson concentrator, multi gravity separator, flotation.

İÇİNDEKİLER

	Sayfa
YÜKSEK LİSANS TEZ SINAV SONUÇ FORMU.....	ii
TEŞEKKÜR.....	.iii
ÖZ.....	iv
ABSTRACT.....	v
BÖLÜM BİR-GİRİŞ	1
1.1 Çinko.....	1
1.1.1 Çinko Tarihçesi.....	1
1.1.2 Fiziksel Özellikleri.....	4
1.1.3 Kimyasal Özellikleri	4
1.2 Çinko Mineralleri	6
1.2.1 Çinko blend (Sfalerit, zinkblend).....	7
1.2.2 Simitsonit (Galmay, Zinkspat)	8
1.2.3 Hemimorfit (Kieselzinkerz, Kalamın)	8
1.2.5 Vilemit.....	9
1.2.6 Vurtzit	9
1.2.7 Voltzin.....	9
1.2.8 Franklinit (Zincoferrit).....	9
1.2.9 Hidrozinkit.....	10
1.3 Çinko-Kurşun Yatakları.....	10
1.3.1 Hidrotermal Çinko Yatakları	11
1.3.2 Hidrotermal-Sedimanter Çinko Yatakları	11
1.3.3 Volcano Sedimanter Çinko Yatakları	12
1.3.4 Sedimanter Çinko Yatakları	12
1.3.5 Lateral-Segregasyon Çinko Yatakları.....	12
1.3.6 Strato-Bound Çinko Yatakları	13
1.3.7 Karstik Çinko Yatakları	13
1.4 Türkiye Çinko- Kurşun Yatakları.....	13
1.4.1 Biga Yarımadası Çinko Kurşun Yatakları	14

1.4.2 Bayındır Yöresi Çinko Kurşun Yatakları.....	14
1.4.3 Simav Yöresi Çinko Kurşun Yatakları	14
1.4.4 Doğu Karadeniz Çinko Kurşun Yatakları	15
1.4.5 Bolkardağı Çinko Kurşun Yatakları	15
1.4.6 Horzum (Kozan-Adana) Çinko Kurşun Yatakları.....	15
1.4.7 Aladağ (Yahyalı-Kayseri) Çinko Kurşun Yatakları	16
1.5 Çinko Kullanım Alanları.....	17
1.6 Çinko Bileşikleri.....	18
1.6.1 Çinko Asetat $Zn(CH_3COOH)_2$	18
1.6.2 Çinko Amonyum Klorür ($ZnCl_2 \cdot 2NH_4Cl$)	18
1.6.3 Çinko Borat ($3ZnO \cdot 2B_2O_3$)	18
1.6.4 Çinko Bromür ($ZnBr_2$)	18
1.6.5 Çinko Karbonat ($ZnCO_3$)	19
1.6.6 Çinko Klorür ($ZnCl_2$)	19
1.6.7 Çinko Metarferit ($ZnFe_2O_4$)	20
1.6.8 Çinko Oksit (ZnO)	20
1.6.9 Çinko Sülfür (ZnS)	20
1.6.10 Çinko Sülfat ($ZnSO_4$).....	21
1.6.11 Çinko Silikat (Zn_2SiO_4).....	21
1.7 Dünya Çinko Rezervleri	22
1.7.1 Dünyada Kurşun Çinko Üretimi.....	23
1.8 Türkiye Çinko Rezervleri.....	24
1.8.1 Türkiye’de Kurşun Çinko Üretimi.....	25
1.9 Çinko Üretimi Ve Fiyatlandırması	26

BÖLÜM İKİ - ZENGİNLEŞTİRME YÖNTEMLERİ27

2.1 Çinko Cevherlerinin Zenginleştirilmesi.....	27
2.1.1 Gravite Farkı ile Zenginleştirme.....	27
2.1.1.1 Knelson Konsantratörü ve Çalışma Prensipleri	28
2.1.1.2 MGS (multi-gravite seperatör).....	31
2.1.2 Flotasyon ile Zenginleştirme	35

2.2 Çinko Cevherlerinin Flotasyonu.....	36
2.2.1. Sülfürlü Zn-Pb Minerallerinin Flotasyonu	36
2.2.2 Oksitli Zn-Pb Minerallerinin Flotasyonu	37

BÖLÜM ÜÇ- DENEYSSEL ÇALIŞMALAR42

3.1 Malzeme.....	42
3.1.1 Numunenin Kimyasal Bileşimi	43
3.1.2 Tane Boyutu ve Fraksiyonel Metal Dağılımı	43
3.1.3 Cevher Mineralojisi	45
3.1.3.1 Limonit (FeOOH).....	45
3.1.3.2 Smitsonit (ZnCO ₃)	45
3.1.3.3 Hidrozinkit (Zn ₅ (OH) ₃ /(CO ₃) ₂).....	46
3.1.3.4 Pirit (FeS ₂)	46
3.1.3.5 Serüsit (PbCO ₃).....	46
3.1.3.6 Gang Mineralleri	46
3.1.4 Serbestleşme Derecesi.....	48
3.1.4.1 -2+1 mm Tane Aralığı	48
3.1.4.2 -1+0,5 mm Tane Aralığı	49
3.1.4.3 -0,5+0,3 mm Tane Aralığı	50
3.1.4.4 -0,3+0,1 mm Tane Aralığı	51
3.1.4.5 -0,1+0,075 mm Tane Aralığı	52
3.1.4.6 -0,075+0,053 mm Tane Aralığı	53
3.2 Yöntem.....	55
3.2.1 Kimyasal Analiz Yöntemi	55
3.2.2 Mineralojik Analiz yöntemleri	56
3.2.2.1 X-Işını Difraksiyon Analiz Yöntemi.....	56
3.2.2.2 Taramalı Elektron Mikroskobu (SEM) ve EDS Analiz Yöntemi ..	56
3.2.2.3 Numune Hazırlama Yöntemleri	56

BÖLÜM DÖRT- BULGULAR VE İRDELEME.....58

4.1 Gravite Yöntem İle Zenginleştirme Çalışmaları	58
4.1.1 Multi Gravite Testleri.....	58
4.1.1.1 Tane Boyutu.....	60
4.1.1.2 Yıkama Suyu Miktarı	61
4.1.1.3 Tambur Devir Sayısı	62
4.1.1.4 Tambur Eğimi	63
4.1.2 Knelson Konsantratörü Testleri	64
4.2 Flotasyon İle Zenginleştirme Deneylei.....	68
4.2.1 Şlam Atılmadan Yapılan Flotasyon Testleri	71
4.2.2 Şlam Atılarak Yapılan Flotasyon Testleri.....	72
4.2.2.1.Tane boyutu tespiti.....	72
4.2.2.2 Toplayıcı Cinsi.....	76
4.2.2.3 Toplayıcı Miktarı	78
4.2.2.4 Sodyum Sülfür Miktarı.....	80
4.2.2.5 Bastırıcı Cinsi.....	81
4.2.6.6 Bastırıcı Miktarı	82
4.2.2.7 Köpürtücü Cinsi	84
4.2.2.8 Köpürtücü Miktarı.....	85
4.2.2.9 pH etkisi.....	87
4.2.2.10 Flotasyon Süresi	88
4.2.6.11 Süpürme Flotasyonu	90
4.2.6.12 Temizleme Flotasyonu	91
4.2.3 Şlam Flotasyonu	92
4.2.4 Kolon Flotasyonu.....	93

BÖLÜM BEŞ - SONUÇLAR.....95

KAYNAKLAR

BÖLÜM BİR

GİRİŞ

1.1 Çinko

Çinko, mavimsi açık gri renkte, kırılğan bir metaldir. Elementlerin periyodik tablosunda geçiş elementleri grubunda yer alır. Düşük kaynama sıcaklığı dikkat çekicidir. Bu değer özellikle pirometalurjik metal üretiminde çok belirleyici bir etmendir. Dökülmüş halde sert ve kırılğandır. 120 °C'de şekillendirilebilir. Elektrokimyasal potansiyel dizisinde demirden daha negatif değerdedir (Vikipedi, 2010).

1.1.1 Çinko Tarihçesi

Çinko, antik çağlardan beri bilinen bir metaldir. Ancak üretimi ve kullanımının tam olarak anlaşılabilmesi sebebiyle diğer metallerle karıştırılmıştır. Metalin ilk tarifi, Strabos'un yazdığı Mysia adlı eserin Andriera adlı bölümünde "Sahte gümüş" (False silver, Yunanca: Pseudargyros) olarak yapılmıştır (Addemir ve diğer., 1995).

Bilinen en eski çinko parçası Dacia medeniyetine ait Transilvanya'daki Dortaş harabelerinde bulunmuştur. Bu parça %87,52 Zn %11,41 Pb %1,07 Fe içermektedir (Goodwin, 1994; İMİB, 1998a). M.Ö. 500 yıllarına ait Comeros harabelerinde çinkodan yapılmış iki bilezik ve M.S. 79 yılında yıkılan Pompei harabelerinde ise çinkoyla kaplanmış bir musluk bulunmuştur (Addemir ve diğer., 1995).

Avrupa'da ilk kez Basilius Valentinius tarafından "Zinck" terimi kullanılmıştır. "Zinck" isminin bir metal olduğu ve bu metalin fiziksel özellikleri Paracelsus (1490-1541) tarafından yazılmıştır. "Doğunun Plinius'u" (Romalı tabiatçı ve yazar Goius Plinius Secundus'a (M.S. 23-M.S. 79) benzetme) olarak tanınan Kazwiui (ölümü M.S. 630) Çinlilerin çinkodan sikke ve aynalar ürettiklerini söylemiştir. Hintliler 1000-1300 yılları arasında çinkoyu ticari boyutta üretmişlerdir.

Mewar eyaletinin derebeylerinden olan Ranu Laksh Singh'in Zawar madenlerini iřlettiđi (1382) bilinmektedir. Ancak bu cevher ıkarma ve izabe iřlemleri feodal savařlar nedeniyle ara sıra durmuř ve en sonunda Mođollarla yapılan Maratha savařlarından sonra 1830'dan 1940 yılına kadar tamamen kapanmıřtır (Addemir ve diđer., 1995).

Zawar yoresinde 130.000 – 170.000 ton arasında inko izabe atıklarına rastlanmaktadır. Bu miktardaki artık, buyk tonajlarda inko retildiđini gstermektedir (Addemir ve diđer., 1995).

17. ve 18. yzyılda nemli miktarlarda kle inko dođudan Portekiz gemileri ile getirilmekte ve Hollandalılar tarafından dađıtılmaktaydı. rn; “Spelter”, “Hint Kalayı”, “Caloem” ve “Tutaney” gibi deđiřik isimler altında pazarlanmıřtır. 1745 yılında, dođudan gelen ve İsve aıklarında batan bir gemiden ıkarılan kleler %98,99 Zn, %0,765 Fe ve %0,245 Sb iermekteydi (Addemir ve diđer., 1995).

1798'de Silesia - Wessola'da demir yksek fırınında elde edilen inkolu artıklar (Zincky Crust = Skafold) odun ısıtmalı bir cam fırında İngiliz yntemi ile iřlenmiřtir. Yine 18. yzyılın sonlarına dođru kurulan Corinthia inko izabe fırınında ilk dikey retort uygulamasına bařlanmıřtır. 19. yzyılın bařlarında geliřtirilen “Belika prosesi” ise reverber fırında izabe ve potada yođuřmayı kapsamaktaydı. 1836'da Stolberg'te Belika ve Silesia fırınlarının kombinasyonu olan “Renisch” fırını yapılmıřtır. Fırın dikey retortlar, tek kondansatr ve dıřarıdan ısıtma ile alıřmaktaydı (Addemir ve diđer., 1995).

Sheffield'da 1805 yılında 100-150°C'ye tavlanan inkonun sa haline geleceđi keřfedilmiřtir. İlk sac haddesi 1812'de Belika-Liege'de, ilk inko levha ise 1857'de Philadelphia'da yapılmıřtır. Endstriyel retime 1866 yılında La Salle-Illinois'de Matthiessen ve Hegeler tarafından bařlanmıřtır (Addemir ve diđer., 1995).

A.B.D.'de ilk üretim 1835 yılında Arsenal-Washington D.C.'de yapılmıştır. Amerikan hükümeti bu tesiste Belçikalı uzmanlarca eleman yetiştirilmesini ve çinko metal ve alaşımlarının standartlaşmasını sağlamıştır. İlk ticari üretim ise Belçika prosesine göre 1860'ta New Jersey'de başlamıştır (Goodwin, 1994; İMİB, 1998a). Bununla beraber 1856'da Friedensville-Pennsylvania'da Silesian prosesi ve 1860'ta La Salle-Illinois'deki Belçika prosesi ile yapılan üretimler de önemli boyutlara ulaşmıştır. 1850-1860 yıllarında, kondensasyonun fırın üstünde pik plakalar üzerinde yapılmasını kapsayan Wetherill-American prosesi geliştirilmiştir. 1860-1880 arasında Avrupa'da sekonder hava ısıtmalı ve gaz yakmalı fırınlar yapılmış ve ilk ısı değiştiriciler kullanılmıştır. Dikey muffle fırınlarındaki ilk uygulamalar 1878'de Fransa'da ve A.B.D.'de gerçekleştirilmiştir (Addemir ve diğer., 1995).

A.B.D.'de yatay retort işlemi ise ilk kez 1872'de, La Salle-Illinois'de denenmiştir. Gaz ısıtmalı bir tünel fırında toplam 408 retort bulunmaktaydı. 1880'lerde sülfürlü cevherleri kavurmak ve H_2SO_4 üretimi için mekanik karıştırmalı muffle fırın (Hegeler) geliştirilmiştir.

1881'de asidik $ZnSO_4$ çözeltilisinden katodik çinko üretimi denenmiş ve başarısız olmuştur. Kavurma-Liç-Elektrolizle çinko üretimini amaçlayan ilk tesis 1914'ten sonra gerçekleştirilmiştir. 1895'te çinko izabesinde ilk defa doğal gaz kullanıldı. 20. yüzyılın başlangıcında flotasyon devreye girmiş ve 1920'lerde sfaleritin (ZnS) selektif flotasyonu gerçekleştirilmiştir.

Birinci Dünya Savaşı çok sayıda fabrika kurulmasını teşvik etmiştir. 1917'de sinterleyici kavurma uygulaması çinko üretimini arttırmıştır. 1920'den itibaren Japonya, İtalya ve Fransa'da küçük; Norveç'te (Odda), Kanada (Manitoba) (Flin Flon) ve Almanya'da (Magdeburg) büyük kapasiteli elektrolitik çinko tesisleri kurulmuştur. Dikey retort + sürekli distilasyon işlemi 1925'ten sonra Almanya ve İngiltere'de uygulanmıştır. Ancak en başarılısı A.B.D.'deki New Jersey prosesidir (Addemir ve diğer., 1995).

Dikey retort + sürekli distilasyon işlemi 1925'den sonra Almanya ve İngiltere'de uygulanmıştır (Addemir ve diğer., 1995).

Elektrotermik ZnO üretimi 1901'de İsveç'te başlamıştır. 1931'de Josephtown Pennsylvania'da ilk ticari elektrotermik üretim yapılmıştır. Silesia'da geliştirilen Waelz prosesi ile düşük tenörlü karbonatlı cevherlerden ve oksitli artıklardan ZnO üretimi yapılmıştır (Addemir ve diğer., 1995).

İkinci Dünya Savaşından sonra çinko izabesinde en büyük gelişmeler kavurmada akışkan yatak ve üretimde ISP (Imperial Smelting Process 1950-1960) uygulamalarının başlamasıydı. 1960-1980 yılları arasında ise nötr liç artıklarının değerlendirilmesi konusunda bazı çalışmalar yapılmıştır (Addemir ve diğer., 1995).

1.1.2 Fiziksel Özellikleri

Çinko, , atom ağırlığı 65,409 g/mol ve atom numarası 30 olan parlak, mavimsi açık gri renkte, sert ve kırılğan bir metaldir. periyodik tablonun geçiş elementleri grubunda yer almaktadır. Tablo 1.1 'de çinkonun fiziksel özellikleri verilmektedir (Vikipedi, 2010).

1.1.3 Kimyasal Özellikleri

Çinko bileşiklerinde +2 değerlikli olarak bulunmaktadır. Oluşturduğu bileşiklerde kovalent bağ yapmaktadır. Amonyak, amin, siyanür ve halojen iyonları ile kompleks bileşikler meydana getirmektedir. Mineral asitlerinde H₂ çıkışıyla çözünmektedir. Nitrik asitte NO_x çıkışı meydana gelmektedir. Dolayısıyla çinko, özellikle toz halde çok etkili bir redükleyici olmaktadır. Normal sıcaklıkta havada bırakılan metalin yüzeyinde koruyucu bir tabaka oluştuğundan bu sıcaklıkta halojenlere bile dayanıklıdır. HCl gazı çinkoyu çok çabuk koroze etmektedir. Toz çinkonun reaksiyona girme kabiliyeti oldukça fazladır, fakat yanıcı değildir, yüksek sıcaklıkta oksijen, klor ve kükürt gibi elementlerle şiddetle reaksiyona girebilmektedir. Civa ile sert bir amalgam meydana getirmektedir (Addemir ve diğer., 1995).

Klorür ve sülfat tuzları suda yüksek miktarda çözünmektedir. Buna karşılık çinko oksit, silikat, fosfat ve organik kompleksleri su da hiç çözünmemekte ya da çok ağır çözünmektedirler (Addemir ve diğer., 1995).

Tablo 1.1 Çinkonun fiziksel özellikleri (Addemir ve diğer., 1995; Wikipedi, 2010).

Yoğunluk (katı)	7,14 g/cm ³
Yoğunluk (sıvı)	6,57 g/cm ³
Ergime Noktası	419,53°C
Kaynama Noktası	907°C
Ergime Isısı	7,32 kJ/mol
Buharlaşma Isısı	123,6 kJ/mol
Isı Kapasitesi	25,390 (25 °C) J/(mol·K)
Kristal Yapısı	Hegzagonal
Kafes Parametreleri	a = 2,66 Å, b = 4,936 Å, c/a = 1,856
Sıkıştırılabilirlik Katsayısı (30°C)	$\beta = 1,69 \times 10^{-6} \text{ cm}^2/\text{kg}$
Elastisite Modülü (20°C)	E = 10000 kg/mm ²
Burulma Modülü (20°C)	F = 3935 kg/mm ²
Poisson Katsayısı	m = 0,27
Ortalama Spesifik Isı (0-419,4°C)	0,400 J g ⁻¹ k ⁻¹
Isı iletkenliği	116 W/(m·K)
Spesifik Elektrik İletkenliği	0°C'de 18,1, 25°C'de 16,82, 100°C'de 12,17 m/($\Omega \cdot \text{mm}^2$)
Süper İletkenliğe Geçiş Sıcaklığı	0,905 K
Normal Potansiyeli (20°C)	-0,763 V
Elektrokimyasal Ekvivalansı	1,226 g/(A·h)
Viskozite	420°C'de 0,039, 500°C'de 0,030 m Pa < S
Yüzey Gerilimi	420°C'de 750, 500°C'de 790 mN/m
Ses Hızı (25°C'de)	3850 m/s
Mohs Sertliği	2,5
Brinell Sertliği	412 MPa

1.2 Çinko Mineralleri

Çinko, yerkabuğunda en çok bulunan elementler arasında 23. Sırada bulunmaktadır. En çok kullanılan cevheri sfalerit (ZnS) olup %40-50 çinko ve yaklaşık %10 demir içermektedir. Çinkonun ayrıştırıldığı diğer mineraller smitsonit (çinko karbonat), hemimorfit (çinko silikat) ve franklinit ((Fe,Mn,Zn)(Fe,Mn)₂O₄) dir. Genel olarak çinko mineralleri altı grup altında sınıflandırılmaktadır. Tablo 1.2’de çinko mineralleri verilmektedir (DPT, 2001).

Tablo 1.2 Çinko mineralleri (DPT, 2001).

Mineral Grubu	Mineral Adı	Kimyasal Formülü
Sülfürler	Sfalerit	ZnS
	Vurtzit	ZnS
	ZnS	4ZnS+ZnOZn ₅ S ₄ O ₄ ZnS.ZnO
	Zink-Teallite	(Pb, Zn)SnS ₂
Sülfatlar	Goslarit	ZnSO ₄ .7H ₂ O
	Zinc-Melanterit	(Fe, Zn)SO ₄ .7H ₂ O
	Zinc-Copper Melanterit	(Fe, Zn)SO ₄ .5H ₂ O
Karbonatlar	Simitsonit	ZnCO ₃
	Hidrozinkit	ZnCO ₃ .3Zn(OH) ₂
	Zinkokalsit	(Ca, Zn)CO ₃
	Nicholsonite	(Ca, Zn)CO ₃
	Aurichalcite	2(Zn,Cu)CO ₃ .3(Zn, Cu) OH ₂
Silikatlar	Hemimorfit	H ₂ Zn ₂ SiO ₅ (ZnOH) ₂ SiO ₃
	Vilemit	Zn ₂ SiO ₄ .2ZnO.SiO ₂
	Hardystonite	Ca ₂ ZnSi ₂ O ₇ .2CaO.ZnO.2SiO ₂
	Danalite	3(Fe,Zn,Mn) Be SiO ₄ ZnS
Oksitler	Zinkit	ZnO
	Zinkspinel	ZnO.Al ₂ O ₃
	Zincdibraunite	ZnO.2MnO ₂ .2H ₂ O
	Hetaerolite	ZnO.Mn ₂ O ₃
	Kreittonite	(Zn, Fe, Mg)O.(Al, Fe) ₂
	Dysluite	(Zn,Fe,Mg)O.(Al, Fe) ₂ O ₃
Diğer mineraller	Fanklinit	(Zn,Fe,Mn).(Fe,Mn) ₂ O ₄
	Colusit	(Cu,Fe,Mo,Sn,Zn).4(S,As,Te,Sb)
	Zincaluminit	2ZnSO ₄ .4Zn(OH) ₂ 6Al(OH) ₃ .5H ₂ O
	Hopeite	Zn ₃ P ₂ O ₈ .4H ₂ O
	Tarbuttite	Zn ₃ (PO ₄) ₂ .Zn(OH) ₂
Descloizite	Pb(Zn,Cu)(OH/VO ₄)	

1.2.1 Çinko blend (Sfalerit)

Formülü ZnS dir ve teorik olarak %67 Çinko, %33 Kükürt içermektedir. Genellikle FeS ile izomorfdur. Demir oranı bazen %20'ye kadar yükselebilmektedir. Siyah renkli olan bu minerale *Marmatit* denmektedir. Ayrıca CdS ve MnS de içermektedir (DPT, 2001).

Çinko blend kübik sistemde kristalleşmekte ve kompakt, yaprağımsı ve ince taneli agrega halinde de bulunmaktadır. Koyu kahverengi, siyahımsı olabildiği gibi, renksiz veya açık sarı renklerde de olabilmektedir. Çizgi rengi sarımsı veya sarı kahverengidir. Kendine özgü blend cilalıdır. Genellikle yarı saydam, safken saydamdır. Dilinimi mükemmeldir. Sertliği 3.5-4 özgül ağırlığı, 3.9-4.2 arasındadır (DPT, 2001).

Çinko blend üfleç alevinde çıtırdamakta, kömür üzerinde soda ile ısıtıldığında ise sarı, soğuduktan sonra beyaz bir iz bırakmaktadır. Nitrik asitte kükürt çökeltisi oluşturarak çözünmektedir (DPT, 2001).

Çinko blend başlıca, hidrotermal olarak ve kalker ile dolomitlerin ornatılması ile oluşmaktadır. Ayrıca magmatojen, sedimanter pnömotojen ve hatta metamorf olarak da oluşabilmektedir (DPT, 2001).

Çinko blendin bozuşmasından limonit ve çinko sülfatlar, daha sonra ise çinko karbonat (simitsonit) meydana gelmektedir. Çinko karbonat $1020^{\circ}C$ 'nin üzerinde wurtzite dönüşmektedir. Genellikle galen, kalkopirit, pirit, kuvars, kalsit, flüorit ve barit ile birlikte bulunmaktadır. En büyük sfalerit yatakları Kuzey Amerika, Almanya, Meksika, Avustralya, Kanada, Macaristan ve Türkiye'de bulunmaktadır (DPT, 2001).

1.2.2 Simitsonit

$ZnCO_3$ kimyasal formülünde olup, hegzagonal hemiedri sistemde kristalleşmektedir. Genellikle yumrulu, böbreğimsi veya damlataşları andıran agregalar şeklinde bulunmaktadır. Önemli çinko minerali olan simitsonit, kalamın, hidrozoinkit, kalsit, dolomit gibi minerallerle birlikte bulunmaktadır. Renksiz, beyaz sarımsı kahverengi, yeşilimsi, mavimsi renklerde bulunmakta olup, sertliği 5, özgül ağırlığı ise 4.3 g/cm^3 dür. Dilinimli, gevrek cam cilalı ve yarı saydam görünüştedir (DPT, 2001).

Bileşiminde % 52 Zn ile önemli miktarda Fe ve Mn bulunmaktadır. Üfleçle ergimez, sıcak asitte çözünür, kömür üzerinde ısıtıldığında beyaz bir iz bırakmaktadır. Simitsonit, sfaleritin bozuşmasında ileri gelen çinko sülfat eriyiğinin, kalker veya dolomiti ornatması yolu ile oluşmaktadır. Kuzey İspanya, İngiltere, Almanya, ABD ve Türkiye’de önemli simitsonit yataklarına rastlanmaktadır (DPT, 2001).

1.2.3 Hemimorfit (Kalamın)

Formülü $H_2Zn_2SiO_5$ veya $(ZnOH)_2SiO_2$ olup, rombik hemiedrid sistemde kristalleşmektedir. Genellikle yuvarlağimsi, böbreğimsi yapıda cam cilalı, saydam veya yarı saydamdır. Bileşiminde %54.2 Zn içermekte ve simitsonit ile birlikte bulunmaktadır (DPT, 2001).

1.2.4 Zinkit (Çinko Beyazı)

Formülü ZnO olup, dihegzagonal pramidaldır. Genellikle toprağimsi ve yaprağimsi görünüştedir. Rengi bileşiminde bulunan Mn nedeniyle koyu kırmızıdır. Çizgi rengi portakal sarısıdır. Metamorfik kalkerler içerisinde franklinit, vilemit ve kalsit ile birlikte bulunmaktadır (DPT, 2001).

1.2.5 Vilemit

Formülü Zn_2SiO_4 veya $2ZnO.SiO_2$ olup, hegzagonal hemihedrik sistemde kristalleşmiştir. Kristalleri küçük, agregaları tanelidir. Yağlımsı cilalı, saydam veya yarısaydamdır. Genellikle renksiz bazen yeşilimsi sarı renklidir. Sertliği 5.5, özgül ağırlığı 4.1 g/cm^3 dür. Ultraviyole ışık altında floresans özellik göstermektedir. Önemli cevherleşmeleri Cezayir ve Rodezya'da bulunmaktadır (DPT, 2001).

1.2.6 Vurtzit

Formülü ZnS olup, hegzagonal hemiedri sistemde kristalleşmiştir. Genellikle kabuklar ve saçaklar halinde, ince telsel yapıda bulunmaktadır. Sertliği 3.5-4, özgül ağırlığı 4 g/cm^3 dür. Reçinemsiz camsı görünümündedir. Genelde açık veya koyu siyah renklidir, çizgi rengi ise açık siyahtır. Önemli cevherleşmeler, Silezya, Aachen ve Bolivya'da bulunmaktadır (DPT, 2001).

1.2.7 Voltzin

Formülü $4ZnS. ZnO$ veya Zn_5S_4O şeklinde olup, yuvarlağımsı, böbreğımsi agregalar halinde bulunmaktadır. Sertliği 4.5, özgül ağırlığı 3.6 g/cm^3 dür. Tuğla kırmızısı veya sarımsı renklidir. Yağlımsı pırıltısı bulunmaktadır. Sekonder kökenli olup, çeşitli çinko mineralleri ile birlikte bulunmaktadır (DPT, 2001).

1.2.8 Franklinit (Zincoferrit)

Formülü $(Zn, Mn)O, Fe_2O_3$ veya $(Fe, Zn, Mn)O, (Fe, Mn)_2O_3$ şeklinde olup, kübik sistemde kristalleşmiştir. Genellikle yuvarlağımsı taneler halinde bulunmaktadır. Sertliği 6-6.5, özgül ağırlığı ise, $5-5.2 \text{ g/cm}^3$ dür. Metalik pırıltılı ve demir siyahı renktedir. Çizgi rengi kırmızımsı kahverengi veya siyahtır. Bileşimdeki ZnO miktarı % 15-25, MnO ise % 10-16 arasında değişmektedir. Franklinit vilemit ve zinkitle beraber metamorfik kalkerler içinde bulunmaktadır (DPT, 2001).

1.2.9 Hidrozinkit

Formülü $2 \text{ZnCO}_3 \cdot 3\text{Zn(OH)}_2$ veya $\text{ZnCO}_3 \cdot 2\text{Zn(OH)}_2$ olup genellikle amorf halde bulunmaktadır. Toprağımsı ve taneli olabilmekte ve sertliği 2, özgül ağırlığı ise 3.2-3.8 civarında bulunmaktadır. Rengi beyaz, grimsi veya sarımsıdır. Bileşiminde %60 oranında çinko bulunmaktadır. Genellikle çinko cevherlerinin bir alterasyon ürünü olarak oluşmaktadır (DPT, 2001).

