

**T.C.**  
**DİCLE ÜNİVERSİTESİ**  
**Fen Bilimleri Enstitüsü**

**HATAY YÖRESİNDE BULUNAN ALTIN  
İÇERİKLİ BAKIR CEVHERİNİN  
DEĞERLENDİRİLMESİ**

**İbrahim TEĞİN**

**DOKTORA TEZİ**

**(KİMYA ANABİLİM DALI)**

**DİYARBAKIR  
EYLÜL 2007**

T.C

DİCLE UNİVERSİTESİ

FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ MÜDÜRLÜĞÜ

DİYARBAKIR

İbrahim TEĞİN tarafından yapılan "HATAY YÖRESİNDE BULUNAN ALTIN İÇERİKLİ BAKIR CEVHERİNİN DEĞERLENDİRİLMESİ" konulu bu çalışma, jürimiz tarafından KİMYA Anabilim Dalında DOKTORA tezi olarak kabul edilmiştir

Jüri Üyesinin

Ünvanı Adı Soyadı

Başkan: Prof. Dr. Alaattin ÇUKUROVALI

Üye: Prof. Dr. Recep ZİYADANOĞULLARI

Üye: Prof. Dr. Berrin ZİYADANOĞULLARI

Üye: Prof. Dr. Tahsin KILIÇOĞLU

Üye: Doç. Dr. Ömer YAVUZ

Tez Savunma Sınavı Tarihi: 11/09/2007

Yukarıdaki bilgilerin doğruluğunu onaylarım.

.../...../2007

Prof. Dr. Necmettin PİRİNÇÇİOĞLU

ENSTİTÜ MÜDÜRÜ

( MÜHÜR )

## TEŐEKKÜR

Doktora Öğrenimim esnasında her türlü bilgi ve desteğini esirgemeyen Analitik Kimya Anabilim Dalı Başkanı danışmanın Sayın Prof. Dr. Recep ZİYADANOĞULLARI'na teşekkürü bir borç bilirim.

Ayrıca her zaman manevi desteğini gördüğüm, bilgi ve tecrübelerinden yararlandığım değerli hocam Prof. Dr. Berrin ZİYADANOĞULLARI'na teşekkürlerimi sunarım.

Laboratuvardaki çalışma arkadaşlarım Arş. Gör. Remziye GÜZEL, Arş. Gör. İbrahim DOLAK ve diğer arkadaşlara teşekkürü bir borç bilirim.

Çalışmamızı destekleyen DÜAPK'ne teşekkür ederim.

Çalışmalarım süresince sabır gösteren ve derin manevi desteğini gördüğüm Eşim ve çocuklarıma teşekkürlerimi sunarım.

# İÇİNDEKİLER

|  |     |
|--|-----|
| TEŞEKKÜR.....  | i   |
| İÇİNDEKİLER .....  | ii  |
| AMAÇ .....   | v   |
| ÖZET .....   | v   |
| SUMMARY .....  | vii |
| 1.GİRİŞ .....  | 1   |
| 1.1. GENEL BİLGİLER .....  | 2   |
| 1.1.1.BAKIR CEVHERLERİ VE BAKIR METALÜRJİSİ.....                                   | 2   |
| 1.1.1.1.Bakırın Fiziksel Özellikleri.....  | 3   |
| 1.1.1.2. Bakır Rezervleri .....  | 4   |
| 1.1.1.3. Bakırın Tüketim Alanları.....   | 5   |
| 1.1.1.4. Bakır Cevherleri Zenginleştirme Yöntemleri .....                          | 7   |
| 1.1.1.4.2. Sülfürlü Bakır Cevherlerinin Flotasyonu.....                            | 8   |
| 1.1.1.4.3. Kompleks Sülfürlü Cevherlerin Flotasyonu .....                          | 8   |
| 1.1.1.4.4. Hidrometalurjik Yöntemlerle Bakır Cevherlerinin Zenginleştirilmesi..... | 9   |
| 1.1.1.4.4.1. Sülfürik Asit Liçi .....  | 9   |
| 1.1.1.4.4.2. Amonyak Liçi .....  | 10  |
| 1.1.1.4.4.3. Kostik Soda Liçi .....  | 10  |
| 1.1.1.4.4.4. Kavurma-Sülfürik Asit Liçi .....                                      | 10  |
| 1.1.1.4.4.5. Bakteri Liçi .....  | 10  |
| 1.1.1.4.5. Liç Çözeltilerinden Bakırın Kazanılması.....                            | 11  |
| 1.1.1.4.5.1. Metallerle Çöktürme .....   | 11  |
| 1.1.1.4.5.2. Gazlarla Çöktürme .....   | 11  |
| 1.1.1.4.5.3. İyonik Çöktürme .....   | 12  |
| 1.1.1.4.5.4. Sıvı-Sıvı Ekstraksiyonuyla Ayırma .....                               | 12  |
| 1.1.1.5. Bakır Cevherlerinde Liç.....  | 12  |
| 1.1.1.5.1. Bakır Çözeltilerinin Solvent Ekstraksiyonu.....                         | 13  |
| 1.1.1.5.2. Yerinde Liç .....   | 13  |
| 1.1.1.5.3. Elektrowinning.....   | 14  |
| 1.1.1.6. Türkiye'de Durum .....  | 14  |
| 1.1.1.6.1. Türkiye'de Bakırın Bulunuş Şekilleri .....                              | 14  |
| 1.1.1.6.1.1. Porfirik Bakır Yatakları .....  | 15  |
| 1.1.1.6.1.2. Volkanojenik Masif Sülfür (VMS) Yatakları .....                       | 17  |
| 1.1.1.7. Türkiye Bakır Rezervleri .....  | 20  |