1.3 Çinko-Kurşun Yatakları

Çinko erken magmatik evrede kayaç yapıcı minerallerin bünyesine pmm mertebesinde ve kimyasal benzerliği bulunan elementlerle yer değiştirerek girmektedir. Daha çok manyetit içinde konsantre olmaktadır. Erken magmatik evre yataklarında sfalerit çok ender olarak son ürün olarak ortaya çıkmaktadır (Temur, 2001).

Magmanın farklılaşması sırasında çinko gaz ve çözelti fazında konsantre olmaktadır. $600 \text{ }^\circ\text{C}$ sıcaklıklı magmatik çözeltilerde çinko kolaylıkla çözünmekte ve taşınabilmektedir. Bu tip çözeltilerde 60 mg/L oranında bulunabilmektedir. pH değerleri 1-2 olan magmatik çözeltiler içinden geçtikleri kayaçların bünyesindeki çinkoyu da çözerek konsantrasyonunu yükseltmektedir (Temur, 2001).

Magmatik çözeltilerin Eh, pH, sıcaklık, kısmi gaz basınçları gibi parametrelerin değişmesi sonucu 10 ile 10000 kat daha çinko konsantrasyonu sağlayarak yataklanmaktadır. Dolayısıyla çinkonun esas hipojen yatak oluşum evresi hidrotermal çözeltilerle ilişkili olmaktadır. Sedimanter, volkano-sedimanter, karstik, hidrotermal-sedimanter ve lateral segregasyon süreçleri ile çinko yatakları ortaya çıkmaktadır (Temur, 2001).

1.3.1 Hidrotermal Çinko Yatakları

Asidik bileşimli sokulum kayaçlarından doğrudan beslenen veya bunların etrafında dolaşarak ısınan yeraltı suları litostatik basınç ve uçucu bileşenlerin etkisiyle yüzeye doğru yükselirler. pH değeri 3-4 olan bu çözeltiler yan kayaç reaksiyonları ile Zn bakımından zenginleşmektedir. Bu çözeltiler özellikle karbonatlı kayaçlarla karşılaştıkları zaman, bunların kolay erime, boşluk oluşturma, asitliği düşürme, çözeltileri belirli kanalla da toplama gibi etkinlikleriyle daha çok yer altı suyu ile karışım alanlarında mineral çökelişimini sağlamaktadır (Temur, 2001).

Hidrotermal Zn-Pb yatakları damar tipindedir. 600 °C ile 100 °C arasındaki bütün sıcaklıklardaki magmatik çözeltilerden çinko yatağı oluşması mümkündür. Yataklarda oluşum genellikle piritle başlamakta, orta evrelerde sfalerit, son evrelerde de galenit oluşmaktadır (Temur, 2001).

Bu tip yataklarda sıcaklığın düşmesi ile barit oluşumu başlamaktadır, barit yataklarına geçiş olarak gösterilebilmektedir. Gang mineralleri olarak kuvars, kalsit, dolomit, siderit, barit gözlenebilmektedir (Temur, 2001).

1.3.2 Hidrotermal-Sedimanter Çinko Yatakları

Bu yataklar, yapı, doku, mineral parajenezi ve cevher konumu bakımından volkano sedimanter Zn-Pb yataklarına benzemektedirler. Yankayaç olarak volkanitler bulunmamaktadır. Oluşumları, sedimentasyon sırasında ortama katılan magmatik veya diğer sıcaklık çözeltilerle ilişkili olmaktadır. Taban kısımlarında damar tipi yataklara geçiş gösterebilmektedirler. Sedimanter yapı ve dokulara her zaman rastlanmaktadır. Cevher çökelişimi indirgen ortam şartlarında gerçekleştiğinden yankayaçları genellikle siyah renkli, bitümlü ince detritik sedimanlar veya kireçtaşları olmaktadır (Temur, 2001).

1.3.3 Volkano Sedimanter Çinko Yatakları

Masif sülfid yatakları ile ilişkilidirler. Asidik karakterli volkanizmalara bağlı olarak ve genellikle geç evrelerde oluşmaktadırlar. Bakır ile aynı volkanizmaya bağlı olarak ve bunların çevresinde çinko kurşun yatakları oluşmaktadır. Volkanik malzeme, çözeltiler ve gazlarla sedimentasyon ortamına taşınan çinko ve kurşun değişen ortam şartlarında deniz suyunda doygunluk düzeyine ulaşarak çökelmeye başlamaktadır. Volkanizmanın etkisiyle ortam genellikle indirgen özellik kazandığından çinko daha çok sfalerit, kurşun ise galenit olarak çökelmektedir. Gang mineralleri genellikle kalsit, kuvars, ve dolomittir (Temur, 2001).

1.3.4 Sedimanter Çinko Yatakları

Yüksek konsantrasyonlarda çinko ve kurşun içeren kayaların yüzey alterasyonu sırasında ortama kükürt katılmasıyla oluşan sülfürik asidin etkisiyle çözeltilere bol miktarda çinko ve bir miktar kurşun katılmaktadır. Sedimentasyon havzalarına kadar ulaşan bu çözeltiler değişen ortam şartlarında, özellikle indirgen ortamlarda sülfid, oksitleyici ortamlarda da karbonat veya oksit bileşikleri halinde çökerek çinko kurşun yataklarının oluşumunu sağlamaktadır (Temur, 2001).

1.3.5 Lateral-Segregasyon Çinko Yatakları

Çözeltilerin özellikle karbonatlı kayalarla karşılaştıkları yerlerde gerek karbonatlı kayaların çözünme, boşluk oluşturma, asitliği düşürme gibi etkileri, gerekse bu kayaların içindeki karbonik asitli sularla karışmanın etkisiyle çinko doygunluk düzeyine ulaşarak çökelmeye başlamakta, böylece lateral-segregasyon (yanal göç) çinko yatakları ortaya çıkmaktadır (Temur, 2001).

1.3.6 Strato-Bound Çinko Yatakları

Genellikle karbonatlı kayaçların içinde ve belirli seviyelere bağlı olarak dağılım gösteren, damar veya boşluk dolgusu şeklinde bulunan yataklara strato-bound çinko kurşun yatakları denmektedir. Bu yatakların oluşumu 70-200 °C sıcaklıklı çözeltilerle gerçekleşmektedir (Temur, 2001).

1.3.7 Karstik Çinko Yatakları

Yüzeysel alterasyonunun nüfuz ettiği derinliklerde yer alan birincil çinko yataklarındaki mineraller yüzey suları ile ayrıştırılarak kısmen çözünmekte, kısmen de yerinde oksitli minerallere dönüştürülmektedirler. Karbonatlı kayaçların geniş yayılım gösterdiği kesimlerde, yüzey suları ile çözülmüş veya tane halinde taşınan çinko bileşikler, karbonatlı kayaçların içindeki karstik boşluklarda tane ve kimyasal olarak çökerek ikincil çinko zenginleşmelerinin ortaya çıkmasını sağlamaktadırlar. Bu tipteki yataklarda sarkıt, dikit gibi tipik karstik yapı ve doku özellikleri gelişmektedir. Ana mineralleri simitsonittir. Anglezit, seruzit, zinkid, hidrozinkid, hematit ve demir oksitlerle kil mineralleri bulunmaktadır. Bu yatakların tipik örneği Aladağlar'da (Yahyalı-Kayseri) bulunmaktadır (Temur, 2001).

1.4 Türkiye Çinko- Kurşun Yatakları

Türkiye çinko-kurşun yatakları buldukları tektonik ünite ve oluşum şekillerine göre kabaca beş guruba ayrılmaktadır (Öztunalı, 1982).

- Kuzeybatı Anadolu kaontakt-metazomatik ve hidrotermal yatakları,
- Menderes masifi stratiform yatakları ve masifin çevresindeki sokulumlara bağlı hidrotermal yataklar,
- Doğu Karadeniz Bölgesi masif sülfid yataklarına bağlı hidrotermal yataklar,
- Toros Kuşağında yer alan strata-bound damar tipi yataklar,
- İç Anadolu metamorfik masiflerindeki kontakt-metazomatik yataklar.

1.4.1 Biga Yarımadası Çinko Kurşun Yatakları

Yörede genel olarak plütonik ve volkanik kayalarla ilişkili birçok yatak ve zuhur bulunmaktadır. Genellikle dasitik subvolkanik kayalardan kaynaklanan hidrotermal çözeltilerin ürünüdürler. Başlıca cevherleşmeler Handeresi ve Kalkım-Balıkesir, Yenice-Çanakkale ve Balya kesimlerinde yer almaktadır (Öztunalı, 1982).

1.4.2 Bayındır Yöresi Çinko Kurşun Yatakları

Bu yataklanma tipinde en önemli cevherleşme Ulucadere kesiminde bulunmaktadır. Bu yatakları grafit bulundurmalarında dolayı siyah renk almışlardır. Bol miktarda pirit içermektedirler. Cevherleşme üç ayrı seviye şeklinde olmaktadır. Yankayaçlarla uyumludur. 1200 metre izelenebilen mostra vermektedir. Cevher mineralleri olarak sfalerit, galenite pirit, kalkopirit, jamesonit, limonit, ve rutil bulunmaktadır. Gang minerali olarak barit, kalsit, dolomit ve kuvars gözlenmektedir. Masif kısımlarda Zn tenörü % 20'ye ulaşırken, 40-50 cm'lik cevherli kuşaklarda ortalama tenör % 1 Zn'ye düşmektedir. Yörede ortalama % 11 Zn tenörlü 2 milyon ton ham cevher rezervi hesaplanmıştır (Öztunalı, 1982).

1.4.3 Simav Yöresi Çinko Kurşun Yatakları

Yatağın çevresinde gnays, granit ve albit tonalit türü kayalar yüzeyleşmektedir. Gnayslarla granitler geçişlidir. Cevherleşme albit tonaitlere bağlı ve damar şeklindedir. Granit sınırlarında damarlar sıklaşmaktadır. 1.5 km takip edilen damarlar bulunmaktadır. Damar kalınlıkları 10 m'ye kadar çıkmaktadır. Cevher mineralleri olarak sfalerit, galenit, pirit, kalkopirit ve hematit bulunmaktadır. Ana gang minerali kuvarstır. Yörede %6 Zn tenörlü 600.000 ton cevher rezervi hesaplanmıştır (Öztunalı, 1982).

1.4.4 Doğu Karadeniz Çinko Kurşun Yatakları

Bölgedeki çinko-kurşun cevherleşmeleri volkano-sedimanter bakır yatakları içinde bulunduran masif sülfid cevherleşmelerinin devamı şeklinde, bakır yatakları ile aynı kökenli ve geçişli olarak bulunmaktadır. En önemli yatakları Trebolu (Giresun), Köprübaşı (Harşit-Giresun), Harköy (Giresun), Lahanos (Espiye-Giresun), Bulancak (Giresun), Sisorta (Sivas) yörelerinde yer almaktadır (Öztunalı, 1982).

Harşit ve Harköy yatakları masif sülfid tipi bakır ile birlikte çökelmiştir. Volkano-sedimanter cevherleşmenin tabanında, cevherleşmeye kaynaklık eden hidrotermal çözeltilerin oluşturduğu stokwork tipi damarlar bulunmaktadır. Cevher mineralleri pirit, sfalerit, galenit, tetraedrit, kalkopirit, tennannit, bournonit, realgar, kovellin, azurit, seruzit ve limonit şeklindedir. Gang mineralleri ise kuvars ve baritir (Öztunalı, 1982).

1.4.5 Bolkardağı Çinko Kurşun Yatakları

Bolkardağı mermerlerinin içine yerleşmiş olan çinko kurşun yatakları 250-300 C⁰ sıcaklıkta hidrotermal çözeltiler tarafından oluşturulmuştur. Yataklar strata-bound karakterli olup, karbonatlı kayaçları tercih etmişlerdir Birincil cevherlerin ana mineralleri sfalerit, galenit ve pirittir. Gang mineralleri ise kalsit, dolomit, barit, kuvars, klorit ve muskovit temsil etmektedir (Temur, 1992).

1.4.6 Horzum (Kozan-Adana) Çinko Kurşun Yatakları

Yöredeki çinko kurşun yatakları karbonat kayaçlara bağımlı, strata-bound damar tipi cevherleşmesini yansıtmaktadır. Damar kalınlıkları en fazla 50 m genişlik, 25 m kalınlık, 110 m uzunlukta olmaktadır.

Ana cevher mineralleri sfalerit, galenit ve pirittir. Gang mineralleri ise kalsit, dolomit, kuvars, barit, serisit, kloritdir. Cevher damarlarının yüzeye yakın olan kısımları ayrışarak simitsonit, seruzit, aurikalsit, hematit, götit, amorf demirhidroksit ve kil minerallerinden oluşan karbonatlı cevhere dönüşmüştür (Temur, 1987).

1.4.7 Aladağ (Yahyalı-Kayseri) Çinko Kurşun Yatakları

Aladağ yöresi karbonatlı çinko kurşun yataklarının birincil kökeni hidrotermal yataklardır. Yöredeki birincil cevherleşmeler sınırlı ve düşük tenörlüdür. Esas yataklar karbonatlı kayaçların karstik boşluklarında ikincil olarak zenginleşmiş karbonatlı cevherleşmeler şeklinde bulunmaktadır. Yatakların üst kesimlerinde 1-5 m arasında değişen kalınlıklarda limonitik bir tabaka bulunmaktadır. Derine doğru indikçe dereceli olarak çinko konsantrasyonu artmaktadır (Ayhan, 1983).

Ana cevher mineralleri simitsonit, limonit ve seruzittir. Yöredeki ham cevher rezervi 500 milyon ton'un üzerinde olduğu tahmin edilmektedir. Rezervler dikkate alınmadan yatak tenörlerine göre ortalama %7 Zn ve %2,5 Pb içerdikleri söylenebilmektedir. Yöre önemli çinko kurşun potansiyeline sahip olup, Kayseri ÇİNKUR fabrikalarının hammaddesi bu yataklardan karşılanmaktadır (Temur, 2001).

1.5 Çinko Kullanım Alanları

Çinko, dünyada yıllık kullanım miktarı açısından demir, alüminyum, ve bakırdan sonra gelmektedir. Çinkonun kullanım alanları aşağıda verilmiştir (Vikipedi, 2010).

- Korozyondan korunma amacıyla, çelik gibi diğer metallerin galvanize edilmesinde,
- Pirinç, nikelli gümüş, değişik lehimler, alman gümüşü gibi alaşımların yapımında,
- Genellikle otomotiv endüstrisinde döküm kalıplarında,
- Pillerin gövdelerinin yapımında,
- Çinko oksit, sulu boyalarda beyaz pigment olarak ve lastik sanayiinde aktivatör olarak kullanılmaktadır. Reçetesiz satılabilen bazı merhemlerin bileşiminde bulunmakta ve ince bir tabaka halinde uygulandığında cildin su kaybetmesini önlemektedir. Yazın güneş, kışın da soğuk yanıklarına karşı koruyucudur. Bebeklerin bez bağlanan bölgelerinde çok az miktarda kullanılarak ciltte meydana gelebilecek kızarıklıklar önlemekte, yaşa bağlı göz hastalıklarının tedavisinde,
- Çinko klorür, deodorantlarda ve ahşap koruyucu olarak,.
- Çinko sülfür, karanlıkta parlayan pigment olarak saatlerin akrep ve yelkovanlarında.
- Çinko metil, $(Zn(CH_3)_2)$ pek çok organik maddenin sentezinde,
- Çinko, pek çok günlük vitamin ve mineral ilaçlarının bileşenidir. Cildin ve kasların erken yaşlanmasını önlemekte kullanılmaktadır (Vikipedi, 2010).

1.6 Çinko Bileşikleri

1.6.1 Çinko Asetat $Zn(CHCOOH)_2$

Mol ağırlığı 183.47 gram, ergime sıcaklığı 242 °C, yoğunluğu 1.84 g/cm³'dür. Hegzagonal prizmatik kristaller halindedir. Açık havada 200 °C'de parçalanır. ZnO'in veya ZnCO₃'ün asetik asitte çözülmesi ile imal edilmektedir. En önemli kullanım yerleri ahşap malzemenin korunmasında ve ilaç yapımında kullanılmaktadır (Addemir ve diğer., 1995).

1.6.2 Çinko Amonyum Klorür ($ZnCl_2 \cdot 2NH_4Cl$)

Mol ağırlığı 243.28 gramdır. Rombik ince beyaz tabakacıklar halinde kristalleşir. Stokiyometrik olarak karıştırılmış konsantre ZnCl₂ ve NH₄Cl çözeltisinden çöktürme veya HCl'li bir ZnCl₂ çözeltisinden NH₃ gazı geçirilerek üretilmektedir (Addemir ve diğer., 1995).

1.6.3 Çinko Borat ($3ZnO \cdot 2B_2O_3$)

Mol ağırlığı 383.42 gram olup, ergime sıcaklığı 980 °C'dir. Amorf beyaz toz halinde veya triklinik kristaller halinde bulunmaktadır. ZnO ve B₂O₃'ün birlikte ergitilmesi ile üretilmektedir. Seramik endüstrisinde hatalı üretimi önlemek için flaks, sentetik maddelerin alev almasını önleyici ve tıpta antiseptik madde olarak kullanılmaktadır (Addemir ve diğer., 1995).

1.6.4 Çinko Bromür ($ZnBr_2$)

Mol ağırlığı 225.21 gram, ergime sıcaklığı 394 °C, buharlaşma sıcaklığı 650 °C ve yoğunluğu 4.2 g/cm³ olan, renksiz rombik kristallere sahip çok higroskopik bir maddedir. Bu bileşik, sulu ZnO süspansiyonunun veya metal çinkodan elde edilen bir çözeltinin, seyreltik HBr asitle karıştırılmasıyla elde edilmektedir. Çinko bromür benzolün bromlanması katalizör, aktif karbon üretiminde aktif madde olarak kullanılmaktadır (Addemir ve diğer., 1995).

1.6.5 Çinko Karbonat ($ZnCO_3$)

Mol ağırlığı 125.39 gram, yoğunluğu ise 4.35 g/cm^3 'tür. Doğada smitsonit mineralleri olarak romboedrik kristaller halinde bulunmaktadır. $150 \text{ }^\circ\text{C}$ 'de parçalanmaya başlayan bileşik tam ayrışmayı atmosferde $450\text{-}490 \text{ }^\circ\text{C}$ 'de, vakumda $350\text{-}450 \text{ }^\circ\text{C}$ 'de tamamlar. Tekstil boyalarında, farmokolojide, derin sondajların temizlenmesinde çıkacak H_2S 'in absorpsiyonunda kullanılan bileşik, sentetik olarak taze çöktürülmüş $Zn(OH)_2$ 'ten oluşan süspansiyondan basınçlı CO_2 geçirilmesi veya soğuk çinko çözeltilisine yine soğuk bikarbonat çözeltisi ilavesiyle elde edilmektedir (Addemir ve diğer., 1995).

1.6.6 Çinko Klorür ($ZnCl_2$)

Mol ağırlığı 136.29 gram, ergime sıcaklığı $318 \text{ }^\circ\text{C}$, buharlaşma sıcaklığı $732 \text{ }^\circ\text{C}$ ve yoğunluğu 2.91 g/cm^3 olan hegzagonal-romboedrik kristaller halinde, beyaz taneli toz bir maddedir. Suda, alkolde, eterde, asetonda, asetik esterde, gliserinde, piridinde, amin ve nitrillerde çok iyi çözünmektedir (Addemir ve diğer., 1995).

Çok saf $ZnCl_2$, çinkonun HCl gazı ile $700 \text{ }^\circ\text{C}$ 'de tepkimesiyle elde edilir. HCl önce N_2 gazı ile, $ZnCl_2$ 'ün katılaşmasından sonra da kuru hava ile uzaklaştırılmaktadır. Susuz eter içindeki çinkoya kuru HCl 'in etki ettirilmesiyle de saf bileşiğe ulaşılmaktadır. Aşırı HCl ve eter $170 \text{ }^\circ\text{C}$ 'ye ısıtma işlemiyle giderilmektedir (Addemir ve diğer., 1995).

Çinko klorür aktif kömürde aktive edici kömürün hidrürlenmesinde NH_4Cl ile birlikte katalizör, galvanizlemede flaks, organik sentezlerde su giderici, aletlerde nem alıcı, vulkanize fiber üretiminde reserve ve tıpta antiseptik madde olarak kullanılmaktadır (Addemir ve diğer., 1995).

1.6.7 Çinko Metarferrit ($ZnFe_2O_4$)

Mol ağırlığı 241.08 gram, ergime sıcaklığı 1590 °C ve yoğunluğu 5.33 g/cm³ olan bir malzemedir. Saf ZnO ve FeO₃'ün katı halde sinterlenmesi ile üretilmektedir. Manyetik malzeme olarak kullanılmaktadır (Addemir ve diğer., 1995).

1.6.8 Çinko Oksit (ZnO)

Mol ağırlığı 81.38 gram olan beyaz renkte, gevrek yapılı bir tozdur. Teknik ZnO 300 °C'ye ısıtılınca limon sarısı rengine döner; ancak soğutulunca eski rengini almaktadır. 52 bar basınç altında 1975 °C'de ergir. 1000 °C'de buharlaşmaya başlamaktadır. ZnO güneş ışığından ultraviyole ışınları absorbe edebilir ve bunları uzun dalgalı ışığa çevirmektedir. Pb ve Fe gibi empüriteler bu maddenin kristal yapısına girerek, yarı iletkenlik, foto iletkenlik, katalizör ve renk verme özelliklerini etkilemektedir (Addemir ve diğer., 1995).

Çinko oksit üretiminde ana hammadde, ham ve saf çinko metalidir. Bu hammaddelerden ZnO üretimi Fransız veya Amerikan yöntemlerine göre pirometalurjik veya hidrometalurjik yollarla olmaktadır. Saflaştırma gerektirmesine rağmen sülfürlü veya oksitli cevherler de kullanılabilir (Addemir ve diğer., 1995).

1.6.9 Çinko Sülfür (ZnS)

Mol ağırlığı 97.44 gram olup, 102 °C'de kübik yapıdaki sfalerit formu (yoğunluk 4.102 g/cm³) hegzagonal wurtiz'e (yoğunluk 4.087 g/cm³) dönüşür. Çinko çözeltilerinden (NH₄)₂S ile çöktürülerek ve stabil olan sfalerit modifikasyonuna dönüştürülerek üretilmektedir. Yüksek bir ışık kırma indeksine (n= 2.37) sahip olduğundan wurzit formu pigment olarak kullanılmaktadır. Floresans özelliği nedeniyle ışık verici madde ve uygun kristalin yapıda (nodüler) çeşitli optik cihazlarda filtre olarak da uygulama alanı bulmaktadır (Addemir ve diğer., 1995).

1.6.10 Çinko Sülfat (ZnSO₄)

Mol ağırlığı 161.44 gram olup, rombik kristaller halinde bulunmaktadır. 650 °C'de parçalanmaya başlar. 700- 800 °C sıcaklıkları arasında bazik sülfatlara, daha yüksek sıcaklıklarda ZnO'de dönüşmektedir. ZnSO₄.7H₂O üretimi çinko oksit kalsineleri, çinko içerikli cürufur, küller, pirinç artıkları, çinko metalin H₂SO₄ ile liçinden çıkan çözeltilerinden ve uçucu tozlardan gerçekleştirilmektedir (Addemir ve diğer., 1995).

Çinko sülfat, çöktürme banyolarına viskozite artırıcı olarak ilave edilen bir maddedir. Asidik galvanizleme çözeltilerinin ana bileşenidir. Gübre ve yemlerde çinko verici olarak ilave edilir. Litopone ve ZnS pigmentlerinin üretiminde başlangıç hammaddesi niteliğindedir. Tıpta mikrop kırıcı ajan olarak kullanım alanı bulur.

1.6.11 Çinko Silikat (Zn₂SiO₄)

Mol ağırlığı 222.82 gram, ergime sıcaklığı 1510 °C ve yoğunluğu 3.9 g/cm³ olan rombik kristalli suda çözünmeyen bir bileşiktir. Doğada sertliği 5.5, yoğunluğu 4.0-4.2 g/cm³ olan renksiz, camsı kristaller halinde olan "Willemite" adıyla mineralleşmiştir. Sentetik olarak ZnO ve SiO₂'nin birlikte ergitilmesi ile elde edilmektedir. Elektronik ekranlarda ışık verici madde ve ince kesit kromatografisinde ultraviyole ışığı floranse eden sorpsiyon tabakalarının imalinde kullanılmaktadır (Addemir ve diğer., 1995).

1.7 Dünya Çinko Rezervleri

1984 yılı dünya çinko baz rezervleri 290 milyon ton metal çinko civarındadır. 1984-1993yılları arasında 108.7 milyon ton civarında yeni rezervler bulunmuştur. Aynı yıllar arasında 68.7 milyon ton üretim yapılmış olup, 1994 yılı çinko baz rezervleri 330 milyon ton metal çinko civarındadır. Şu anda Dünya’da bilinen çinko kaynakları 1.8 milyar ton civarında olup, ekonomik olmayan kaynaklarda dikkate alındığında bu miktar 4.4 milyar tona kadar çıkmaktadır. Dünya çinko rezervleri Tablo 1.3’de verilmiştir (DPT, 2001).

Tablo 1.3 Dünya çinko rezervleri (DPT, 2001).

Ülkeler	Rezervler (Milyon Ton)	Rezerv Oranı (%)
Afrika Kıtası	9	6,2
G.Afrika	3	2,1
Zaire	5	3,4
Diğer	1	0,6
Asya Kıtası	31	21,4
Çin	5	3,4
Hindistan	7	4,8
İran	2	1,4
Japonya	4	2,8
Kazakistan	7	4,8
Kuzey Kore	4	2,8
Diğer	2	1,4
Avrupa Kıtası	35	24,1
İrlanda	5	3,4
Polonya	3	2,1
Rusya	3	2,1
İspanya	5	3,4
Türkiye	5	3,5
Diğer	14	9,6
Kuzey Amerika	37	25,5
Kanada	21	14,5
ABD	16	11

Orta ve Güney Amerika	16	11
Brezilya	2	1,4
Meksika	6	4,1
Peru	7	4,8
Diğer	1	0,7
Okyanusya	17	11,7
Avustralya	17	11,7
Toplam	145	100

1.7.1 Dünyada Kurşun Çinko Üretimi

Dünya’da toplam 52 ülke çinko cevheri üretmiş, bunlardan 6 tanesi toplam üretimin 2/3’ünü gerçekleştirmiştir. International Zinc Study Group (ILZSG) verilerine göre, en büyük ve düzenli çinko cevheri üreticisi ülke Kanada’dır. Kanada üretimini % 9 artırarak 1.1 milyon tona ulaştırmıştır. Kanada’dan sonra 930 bin ton ile Çin gelmektedir. Genel olarak Avustralya hariç Dünya’nın her yerinde üretimin arttığı gözlenmektedir. Dünyada 7 ülke toplam rafine çinko üretiminin %53’ünü karşılamışlardır. Dünya rafine çinko üretimi 7.99 milyon ton olarak gerçekleşmiştir. Dünya çinko üretiminde ana girdi, çinko cevheri olmakla beraber hurda çinko girdisi de oldukça önemlidir. Dünyada yaklaşık olarak 7354 bin ton çinko tüketilmektedir. En çok tüketen ülkeler ise ABD, Çin, Japonya ve Almanya gelmektedir. Dünya çinko cevheri üretim değerleri, çinko metali üretimi ve tüketim değerleri Tablo 1.4’de verilmektedir.

Tablo 1.4 Dünya Çinko cevher üretimi, metal çinko üretimi ve metal çinko tüketimi (ILZSG, 2010).

1000 TON	2005	2006	2007	2008	2009
Cevher Üretimi	10128	10430	11125	11664	11316
Metal Üretimi	10218	10643	11360	11645	11290
Metal Tüketimi	10591	11013	11301	11448	10856

1.8 Türkiye Çinko Rezervleri

MTA verilerine göre Türkiye toplam çinko rezervleri metal çinko olarak 4 milyon ton, İMİB Çinko Envanterine göre 5 milyon ton olarak verilmektedir (DPT, 2001).

Sülfürlü cevherlerin çinko ve bakırca zengin kısmı Doğu Karadeniz, kurşunca zengin kısmı ise Batı Anadolu bölgesinde yer almaktadır. Sülfürlü yatakların ortalama tenörü %6.2 Zn, %1.7 Pb ve %2.9 Cu dolayında olup, rezervi 20.7 milyon tonu görünür olmak üzere toplam 89.7 milyon ton mertebesindedir (DPT, 2001).

Türkiye rezervlerinin miktar olarak %98.4'ü (metal içeriği olarak çinkonun %95.8'i, kurşunun %94.9'u ve bakırın tamamı) sülfürlü cevherlere aittir (DPT, 2001).

Ülkemizde çinko-kurşun yataklarının en önemli özelliği, Çayeli dışında küçük rezervler kategorisinde olmalarıdır. Çayeli ayrı tutulduğunda, zuhur başına düşen ortalama metal içeriği sülfürlü cevherlerde 56 bin ton Zn, 43 bin ton Pb, 5 bin ton Cu dolayındadır (DPT, 2001).

Oksitli rezervler Kayseri-Niğde-Adana üçgeninde, Zamantı provensi olarak adlandırılan Orta Toroslarda yer alırlar. Ayrıca Malatya, Konya ve Anamur'da tali zuhurlara rastlanılmaktadır. Bölgedeki otuza yakın zuhurun ortalama rezervi 29 bin ton mertebesindedir (DPT, 2001).

Bilinen sülfürlü yatakların %90'ının etüdüleri MTA Genel Müdürlüğü tarafından yapılmıştır. MTA aramaları tamamen sondajla yapılmış, ancak bulgular yeraltı madencilik çalışmaları ile desteklenmiştir. Birçok sahada da tamamlayıcı çalışmalar bitirilmiştir (DPT, 2001).

1.8.1 Türkiye’de Kurşun Çinko Üretimi

Ülkemizde çinko-kurşun cevherlerinin üretimi aşağıdan yukarı dilimli ramble sistemi ile gerçekleştirilmektedir. Mevcut madenlerimiz Dünya standartlarına göre çok düşük kapasiteli ve yüksek maliyetli ocaklardır (DPT, 2001).

Ülkemizde cevherden çinko üreten tek kuruluş olan Çinkur tesislerinde % 20-24 Zn tenörlü oksitli çinko cevherleri Waelz prosesi ile zenginleştirildikten sonra elde edilen konsantreden (% 55-65 Zn tenörlü Waelz oksit) liç ve elektroliz metodu ile yüksek kaliteli elektrolitik çinko üretilmektedir. Geri dönüş oranı % 7 civarında olan çinko artık ve hurdalarından, damıtma usulü ile metal veya oksit halinde çinko üretilmektedir (DPT, 2001).

ZnO artıklarından liç-elektroliz yöntemiyle elektrolitik çinko üreten bir tesis Kimtaş A.Ş. tarafından kurulmuştur. 75 ton/yıl elektrolitik külçe çinko üretim kapasiteli bu işletme distile çinko ve çinko oksit üretimi de yapmaktadır. Ayrıca, 10 kuruluş sıcak galvaniz artıklarından destilasyon yoluyla 3,000 ton/yıl külçe çinko üretim kapasitesine sahiptir (DPT, 2001).

Ülkemizde üretilen oksitli cevherler Çinkur tarafından izabe edilerek çinko ve kadmiyum metali üretilmektedir. Yurt içinde sülfürlü konsantreleri işleyecek tesis yokluğundan dolayı, bu ürünlerin hammadde bazında tüketim alanı bulunmamaktadır. Bu nedenle, sektörün tüketim alanının ve miktarının tespitinde metal ve bileşikleri göz önüne alınmaktadır (DPT, 2001).

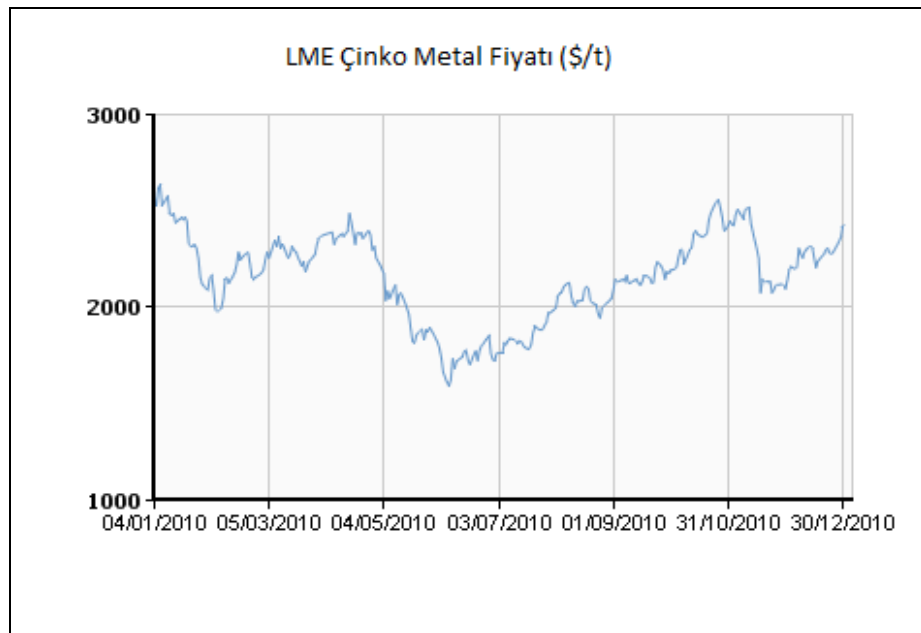
1.9 Çinko Üretimi Ve Fiyatlandırması

Dünya kurşun-çinko cevher, metal veya konsantrelerinin fiyatlandırılması genellikle Londra Metal Borsa'sı (LME) fiyatlarına göre yapılmaktadır (DPT, 2001).

Kurşun konsantrelerinde genelde % 65 üstü kurşun içeriği istenmektedir. İçerdiği altın, gümüş ve bakır içeriği için prim çinko'nun (%8), kükürt'ün (%3), antimuan ve arsenik'in, (%1) ve bizmut'un (%0,05) fazlası için ceza ödenmektedir (DPT, 2001).

Çinko konsantrelerinde ise % 50 üstü çinko içeriği istenmektedir, içerdiği çinko'nun (% 53) altı ve üstüne göre fiyat uygulaması yapılmaktadır. İçerdiği kadmiyum, altın, gümüş için prim; demir'in (%5-13), flor'un (% 0,01), bizmut, kalay, arsenik ve antimuan'ın (% 0,05) fazlası için ceza ödenmektedir (DPT, 2001).

Primlerde altın için 1gr/ton düşülerek kalanın % 90-100'ü, gümüş için ise 30-150 gr/ton düşülerek kalanı, kadmiyum için % 0,15-0,20 kadmiyum düşülerek kalanın %60-75'i ve bakır için ise %1 üstündeki bakırın %25-60'ı piyasa değeri üzerinden ödenmektedir (DPT,2001).



Şekil 1.1 2010 Yılı Dünya metal çinko fiyatları (LME,2010).

BÖLÜM İKİ

ZENGİNLEŞTİRME YÖNTEMLERİ

2.1 Çinko Cevherlerinin Zenginleştirilmesi

Üretilen çinko cevherlerinin doğrudan izabe edilmeleri ekonomik olmadığından, bunların önce çeşitli cevher zenginleştirme yöntemleriyle konsantre olarak elde edilmeleri gerekmektedir. Konsantre eldesinde başlıca iki yöntem uygulanmaktadır (DPT, 2001).

2.1.1 Gravite Farkı ile Zenginleştirme

Günümüzde kurşun-çinko cevherleri zenginleştirmesinde yoğunluğa dayalı zenginleştirme yöntemi; flotasyon tesisine beslenen cevher tenörünü yükseltmek, gangın flotasyona girmesini önlemek için ön zenginleştirme işlemi olarak uygulanmaktadır. Cevherde yeterli oranda iri tanede serbestleşen galen veya sfalerit varsa; bunlardan iri taneli konsantre üretilmeye, flotasyon masrafını azaltmak ve yalnızca yoğunluk zenginleşmesi artıklarını flote etmek, flotasyonla zor zenginleşen oksitli kurşun veya çinko cevherlerinden konsantreler üretmek için uygulanmaktadır (Çilingir, 1996).

Son yıllarda Falcon, Knelson Konsantratör ve Multi Gravite Separatör (MGS), Kelsey jigi gibi ince tane jigleri, yeni flotasyon cihazları gibi cihazlar ve yöntemler geliştirilmiştir. Bu cihazlardan MGS ve Knelson Konsantratörü bir santrifüj etkisi altında partikül yoğunluğu ile ilgili özelliklerin arttırılması esasına göre çalışmaktadır (DPT, 2001).

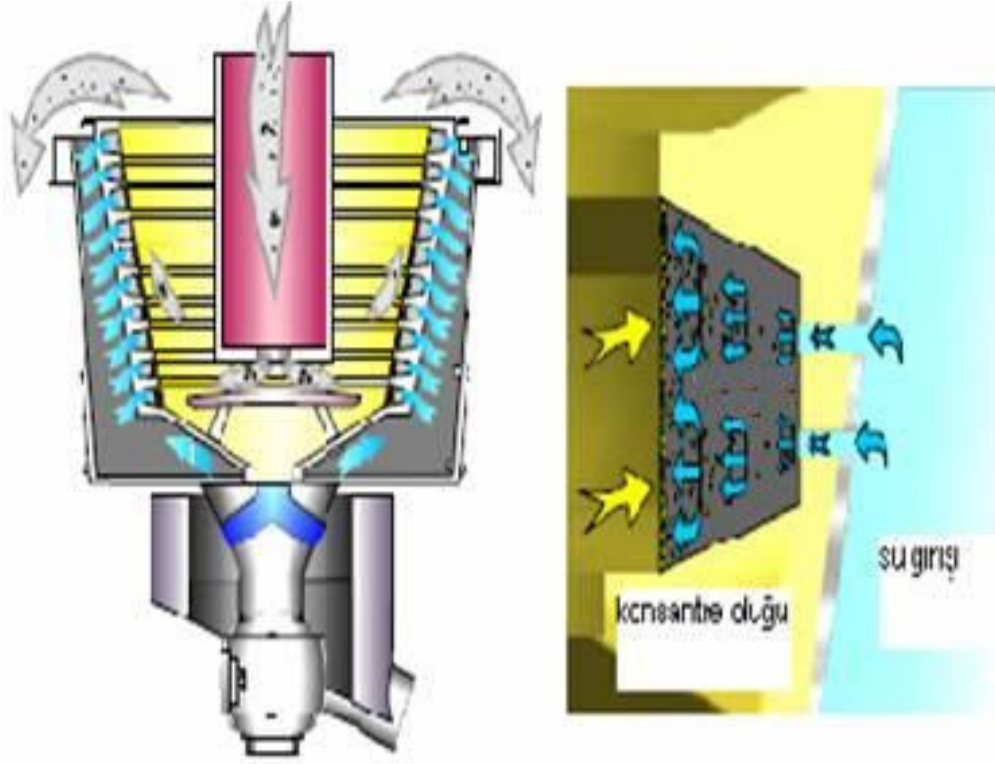
2.1.1.1 Knelson Konsantratörü ve Çalışma Prensibi

Knelson ayırıcısı Byron Knelson tarafından 1988 yılında Kanada’ da patenti alınmış, dünyada damar tipi ve alüvyal altın üretiminde uygulama alanına sahip yüksek hızlı santrifüj ayırıcısıdır.

Knelson; çalışma prensibi dönü hareketi sonucu oluşan ‘‘G’’ kuvvetinin mineraller üzerindeki etkisinin büyüklük farkına bağlı olarak ayırma yapan bir proses makinesidir. Makinelerin kapasiteleri 1000 t/h ‘e kadar çıkabilmektedir. Beslenen malzeme boyutu genellikle 1.5 mm civarında olmaktadır. Birkaç mikron boyutunda yoğunluğu yüksek mineraller bu makine ile ayrılabilir (Yıldız,2010).

Knelson ayırıcısı dönme işlemini gerçekleştiren üniteyle birlikte, yüksek hızda dönen bir yataktan oluşmaktadır. Üstten beslenen pülpten santrifüj kuvvetinin etkisiyle ağır taneler konsantre olarak yatağın oluklarına takılmaktadır. Gang mineralleri ise atık olarak pülpün üst akısıyla birlikte atılmaktadır. Besleme standart model Knelson konsantratörün haznesi içine düşey bir tüp vasıtasıyla gravite olarak yapılmaktadır. Besleme % 0-70 pülp yoğunluğunda yapılabilir. Konsantratör haznesinin dibinde beslemeyi dağıtacak olan bir pervane mevcuttur (Knelson ve Jones,1993).

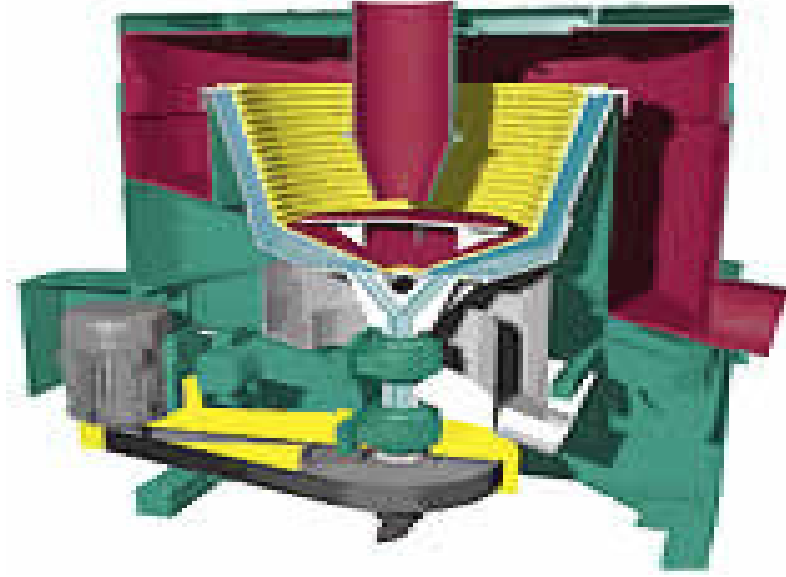
Knelson ayırıcısının ana operasyon parametreleri; yıkama suyu miktarı, besleme pülp yoğunluğu ve alıkonma süresidir. Haznenin içindeki paralel olukların içindeki küçük deliklerden hazneye su enjekte edilerek malzemenin hem yıkanması hem de haznenin dibinde toplanması sağlanmaktadır. Diğer santrifüj ayırıcılarıyla kıyaslandığında, ayırma mekanizması ya da dizayn özellikleri açısından oldukça farklıdır. Jigler ve spiraller gibi gravite ile zenginleştirme yapan araçlara göre daha ince altın taneleri kazanılabilmektedir (Zhang, 1998).



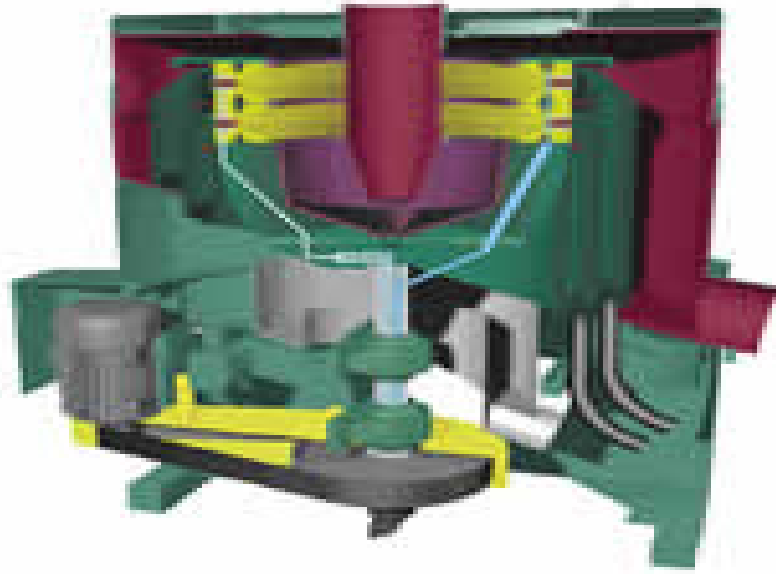
Şekil 2.1 Knelson ayırıcısının düşey kesiti (Ling, 1998).

Knelson ayırıcıları metalurjik atıklardan, nehir kumlarından ve farklı cevherlerden değerli metallerin kazanımı için endüstride yaygın bir şekilde kullanılmaktadır. Ayrıca plaser ya da cevherlerdeki serbest altın tanelerinin kazanımında da etkin bir şekilde kullanılmaktadır (Knelson ve Jones, 1993). Altın, platin, kursun, gümüş ve bakır gibi metallerin kazanımında uygulama alanı bulmuştur.

Knelson ayırıcısı, konsantrenin otomatik ve elle boşaltma esasına göre; kesikli ve sürekli olmak üzere ikiye ayrılmaktadır. Boşaltma sekline göre manuel boşaltma, merkezi boşaltma (CD) ve değişken boşaltma modelleri olarak sınıflandırılmaktadır. Şekil 2.3 ve 2.4 'de kesikli sistem ve sürekli sistem çalışan Knelson ayırıcısı gösterilmiştir.



Şekil 2.2 Kesikli sistem çalışan Knelson ayırıcısı (Knelson, 2010).



Şekil 2.3 Sürekli sistem çalışan Knelson ayırıcısı (Knelson, 2010).

2.1.1.2 MGS (multi-gravite seperatör)

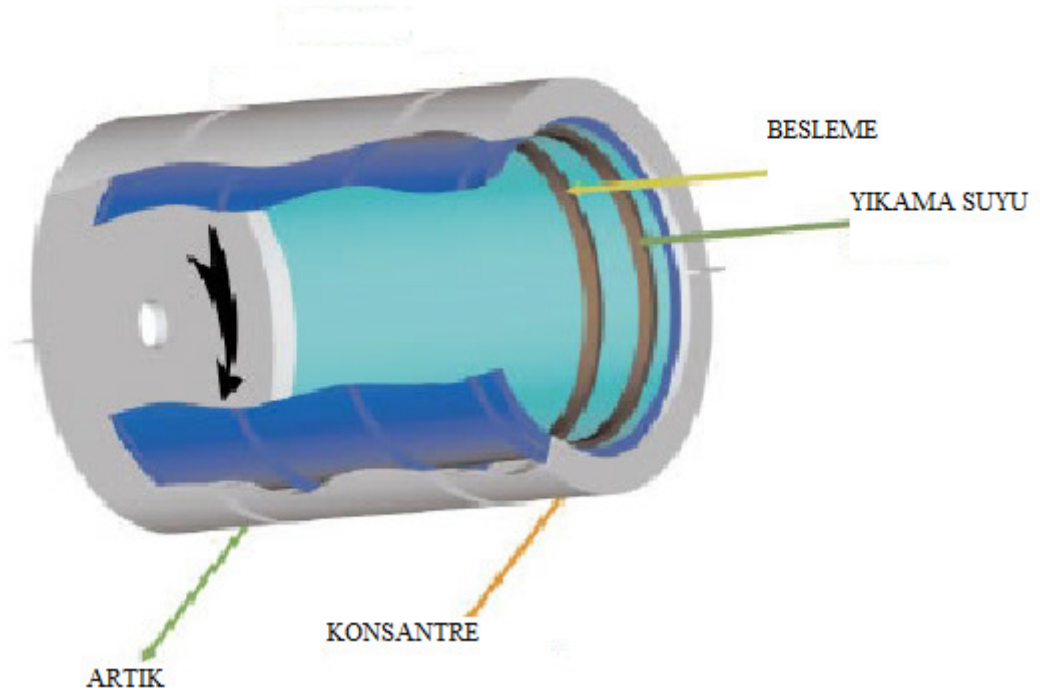
Yüksek yerçekimli ayırıcılar, cevher hazırlama tesislerinde çok ince boyutta atıkların içerdiği ve ekonomik olarak kazanımı zor olan % 80'i 6 mikron altı ve 2 mikrona kadar inebilen boyuttaki kalay, krom, altın, tungsten ve nadir metallerin gravite yöntemiyle kazanımına olanak sağlamaktadır. Ayrıca düşük değerli demir cevheri, barit, kömür benzeri metal ve mineraller ekonomik olarak yüksek oranlı kazanımlarla zenginleştirilmektedir (Yıldız,2010).

Yüksek yerçekimli ayırıcılar; sarsıntılı masa düzeneğinin dönen tambura dönüştürülmüş şekli olarak tanımlanabilmektedir. Beslenen pülpün yer çekimi kuvvetinden daha büyük bir kuvvetin etkisinde kalacak şekilde, dönü hareketinin oluşturacağı merkezkaç kuvvetinin etkisi ile yüzeyinde yarı katı bir tabaka oluşturabilecek bir hızla tambur döndürülmektedir. Bu şekilde farklı yoğunluktaki tanelerin ayrılmasında kısa sürede daha fazla ayırma yüzeyi sağlanarak ve sıyırıcı kollar gibi yardımcı üniteler kullanılarak klasik gravite ayırması yapan diğer zenginleştirme makinelerine göre avantajlı bir durum sağlamaktadır (Yıldız,2010).

Yüksek yerçekimli ayırıcıların ayırma yüzeyinde ince bir akışkan tabakanın oluşması, tane hareketini arttırıcı salınım, düşük hızlı tambur hareketi, ayarlanabilen tambur eğim açısı gibi klasik ayırıcılara göre bazı önemli ayırmayı etkileyen değişken parametreleri bulunmaktadır. Yüksek yerçekimli ayırıcılarda uygun katı oranında hazırlanan pülp, belirli bir basınçla hareketli tamburun orta noktasından iç yüzeye beslenerek oluşacak türbülans etkisi azaltılmaktadır. Yıkama suyu ise tamburun üst çıkış ucuna yakın bir noktadan verilmektedir (Yıldız,2010).

Yüksek özgül ağırlıklı mineraller, akışkan tabaka içinde tambur yüzeyine tutunmakta ve merkezkaç kuvvetin etkisi ile yarı katı formda bir tabaka oluşturmaktadır. Bu tabakanın hemen üzerinde ikinci küçük bir tabaka oluşurken, akışkan tabakanın üst yüzeyleri ise büyük oranda katı taneler içermeyen su tabakası formunda bulunmaktadır (Yıldız,2010).

Gövdeye verilen salınım hareketi ile akışkan tabaka içindeki tanelere ek bir ayırma kuvveti uygulanmamaktadır. Özel olarak dizayn edilmiş sıyırıcılar yüzeyinde hareket ederken taneciklerden oluşan tabakayı sıyırmakta, böylece dereceli tabakalaşmaya olanak sağlamaktadır (Yıldız,2010).



Şekil 2.4 MGS çalışma prensibi şematik gösterimi (Mozley, 2008).

Tamburun iç yüzeyine tutunarak hareket eden yüksek yoğunluklu taneler sıyırıcılar tarafından taşınarak üst çıkıştan, hafif yoğunluklu taneler ise yıkama suyu etkisi ile alt çıkıştan alınmaktadır (Yıldız,2010).

Tambur: Paslanmaz çelikten oluşan bir ucu kapatılmış ve iç yüzeyi poliüretan ile astarlanmıştır. Astar açık dış uca doğru daralarak konik bir yapı oluşturur. Aşınmaya karşı daha dayanıklı olan poliüretan kaplama, aynı zamanda tamamen pürüzsüz bir yüzey sağlamaktadır (Chan ve diğer., çev.,1994).

Küreyiciler: Tambur içinde, tambur eksenine paralel ve birbiriyle 90° açılı olacak şekilde yerleştirilmiş 4 adet küreyici kolu bulunmaktadır, bu kolların her biri üzerinde ise eşit aralıklarla yerleştirilmiş 65 mm uzunluğunda 8-9 adet küreyici vardır. Tambur eksenine ile 60°'lik açı yapacak şekilde konumlandırılan küreyiciler tambur yüzeyine hemen hemen temas edecek şekilde yerleştirilmiştir (Chan ve diğer., çev.,1994).

Küreyici yüzeyleri de tambur astarı gibi poliüretan ile kaplanmıştır. Küreyicilerin bağlı olduğu kol tamburdan %2,5 oranında daha hızlı dönmektedir. Küreyiciler tambur yüzeyinde hareket ederken, pülp tabakasının içinden geçer, böylece taneleri tamburun açık üst ucuna doğru küreyerek taşır. Bu küreme işleminde her bir küreyici, mineral tanelerini 35 mm meyil yukarı hareket ettirir. Tamburun orta noktasından verilen yıkama suyu ise tabakayı yıkayarak hafif mineralleri alt çıkışa doğru taşımaktadır (Chan ve diğer., çev.,1994).

Hareket Mekanizması: Pilot ölçekli MGS ünitesinde 0,5 kw'lık iki adet elektrik motoru kullanmıştır. Bu motorlardan birisi basit bir eksantrik ile titreşim hareketini, diğeri ise dişli-zincir sistemi ile tambur ve küreyicinin dönüşünü sağlamaktadır (Chan ve diğer., çev.,1994).

Endüstriyel ölçekli MGS ünitesinde, 2,2 kw'lık bir motorla iki tamburun titreşim hareketi, iki adet 1,1 kw'lık motorla ise tamburların ve küreyicilerin dönüş hareketi sağlamaktadır (Chan ve diğer., çev.,1994).

Tambur Dönüş Hızı: tambur dönüş hızı ayırma işlemini iki yönden etkilemektedir. Birincisi pülp akışını aksel doğrultuda tamburun alt çıkış ucuna doğru hızlandırır, ikinci olarak da tanelerin atalet kütlelerini arttırarak tambur yüzeyine yapışmasını ve adeta katı yüzey oluşmasını sağlamaktadır (Chan ve diğer., çev.,1994).

Tamburun dönüş hızının artırılması ile (diğer parametreler sabit) ağır mineral miktarı artarken tenör düşmektedir. Mineraller arasındaki yoğunluk farkı büyük olduğunda düşük, yüksek olduğunda ise yüksek “g” kuvvetinde ayırma uygun olmaktadır (Chan ve diğer., çev.,1994).

Titreşim Yoğunluğu: Tambur çalışması sırasında titreşim yoğunluğu 4/4, 8/5, 7 sn⁻¹, titreşim genliği ise 10-20 cm arasında değiştirilebilmektedir. Titreşim sinüzoidal dalga formunda eksen doğrultusunda olmaktadır. Denemelerde düşük frekans, yüksek genlik, yada yüksek frekans düşük genlikte çalışmanın iyi sonuçlar verdiği gözlenmiştir (Chan ve diğer., çev.,1994).

Titreşim hareketi sonucu olarak; ayırma sırasında taneler üzerinde ek kesme kuvveti uygulanmış olmaktadır. Titreşim yoğunluğunun artırılması (diğer parametreler sabit) halinde verim düşerken, tenör yükselmektedir (Chan ve diğer., çev.,1994).

Yıkama Suyu Miktarı: Yıkama suyu tamburun üst çıkış ağzına yakın bir noktadan verilmektedir. Yıkama suyu miktarı ayırmayı önemli ölçüde etkilemektedir. Yıkama suyu miktarı aynı zamanda pülp yoğunluğuna da bağlı olmaktadır (Chan ve diğer., çev.,1994).

Tambur Eğim Açısı: Tambur eksenini ile yatay arasındaki eğim açısı, malzemenin özelliğine bağlı olarak 00-90 arasında değişmektedir. İnce boyutlu ve düşük yoğunluklu mineraller için küçük, iri boyutlu ve yüksek yoğunluklu mineraller için ise büyük eğim açılarında çalışılmalıdır (Chan ve diğer., çev.,1994).

Pülp Yoğunluğu, Besleme Hızı: Beslenecek malzemenin pülp yoğunluğu %10-%50 arasında değişmektedir. Daha yüksek yoğunluklar yıkama suyu miktarı ile ayarlanabilmektedir. Ayırma kapasitesi tambur çapı ile bağlantılıdır (Chan ve diğer., çev.,1994).

2.1.2 Flotasyon ile Zenginleştirme

Günümüzde düşük tenörlü kurşun-çinko cevherlerinin selektif olarak zenginleştirilmesinde kullanılan ve bütün Dünya'da başarıyla uygulanan en yaygın yöntem flotasyondur. Yöntem, gravite yöntemleri ile zenginleştirilmesi olanaksız olduğu için kıymetsiz kabul edilen pek çok düşük tenörlü veya kompleks yapılı cevher yatağının işletilmesini olanaklı kılarak işletilebilir rezervlerin artmasına ve madencilik endüstrisinin gelişmesine yol açmıştır (DPT, 2001).

Günümüzde, sülfürlü kurşun-çinko cevherlerinde zenginleştirme hemen hemen tümüyle flotasyon yöntemi ile yapılmaktadır. Diğer yöntemlere oranla daha pahalı ve fazla enerji gerektiren bir yöntem olmasına rağmen, düşük tenörlü cevherlerde bile yüksek metal kazanma verimleriyle, yüksek tenörlü konsantreler elde edilebilmesi flotasyonu en yaygın zenginleştirme yöntemi haline getirmektedir (DPT, 2001).

Flotasyon maliyetlerinde, cevherin tenörü ve mineralojik özellikleri en etkili faktördür. Bu özelliklere bağlı olarak maliyet girdileri ve metal kurtarma randımanları % 60-95 arasında değişmektedir. Aynı nedenle, bugün Dünya'da üretilen kurşun konsantrelerinin tenörü % 50-78 Pb; çinko konsantrelerinin % 48-60 Zn, ve bulk (toplu) konsantrelerinin ise % 15-35 Pb ve % 20- 40 Zn olabilmektedir (DPT,2001).

2.2 Çinko Cevherlerinin Flotasyonu

2.2.1 Sülfürlü Zn-Pb Minerallerinin Flotasyonu

Kurşun çinko, cevherleri sülfür halinde buldukları zaman flotasyona uygundur. Cevherde bulunan kurşun ve çinkonun selektif olarak birbirlerinden ayrılması ve altın, gümüş, bakır gibi yan elementlerin kurşun konsantresi içinde toplanması maksimum gelir sağlamaktadır (DPT, 2001).

Pirit içeren sülfürlü kurşun-çinko cevherlerinin flotasyonunda genellikle önce kurşun yüzdürülmekte, sonra çinko, gerekli ise üçüncü kademede pirit alınmaktadır. Galeni yüzdürmek için önce çinko ve demir minerallerinin bastırılması gerekmektedir. Demir mineralleri (özellikle pirit), flotasyon pülpi alkali hale getirilerek (pH=8-10) bastırılmaktadır. Burada pH ayarlayıcısı olarak kireç kullanılmaktadır (DPT, 2001).