|   |    |
|---|----|
| 1.1.1.8. Blister Bakırın Rafinasyonu.....   | 20 |
| 1.1.1.9. Anot Çamuru.....   | 21 |
| 1.1.1.9.1. Anot Çamurlarının Bileşimi ve Önemi .....  | 22 |
| 1.1.2. Altın Cevherleri .....   | 24 |
| 1.1.2.1. Altın Cevherlerinin Zenginleştirilmesinde Tarihsel Süreç .....   | 24 |
| 1.1.2.2. Altın ve Gümüş Minerolojisi.....   | 25 |
| 1.1.3. CEVHERLERDEN ALTIN KAZANIMI .....  | 29 |
| 1.1.3.1. Cevher Minerolojisi ve Özellikleri .....   | 29 |
| 1.1.3.2. Gravite İle Zenginleştirme Yöntemleri.....   | 30 |
| 1.1.3.3. Amalgamasyon Yöntemi .....   | 30 |
| 1.1.3.4. Flotasyon Yöntemi .....  | 31 |
| 1.1.3.5. Siyanürasyon Yöntemi.....  | 31 |
| 1.1.3.6. Siyanüre Alternatif Reaktifler .....   | 33 |
| 1.1.4. Türkiye Altın Madenciliği Tarihi .....   | 36 |
| 1.1.4.1. Türkiye Altın Madenciliği Potansiyeli .....  | 36 |
| 1.1.4.2. Türkiye'de Altın Madenciliğinin Mevcut Durumu .....  | 37 |
| 1.1.5. Günümüz Tesislerinde İşletim Teknolojisi .....   | 43 |
| 1.1.5.1. Refrakter Hammaddeler İçin Endüstriyel Uygulamalarda Yeni Teknolojiler ....  | 45 |
| 1.1.5.1.1. Pülpte Karbon Yöntemi .....  | 46 |
| 1.1.5.1.2. Liçte Karbon Yöntemi .....   | 47 |
| 1.1.5.1.3. Aglomerasyon ve Doğrudan Siyanür Liçi .....  | 47 |
| 1.1.5.1.4. Siyanürasyon Öncesi Bakteriyel Oksidasyon.....   | 49 |
| 2. ÖNCEKİ ÇALIŞMALAR .....  | 52 |
| 2.1. Zenginleştirme çalışmaları.....  | 53 |
| 2.1.1. Flotasyonla yapılan çalışmalar.....  | 53 |
| 2.1.2. Diğer Zenginleştirme çalışmaları.....  | 57 |
| 2.1.2.1. Yığın-Biyo liç çalışmaları.....  | 62 |
| 2.1.2.2. Ekstraksiyon çalışmaları .....   | 65 |
| 2.1.2.2.1. NaCN ile ekstraksiyonlar.....  | 65 |
| 2.1.2.2.2. Na <sub>2</sub> S <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ve (NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> S <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ile yapılan ekstraksiyonlar ..... | 67 |
| 2.1.2.2.3. Tiyoüre çözeltilisi ile yapılan ekstraksiyonlar .....  | 69 |
| 2.1.2.3 Elektroliz çalışmaları .....  | 72 |
| 3. MATERYAL VE METOD.....   | 75 |
| 3.1. Standartların hazırlanması .....   | 75 |
| 4. BULGULAR.....  | 83 |