Çinko minerali genel olarak ksantat tipi bir kollektörle yüzmemektedir (çinko ksantatın çözünürlüğü oldukça yüksektir), fakat pülpte bulunan Pb^{+2} ve Cu^{+2} iyonları çinkoyu aktifleştirerek yüzmesini sağlayabilmektedir. Bunu önlemek için çinko mineralini bastırmak amacıyla alkali siyanürler (NaCN veya KCN) ve $ZnSO_4$ kullanılmaktadır. Diğer yandan, cevherde mevcut olabilecek bakır minerallerinin kurşun konsantresi ile birlikte alınması istendiğinden alkali siyanür miktarının bakırı bastırmayacak şekilde çok dikkatli olarak ayarlanması gerekmektedir. Na_2SO_4 , H_2SO_3 veya SO_2 gazı da çinko minerallerini bastırmada kullanılmaktadır. Pülp pH'sını ayarlayarak sfalerit ve piritin bastırılmasından sonra, galenin yüzdürülmesi için zayıf fakat selektif bir kollektör (etil ksantat veya dithiofosfatlar) kullanılmaktadır. Köpürtücü olarak ise çamyağı, alkol veya suda çözünme özelliğine sahip eter cinsinden köpürtücüler kullanılmaktadır (DPT, 2001).

2.2.2 Oksitli Zn-Pb Minerallerinin Flotasyonu

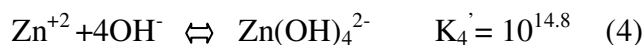
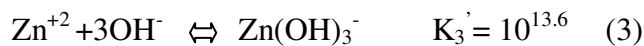
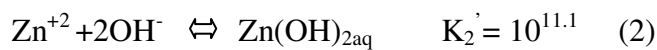
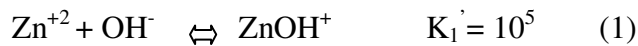
Sülfürlerden sonra çinko metalinin ana kaynağı oksitli çinko cevherleridir. Bu cevherler genellikle silikat ve karbonat formunda bulunmaktadır. Tablo 2.1 'de bazı oksitli çinko mineralleri ve teorik Zn tenörleri verilmiştir.

Tablo 2.1 Oksitli çinko mineralleri

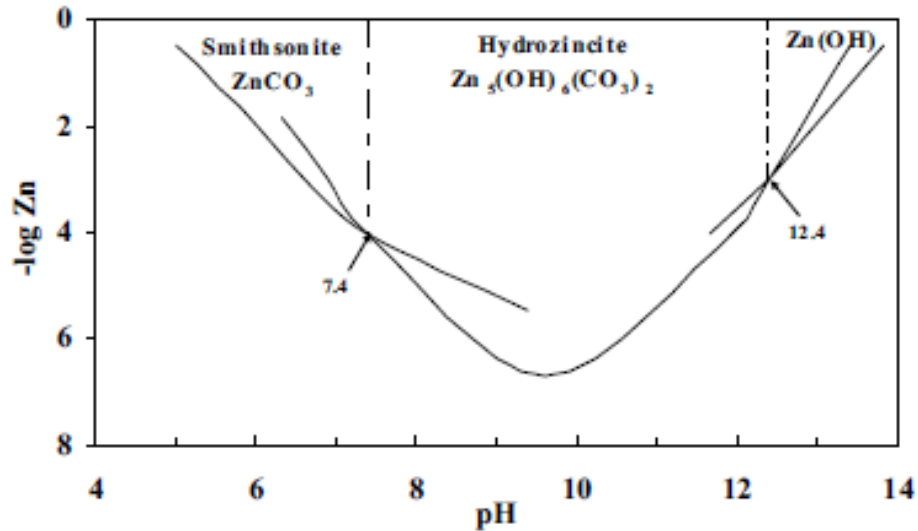
Oksitli Çinko Minerali	Kimyasal Formül	Zn %
Simitsonit	ZnCO ₃	52,2
Hemimorfit	Zn ₄ Si ₂ O ₇ (OH) ₂ (H ₂ O)	54,3
Vilemit	Zn ₂ SiO ₄	58,7
Hidrozinkit	Zn ₅ (CO ₃) ₂ (OH) ₆	59,6
Zinkit	ZnO	80,3

Smitsonit gibi karbonatlı çinko minerallerinin, yüzey aktif özelliği su içinde artarak kimyasal adsorpsiyon gerçekleşmektedir. Simitsonitin su moleküllerine olan yüksek aktifliği yüzebilirliğinin sfalerite kıyasla daha düşük olmasının başlıca nedenidir. Bu nedenle flotasyon reaktif moleküllerinin etkin bir şekilde mineral yüzeyine adsorpsiyonu zorlaşmaktadır (Glembotski, 1972).

Çinkonun hidroliz reaksiyonları aşağıda verilmektedir (Hu ve diğer., 1995).



Simitsonit çözünürlük çarpımı sabiti $1,46 \times 10^{-10}$ M olan yarı çözünür tipte bir mineral tuzdur (Lide, 2005). Simitsonit termodinamik açıdan pH 7,4'den daha düşük değerlerde kararlı katı haldedir. Ancak bu değer pH 12,4 civarında smitsonit kısmen hidrozinkite dönüşmekte ve pH 12,4'ün üstünde $Zn(OH)_2$ formunda olmaktadır. Simitsonit konsantrasyonlarının farklı pH değerlerine bağlı çözünürlük grafiği Şekil 2.5'de gösterilmiştir.



Şekil 2.5 $ZnCO_3(s)$ ve $(Zn_5(OH)_6(CO_3)_2 (s))$ pH'a göre çözünürlük grafiği (Stumm ve Morgan, 1970).

Oksitli kurşun ve çinko minerallerinin flotasyonunda, özellikle çinko minerallerinin flotasyonu oldukça güç olmaktadır (Rey, 1953). Hexil ve amil ksantatlar simitsoniti toplamada kullanılmakta fakat proses pratikte yeterince selektif olmamaktadır (Gaudin, 1957).

En yaygın kullanılan flotasyon tekniği, sodyum sülfür ile sülfürlemeyi takip eden, kurşun oksitlerin ksantatlarla ve çinko oksitlerin aminlerle flotasyonunun yapılmasıdır (Rey ve diğer., 1954). Amin ve ksantatların karışımı da kollektör olarak kullanılabilir (Hosseini ve Forsberg, 2006).

Hosseini (2007), yaptığı çalışmada, simitsonit flotasyonunda anyonik, katyonik ve anyonik/katyonik kolektör karışımlarının etkisini incelemiştir. KAX ve DDA karışımı simitsonit yüzeyinin hidrofobikliğini arttırmakta, buna bağlı olarak flotasyon verimi arttırdığını belirtmiştir.

Bu tip cevherlerde oksitli mineraller ya sülfürlerle birlikte ya da sülfür flotasyonundan sonra oksit flotasyonu yapılarak ayrı bir konsantre halinde elde edilmektedir. Burada önce Na₂S kullanılarak serüzit, anglezit ve simitsonit gibi oksitli minerallerin yüzeyinde metal-sülfür tabakası oluşturulmakta, daha sonra ksantat tipi bir kolektörle kurşun yüzdürülmektedir. Ayrıca simitsonitin, eğer gang mineralleri karbonat içermiyorsa Na₂S kullanılarak aktiveştirildikten sonra da yağ asitleriyle (fatty acids) flotasyonu mümkün olmaktadır (Çilingir, 1996).

Oksitli çinko cevherlerinin flotasyonundaki en yaygın metodlar aşağıda belirtilmiştir;

- Sodyum sülfür kullanılarak sülfürleme ve aminler gibi katyonik kolektörlerle flotasyonunun yapılması (Hosseini ve Forssberg, 2006).
- Yağ asitleri kullanılarak flotasyonunun yapılması (Hosseini ve Forssberg, 2006).
- Sülfürleme ve metal iyonlarıyla aktivasyon ve ksantatlar gibi sülfidril kolektörler ile flotasyonunun yapılması (Hosseini ve Forssberg, 2006).
- Merkaptanlar gibi diğer sülfidril kolektörler ile flotasyon (Hosseini ve Forssberg, 2006).
- Şelat yapıcı reaktifler ile flotasyonun yapılması (Marabini ve diğer., 2007).
- Ksantat ve aminler gibi anyonik ve katyonik kolektör karışımı ile flotasyonun yapılması (Hosseini ve Forssberg, 2007).

Oksitli çinko cevherleri büyük miktarda şlam içermektedir. Oksitli minerallerin aminlerle flotasyonunda şlamın önemli bir etkisi vardır. Aminlerin şlam yüzeyini kaplama eğilimlerinden dolayı reaktif tüketimi artmaktadır (Rey, 1953). Reaktif miktarları genellikle sodyum sülfür ve sodyum hidro sülfür için 1000 g/t dan 7500 g/t a kadar çıkmakta katyonik kolektörler için 50-300 g/t arasında olmaktadır (Hosseini, 2007).

Şlamın flotasyon üzerindeki olumsuz etkisi sodyum karbonat, sodyum silikat, kalgon ya da bazı organik kolloidler kullanılarak(starch,karboksimetil selüloz) kullanılarak kontrol edilebilmektedir. Bazı durumlarda cevher flotasyon öncesi Şlamından ayrılmalıdır. Şlamından ayırma siklonlarla yapılmaktadır (Rey ve diğer., 1954).

Kashani ve Rachchi, (2008) oksitli çinko cevheri flotasyonunda dispersiyon derecesinin etkisini araştırmışlardır. Fazla miktardaki şlam ve ince tanelerin etkisini azaltmak için Sodyum heksametafosfat ve sodyumtripolifosfat kullanmışlardır. Dispersiyon ve şlam atma kombinasyonunun selektiviteyi arttırdığı görülmüştür.

Oksitli çinko minerallerinin selektif flotasyonu sodyum sülfür kullanılmadan mümkün olmamaktadır. Oksitli çinko minerallerinin aminlerle flotasyonunda sülfürleyici reaktif miktarı ve pülpün pH 'ı dikkatlice kontrol edilmelidir (Rey ve diğer., 1954).

Sodyum sülfür ilk olarak pH düzenleyici reaktif olarak davranmaktadır. Flotasyon pülpünü bazik yaparak pH'ı arttırmaktadır. Artan pH verimi ve selektiviteyi arttırmaktadır. En iyi sonuçlar pH 10,5 ve 11'de elde edilmektedir (Rey ve diğer., 1954). Amin konsantrasyonu pH ile artmaktadır. Amin konsantrasyonu pH 10 da % 50 ve pH 11 de %100'e yaklaşmaktadır (Peres ve diğer., 1994).

Oksitli çinko cevherlerinin flotasyonunda, sülfürleyici reaktif miktarı ve kondisyonlama süresi önemli parametrelerden biridir. Fazla miktarlarda kullanılan sodyum sülfür oksitli kurşun çinko minerallerinin flotasyonunda kolektörün adsorpsiyonunu engelleyerek bastırıcı etki yapmaktadır (Özbayoğlu ve diğer., 1994).

Oksitli cevherlerin klasik flotasyonunda da verim açısından yeterli düzeye ulaşamamaktadır. Ana mineralleri seruzit ve smitsonitten oluşan kayseri zamantı bölgesi karbonatlı çinko kurşun cevherinin flotasyon ile zenginleştirilmesinde, ilk aşamada ksantat ilavesi ile % 74,7 'lik kurşun elde edilmiş ve ikinci aşamada sülfürleştirmeyi takip eden amin flotasyonu ile % 49,09 'luk verimle çinko konsantresi elde edilmiştir (Şentürk, Özbayoğlu, Atalay, 1993).

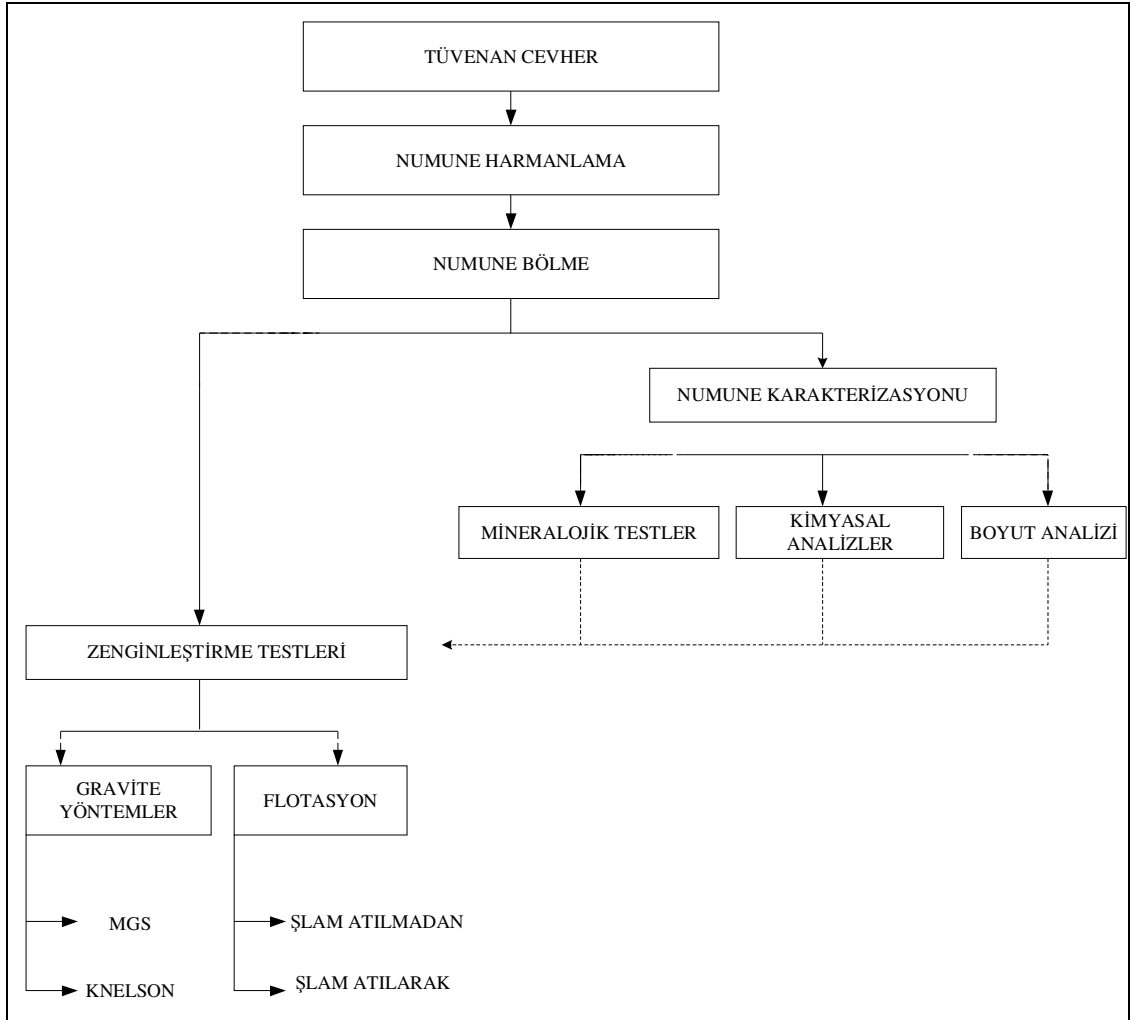
Oksitli çinko cevherlerinin flotasyon verimleri genelde %50-65 arasında kalmaktadır. Bu düşük verim durumu cevherin kompleks yapısına bağlı olmaktadır. Cevherin oluşumu ve içerdiği kil ve çok ince taneler flotasyon verimini düşürmektedir. İnce taneler flotasyon öncesi siklonlar ile elimine edilmelidir. Şlamdan ayırma prosesi iyi yürütülürse verim %70-85'e çıkabilmektedir. Siklon kayıpları %15-35 arasında olmaktadır (Ferrara, 1970).

BÖLÜM ÜÇ

DENEYSEL ÇALIŞMALAR

3.1 Malzeme

Kayseri Göynük yöresinden bölümümüze getirilen yaklaşık 250 kg 'lık oksitli çinko numunesi numune hazırlama işlemlerine tabi tutulmuştur. Mineralojik ve kimyasal analizler için numune alınmıştır. Deneysel çalışma akım şeması Şekil 3.1' de gösterilmiştir.



Şekil 3.1 Deneysel çalışma akım şeması

3.1.1 Numunenin Kimyasal Bileşimi

Harmanlanmış malzemedeki kimyasal analiz için alınan numunelerin element miktarlarının belirlenmesinde Analytik Jena marka NovAA 300 model atomik absorpsiyon spektrometresi (AAS) kullanılarak element miktarları tespit edilmiştir. Sonuçlar Tablo 3.1 'de verilmiştir.

Tablo 3.1 Numunenin kimyasal bileşimi

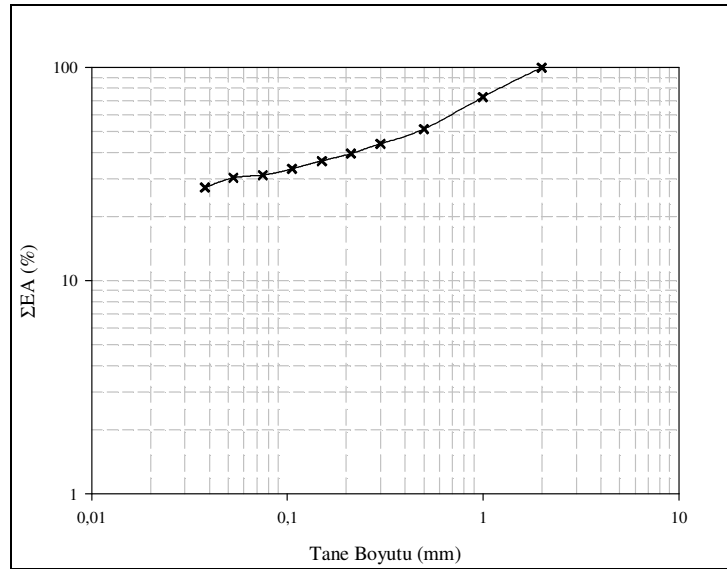
ELEMENT	MİKTAR %
SiO ₂	19,21
Al ₂ O ₃	6,86
Fe ₂ O ₃	18,80
CaO	11,98
MgO	3,55
NaO	0,02
K ₂ O	0,64
MnO	0,06
TiO ₂	0,21
Pb	0,63
Zn	10,29
SO ₄	0,02
Kızdırma Kaybı	24,95

3.1.2 Tane Boyutu ve Fraksiyonel Metal Dağılımı

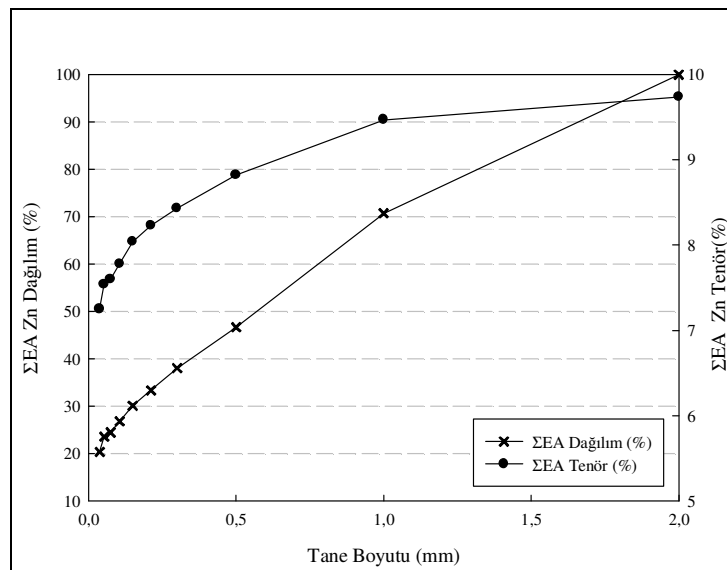
Harmanlanmış besleme malı numunesi %100'ü 2mm altına merdaneli kırıcıda kırıldıktan sonra mekanik karıştırıcı ile bir saat süreyle karıştırılarak toprakları dağıtıldıktan sonra yaş elek analizine tabi tutulmuştur. Elek analiz değerleri Tablo 3.2'de verilmiştir. Tane fraksiyonları, metal dağılımını belirlemek üzere kimyasal analize tabi tutulmuştur.

Tablo 3.2 .-2 mm Besleme malı tane boyutu ve fraksiyonel metal dağılımı

Tane Boyutu(mm)	% Ağ	Σ EA %	% Zn	Σ EA % Zn	Σ EA % ZnD
-2+1	27,28	100,00	10,46	9,74	100,00
-1+0,5	21,22	72,72	11,03	9,47	70,70
-0,5+0,3	7,59	51,50	11,08	8,82	46,66
-0,3+0,212	4,43	43,91	10,26	8,43	38,02
-0,212+0,150	3,02	39,48	10,49	8,23	33,36
-0,150+0,106	2,93	36,47	11,00	8,04	30,11
-0,106+0,075	2,22	33,53	10,28	7,78	26,80
-0,075+0,063	0,90	31,32	9,66	7,60	24,46
-0,063+0,038	3,09	30,42	10,14	7,54	23,56
-0,038	27,33	27,33	7,25	7,25	20,35
BM Hesapla	100		9,74		



Şekil.3.2 Malzemenin elek altı eğrisi



Şekil 3.3 Malzemenin metal tenör ve dağılım grafiği

3.1.3 Cevher Mineralojisi

Cevherin mineral tayinin yapılabilmesi için temsili olarak numunesi alınmış örneğin analizi, MTA Genel Müdürlüğü Maden Analizleri ve Teknolojisi Daire Başkanlığı laboratuvarında bulunan, Philips marka Cu X-ışın tüplü, PW 3710/1830 model XRD analiz cihazı ile $2,5-70^{\circ}$ arasında gerçekleştirilmiştir. Şekil 3.4 'de XRD analiz diyagramı gösterilmiştir.

Numunenin mikroskopla incelenmesi sonucu; cevherin boksit cevherleri gibi oolitik bir doku gösterdiği gözlenmektedir. Oolitik cevherin oidleri küremsi ve elipsoidal şekilli olup, en irilerinin çapı 0,4-0,5 mm kadardır. Bazı oidler ise içerdiği mineralin boyut ve şekline köşelidir. Oidlerin içinde ve arasında (çimentosunda) sırasıyla limonit, simitsonit, hidrozinkit, pirit, serüzit, psilomelan, gibi cevher mineralleri ile kalsit, kil mineralleri, kuvars, rodokrorist, klorit-serisitten oluşan mineral ve kayaç parçaları saptanmıştır.

3.1.3.1 Limonit ($FeOOH$)

Götit modifikasyonu olarak fazla miktarda izlenmektedir. Limonit taneleri köşeli şekilli olup en irileri 0,3-0,5 mm kadardır. Bunlar piritin alterasyonu sonucu oluşmuş psödomorf tanelerdir. Ayrıca konsantrik-kabuklu, böbreğimsi dokulu limonit taneleri de gözlenmektedir. Limonit taneleri çimento içinde ve bazen de oidler içinde bulunmaktadır. Bazı limonit taneleri elek dokusu göstermektedir. Bazı limonit taneleri içinde ufak pirit artıkları bulunmaktadır.

3.1.3.2 Smitsonit ($ZnCO_3$)

Limonitten sonra en çok gözlenen cevher mineralidir. Smitsonit tanelerinin etrafı genelde kil mineralleri ve kalsitten oluşan bir kuşak tarafından sarılmıştır. Bazı simitsonit parçaları ve taneleri ooidler içinde bulunmaktadır.

Smitsonit kısmen de kalsitle kenetli halde bulunmaktadır. Smitsonit tane boyutları 30-40 mikronla 0,15-0,2 mm arasında değişmektedir.

Cevherin önemli minerali olan simitsonit tanelerinin etrafı genelde bir kil mineralleri kalsit kuşağı ile sarılmış, bazı taneler ise ooidler içinde bulunmaktadır.

3.1.3.3 Hidrozinkit ($Zn_5(OH)_3(CO_3)_2$)

Hidrozinik minerali az miktarda izlenmektedir. Hidrozinkit bir şerit halinde, ayrıca bazı simitsonitlerle kenetli halde bulunmaktadır.

3.1.3.4 Pirit (FeS_2)

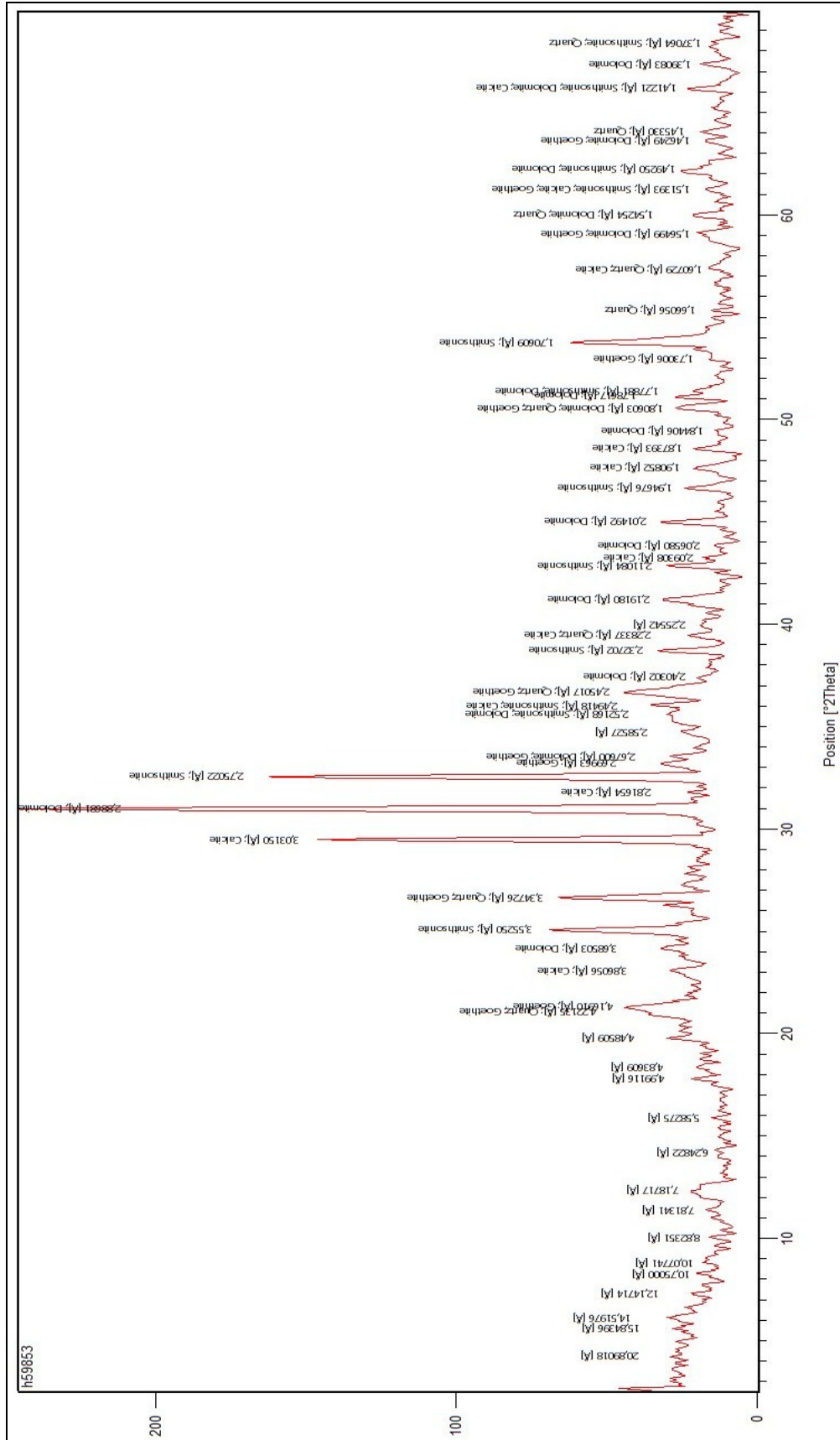
Pirit mineralleri az miktarda izlenmektedir. Pirit taneleri ooidler içinde ve ooidlerin çimentosunda ufak taneler halinde izlenmektedir. Köşeli pirit tanelerinin en irisi 80-90 mikron kadardır. Piritin büyük kısmı 40-50 mikron altı boyutlara sahiptir. Ayrıca bazı limonit taneleri içinde de artık şeklinde ufak pirit tanecikleri izlenmektedir.

3.1.3.5 Serüsit ($PbCO_3$)

Çok az miktarda izlenmektedir. Serüsit ufak boyutlu ve simitsonitle kısmen kenetli halde bulunmaktadır.

3.1.3.6 Gang Mineralleri

Klorit –serisitten oluşan ve bazen şistik yapı gösteren kayaç parçaları genelde köşeli ve etrafları kil mineralleri kalsitten bir kuşakla sarılmıştır. Ayrıca ooidler içinde de daha ufak boyutlu klorit, serisit, kalsit, kuvars tane ve kırıntıları bulunmaktadır. Kloritli-serisitli kayaç parçaları içinde ufak lökoksen taneleri bulunmaktadır.



Şekil 3.4 XRD analiz diyagramı

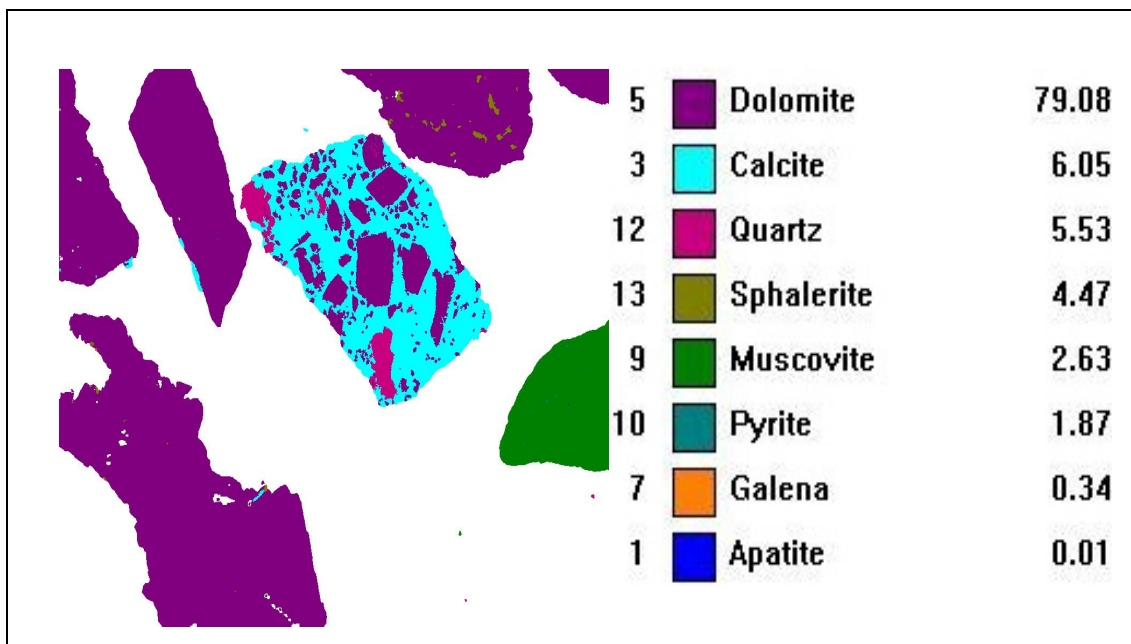
3.1.4 Serbestleşme Derecesi

Fraksiyonlara ayrılmış altı adet numunenin mineral serbestleşme derecesi analizleri yapılmış olup her numuneye ait kantitatif modal mineralojik değerleri ve mineral serbestleşme derecesi değerleri saptanmıştır.

3.1.4.1 -2+1 mm Tane Aralığı

Üstten aydınlatmalı polarizan mikroskop altında yapılan incelemelerde başlıca cevher mineralleri limonit ve ve eser miktarda pirit olarak tanımlanmaktadır. Numune içinde Pb ve Zn oksit minerallerinin detaylı tanımlamaları EDS analizleri sonucu elde edilmiş olan elementsel içeriklerine göre tanımlanmaktadır.

Alttan aydınlatmalı polarizan mikroskop altında yapılan incelemelerde cevher minerallerinin yanı sıra gang bileşen olarak bol miktarda spari-kalsit veya mikrit çimentolu karbonat kayacı parçacığı ile seyrek olarak serizit şist veya fillit benzeri kayaç parçacıkları gözlenmektedir. Şekil 3.5'de -2+1 mm tane aralığı mineral serbestleşme analiz sonucu görülmektedir.

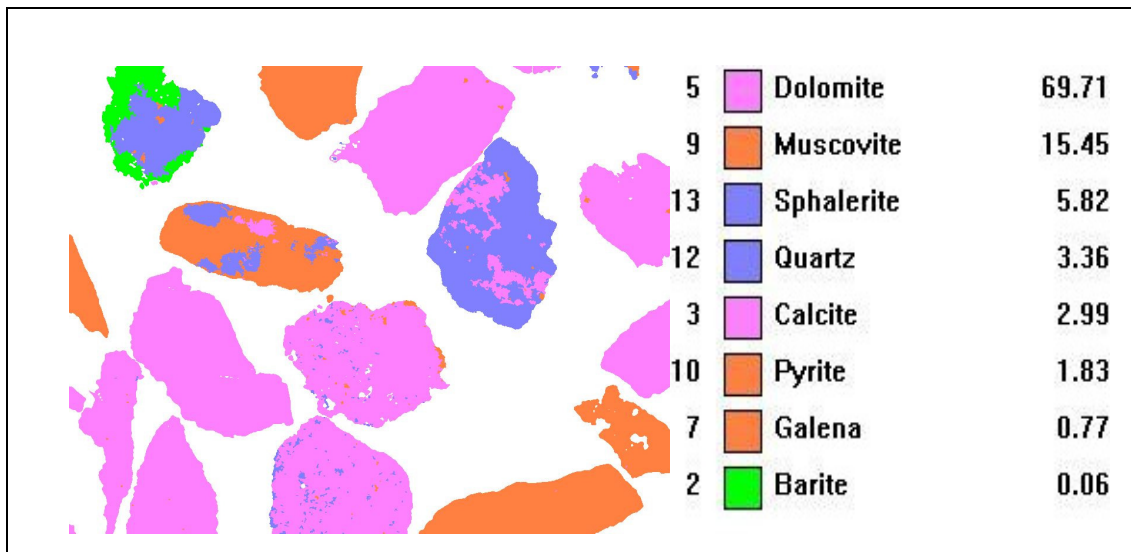


Şekil 3.5 -2+1 mm Tane aralığı mineral serbestleşme analiz sonucu (MLA)

3.1.4.2 -1+0,5 mm Tane Aralığı

Üstten aydınlatmalı polarizan mikroskop altında yapılan incelemelerde başlıca cevher mineralleri limonit ve ve eser miktarda pirit olarak tanımlanmaktadır. Pirit mineralleri, bazı kayaç parçacıkları bünyesinde bakteri pirit formunda ve 10-20 mikron tane boyu aralığında seyrek olarak gözlenmektedir. Bazı Pb Zn oksit minerallerinde mikrobreşik yapı gözlenmektedir.

Altan aydınlatmalı polarizan mikroskop altında yapılan incelemelerde ise cevher minerallerinin yanı sıra gang bileşen olarak bol miktarda spari-kalsit veya mikrit çimentolu karbonat kayacı parçacığı ile seyrek olarak serizit şist veya fillit benzeri kayaç parçacıkları gözlenmektedir. Bunların bazıları tamamen demir oksit boyamalı olarak bulunmaktadır. Gözlenmiş olan Pb ve Zn oksit mineralleri çoğunlukla serbest halde gözlenmektedir, bunlar yer yer gang bileşenler (karbonat kayacı parçacıkları) bünyesinde karmaşık dokusal ilişkiler göstermektedirler. Şekil 3.6'da -1+0,5 mm tane aralığı mineral serbestleşme analiz sonucu görülmektedir.

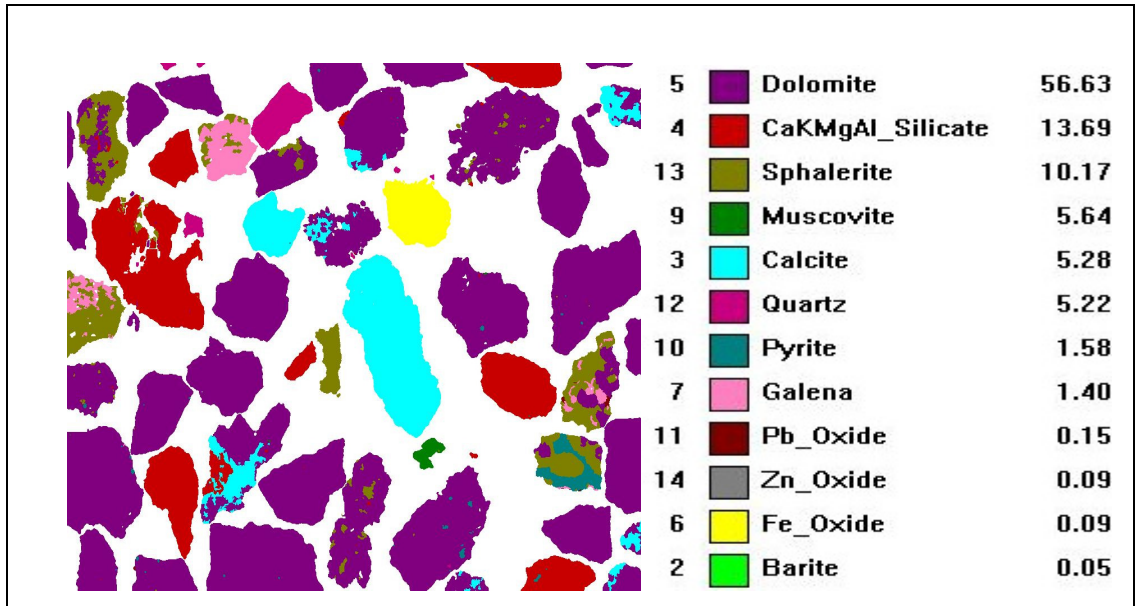


Şekil 3.6 -1+0,5 mm Tane aralığı mineral serbestleşme analiz sonucu (MLA)

3.1.4.3 -0,5+0,3 mm Tane Aralığı

Üstten aydınlatmalı polarizan mikroskop altında yapılan incelemelerde başlıca cevher mineralleri limonit ve ve eser miktarda pirit olarak tanımlanmaktadır. Kayaç parçacıkları bünyesinde eser miktarda gözlenen bazı oval pirit minerallerinin 40-60 mikron tane boyuna ulaşabildiği gözlenmektedir.

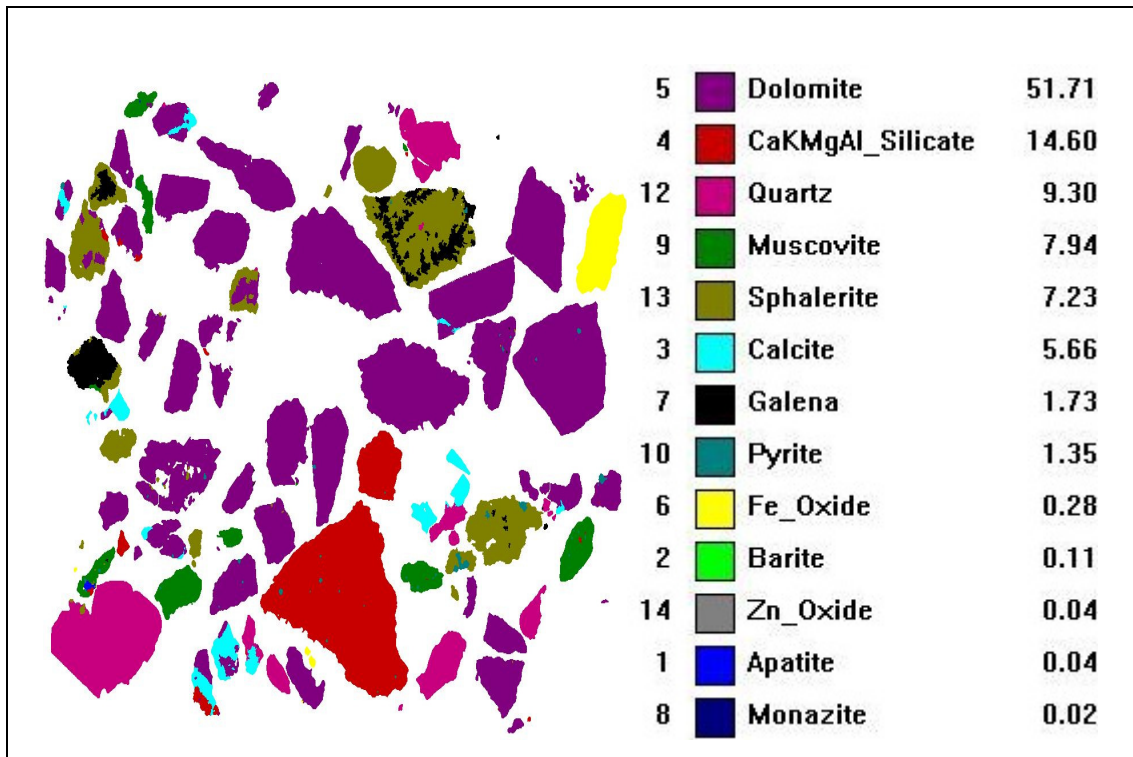
Altan aydınlatmalı polarizan mikroskop altında yapılan incelemelerde ise cevher minerallerinin yanı sıra gang bileşen olarak gözlenen diğer mineral ve kayaç parçacıklarının -2+1 mm ve -1+0,5 mm fraksiyonlarındakine benzer olduğu gözlenmektedir. Bu fraksiyonda serbest haldeki opak minerallerin gang minerallerine göre oran olarak nispeten yüksek olduğu gözlenmektedir. Şekil 3.7’de -0,5+0,3 mm tane aralığı mineral serbestleşme analiz sonucu görülmektedir.



Şekil 3.7 -0,5+0,3 mm Tane aralığı mineral serbestleşme analiz sonucu (MLA)

3.1.4.4 -0,3+0,1 mm Tane Aralığı

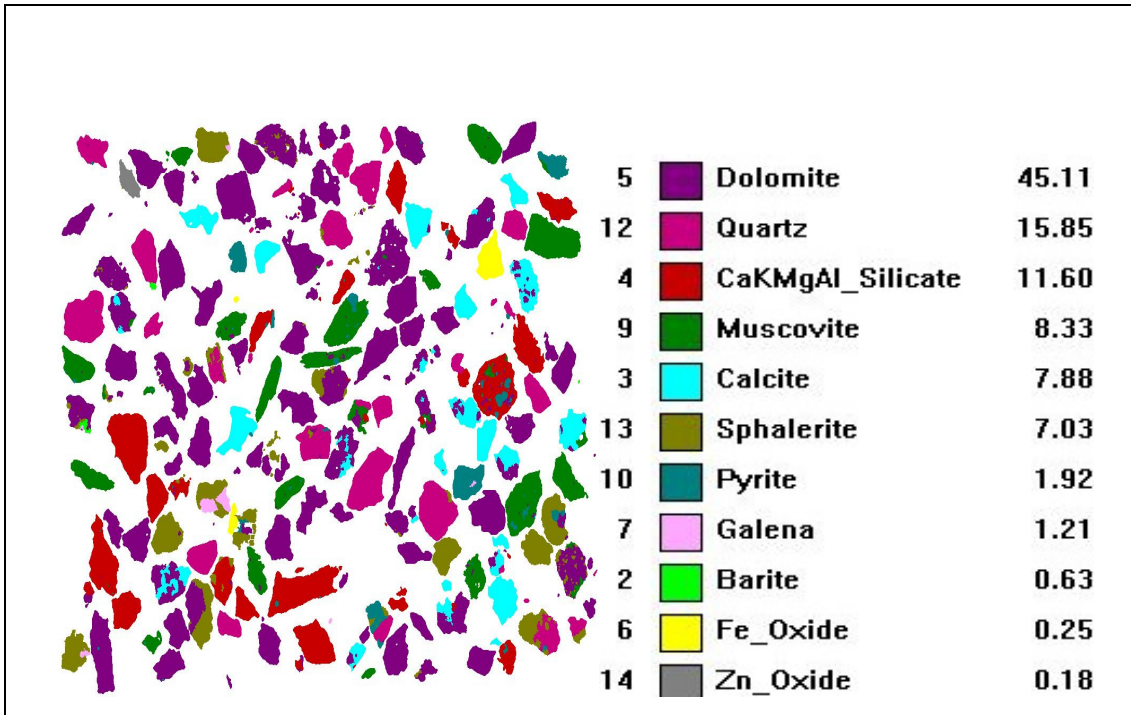
Üstten aydınlatmalı polarizan mikroskopla yapılan incelemelerde tanımlanmış olan başlıca cevher mineralleri olarak limonit (FeO.OH) ve eser miktarda gözlenen pirit (FeS_2) bulunmaktadır. Bazı serbest Pirit tanelerinin 30 mikron boyutunda olduğu görülmektedir. Diğer fraksiyonlardan farklı olarak bazı limonit psödomorflarının öz şekilli psödokübik pirit formunda sahip olduğu gözlenmektedir, mevcut limonit minerallerinin piritten itibaren ikincil olarak oluşmuş olabileceğine işaret etmektedir. Şekil 3.8'de -0,3+0,1 mm tane aralığı mineral serbestleşme analiz sonucu görülmektedir.



Şekil 3.8 -0,3+0,1 mm Tane aralığı mineral serbestleşme analiz sonucu (MLA)

3.1.4.5 -0,1+0,075 mm Tane Aralığı

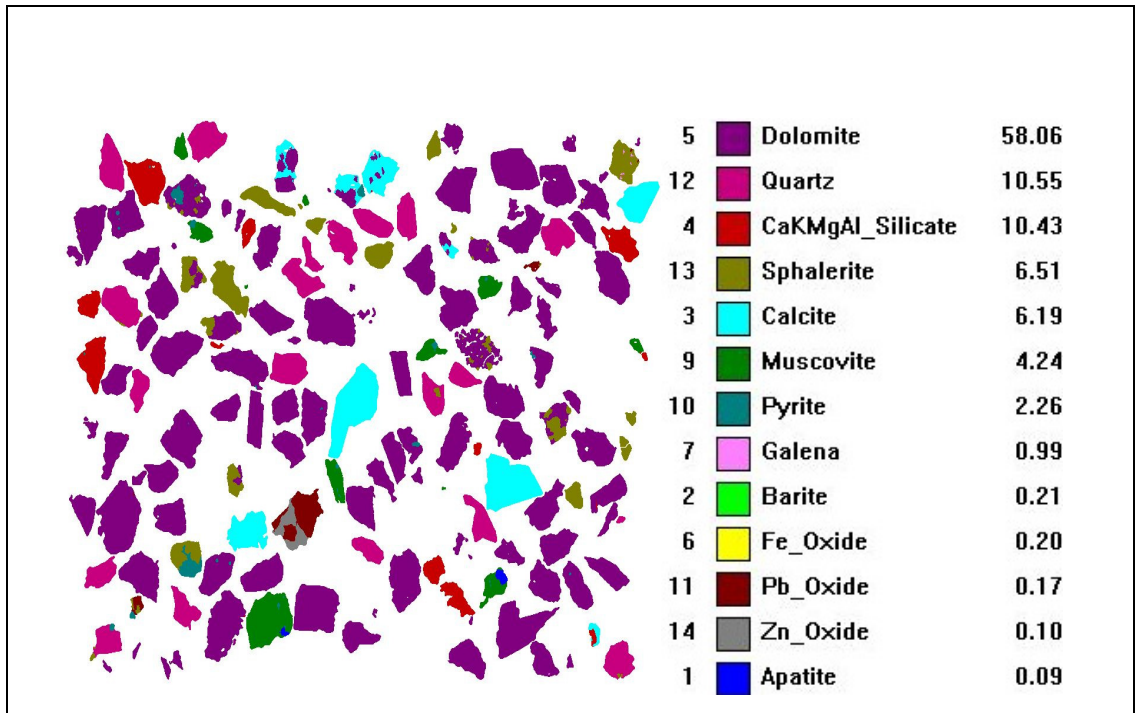
Üstten aydınlatmalı polarizan mikroskopla yapılan incelemelerde tanımlanmış olan başlıca cevher mineralleri olarak limonit ($\text{FeO}\cdot\text{OH}$) ve eser miktarda gözlenen pirit (FeS_2) bulunmaktadır. Bunun yanı sıra Pb ve Zn oksit minerallerinin detaylı tanımlamaları cevher mikroskopu altında yapılamadığından söz konusu bileşenler EDS analizleri sonucu elde edilmiş olan elementsel içeriklerine göre tanımlanmaktadır. Bazı serbest pirit minerallerinin 80-150 mikron boyutunda olduğu gözlenmektedir. Diğer fraksiyonlardan farklı olarak bu fraksiyonda hiçbir dönüşüme uğramamış birkaç nadir öz şekilli kübik galenit minerali gözlenmektedir. Boyutları 50-130 mikron arasında değişmektedir. Şekil 3.9'da -0,1+0,075 mm tane aralığı mineral serbestleşme analiz sonucu görülmektedir.



Şekil 3.9 -0,1+0,075 mm Tane aralığı mineral serbestleşme analiz sonucu (MLA)

3.1.4.6 -0,075+0,053 mm Tane Aralığı

Üstten aydınlatmalı polarizan mikroskopla yapılan incelemelerde tanımlanmış olan başlıca cevher mineralleri olarak limonit (FeO.OH) ve eser miktarda gözlenen pirit (FeS_2) bulunmaktadır. Bunun yanı sıra Pb ve Zn oksit minerallerinin detaylı tanımlamaları cevher mikroskopu altında yapılamadığından söz konusu bileşenler EDS analizleri sonucu elde edilmiş olan elementsel içeriklerine göre tanımlanmaktadır. Bazı serbest pirit minerallerinin 10-50 mikron boyutunda olduğu gözlenmektedir. Diğer fraksiyonlardan farklı olarak bu fraksiyonda eser miktarda kalkopirit minerali gözlenmiş olup, tane boyu 10-20 mikron arasında değişmektedir. Numunede nadiren birkaç galenit minerali de gözlenmektedir. Şekil 3.10'da - 0,075+0,053 mm tane aralığı mineral serbestleşme analiz sonucu görülmektedir.



Şekil 3.10 -0,075+0,053 mm Tane aralığı mineral serbestleşme analiz sonucu (MLA)

Tüm elek fraksiyonları için mikroskop altındaki gözlemlere dayanan genel bir değerlendirme yapmak gerekirse; genel olarak tüm elek fraksiyonlarında cevher minerallerinin gang mineraller (başlıca karbonat mineralleri) ile olan kenetlenmelerinin karmaşık olduğu gözlenmektedir.

Cevher mineralleri (Pb- Zn oksitler ve Fe oksitler) gang mineraller içerisinde submikroskobik kapanımlar, iğnecikler, kolloform dokulu oluşumlar ve tanelerin kenetlendiği sınırlar boyunca ağsal damarcıklar şeklinde gözlenmekte olup, ince tane boylu elek fraksiyonlarında bile bunların mekanik yöntemlerle birbirinden rahatça ayrılması pek mümkün gözükmemektedir.

Polarizan mikroskop altında tanımlaması yapılabilmüş olan mineral bileşenlere ek olarak SEM-EDS analizleri sonucunda, toplam 15 adet oksitli faz, 6 adet silikat fazı ve 6 adet kompleks faz ayırtlanmıştır.

3.2 Yöntem

3.2.1 Kimyasal Analiz Yöntemi

Kimyasal analizler için tüm numuneler halkalı değirmende 100 mikron altına öğütülmüştür. Cam krozelerde 105 °C'de kurutulmuştur. Analiz için beherlere yaklaşık 1'er gram numune tartılmıştır. Beherlere 25 ml HNO₃ ilave edilerek hot plate üzerinde yaklaşık 1,5 saat çözüldürülmüştür. Çözeltiler balon jodelere aktarılıp 250 ml'ye saf su ile tamamlanmış ve Varian marka 710-ES model optik emisyon spektrometresi (ICP-OES) kullanılarak element miktarları tespit edilmiştir.



Şekil 3.11 Varian 710-ES (ICP-OES)

3.2.2 Mineralojik Analiz yöntemleri

3.2.2.1 X-Işını Difraksiyon Analiz Yöntemi

Cevherin mineral tayinin yapılabilmesi için temsili olarak numunesi alınmış örneğin analizi, MTA Genel Müdürlüğü Maden Analizleri ve Teknolojisi Daire Başkanlığı laboratuvarında bulunan, Philips marka Cu X-ışın tüplü, PW 3710/1830 model XRD analiz cihazı ile 2,5-70⁰ arasında gerçekleştirilmiştir.

3.2.2.2 Taramalı Elektron Mikroskobu (SEM) ve EDS Analiz Yöntemi

Cevher serbestleşme derecesi analizleri ile kantitatif modal mineralojik analizleri için elektron mikroskobu ve EDS analizlerine tabi tutulmuştur. Analizler, MTA Genel Müdürlüğü Maden Analizleri ve Teknolojisi Daire Başkanlığı laboratuvarında bulunan FEI Quanta MK2 model taramalı elektron mikroskobu üzerinde çalışan JKTECH-MLA system yazılımı ve EDAX Genesis XM 4i model EDS dedektörü ile yapılmıştır.

3.2.2.3 Numune Hazırlama Yöntemleri

Numune harmanlandıktan ve bölündükten sonra -2 mm'ye kırılmış cevherden elek analizi, kimyasal analiz ve mineralojik analizler için numune alınmıştır. Gravite zenginleştirme testleri için bölünmüş numune bilyalı değirmende %100'ü (300-150-106 µm) altına öğütülmüş ve zenginleştirme deneylerine tabi tutulmuştur. Flotasyon testlerinde bölünmüş numune, malzeme %20 oranında katı içerecek şekilde su ile karıştırılıp, mekanik karıştırıcı yardımıyla mevcut topak taneler dağıtılmıştır. 2 mm'lik elekten yaş elenerek +2mm merdaneli kırıcıda kırılmıştır. -2 mm boyutundaki malzeme 150 µm'luk elekten yaş elenerek elek üstü çubuklu değirmende %100'ü -150 µm boyutuna öğütülmüştür. %100'ü -150 µm malzeme 38 µm dan elenerek şlamı ayrılmış ve Retsch marka otomatik numune bölücü yardımıyla flotasyon deneylerinde kullanılacak homojen ana malzemeler elde edilmiştir. Numune hazırlama akım şeması Şekil 3.12'de gösterilmektedir.

BÖLÜM DÖRT

BULGULAR VE İRDELEME

4.1 Gravite Yöntem İle Zenginleştirme Çalışmaları

Araştırmada çinkonun kazanılmasında etkin olduğu düşünülen yoğunluğa göre zenginleştirme yöntemlerinden MGS ve Knelson Ayırıcıları ile zenginleştirme testleri yapılmıştır. Cihazların çalışma prensipleri hakkında detaylı bilgi Bölüm 2.'de verilmiştir.

4.1.1 Multi Gravite Testleri

MGS testleri sırasında Mozley C900 model 0,2 t/h kapasiteli laboratuvar/pilot ölçekli ayırıcı kullanılmıştır. Çalışma sırasında kullanılacak olan cevher öncelikle %100'ü 300-150-106 mikron tane boyutuna Laboratuvar tipi Bilyalı değirmende öğütülmüştür.

İstenilen fraksiyonlara getirilmiş olan numuneler ile ayrı ayrı tambur devir sayısı, yıkama suyu miktarı ve eğim değerleri değiştirilerek optimum koşullar tespit edilmeye çalışılmıştır.



Şekil 4.1 Laboratuvar/Pilot ölçekli MGS(C900)

Tablo 4.1 C900 tipi MGS 'nin teknik özellikleri

Net ağırlık	350 kg
Boyutları	162x71x109
Motor gücü	0,37 kw elektrik motoru 0,55 kw elektrik motoru
Kapasite	0,2 t/h (kuru baz)
Besleme malı tane boyutu	1µm-500µm
Katı oranı	% 10-50
Tambur hızı	100-280 dev/dk
Frekans	4,0/4,8/5,7 sn ⁻¹
Genlik	10/15/20
Eğim açısı	0 ⁰ -9 ⁰
Yıkama suyu miktarı	0-10 lt/dk



Şekil 4.2 Öğütme deneylerinde kullanılan bilyalı değirmen ve bilyalar

4.1.1.1 Tane Boyutu

Bilyalı değirmende %100'ü (-300,-150,-106) mikron tane boyutlarına öğütülmüş olan numuneler, aşağıdaki koşullar sabit tutularak ayrı ayrı MGS testlerine tabi tutulmuştur.

Tambur Eğimi: 4°

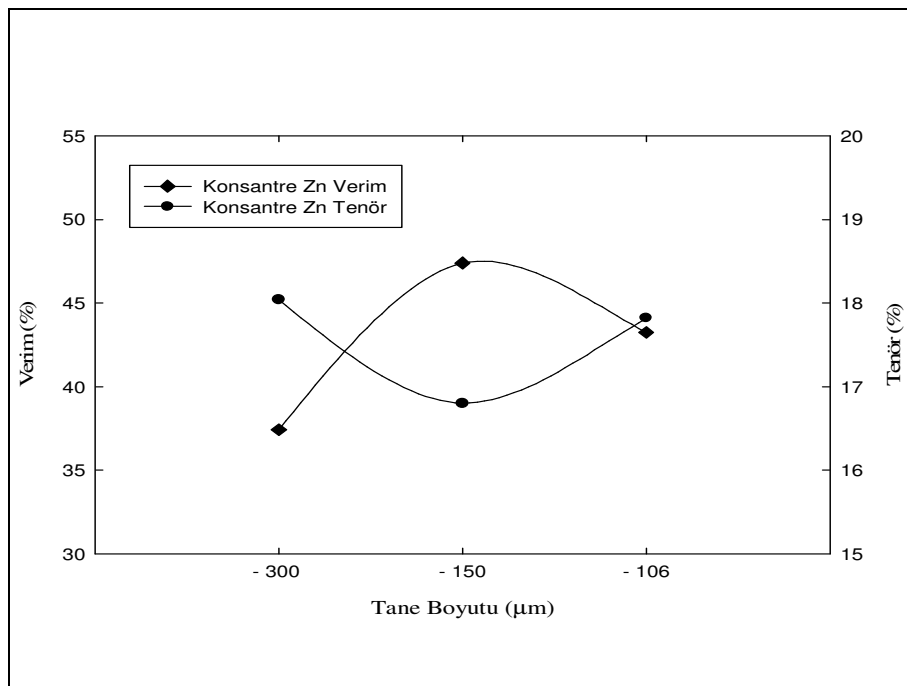
Tambur Devir sayısı: 180dev/dk

Yıkama Suyu Miktarı: 5 l/dk.