|   |     |
|---|-----|
| 4.1. Flotasyon Çalışmaları .....  | 83  |
| 4.1.1. Sülfürleme çalışmaları .....   | 84  |
| 4.1.2. Kavrulan Örneklerin Flotasyonu .....   | 90  |
| 4.1.3. Ergani Bakır İşletmesinden Temin Edilen Piritten Yararlanılarak Sülfürleme İşleminin Yapılması.....                            | 101 |
| 4.2. Kavurma çalışmaları .....  | 111 |
| 4.2.1. Optimum Sülfürleme Koşullarında Sülfürlenen Örneklerin Uygun Flotasyon Koşullarında Elde Edilen Konsantrelerin Kavrulması..... | 111 |
| 4.2.2. Kapalı Ortamda Ön İşlem.....   | 112 |
| 4.2.2.1. Kapalı Ortamda Süreye Bağlı Olarak Yapılan Ön İşlem.....   | 114 |
| 4.2.2.2. Kapalı Ortamda Konsantre ile Demir Tozu Karışımının Kavrulması .....   | 119 |
| 4.2.2.3. Kapalı Ortamda Konsantre ile Pirit Karışımının Kavrulması.....   | 121 |
| 4.2.2.4. Kapalı Ortamda Konsantre ile Elementel Kükürt karışımının Kavrulması...  | 122 |
| 4.3.2. Tiyosülfat çözeltisi ile yapılan ekstraksiyon.....   | 129 |
| 4.3.3. Tiyoüre çözeltisi ile yapılan ekstraksiyon .....   | 131 |
| 4.4. Ekstraksiyon Çözeltisine Alınan Metal İyonlarının Kazanılması.....   | 136 |
| 4.4.1. Çöktürmeyle Ayırma .....   | 136 |
| 4.4.2. Elektrolizle Yapılan Ayırma İşlemleri.....   | 137 |
| 5. SONUÇ VE TARTIŞMA .....  | 141 |
| KAYNAKLAR .....   | 146 |
| TABLO LİSTESİ.....  | 154 |
| ŞEKİL LİSTESİ.....  | 160 |
| ÖZGEÇMİŞ .....  | 162 |

## AMAÇ

Bu çalışma, Hatay yöresinden temin edilen altın ve gümüş içerikli bakır cevherinden bakır üretimi yanında altın ve gümüş kazanılmasını gerçekleştirmek amacıyla yapılmıştır.

## ÖZET

Bu çalışmada, Hatay-Kisecik yöresinden temin edilmiş % 4.93 Cu, % 0.007 Co, % 0.92 Zn, % 11.41 Fe, % 10.72 S, 4.72 g / t Au ve 12.80 g / t Ag içeren cevher kullanılmıştır. Orijinal cevherin -160 mesh boyutta flotasyonu ile pH=11,0'de Au, Ag, Cu, Zn ve Co sırasıyla % 49.31, % 86.80, % 86.30, % 85.74 % ve % 72.54 verimle yüzdürülürken, tenörleri 7.31 g/t Au, 24.30 g/t Ag, %11.35 Cu, %1.69 Zn ve %0.016 Co olmuştur. Altın ve gümüşün istenilen verimlerde zenginleştirilemedikleri saptanmıştır. Bunun üzerine cevher, flotasyon işleminden önce sülfürleme işlemine tabi tutulmuştur. Bu amaçla, örnekler önce çeşitli oranlarda H<sub>2</sub>S + H<sub>2</sub>O buharı ortamında sülfürlenmiş ve elde edilen bu örneklerin flotasyonu ile Au, Ag, Cu, Zn ve kobaltın zenginleştirilmesi yoluna gidilmiştir. Bu şekilde yapılan çalışmalar sonucunda her bir örnek için ayrı ayrı sülfürleme ve flotasyon koşullarının belirlenmesine çalışılmıştır. Optimum flotasyon koşullarında Au, Ag, Cu, Zn ve Co flotasyon verimlerinin sırasıyla % 100, % 96.82, % 98.52, % 97.20 % ve % 94.77 olduğu saptanmıştır.

Optimum sülfürleme koşullarında, sülfürlenen örneklerin uygun flotasyon koşullarında elde edilen konsantreler 600 °C'de kavurma işlemine tabi tutulmuştur. Örneğin doğrudan kavurmaya tabi tutulmasıyla 6 saatlik süre ile kobaltın % 81,74'ü ve bakırın % 65,09'u çözeltiliye alındığı saptanmıştır. Çözeltiye alınan metal verimlerinin düşük olması nedeniyle bundan sonra, konsantrenin bir ön işleme tabi tutulması yoluna gidilmiştir.

Konsantreler, 725 °C'de farklı sürelerde kapalı ortamda işleme sokulmuş ve elde edilen örnekler 600 °C de farklı sürelerle kavurmaya tabi tutulmuştur. Kapalı ortamda yapılan işlem için, işlem için 2 saatlik sürenin yeterli olduğu görülmüştür. Bundan sonra 600 °C de kavrulmaya tabi tutulmuş ve 6 saatlik kavurma süresi sonunda kobaltın % 92,14'ü çözeltiliye alınırken bakırın da % 95,55'i çözeltiliye alınmıştır

Konsantreler, 725 °C'de 2 saat süre ile kapalı ortamdaki işleme sokulduktan sonra elde edilen örneklerin Fe tozu katılarak 600 °C de kavurmaya tabi tutulması sonucu kobaltın % 100'ü çözeltiliye alınırken bakırın da % 96,23'ü çözeltiliye alınmıştır.