Tane boyutuna bağlı olarak yapılmış olan MGS deney sonuçları Tablo 4,2'de verilmektedir. Tane boyutuna göre Zn tenör verim grafiği Şekil 4,3'de gösterilmektedir.

Tablo 4.2 Tane boyutuna göre MGS sonuçları

Tane Boyutu (µm)	KONSANTRE					ARTIK				
	Ağ %	Zn %	Zn % V	Pb %	Pb % V	Ağ %	Zn %	Zn % V	Pb %	Pb % V
- 300	20,12	18,04	37,43	0,81	33,84	79,88	7,60	62,57	0,40	66,16
-150	26,22	16,80	47,40	0,73	37,99	73,78	6,63	52,60	0,43	62,01
-106	21,64	17,82	43,25	1,06	39,11	78,36	6,46	56,75	0,45	60,89



Şekil 4.3 Tane boyutuna göre MGS deneyleri Zn verim-tenör ilişkisi

%100'ü (-300, -150, -106) µm tane boyutlarında yapılmış olan MGS deney sonuçları, Zn tenör ve verimi açısından incelendiğinde; %16,80 Zn tenörlü konsantrenin %47,40 Zn verimi ile elde edildiği -150 µm tane boyutu en uygun olarak kabul edilmiştir.

4.1.1.2 Yıkama Suyu Miktarı

Yıkama Suyu Miktarı (2-4-5) l/dk değerlerinde değiştirilip, aşağıdaki koşullar sabit tutularak ayrı ayrı MGS testleri yapılmıştır.

Tane boyutu: %100'ü 150 µm

Tambur Devir sayısı: 180 dev/dk

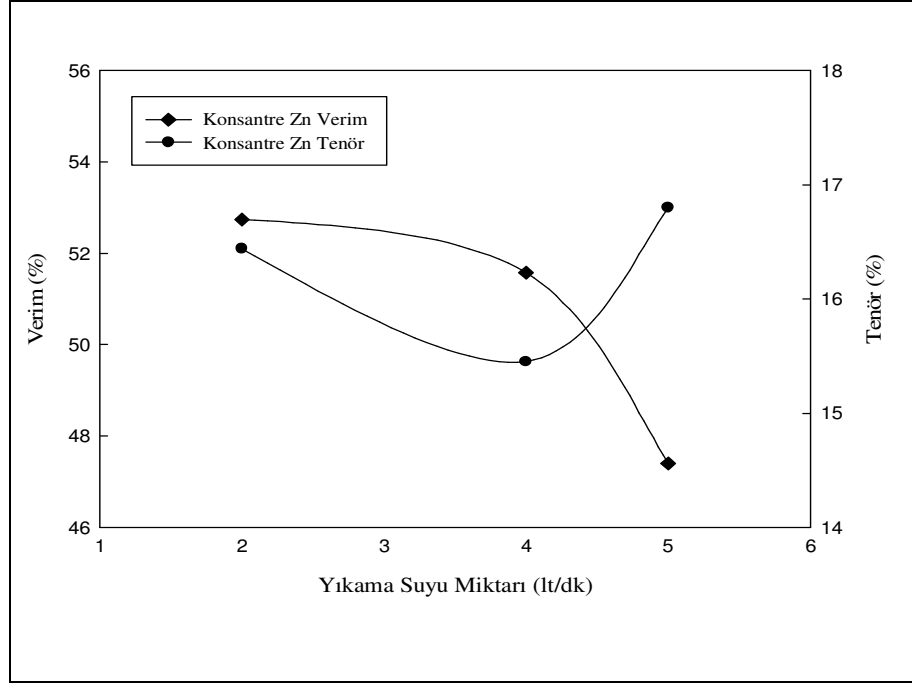
Tambur Eğimi: 4°

Yıkama suyu miktarına bağlı olarak yapılmış olan MGS deney sonuçları Tablo 4.3' de ve Şekil 4.4' de verilmektedir.

Tablo 4.3 Yıkama suyu miktarına göre MGS sonuçları

Yıkama Suyu (l/dk)	KONSANTRE					ARTIK				
	Ağ %	Zn %	Zn % V	Pb %	Pb % V	Ağ %	Zn %	Zn % V	Pb %	Pb % V
2	32,52	16,44	52,74	0,80	45,75	67,48	7,10	47,26	0,46	54,25
4	32,61	15,45	51,58	0,70	41,20	67,39	7,02	48,42	0,48	58,80
5	26,22	16,80	47,40	0,73	37,99	73,78	6,63	52,60	0,43	62,01

Deney sonuçları incelendiğinde; %16,44 Zn tenörlü konsantrenin %52,74 Zn verimi ile elde edildiği 2 l/dk yıkama suyu miktarı en uygun olarak kabul edilmiştir.



Şekil 4.4 Yıkama suyu miktarına göre MGS deneyleri Zn verim-Tenör ilişkisi

4.1.1.3 Tambur Devir Sayısı

Tambur Devir Sayısı (160-170-180) dev/dk değerlerinde değiştirilip, aşağıdaki koşullar sabit tutularak ayrı ayrı MGS testleri yapılmıştır. Tambur devir sayısına bağlı olarak yapılmış olan MGS deney sonuçları Tablo 4.4'de ve Şekil 4.5'de verilmektedir.

Tane boyutu: %100'ü 150 μ m

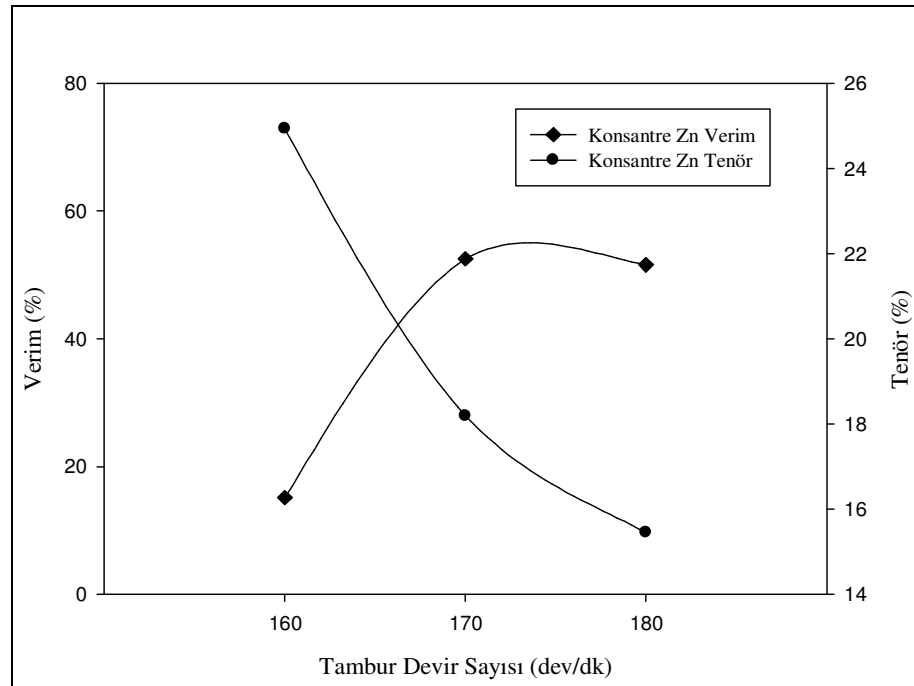
Yıkama Suyu Miktarı: 2 l/dk

Tambur Eğimi: 4°

Tablo 4.4 Tambur devir sayısına göre MGS sonuçları

Devir Sayısı (Dev/dk)	KONSANTRE					ARTIK				
	Ağ %	Zn %	Zn % V	Pb %	Pb % V	Ağ %	Zn %	Zn % V	Pb %	Pb % V
160	5,28	24,93	15,11	1,38	14,59	94,72	7,81	84,89	0,45	85,41
170	29,35	18,19	52,53	0,78	42,26	70,65	6,83	47,47	0,45	57,74
180	32,61	15,45	51,58	0,70	41,20	67,39	7,02	48,42	0,48	58,80

Deney sonuçları incelendiğinde; %18.19 Zn tenörlü konsantrenin %52.53 Zn verimi ile elde edildiği 170 dev/dk en uygun olarak kabul edilmiştir.



Şekil 4.5 Tambur devir sayısına göre MGS deneyleri Zn verim-Tenör ilişkisi

4.1.1.4 Tambur Eğimi

Tambur Eğimi 2^0 - 4^0 değerlerinde değiştirilip, aşağıdaki koşullar sabit tutularak ayrı ayrı MGS testleri yapılmıştır. Tambur Eğimine bağlı olarak yapılmış olan MGS deney sonuçları Tablo 4.5'de verilmektedir.

Tane boyutu: %100'ü 150 μ m

Tambur Devir sayısı: 170 dev/dk

Yıkama Suyu Miktarı: 2 l/dk.

Tablo 4.5 Tambur eğimine göre MGS sonuçları

Tambur Eğimi	KONSANTRE					ARTIK				
	Ağ %	Zn %	Zn % V	Pb %	Pb % V	Ağ %	Zn %	Zn % V	Pb %	Pb % V
2^0	23,31	17,00	42,56	0,77	34,19	76,69	6,98	57,44	0,45	65,81
4^0	29,35	18,19	52,53	0,78	42,26	70,65	6,83	47,47	0,45	57,74

Deney sonuçları incelendiğinde; %18.19 Zn tenörlü konsantrenin %52.53 Zn verimi ile elde edildiği 4^0 eğim en uygun olarak kabul edilmiştir.

4.1.2 Knelson Konsantratörü Testleri

Knelson ayırıcısı testleri sırasında MD-300 model t/h kapasiteli laboratuvar tipi ayırıcı kullanılmıştır. Çalışma sırasında kullanılacak olan cevher öncelikle %100'ü (300-150-106) mikron tane boyutuna Laboratuvar tipi bilyalı değirmende öğütülmüştür. Bilyalı değirmende %100'ü (-300,-150,-106) mikron tane boyutlarına öğütülmüş olan numuneler, aşağıdaki koşullarda ayrı ayrı Knelson testlerine tabi tutulmuştur. Knelson ayırıcısı test sonuçları Tablo (4.7, 4.8 ve 4.9)'da verilmiştir.

Tane boyutu: (-300,-150,-106) μm

Santrifüj kuvvet: (40-60-90) G

Yıkama suyu basıncı: (1-2-4) Psi



Şekil 4.6 Knelson MD3 model ayırıcı

Tablo 4.6 Knelson MD3 teknik özellikleri

Model	D,3 inç
Güç	1/6 HP
Koni santrifüj hızı	1200 rpm
Kapasite	0,065 t/h
Pülp katı oranı	%0-75
Maximum besleme boyutu	2 mm

Tablo 4.7 -300 µm Knelson ayırıcısı deney sonuçları

G Kuvveti	Su Basıncı (psi)	Konsantre					Artık				
		Ağırlık (%)	Zn (%)	Verim (%Zn)	Pb (%)	Verim (%Pb)	Ağırlık (%)	Zn (%)	Verim (%Zn)	Pb (%)	Verim (%Pb)
40	1	13,04	12,98	17,46	0,86	24,12	86,96	9,20	82,54	0,41	75,88
	2	15,84	18,75	28,63	1,35	33,78	84,16	8,80	71,37	0,50	66,22
	4	14,46	18,20	26,02	1,22	29,58	85,54	8,75	73,98	0,49	70,42
60	1	13,48	10,20	12,67	1,35	31,26	86,52	10,95	87,33	0,46	68,74
	2	13,59	10,90	13,62	1,25	27,93	86,41	10,87	86,38	0,51	72,07
	4	15,63	19,52	28,88	1,62	37,83	84,37	8,91	71,12	0,49	62,17
90	1	16,16	9,71	15,41	1,12	30,32	83,84	10,27	84,59	0,49	69,68
	2	13,71	9,97	14,42	0,96	23,28	86,29	9,40	85,58	0,50	76,72
	4	16,20	16,89	26,26	1,12	31,26	83,80	9,17	73,74	0,48	68,74

Tablo 4.8 -150 µm Knelson ayırıcısı deney sonuçları

G Kuvveti	Su Basıncı (psi)	Konsantre					Artık				
		Ağırlık (%)	Zn (%)	Verim (%Zn)	Pb (%)	Verim (%Pb)	Ağırlık (%)	Zn (%)	Verim (%Zn)	Pb (%)	Verim (%Pb)
40	1	17,57	11,77	23,19	0,94	30,33	82,43	8,31	76,81	0,46	69,67
	2	14,13	19,63	25,81	1,54	34,17	85,87	9,29	74,19	0,49	65,83
	4	7,41	19,38	14,41	1,48	18,25	92,59	9,21	85,59	0,53	81,75
60	1	16,10	11,83	19,23	1,05	26,59	83,90	9,53	80,77	0,56	73,41
	2	14,16	16,75	24,17	1,19	28,41	85,84	8,67	75,83	0,50	71,59
	4	10,36	19,02	19,51	1,76	30,04	89,64	9,07	80,49	0,47	69,96
90	1	15,40	11,86	18,61	0,95	23,91	84,60	9,44	81,39	0,55	76,09
	2	18,27	13,68	25,07	1,09	31,76	81,73	9,14	74,93	0,52	68,24
	4	13,42	18,29	24,96	1,33	29,35	86,58	8,53	75,04	0,50	86,58

Tablo 4.9 -106 µm Knelson ayırıcısı deney sonuçları

G Kuvveti	Su Basıncı (psi)	Konsantre					Artık				
		Ağırlık (%)	Zn (%)	Verim (%Zn)	Pb (%)	Verim (%Pb)	Ağırlık (%)	Zn (%)	Verim (%Zn)	Pb (%)	Verim (%Pb)
40	1	15,93	15,85	24,85	1,20	31,53	84,07	9,08	75,15	0,49	68,47
	2	14,09	17,46	25,69	1,00	25,90	85,91	8,28	74,31	0,47	74,10
	4	11,09	19,70	22,18	1,58	29,29	88,91	8,62	77,82	0,48	70,71
60	1	16,46	15,17	26,28	1,10	30,65	83,54	8,38	73,72	0,49	69,35
	2	15,15	17,78	27,50	1,43	25,78	84,85	8,37	72,50	0,73	74,22
	4	13,35	18,39	24,90	1,65	35,22	86,65	8,54	75,10	0,47	64,78
90	1	14,54	11,30	16,63	1,18	29,19	85,46	9,63	83,37	0,49	70,81
	2	13,38	9,70	13,49	1,11	25,77	86,62	9,61	86,51	0,49	74,23
	4	15,53	17,75	28,11	1,45	37,84	84,47	8,34	71,89	0,44	62,16

Sonuçlar incelendiğinde her tane boyutu için ayrı ayrı yapılan testlerde; G kuvveti ve yıkama su basıncının artırılması durumlarında konsantrenin %Zn tenöründe ve veriminde önemli bir değişiklik olmamış, yeterli bir zenginleşme gerçekleşmemiştir.

4.2 Flotasyon İle Zenginleştirme Deneyleri

Gravite zenginleştirme deneyleri sonucunda yeterli zenginleştirme sağlanamadığından, cevherin flotasyonla zenginleştirilme koşulları araştırılmıştır. Flotasyon çalışmalarında oksitli çinko cevherinin kabul edilebilir tenör ve yüksek verimde toplu olarak flotasyonu için etkin olan parametreler araştırılmıştır.

Flotasyon deneyleri şlam atmadan ve şlam atılarak iki şekilde gerçekleştirilmiştir. Şlam atmalı olarak yapılan flotasyon testleri, numunenin şlamı ayrıldıktan sonra iri cevher flotasyonu ve şlam flotasyonu olarak iki aşamada flotasyon testleri yapılmış ve her iki numune için flotasyon koşulları araştırılmıştır. Ayrıca şlam optimum koşullarda kolon flotasyonuna tabi tutulmuştur.

Flotasyon testleri laboratuvar tipi Denver marka D12 model Flotasyon makinasında, 1 litrelik selül kullanılarak 1400 dev/dk karıştırma hızında gerçekleştirilmiştir. Çalışmalarda kullanılan ekipmanlar Şekil (4.7- 4.10)'da gösterilmektedir.



Şekil 4.7 Flotasyon deneylerinde kullanılan Denver D-12 model flotasyon makinesi



Şekil 4.8 Flotasyon deneylerinde kullanılan WTW marka 340i model pH metre



Şekil 4.9 Öğütme deneylerinde kullanılan çubuklu değirmen



Şekil 4.10 Flotasyon deneylerinde kullanılan kolon flotasyon makinası

4.2.1. Şlam Atılmadan Yapılan Flotasyon Testleri

Şlam atılmadan yapılan flotasyon testlerinde tane boyutunun etkisini belirlemek üzere %100'ü -2mm tane boyutundaki numune (5, 10,15) dk'lık sürelerde çubuklu değirmende öğütmeye tabi tutulmuş ve aşağıda belirtilmiş olan koşullarda flotasyon testleri yapılmıştır. Deneylein sonuçları Tablo 4.10'da ve Şekil 4.11'de gösterilmiştir.

pH :11

Katı oranı : %20

Kondisyonlama süresi:10 dk

Dispersant: Kalgon 300 g/t

Bastırıcı: Na₂SiO₃ 500 g/t

Sülfürleyici: Na₂S 5000 g/t

Toplayıcı: Armac C 1000 g/t

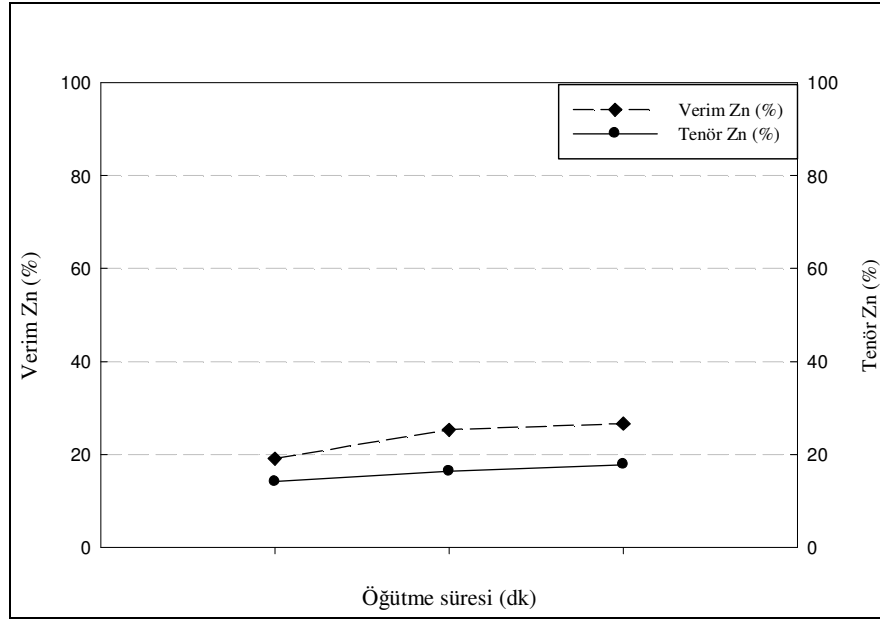
Köpürtücü: çam yağı 100 g/t

Flotasyon süresi: 8 dk

Tablo 4.10 5, 10, 15 dk öğütme süresinde flotasyon test sonuçları

Öğütme süresi (dk)	KONSANTRE			ARTIK		
	% Ağ	% Zn	Zn, % V	% Ağ	% Zn	Zn, % V
5	13,32	14,12	19,09	86,69	9,19	80,91
10	15,21	16,39	25,31	84,79	8,68	74,69
15	14,73	17,81	26,63	85,27	8,47	73,37

Tablodan da görüldüğü üzere cevherin şlam oranı çok fazla olduğundan, bu durum flotasyonu olumsuz olarak etkilemiştir. Toplayıcı cinsi tayini ile de deneyler yapılmış ancak şlam sorunu nedeniyle tenör ve verim açısından başarılı olmamıştır.



Şekil 4.11 5, 10, 15 dk öğütülen malzeme flotasyon sonuçları Zn verim-tenör grafiği

4.2.2 Şlam Atılarak Yapılan Flotasyon Testleri

Öğütülen numune -38mikron'luk elekte yaş elenerek şlam atma işlemine tabi tutulmuş ve şlam flotasyonu için ayrılmıştır. Şlamsız numune ile aşağıda belirtilen flotasyon parametreleri tespit edilmiştir.

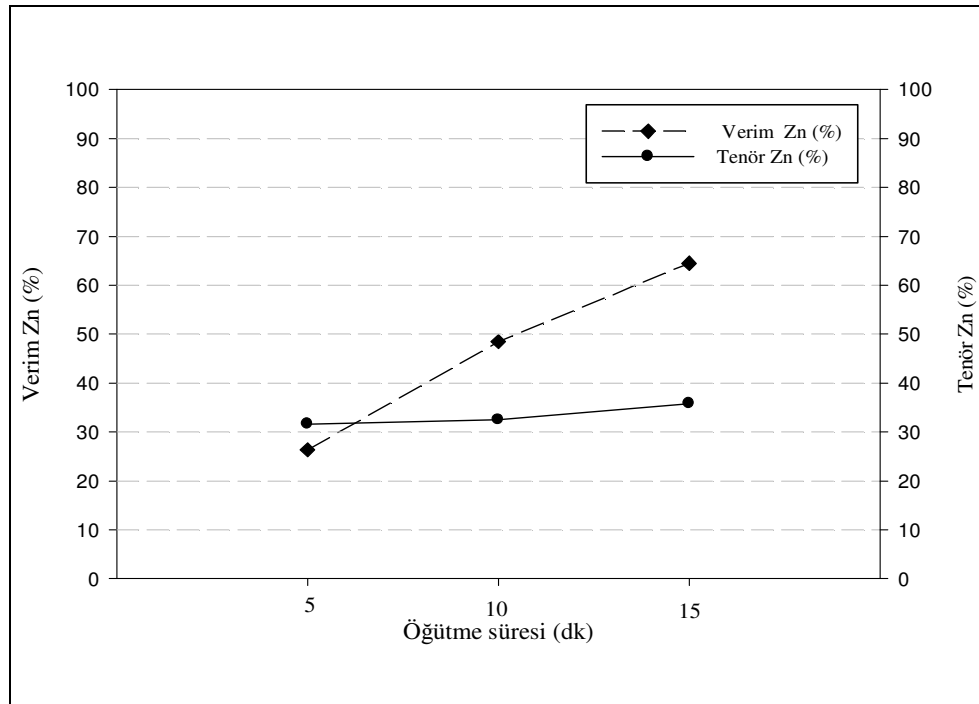
4.2.2.1 Tane boyutu tespiti

%100'ü -2mm boyutundaki numune (5,10,15) dk'lık sürelerde öğütüldükten sonra, -38 mikron'luk elekten yaş olarak elenmiş ve -38 mikron'luk kısım şlam flotasyonu için ayrılmıştır. Şlamından ayrılmış olan numuneler, Bölüm 4.2.1'de verilmiş olan koşullarda flotasyon deneylerine tabi tutulmuştur. Deney sonuçları Tablo 4.11'de ve Şekil 4.12'de verilmiştir. Tablodan da görüldüğü üzere, öğütme süresi arttıkça konsantrenin tenörü ve verimi artmıştır. Konsantre tenörü 5dk'öğütülmüş numune ile yapılan flotasyon deneyinde %31 Zn iken, 15dk öğütülmüş numune ile yapılan deney sonucunda %35 Zn değerine yükselerek yaklaşık tenör açısından %4'lük bir artış göstermiştir. Verim ise 5dk'lık öğütmede %26 iken 15dk sonunda %64.48'e yükselerek, flotasyon veriminde süreye bağlı

olarak yaklaşık %38'lik bir verim artışı olmuştur. Ancak öğütme süresine bağlı olarak numune içindeki şlam oranı Tablo 4.11'den de görüldüğü üzere %33 den % 43.86 değerine yükselmiştir. Öğütme süresine bağlı olarak yapılmış olan Elek analiz sonuçları Tablo 4.12 ve Şekil 4.13'de verilmiştir.

Tablo 4.11 5, 10, 15 dk öğütme süresinde şlamı atılmış numunenin flotasyon testleri

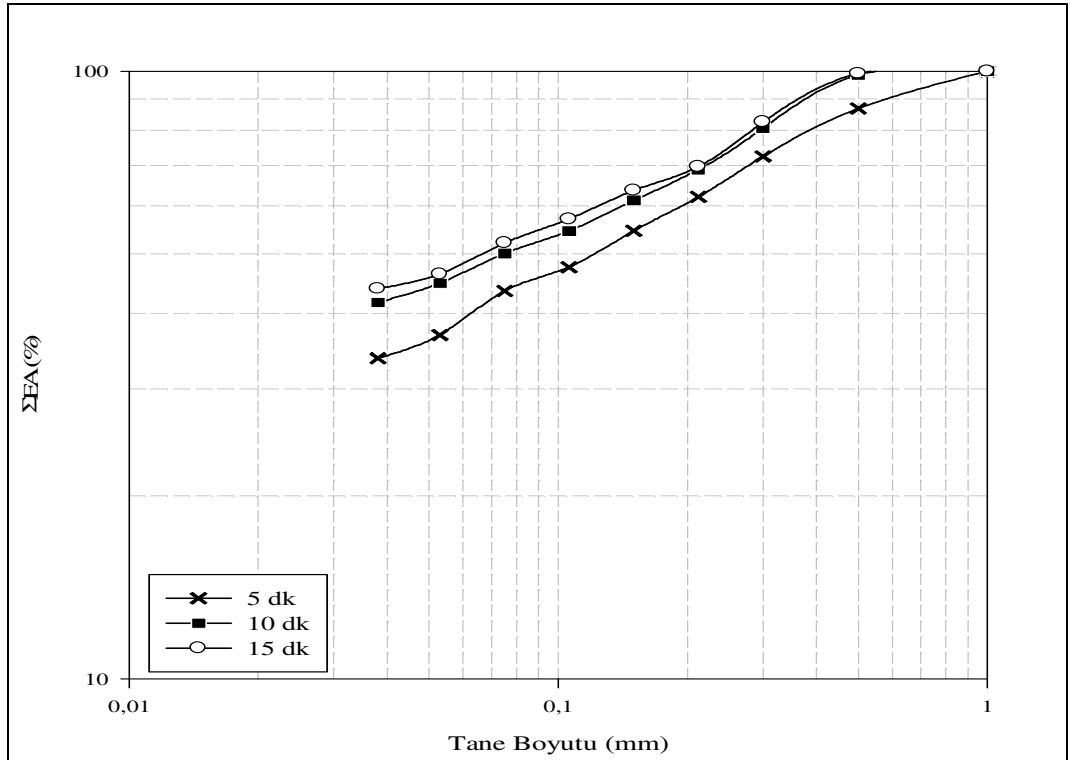
Öğütme süresi (dk)	KONSANTRE			ARTIK		
	% Ağ	% Zn	Zn, % V	% Ağ	% Zn	Zn, % V
5	8,20	31,61	26,31	91,80	7,91	73,69
10	14,70	32,45	48,43	85,30	5,96	51,57
15	19,90	35,80	64,48	80,10	4,90	35,52



Şekil 4.12 Şlamı atılmış numune 5, 10, 15 dk öğütme süresinde flotasyon sonuçları

Tablo 4.12 5, 10, 15 dk öğütme süresindeki malzeme elek analiz değerleri

Tane Boyutu (mm)	5 dk	10 dk	15 dk
	ΣEA (%)	ΣEA (%)	ΣEA (%)
+0,5	100	100	100
0,5-0,3	86,79	98,65	99,10
0,3-0,212	72,44	80,6	82,45
0,212-0,150	62,10	68,89	69,67
0,150-0,106	54,64	61,27	63,65
0,106-0,075	47,59	54,58	57,08
0,075-0,053	43,50	50,13	52,17
0,053-0,038	36,82	44,80	46,34
0,038-0,000	33,69	41,64	43,86



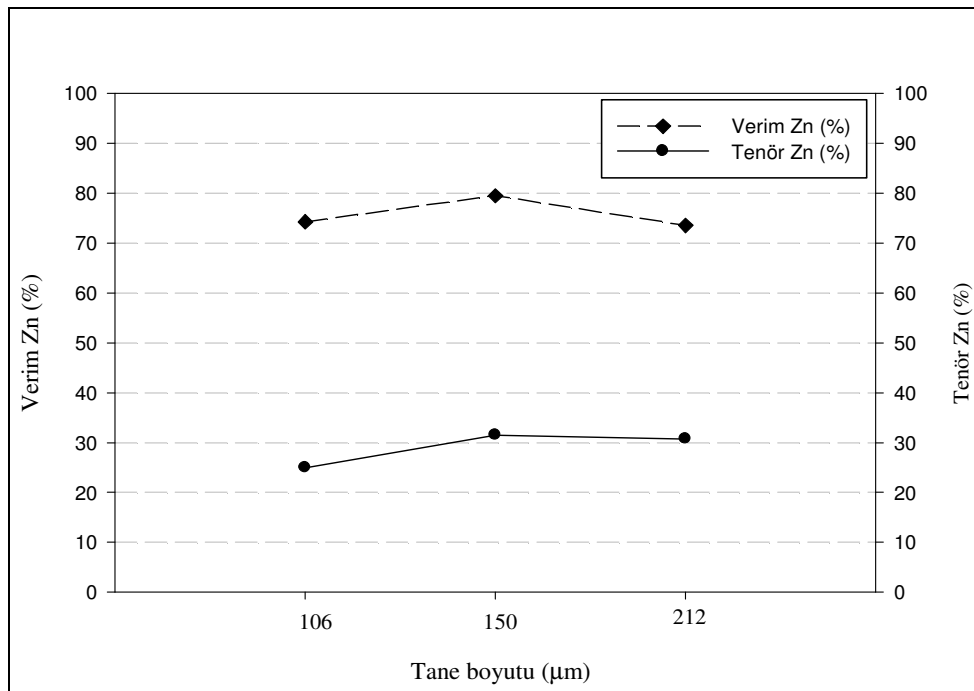
Şekil 4.13 Öğütme sürelerine göre numune tane boyut dağılımı

Öğütme işleminde oluşan şlam miktarını azaltabilmek için %100'ü -2mm altına

kırılmış olan numune kontrollü öğütülerek, %100'ü 212-150-106 mikron altında olacak şekilde öğütülmüştür. Öğütülen malzemeler -38 mikrondan yaş elenerek şlamı ayrılmış ve aynı koşullarda flotasyon deneyleri yapılmıştır. Deney sonuçları toplu olarak Tablo 4.13' de verilmiştir.

Tablo 4.13 Şlamı atılmış numunenin değişik tane boyutlarında yapılmış flotasyon deney sonuçları

Tane iriliği % 100 (μm)	KONSANTRE			ARTIK		
	% Ağ	% Zn	Zn, % V	% Ağ	% Zn	Zn, % V
106	30,24	24,93	74,24	69,76	3,75	25,76
150	27,29	31,45	79,47	72,71	3,05	20,53
212	24,76	30,69	73,51	75,24	3,64	26,49



Şekil 4.14 Tane boyutuna göre kontrollü öğütme flotasyon deneyleri Zn verim-tenör grafiği

Değişik tane boyutlarında (%100'ü -106-150-212 mikron) yapılmış olan

flotasyon deney sonuçları incelendiğinde; ,%100'ü (150 ve 212)mikron'da konsantrenin çinko tenöründe önemli bir değişiklik yoktur, ancak çinko verimi açısından 150mikron tane boyutunda %6'lık bir verim artışı olmuştur. Bu nedenle %31.45Zn tenörlü konsantrenin, %79.47 flotasyon verimiyle elde edildiği , %100'ü 150 mikron altındaki tane boyutu en uygun kabul edilmiştir. Pb tenörlerinde hiç değişme olmamıştır.

Bu aşamadan sonraki flotasyon testleri, %100'ü 150 µm altındaki malzemenin şlamı atıldıktan sonra iri tane flotasyonu ve şlam flotasyonu olarak iki aşamada yapılmış ve optimum şartlar araştırılmıştır.

4.2.2.2 Toplayıcı Cinsi

Oxidril grubu anyonik toplayıcılar ve amin grubu katyonik toplayıcılarla aşağıdaki koşullarda en uygun toplayıcı cinsinin tayini için denemeler yapılmıştır. Sonuçların karşılaştırılması Tablo 4.14 'de ve Şekil 4.15'de verilmiştir.

pH: 11(NaOH)

Katı oranı :%20

Kondisyonlama süresi:10 dk

Dispersant: Kalgon 300 g/t

Bastırıcı: Na₂SiO₃ 500 g/t

Sülfürleyici: Na₂S 5000 g/t

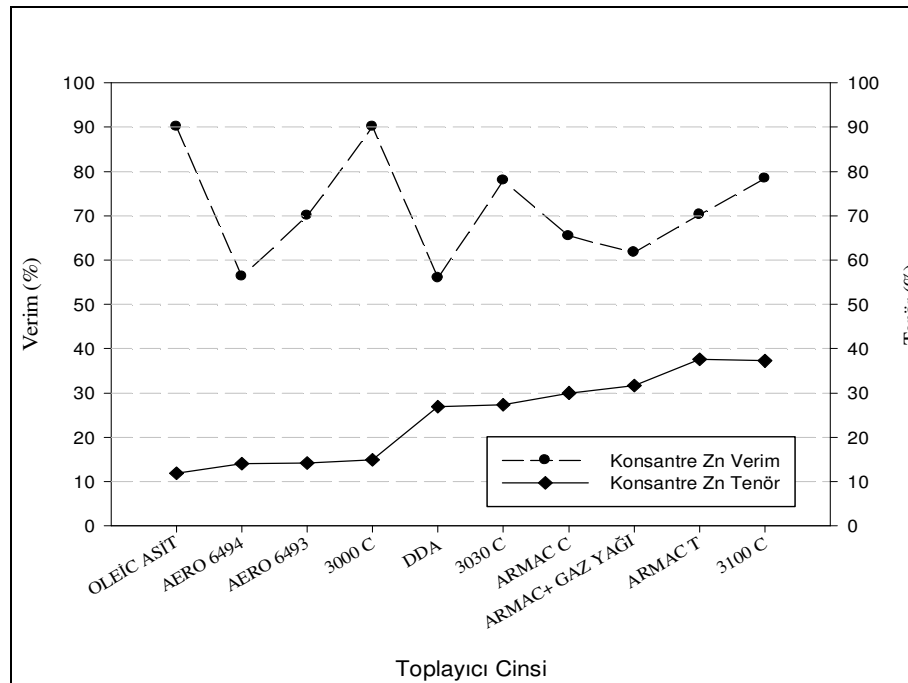
Toplayıcı miktarı:1000 g/t

Köpürtücü: çam yağı 100 g/t

Flotasyon süresi.8 dk

Tablo 4.14 Farklı toplayıcılar ile yapılan flotasyon deneyi sonuçları

TOPLAYICI CİNSİ		KONSANTRE			ARTIK		
		% Ağ	% Zn	Zn, % V	% Ağ	% Zn	Zn, % V
ANYONİK KOLLEKTÖR	OLEİC ASİT (Yağ asidi)	88,75	11,86	90,05	11,26	10,33	9,95
	AERO 6494 (Alkyl hydroximate)	45,58	14,04	56,26	54,43	9,14	43,74
	AERO 6493 (Alkyl hydroximate)	55,59	14,17	69,98	44,41	7,61	30,02
KATYONİK KOLLEKTÖR	3000C (Tallow Alkyl Acetates)	73,43	14,84	90,11	26,57	4,50	9,89
	DDA (Dodecyl Amine)	27,10	26,91	55,91	72,90	7,89	44,09
	3030C (Tallow Alkyl Acetates)	27,08	27,34	77,91	72,92	2,88	22,09
	ARMAC C (Coco Amine Asetat)	23,93	30,00	65,37	76,07	5,00	34,63
	ARMAC C+ Gaz Yağı	23,10	31,65	61,71	76,90	5,90	38,29
	ARMAC T (Tallow Amine Acetates)	20,53	37,60	70,21	79,47	4,12	29,79
	3100C (Tallow Alkyl Acetates)	25,08	37,22	78,41	74,92	3,43	21,59



Şekil 4.15 Farklı toplayıcılar ile yapılan flotasyon deneyleri Zn verim-tenör grafiği

Toplayıcı cinsini belirlemek amacıyla yapılan deney sonuçlarının gösterildiği Tablo 4.14 incelendiğinde;

Anyonik toplayıcılarla yapılan deneylerde; oleic asit flotasyon verimi(%90,05) açısından Aero 6493 ve Aero 6494'e göre başarılı olmuş ancak üç reaktifle de konsantre tenörü açısından istenilen zenginleşme gerçekleşmemiştir.

Katyonik grubu toplayıcılardan 3100C, 3030C ve 3000C ile yapılan deneyler sonucunda; çinko flotasyon veriminde sırasıyla, %78,41, % 77.91, %90,11 olarak en yüksek değerlere ulaşılmıştır. Tenör açısından elde edilen konsantreler incelendiğinde; 3000C ve 3030C ile tenör açısından bir zenginleşme olmamıştır. Ancak 3100 C ile yapılan deney sonucunda %37.22 Zn tenörlü konsantre %78.41 verimle elde edilerek en iyi sonucu vermiştir.

Sonuç olarak anyonik toplayıcılar yerine katyonik toplayıcılardan 3100C'nin kullanılmasının uygun olacağına karar verilmiştir.

4.2.2.3 Toplayıcı Miktarı

Uygun toplayıcı olarak seçilen 3100C'nin miktarını belirlemek için aşağıdaki koşullarda deneyler yapılmıştır. Sonuçlar Tablo 4.15'de ve Şekil 4.16'da gösterilmiştir.

pH:11

Katı oranı :%20

Kondisyonlama süresi:10 dk

Dispersant: Kalgon 300 g/t

Bastırıcı: Na_2SiO_3 500 g/t

Sülfürleyici: Na_2S 5000 g/t

Toplayıcı: 3100 C

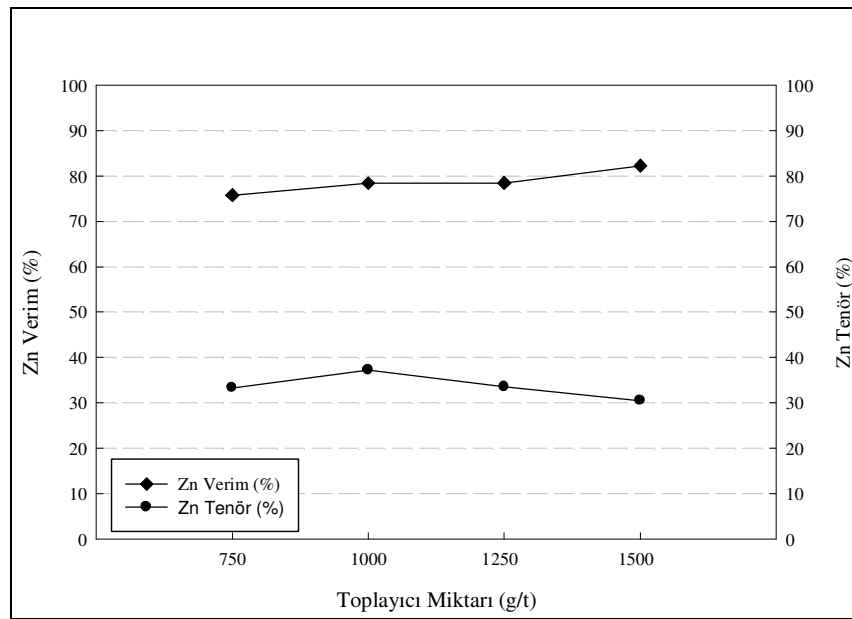
Toplayıcı miktarı:500-750-1000-1250-1500 g/t

Köpürtücü: çam yağı 100 g/t

Flotasyon süresi.8 dk

Tablo 4.15 3100C miktarına göre yapılan flotasyon deneyleri

Toplayıcı Miktarı (g/t)	KONSANTRE			ARTIK		
	% Ağ	% Zn	Zn, % V	% Ağ	% Zn	Zn, % V
750	25,6	33,32	75,75	74,4	3,67	24,25
1000	25,08	37,22	78,41	74,92	3,43	21,59
1250	27,48	33,52	78,44	72,52	3,49	21,56
1500	31,35	30,45	82,26	68,65	3	17,74



Şekil 4.16 Farklı konsantrasyonlarda 3100C flotasyon testleri Zn verim-tenör grafiği

Toplayıcı miktarını belirlemek için yapılan deney sonuçları incelendiğinde; toplayıcı tüketiminin artışına bağlı olarak flotasyon veriminde yükselme olduğu görülmektedir. 750 g/t toplayıcı miktarında verim % 75,75 iken, 1250 g/t toplayıcı tüketiminde % 82,26 ya yükselerek %7'lik bir verim artışı gösterirken, konsantre tenöründe %3 Zn'lik bir azalma olmuştur. Tenör açısından incelendiğinde; tüketim arttıkça tenörde azalma olmuştur. 1000 g/t ve 1250g/t toplayıcı tüketiminde verim açısından bir değişiklik olmamış ancak çinko tenörü %4'lük bir azalma göstermiştir. Sonuç olarak; 37,22 Zn tenöründe % 78,41 flotasyon verimiyle konsantrenin elde edildiği % 1000 g/t toplayıcı kullanılmasının uygunluğuna karar verilmiştir.

4.2.2.4 Sodyum Sülfür Miktarı

Sülfürlemenin flotasyon üzerindeki etkisini belirlemek amacıyla aşağıdaki koşullarda sodyum sülfür miktarı değiştirilerek flotasyon deneyleri yapılmış ve sonuçlar toplu olarak Tablo 4.16 ' de ve Şekil 4.17'de verilmiştir.

pH:11

Katı oranı :%20

Kondisyonlama süresi:10 dk

Dispersant: Kalgon 300 g/t

Bastırıcı: Na₂SiO₃ 500 g/t

Sülfürleyici: Na₂S

Na₂S Miktarı: 3000-4000-5000-6000-7000

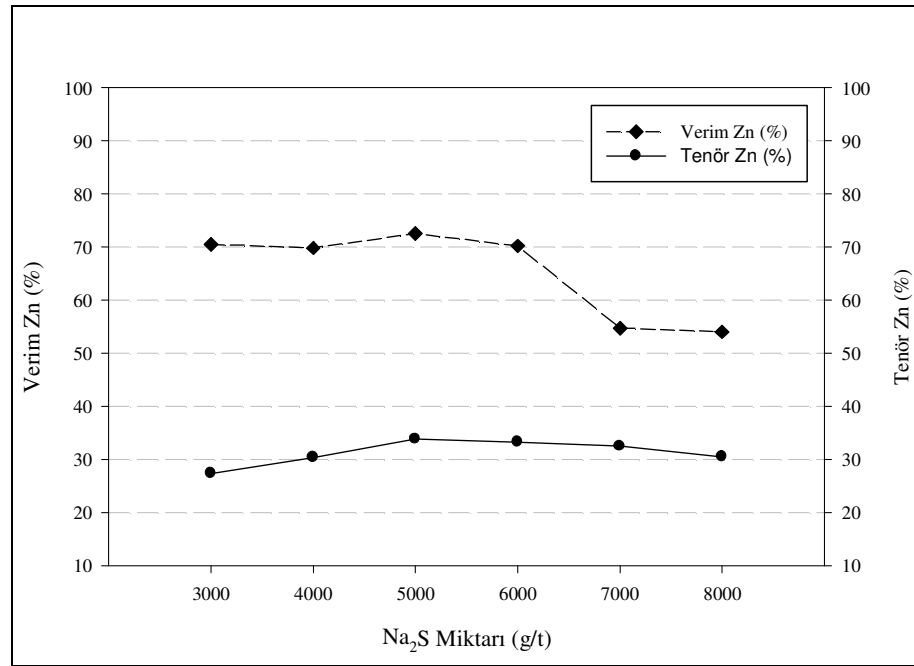
Toplayıcı: 3100C 1000 g/t

Köpürtücü: çam yağı 100 g/t

Flotasyon süresi.8 dk

Tablo 4.16 Farklı Na₂S miktarlarına göre yapılan flotasyon deneyleri

Na ₂ S Miktarı gr/t	KONSANTRE			ARTIK		
	%Ağ	%Zn	Zn, %V	%Ağ	%Zn	Zn, %V
3000 g/t	25,36	27,39	70,52	74,64	3,89	29,48
4000 g/t	24,64	30,38	69,84	75,36	4,29	30,16
5000 g/t	22,84	33,83	72,54	77,16	3,79	27,46
6000 g/t	22,00	33,27	70,22	78,00	3,98	29,78
7000 g/t	21,68	32,48	54,75	78,32	4,63	35,63
8000 g/t	15,36	30,52	54,05	84,64	4,71	45,95



Şekil 4.17 Na₂S miktarına göre yapılan flotasyon deneyleri Zn verim- tenör grafiği

Optimum sülfürleme miktarını belirlemek için yapılan deney sonuçları incelendiğinde, sodyum sülfür miktarı artıkça verimin yükseldiği fakat 5000 g/t dan sonra düştüğü görülmektedir. Sonuç olarak, %33,83 Zn tenörlü konsantrenin %72,54 verimle kazanıldığı 5000 g/t Na₂S miktarı en uygun seçilmiştir.

4.2.2.5 Bastırıcı Cinsi

Uygun bastırıcı cinsinin belirlenmesi amacıyla aşağıda verilmiş olan flotasyon koşullarında karbonatlı gang minerallerini bastırmak için Cytec firmasına ait Aero 633 ve silikatlı gang minerallerinin bastırılmasında kullanılan Na₂SiO₃ denenmiştir. Sonuçlar Tablo 4.17'de verilmektedir.

pH:11

Katı oranı :%20

Kondisyonlama süresi:10 dk

Dispersant: Kalgon 300 g/t

Bastırıcı: Aero 633, Na₂SiO₃ 500 g/t

Sülfürleyici: Na₂S 5000 g/t

Toplayıcı: 3100 C 1000 g/t

Köpürtücü: çam yağı 100 g/t

Flotasyon süresi.8 dk

Tablo 4.17 Bastırıcı cinsine göre yapılan flotasyon deneyleri

Bastırıcı Cinsi	KONSANTRE			ARTIK		
	% Ağ	% Zn	Zn, % V	% Ağ	% Zn	Zn, % V
Aero 633	16,99	39,67	65,33	83,01	4,31	34,67
Na ₂ SiO ₃	23,05	35,78	76,41	76,95	3,31	23,59

Bastırıcı cinsine göre yapılan flotasyon sonuçları incelendiğinde; Aero633'ün daha iyi bastırıcı etkisi gösterdiği ancak verim açısından Na₂SiO₃ 'a göre etkili olmamıştır. Bu nedenle çinko konsantresinin %35,78 Zn tenör ve %76.41 verimle elde edildiği Na₂SiO₃ uygun bastırıcı olarak seçilmiştir.

4.2.6.6 Bastırıcı Miktarı

Na₂SiO₃ tüketiminin etkisini belirlemek amacıyla 0-500-1000 g/t miktarlarında flotasyon deneyleri yapılmıştır. Sonuçlar Tablo 4.18' de ve Şekil 4.18'de verilmiştir.

Ph:11

Katı oranı :%20

Kondisyonlama süresi:10 dk

Dispersant: Kalgon 300 g/t

Bastırıcı: Na₂SiO₃ 0-500-1000 g/t

Sülfürleyici: Na₂S 5000 g/t

Toplayıcı: 3100 C 1000 g/t

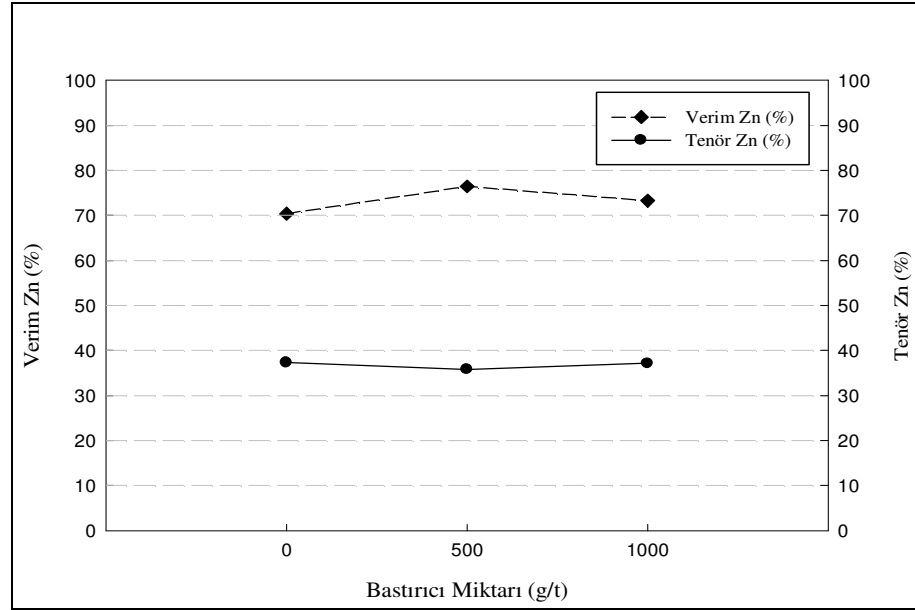
Köpürtücü: çam yağı 100 g/t

Flotasyon süresi.8 dk

Tablo 4.18 Na₂SiO₃ miktarına göre yapılan flotasyon deneyleri

Bastırıcı Miktarı (g/t)	KONSANTRE			ARTIK		
	% Ağ	% Zn	Zn, % V	% Ağ	% Zn	Zn, % V
0	21,31	37,27	70,36	78,69	4,25	29,64
500	23,05	35,78	76,41	76,95	3,31	23,59
1000	20,61	37,13	73,25	79,39	3,52	26,75

Sonuçlar incelendiğinde bastırıcı miktarındaki artışa bağlı olarak 500 g/t'dan sonra hem flotasyon veriminde %3'lük bir azalma, hem de artıktaki Zn kaçağında bir miktar artış olmuştur. Bu nedenle 500 g/t kullanmanın uygun olduğu sonucuna varılmıştır.

Şekil 4.18 Na₂SiO₃ miktarına göre yapılan flotasyon deneyleri Zn verim- tenör grafiği

4.2.2.7 Köpürtücü Cinsi

Köpürtücü cinsi değiştirilerek aşağıda verilmiş olan flotasyon koşullarında deneyler yapılmıştır. Sonuçlar Tablo 4.19’da ve Şekil 4.19’da verilmiştir.

pH:11

Katı oranı :%20

Kondisyonlama süresi:10 dk

Dispersant: Kalgon 300 g/t

Bastırıcı: Na₂SiO₃ 500 g/t

Sülfürleştirici: Na₂S 5000 g/t

Toplayıcı: 3100C 1000 g/t

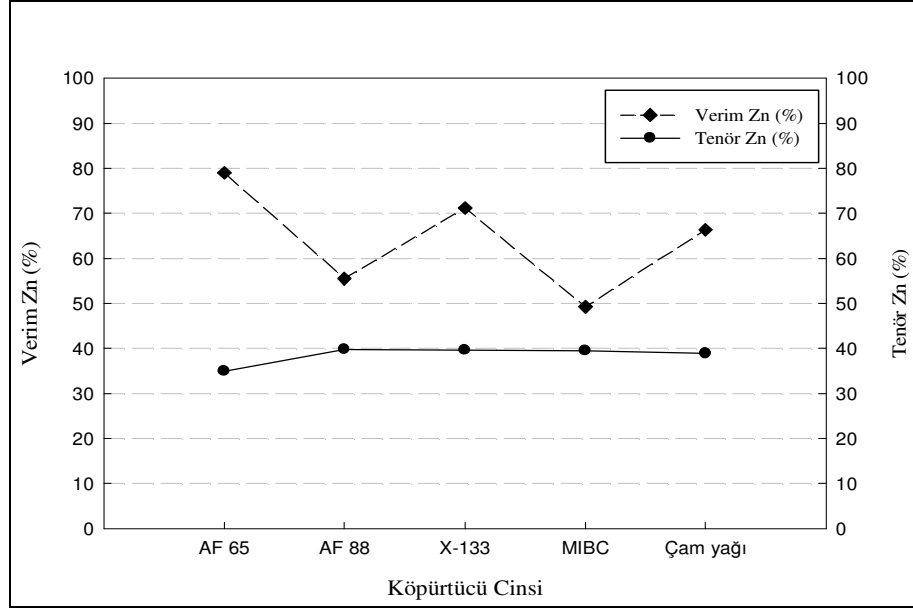
Köpürtücü: AF 65, AF 88, X-133, MIBC, çam yağı 100 g/t

Flotasyon süresi: 8 dk

Tablo 4.19 Farklı köpürtücü cinsine göre yapılmış olan flotasyon sonuçları

Köpürtücü Cinsi	KONSANTRE			ARTIK		
	%Ağ	%Zn	Zn, %V	%Ağ	%Zn	Zn, %V
AF 65	23,91	34,93	78,99	76,09	2,92	21,01
AF 88	14,24	39,76	55,47	85,76	5,30	44,53
X-133	19,01	39,60	71,15	80,99	3,77	28,85
MIBC	13,39	39,49	49,21	86,61	6,30	50,79
Çam yağı	18,07	38,85	66,32	81,93	4,35	33,68

Deney sonuçları incelendiğinde; çinko konsantrisinin %34,93 Zn tenöründe ve %78,99 flotasyon verimiyle elde edildiği poliglikol bazlı Cytec firmasına ait AF 65 en uygun köpürtücü olarak tespit edilmiştir. Diğer köpürtücülerin selektiviteyi arttırdığı fakat verim olarak daha düşük değerlerde kaldığı görülmektedir.



Şekil 4.19 Farklı köpürtücü cinsine göre yapılan flotasyon deneyleri Zn verim- tenör grafiği

4.2.2.8 Köpürtücü Miktarı

AF-65 miktarının tespiti için aşağıdaki koşullarda flotasyon deneyleri yapılmıştır. Sonuçlar Tablo 4.20'de Şekil 4.20'de verilmiştir.

pH:11

Katı oranı :%20

Kondisyonlama süresi:10 dk

Dispersant: Kalgon 300 g/t

Bastırıcı: Na_2SiO_3 500 g/t

Sülfürleyici: Na_2S 5000 g/t

Toplayıcı: 3100C 1000 g/t

Köpürtücü: AF-65

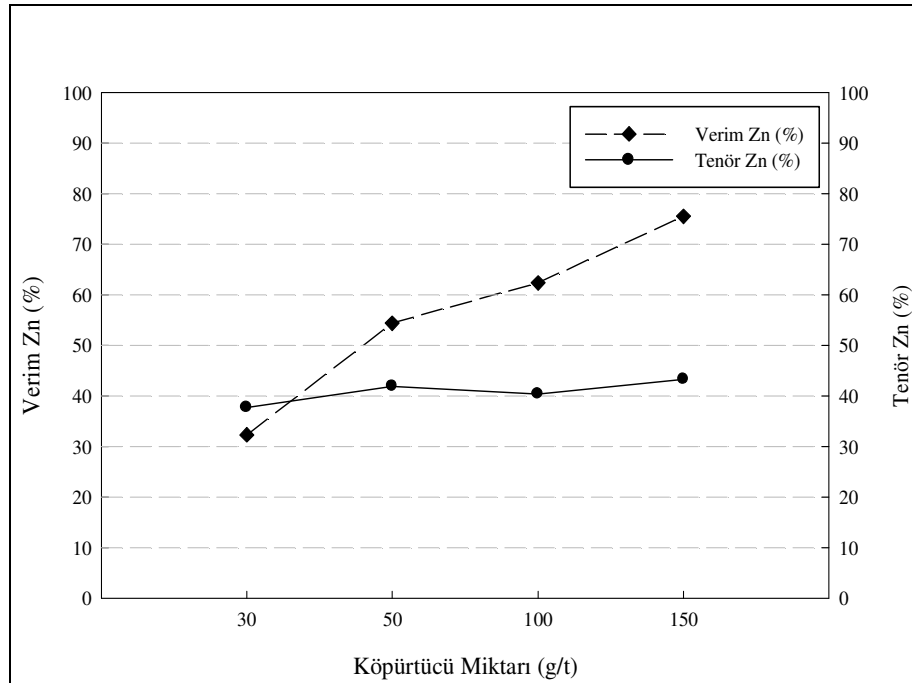
Köpürtücü miktarı: 30-50-100-150 g/t

Flotasyon süresi: 8 dk

Tablo 4.20 Farklı köpürtücü miktarlarına göre yapılan flotasyon deneyleri

Köpürtücü Miktarı (g/t)	KONSANTRE			ARTIK		
	% Ağ	% Zn	Zn, % V	% Ağ	% Zn	Zn, % V
30	9,59	37,70	32,27	90,41	8,40	67,73
50	14,54	41,92	54,37	85,46	5,98	45,63
100	17,31	40,36	62,32	82,69	5,11	37,68
150	19,57	43,24	75,51	80,43	3,41	24,49

Farklı miktarlarda AF65 kullanılarak yapılan deneylerin sonuçları incelendiğinde; köpürtücü miktarı arttırıldıkça Zn tenör ve verimi artmaktadır. % 43,24 Zn tenörlü konsantrenin %75,51 flotasyon verimiyle elde edildiği 150 g/t AF65 tüketimi en uygun seçilmiştir.



Şekil 4.20 Köpürtücü miktarına göre yapılan flotasyon deneyleri Zn verim- tenör grafiği

4.2.2.9 pH etkisi

pH'ın flotasyon üzerindeki etkisini görebilmek amacıyla, 11-11,5-12 değerlerinde pH değiştirilerek aşağıdaki koşullarda flotasyon deneyleri yapılmıştır. Cevherimizin doğal pH'ı 8.5dur. Sonuçlar Tablo 4.21 ve Şekil 4.21 'de verilmiştir.

pH:11-11,5-12

Katı oranı :%20

Kondisyonlama süresi:10 dk

Dispersant: Kalgon 300 g/t

Bastırıcı: Na₂SiO₃ 500 g/t

Sülfürleyici: Na₂S 5000 g/t

Toplayıcı: 3100 C 1000 g/t

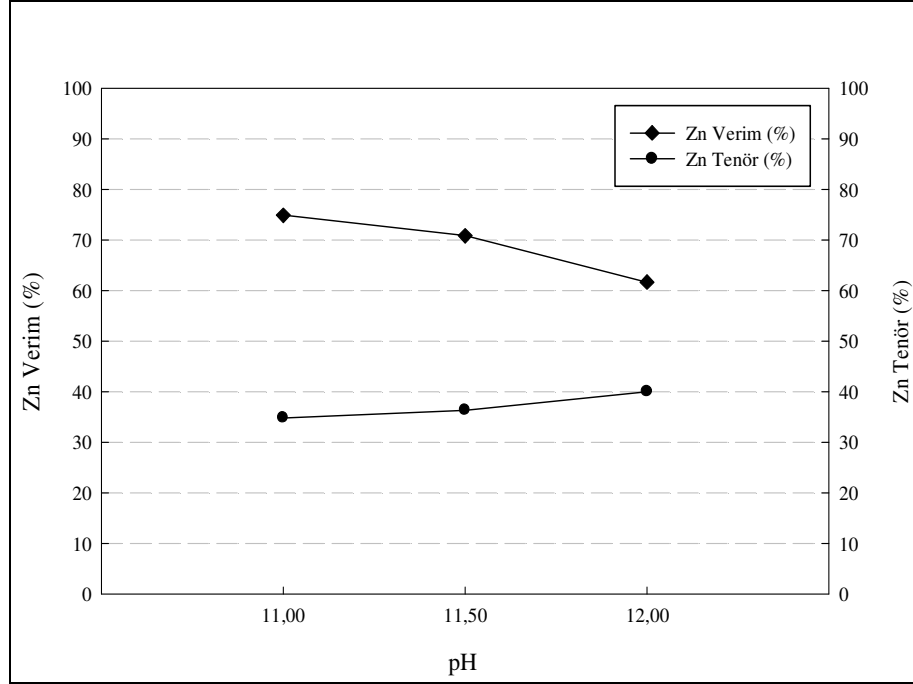
Köpürtücü: AF 65 150 g/t

Flotasyon süresi: 8 dk

Tablo 4.21 Farklı pH larda yapılan flotasyon deneyleri

pH	KONSANTRE			ARTIK		
	% Ağ	% Zn	Zn, % V	% Ağ	% Zn	Zn, % V
11	23,15	34,78	74,91	76,85	3,51	25,09
11,5	22,00	36,31	70,82	78,00	4,22	29,18
12	14,33	39,96	61,63	85,67	4,16	38,37

Farklı pH'larda yapılan flotasyon deney sonuçları incelendiğinde, pH değeri arttıkça Zn tenörü artmakta, flotasyon verimi ise azalmaktadır. pH değeri olarak % 34,78Zn tenörlü konsantrenin % 74,91 flotasyon verimi ile elde edildiği pH 11 en uygun değer olarak seçilmiştir.



Şekil 4.21 pH'a göre yapılan flotasyon deneyleri Zn verim-tenör grafiği

4.2.2.10 Flotasyon Süresi

Optimum flotasyon süresini tespit etmek amacıyla aşağıdaki koşullarda flotasyon süresi değiştirilerek flotasyon deneyi yapılmıştır. Sonuçlar Tablo 4.22'de ve Şekil 4.22'de verilmiştir.

pH:11

Katı oranı :%20

Kondisyonlama süresi:10 dk

Dispersant: Kalgon 300 g/t

Bastırıcı: Na_2SiO_3 500 g/t

Sülfürleyici: Na_2S 5000 g/t

Toplayıcı: 3100 C 1000 g/t

Köpürtücü: AF 65

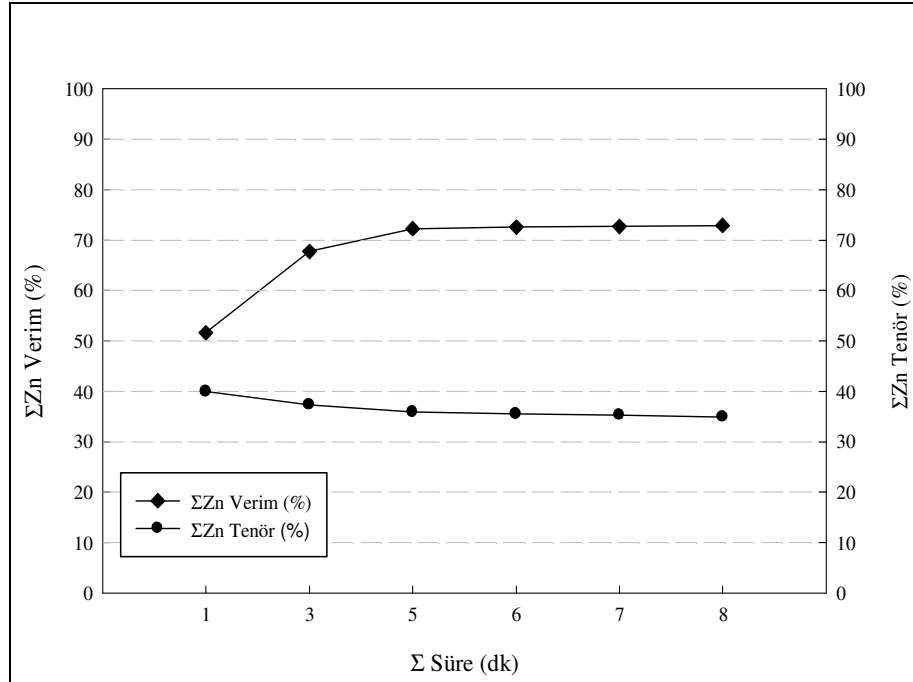
Köpürtücü miktarı: 150 g/t

Flotasyon süresi: 8 dk

Tablo 4.22 Flotasyon süresine göre yapılan deney sonuçları

Süre (dk)	Σ süre (dk)	Σ Ağ (%)	Zn (%)	Verim (%)	Σ Zn (%)	Σ Verim (%)
1	1	14,87	39,93	51,61	39,93	51,61
2	3	6,03	30,82	16,14	37,30	67,75
2	5	2,30	22,67	4,52	35,85	72,27
1	6	0,34	9,5	0,28	35,47	72,56
1	7	0,18	8,33	0,13	35,26	72,69
1	8	0,33	6,45	0,18	34,86	72,88
Artık		75,95	4,11	27,12	4,11	27,12
BM Hesapla		100	11,51	100,00	11,51	-

Tablo 4.22'den de görüleceği üzere flotasyon süresi arttıkça, flotasyon verimi artmakta, konsantre tenörü ise azalmaktadır. 1dk'lık flotasyon süresinde %51 olan flotasyon verimi, 5dk sonunda %21'lik artış göstererek %72.27'ye yükselmiştir. Ancak bu süreden sonra hem tenörde önemli bir azalma, hemde verimde önemli bir artış gözlenmemiştir. O nedenle %35,85 Zn tenörlü konsantrenin %72.27 verimle elde edildiği 5dk'lık süre optimum süre olarak kabul edilmiştir. 5dk sonunda artıktaki çinko kaçağı ise %4.15 Zn dir



Şekil 4.22 Flotasyon süresine göre deney sonuçları Zn verim-tenör grafiği

4.2.6.11 Süpürme Flotasyonu

Aşağıda belirtilmiş olan flotasyon koşullarında 2 kademede Süpürme flotasyonu yapılmıştır. Süpürme kademelerinde sadece Na₂S ve 3100 C ilavesi yapılmıştır. Sonuçlar Tablo 4.23'te verilmiştir.

pH:11-11,5

Katı oranı :%20

Kondisyonlama süresi:10 dk

Dispersant: Kalgon 300 g/t

Bastırıcı: Na₂SiO₃ 500 g/t

Sülfürleyici: Na₂S 5000 g/t

Toplayıcı: 3100 C 1000 g/t

Köpürtücü: AF 65 150 g/t

1. süpürme: Na₂S 2000 g/t

3100 C 500 g/t

2. süpürme: Na₂S 2000 g/t

3100 C 500 g/t

Tablo 4.23 Süpürme flotasyonu deney sonuçları

Süpürme Flotasyonu	% Ağ	% Zn	Zn, % V
Zn kons	21,61	38,94	70,36
1.süpürme konsantresi	5,04	22,57	9,50
2.süpürme konsantresi	1,36	16,21	1,84
Artık	71,99	3,04	18,30
BM Hesapla	100,00	11,96	100,00

Tablo 4.23'teki sonuçlardan da görüleceği üzere Süpürme kademesindeki artışa bağlı olarak konsantre verimi %70'36 dan yaklaşık %82 değerine ulaşmaktadır. Ancak 2 kademe süpürme sonucunda konsantre tenörü yaklaşık %5'lik bir azalma göstermektedir.

2 kademe süpürme yapıldığında hem Reaktif sarfiyatı artacak hem de konsantre tenöründe(%34.7 Zn) de önemli bir değişiklik olmayacağından, %35.85 Zn tenörlü konsantrenin elde edildiği ve flotasyon veriminin de yaklaşık %80 civarında olduğu 1 kademeli süpürme flotasyonu yeterlidir.

4.2.6.12 Temizleme Flotasyonu

Aşağıda belirtilmiş olan flotasyon koşullarında 4 kademedeki Temizleme flotasyonu yapılmıştır. Sadece 1. Temizleme Flotasyon kademesinde $\frac{1}{4}$ oranında Na_2S ve 3100 C ilavesi yapılmıştır. Sonuçlar Tablo 4.24'te verilmiştir.

pH: 11-11,5

Katı oranı : %20

Kondisyonlama süresi: 10 dk

Dispersant: Kalgon 300 g/t

Bastırıcı: Na_2SiO_3 500 g/t

Sülfürleyici: Na_2S 5000 g/t

Toplayıcı: 3100 C 1000 g/t

Köpürtücü: AF 65 150 g/t

1. Temizleme: Na_2S 1250 g/t

3100 C 250 g/t

Tablo 4.24 Temizleme flotasyonu deney sonuçları

	% Ağ	% Zn	İçerik	Zn, % V
Nihai T.K.	9,77	40,81	398,51	32,85
A.Ü.4	9,07	38,51	349,21	28,78
A.Ü.3	1,65	38,19	62,97	5,19
A.Ü.2	1,18	32,24	37,91	3,12
A.Ü.1	1,32	13,81	18,17	1,50
Artık	78,94	4,39	346,53	28,56
BM Hesapla	100	12,13	1213,30	100,00

Tablo 4.24 incelendiğinde, 4 kademe temizleme flotasyonu sonucunda cevher %40.81 Zn tenörüne zenginleştirilmiş, verim ise %33 civarına azalmıştır. Temizleme kademesini arttırmak konsantre tenöründe bir değişiklik yapmamıştır. Ancak verimde temizleme kademesi arttıkça yaklaşık %10 a kadar düşme olmaktadır. Bu nedenle %37.73 Zn tenörlü çinko konsantresinin %71.50 flotasyon verimiyle elde edildiği 1 Kademe temizleme flotasyonu yeterli olmaktadır.

4.2.3 Şlam Flotasyonu

Bölüm 4.2.2’de belirlenmiş olan şlamı atılmış numune ile yapılmış olan optimum flotasyon koşullarında, -38 mikron tane boyutundaki şlam numunesi ile şlam flotasyonu yapılmıştır. Şlam numunesi ile yapılan flotasyon deneyi sonucu Tablo 4.25’de verilmiştir.

pH:11

Katı oranı :%20

Kondisyonlama süresi:10 dk

Dispersant: Kalgon 300 g/t

Bastırıcı: Na₂SiO₃ 500 g/t

Sülfürleyici: Na₂S 5000 g/t

Toplayıcı: 3100 C 1000 g/t

Köpürtücü: AF 65 150 g/t

Flotasyon süresi: 5 dk

Tablo 4.25 Şlam numunesi flotasyon deney sonucu

Şlam Flotasyonu	KONSANTRE			ARTIK		
	%Ağ	%Zn	Zn, %V	%Ağ	%Zn	Zn, %V
	18,14	23,54	44,37	81,86	6,54	55,63

Sonuçlar incelendiğinde, şlam numunesi % 23,54 Zn tenörü ve %44,37 Zn verimiyle kazanılmıştır. Şlam numunesinin flotasyon verimini arttırmak amacıyla toplayıcı cinsi, miktarı, Na₂S miktarı koşulları değiştirilerek deneyler yapılmış fakat başarı elde edilememiştir.

4.2.4 Kolon Flotasyonu

Şlam numunesinin kolon flotasyonunda aşağıda verilmiş olan koşullarda flotasyon deneyleri yapılmıştır. Sonuçlar Tablo 4.26'da verilmiştir.

pH:11

Katı oranı :%20

Kondisyonlama süresi:10 dk

Dispersant: Kalgon 2000 g/t

Bastırıcı: Na₂SiO₃ 800 g/t

Sülfürleyici: Na₂S 10000 g/t

Toplayıcı: 3100 C 1000 g/t

Köpürtücü: AF- 65 150 g/t

Flotasyon süresi:30 dk

Tablo 4.26 Kolon flotasyon deneyi sonuçları

Kolon Flotasyonu	KONSANTRE			ARTIK		
	% Ağ	% Zn	Zn, % V	% Ağ	% Zn	Zn, % V
	13,73	23,72	36,77	86,27	6,49	63,23

Kolon flotasyonu ile yapılan deney sonucuna göre şlam numunesinden % 23,72 Zn konsantresi % 36,77 Zn verimi ile elde edilmiştir. Kolon flotasyon koşullarında katı oranı, reaktif cinsi, reaktif miktarı, köpürtücü cinsi değiştirilerek Zn tenörü ve verimi arttırılmaya çalışılmış fakat başarılı olmamıştır.

4.2.5 Optimum Flotasyon Deney Şartları

Şlamından ayrılmış iri cevher ve şlam numunesinin belirlenen optimum flotasyon koşulları Tablo 4.27’de verilmiştir. Bu koşullarda yapılan flotasyon deneyi sonuçları Tablo 4.28 ‘de verilmiştir. Şekil 4.23’de flotasyon akım şeması gösterilmiştir.

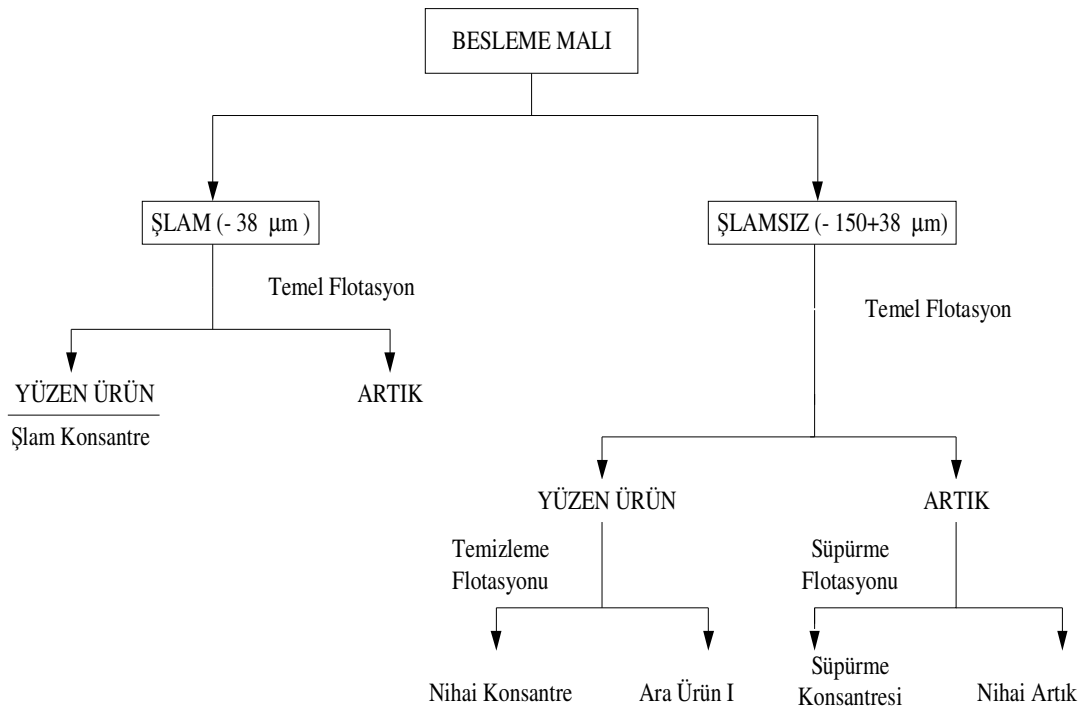
Tablo 4.27 Optimum flotasyon koşulları

Şlamsız (-150+38µm)		Şlam (- 38µm)
pH: 11		pH: 11
Dispersant: Kalgon (300 g/t)		Dispersant: Kalgon (300 g/t)
Bastırıcı: Na ₂ SiO ₃ (500 g/t)		Bastırıcı: Na ₂ SiO ₃ (500 g/t)
Sülfürleyici: Na ₂ S (5000 g/t)		Sülfürleyici: Na ₂ S (5000 g/t)
Toplayıcı: 3100 C (1000 g/t)		Toplayıcı: 3100 C (1000 g/t)
Köpürtücü: AF 65 (150 g/t)		Köpürtücü: AF 65 (150 g/t)
Flotasyon süresi: 5 dk		Flotasyon süresi: 5 dk
Süpürme	Sülfürleyici: Na ₂ S (2000 g/t)	
Flotasyonu	Toplayıcı: 3100 C (500 g/t)	
Temizleme	Sülfürleyici: Na ₂ S (1250 g/t)	
Flotasyonu	Toplayıcı: 3100 C (250 g/t)	

Tablo 4.28 incelendiğinde, şlamından ayrılmış numune ve şlam numunesinin optimum koşullarda yapılan deney sonuçlarına göre, nihai konsantre, ara ürün, süpürme konsantresi ve şlam konsantresi ürünleri birleştirildiği zaman oksitli çinko cevheri %31,16 Zn tenör ve % 64,22 flotasyon verimiyle elde edilmiştir.

Tablo 4.28 Optimum koşullarda yapılan şlam ve şlamından ayrılmış numune flotasyonu malzerme balansı

Ürünler	% Ağ	% Zn	Zn, % V
Nihai Konsantre	13,57	36,48	44,63
Ara Ürün I	1,89	14,68	2,50
Süpürme Ürünü	0,96	20,51	1,78
Şlam Konsantre	6,44	26,37	15,31
Şlam	38,83	6,96	24,36
Artık	38,30	3,31	11,42
BM Hesapla	100	11,09	100,00



Şekil 4.23 Flotasyon akım şeması

BÖLÜM BEŞ

SONUÇLAR

Kayseri Göynük yöresinden alınan %10,29 Zn tenörlü oksitli çinko cevherinin yoğunluğa göre ve flotasyon ile zenginleştirilmesi araştırılmıştır.

Yapılan çalışmalar sonucunda elde edilen sonuçlar aşağıda verilmiştir.

- Yoğunluğa göre zenginleştirme çalışmalarında cevherin yüksek oranda ince tane içermesi nedeni ile yüksek hızda santrifüj kuvvet esasına dayalı multi gravite seperatör ve knelson konsantratörü cihazları ile farklı tane boyutlarında etkin olan parametreler değiştirilerek, uygun şartlar araştırılmıştır.
- %100'ü 150 mikron altındaki malzemenin, 2 l/dk yıkama suyunda, 170 dev/dk tambur hızında, 4⁰ tambur eğiminde, MGS ile zenginleşme koşulları araştırılan cevherden, %52,53 Zn verimiyle %18,19 Zn tenörlü ürün elde edilmiştir. Sonuçlardan zenginleşmenin yeterli olmadığı görülmektedir.
- Cevherin Knelson konsantratörü ile değerlendirilme koşulları araştırılmıştır. %100'ü -300, -150 ve -106 µm tane boyutunda, 40-60-90 G santrifüj kuvvet uygulayarak 1-2-4 Psi yıkama suyu basınçlarında testler yapılmıştır. Deney sonuçlarına göre konsantrenin Zn tenörü ve veriminde önemli bir değişiklik olmamıştır. Cevherin Knelson konsantratörü ile yapılan testlerde zenginleşme gerçekleşmemiştir.
- Yoğunluğa göre zenginleştirme yöntemleri ile istenilen tenör ve verimde konsantre elde edilememiştir. Cevherin içerdiği kompleks mineral fazlarına bağlı olarak oksitli çinko mineralleri olan simitsonit ve hidrozinkit arasındaki yoğunluk farkı nedeni ile artıktaki çinko kaçağı fazla olmaktadır.

- Flotasyon ile zenginleştirme çalışmalarında, yöntem cevherin kompleks yapısı ve içerdiği yüksek şlam miktarına bağlı olarak belirlenmiştir. Cevherin şlam atmadan flotasyonu mümkün olmamaktadır. Tüvenan cevherdeki şlam miktarı %27dir. Öğütme işlemlerinden sonra oluşan şlam, cevherdeki şlam miktarı ile birleştirildiğinde bu oran %46 civarında olmaktadır. Oksitli çinko cevherlerinin karakteristik özelliğine bağlı olarak, % 7,25 Zn içeren şlam, cevher Zn metal içeriğine yakın değerdedir. Bu durum şlam numunesinin de değerlendirilmesi şartını ortaya koymaktadır. Bu nedenle flotasyon çalışmaları; Şlamından ayrılmış numunenin flotasyonu ve şlam flotasyonu olarak iki aşamada gerçekleştirilmiş, flotasyon koşulları tespit edilmeye çalışılmıştır.
- Şlamından ayrılmış numunenin (-150+38 μ m) boyutunda yapılan flotasyon testleri, pH 11'de %20 katı oranında 10 dakika kondüsyonlama süresinde, dispersant olarak kalgon (300g/t), bastırıcı olarak Na₂SiO₃ (500 g/t), sülfürleyici olarak Na₂S (5000 g/t), toplayıcı olarak 3100 C (1000 g/t) ve köpürtücü olarak Aero Froth 65 (150 g/t) kullanılarak 5 dakika flotasyon süresinde, %35,85 Zn tenörlü konsantrenin %72.27 verimle elde edildiği koşullar optimum flotasyon koşulları olarak kabul edilmiştir.
- Şlam numunesi (- 38 μ m) ile yapılan flotasyon testleri, pH 11'de %20 katı oranında, 10 dakika kondüsyonlama süresinde, dispersant olarak kalgon (300g/t), bastırıcı olarak Na₂SiO₃ (500 g/t), sülfürleyici olarak Na₂S (5000 g/t), toplayıcı olarak 3100 C (1000 g/t) ve köpürtücü olarak Aero Froth 65 (150 g/t) kullanılarak % 23,54 Zn tenörlü konsantre %44,37 Zn verimiyle şlam flotasyonu sonucu kazanılmıştır.
- Şlam numunesinin (- 38 μ m), kolon flotasyon testleri yapılmıştır. pH 11'de %20 katı oranında, 10 dakika kondüsyonlama süresinde, dispersant olarak kalgon (2000g/t), bastırıcı olarak Na₂SiO₃ (800 g/t), sülfürleyici olarak Na₂S (10000 g/t), toplayıcı olarak 3100 C (1000 g/t) ve köpürtücü olarak Aero Froth 65 (150 g/t) kullanılarak % 23,72 Zn konsantresi %

36,77 Zn verimi ile elde edilmiştir. Ayrıca katı oranı, reaktif cinsi, reaktif miktarı, köpürtücü cinsi değiştirilerek Zn tenörü ve verimi arttırılmaya çalışılmış fakat kolon flotasyonu başarılı olmamıştır.

- Şlamından ayrılmış ve şlam numunesinin optimum koşullarda yapılan flotasyon deneyleri sonucu, malzeme balansı yapılmış ve oksitli çinko cevheri %31,16 Zn tenör ve % 64,22 flotasyon verimiyle kazanılmıştır.
- Flotasyon sonuçlarına göre elde edilen ürün tenör ve verim değerleri açısından oksitli çinko cevherleri flotasyonunda kabul edilebilir değerler arasındadır (Ferrara, 1970).

KAYNAKLAR

- Addemir, O., Ama, E, Arslan, C. (1995). *inko*. İstanbul: Sistem Yayıncılık.
- Ayhan, A. (1983). Aladağ (Yahyalı-Çamardı) yöresi karbonatlı çinko-kurşun yatakları. *Türkiye Jeoloji Kurumu Bülteni*, 26, 107-116.
- Chan, B.S.K., Mozley, R.H, Childs, G.J.C., çev., Yüce, A.E, (1994). Multi gravite ayırıcı. *Madencilik*, 33 (1), 33-41.
- Çilingir, Y. (1996). *Metalik cevherler ve zenginleştirme yöntemleri* (2.Baskı). İzmir: Dokuz Eylül Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Basım Ünitesi.
- DPT. (2001). Metal Madenler (Kurşun, Çinko, Kadmiyum). 8. *Beş Yıllık Kalkınma Planı, Madencilik Özel İhtisas Komisyonu Metal Madenler Alt Komisyonu Kurşun-Çinko-Kadmiyum Çalışma Grubu Raporu*, DPT: 2628- ÖİK 639, Ankara.
- Ferrara, G. (1970). Treatment methods of oxidized lead-zinc ores at Aram's Mines in Sardinia. *AIME World Symposium on Mining and Metallurgy of Lead and Zinc*, 1, 732-749.
- Gaudin, A.M. (1957). *Flotation*. New York: McGraw Hill Inc.
- Glembotski, V.A. (1972). *Flotation*. New York: Primary Sources.
- Hosseini, H. ve Forssberg, E. (2006). Adsorption studies of Smithsonite flotation using Dodecylamine and Oleic acid. *Minerals and Metallurgical Processing, SME*, 23 (2), 87-96.

- Hosseini, H. ve Forssberg, E. (2006). Smithsonite Flotation Using Potassium Amyl Xanthate and Hexylmercaptan. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy (Trans. Inst. Min Metals. C)*, 115 (3), 107-112.
- Hosseini, H. ve Forssberg, E. (2007). Physicochemical Studies of Smithsonite Flotation using Mixed Cationic/Anionic Collector. *Minerals Engineering* 20 (6), 621-624.
- Hosseini, H. (2007). Selective Flotation of Iranian Angooran oxidised zinc ore using Cationic, Anionic and Mixed Collectors. *XII Balkan Mineral Processing Congress içinde*, 219-225. National technical university of Athens, Greece.
- Hu, Y., Luo, L, Qiu, G, Wang, D, (1995). Solution chemistry of electrokinetic behavior of carbonate minerals. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 5 (4), 27-30.
- International Lead and Zinc Study Group, (2010). *Lead and zinc statistics*. 15 Eylül 2010, <http://www.ilzsg.org/static/statistics.aspx?from=1>.
- Kashani, A.H, Raschi, F. (2008). Separation of oxidized zinc minerals from tailings: Influence of flotation reagents. *Minerals Engineering*, (21), 967-972.
- Knelson, B, Jones, R. (1993). A new generation of Knelson concentrators a totally secure system goes on line. *Symposium on Environmental Aspects of Minerals Engineering*, 25-27.
- Knelson, (2010). *Knelson concentrator*. 15 Ekim 2010, <http://www.knelsongravitysolutions.com/page417.htm>
- Lide, D.R. (Ed.). (2005). *CRC handbook of chemistry and physics* (85). Boca Raton, Florida: CRC Press.

- London Metal Exchange, (2010). *Zn price graphs*. 6 Aralık 2010, http://www.lme.com/zinc_graphs.asp
- Marabini, A.M., Ciriachi, M, Plescia, P, Barbaro, M, (2007). Chelating reagents for flotation. *Journal of Minerals Engineering*, (20), 1014-1025.
- Mozley, (2008). *Mgs*. 20 Ağustos 2010, <http://www.mozley-seperation.com/docs/Multi-Gravity%20seperation%20systems%202008.pdf>.
- Özbayoğlu, G., Atalay, U. ve Şentürk, B. (1994). Flotation of lead and zinc carbonates ore. *Proceeding of International Conference on recent advances in materials and mineral resources* içinde,,504-509. School of Material and Mineral Resources Engineering, Malaysia.
- Öztunalı, Ö. (1982). Türkiye kurşun-çinko yatakları. *Yerbilimlerinde Panel, Türkiye Jeoloji Kurultayı ve TMMOB, Jeoloji Mühendisleri Odası*, 7-21.
- Peres, A.E.C., Borges, A.M, Galery, R, (1994). The effect of dispersion degree on the floatability of an oxidized zinc ore. *Minerals Engineering* 7 (11), 1435-1439.
- Rey, M. (1953). The flotation of oxidized ores of lead copper and zinc. *Recent Developments in Mineral Dressing Symposium*. IMM, London,,541-548.
- Rey, M., Sitia, G, Raffinot, P. ve Formanek, V. (1954). Flotation of oxidized zinc ores. *Transactions of the AIME-Mining Engineering*, 416-420.
- Stumm, W. ve Morgan, J.J. (Ed.). (1970). *Aquatic chemistry*. New York: Wiley Interscience.
- Şentürk, B., Özbayoğlu, G, Atalay, Ü, (1993). Kayseri Zamantı bölgesi karbonatlı çinko-kurşun cevherinin flotasyon ile zenginleştirilmesi. *Türkiye XIII. Madencilik Kongresi*, 459-465.

Temur, S. (1987). Horzum (Kozan Adana) yöresi piritli çinko-kurşun yataklarının jenetik incelemesi. *Hacettepe Üniversitesi Yerbilimleri Uygulama Ve Araştırma Merkezi Bülteni*, 13, 31-48.

Temur, S. (1992). Bolkardağı (Ulukışla- Niğde) yöresi çinko-kurşun yataklarının jeokimyasal incelemesi. *TMMOB, Jeoloji Mühendisleri Odası, Türkiye Jeoloji Bülteni*, 35, 101-114.

Temur, S. (2001). *Metalik maden yatakları*. Ankara: Nobel Yayın Dağıtım.

Yıldız, N. (2010). *Cevher hazırlama ve zenginleştirme (2.Baskı)*. Ankara: Baskı Ertem Basım Yayın Dağıtım.

Zhang, B. (1998). *Recovering Gold from high density gangues with Knelson concentrator*, Yüksek Lisans Tezi, McGill Üniversitesi, Kanada.