Ayrıca -100 ve -150 mesh boyutundaki konsantreler, 725 °C'de 2 saat süre ile kapalı ortamda farklı oranlarda konsantre-elementel kükürt tozu karışımı, konsantre-pirit ve konsantre-Fe tozu karışımı şeklinde işleme sokulmuştur. Elde edilen örnekler 600 °C'de farklı süreler ile kavurulmuştur. Kazanım verimleri genellikle kobaltın % 100'ü çözeltiliye alınırken bakırın da % 94–96 civarında çözeltiliye alındığı saptanmıştır.

Farklı oranlarda sülfürlenmiş -160 mesh boyutundaki örneklerin karışımı optimum flotasyon koşullarında yüzdürüldükten sonra 725 °C'de 2 saat süre ile kapalı ortamda farklı oranlarda konsantre-elementel kükürt tozu karışımı ve konsantre-Fe tozu karışımı ile işleme



sokulmuştur. Elde edilen örnekler 600 °C’de farklı süreler ile kavrulmuştur. Böylece kobaltın % 95-100’ü, bakırın da % 94 civarında çözeltiye alındığı saptanmıştır.

Optimum flotasyon koşullarında elde edilen konsantrelerin kavrularak bakır, kobalt ve çinkonun çözelti ortamına alınması sonucu, geriye kalan artıklar siyanür, tiyosülfat ve tiyoüre çözeltileri ile ekstraksiyon işlemine tabi tutulmuşlardır.

Siyanür çözeltisi ile yapılan ekstraksiyon sonucu, altının tamamının ve gümüşün %94,36’sının çözelti ortamına alındığını göstermiştir.

Tiyosülfat ekstraksiyonu ile altın verimi %96’nın üzerinde olmasına rağmen; gümüş için etkili olamamıştır.

Tiyoüre çözeltisi ile yapılan ekstraksiyonda, altının % 97,85’i ve gümüşün %86,30’unun çözelti ortamına alındığı görülmüştür.

Siyanür ekstraksiyonu sonucu çözeltiye alınan altın ve gümüş elektroliz işlemine tabi tutulmuştur. Çözelti 60–70 °C’de tutulup 150 dakika süre ile 3 Volt potansiyel uygulanarak yapılan elektroliz sonucu çözeltideki altının % 97,5’inin ve gümüşün tamamının katot üzerinde toplandığı tespit edilmiştir.

## SUMMARY

The ore containing 4.93 % Cu, 0.007 % Co, 0.92 % Zn 11.41, % Fe, 10.72 % S, 4.72 g / t Au and 12.80 g / t Ag was obtained from district of Hatay-Kisecik. By flotation of original ore at -160 mesh size and at pH 11, Au, Ag, Cu, Zn and Co were floated in 49.31 %, 86.80 %, 86.30 %, 85.74 % and 72.54 % yields, respectively, while their concentrate grades were 7.31 g/t Au, 24.30 g/t Ag, 11.35 % Cu, 1.69 % Zn and 0.016 % Co. It was determined that gold and silver were not enriched with desired yields. Thus, before the flotation, the ore was sulfurized. For this reason, the samples were first sulfurized in the medium of various ratios of H<sub>2</sub>S + H<sub>2</sub>O vapor, and by the flotation of these samples, Au, Ag, Cu, Zn and Co were enriched. It was tried to determine conditions of sulfurization and flotation distinctively for each sample by the results of these studies. It was concluded that the flotation yield of Au, Ag, Cu, Zn and Co were 100 %, 96.82 %, 98.52 %, 97.20 % and 94.77 %, respectively under optimum flotation conditions.

The concentrates obtained from the sulfurized samples under optimum flotation conditions were roasted at 600 °C. It was established that 81.74% of cobalt and 65.09 % of copper were passed into the solution by the direct roasting of the sample for 6 hours. Since amount of metal passed into the solution were low, henceforth, the concentrate was treated with a pre-process.

The concentrates were processed in a closed medium at 725 °C for different time intervals. It was seen that two hours were sufficient for the process. Then, they were roasted at 600 °C, and only 92.14 % of cobalt was passed into the solution at the end of 6 hours, while 95.55 % of copper was passed into the solution. After the concentrates were processed at 725 °C for two hours in the closed medium, Fe powder was added to the samples and the mixture was roasted at 600 °C, so 100 % of cobalt and 96.23 % of copper were taken in the solution.

Furthermore, -100 and -150 mesh concentrates were processed in the form of various ratios of concentrate elemental sulfur powder mixture at 725 °C for two hours in the closed medium. The samples were roasted at 600 °C various times. Recovery yields were 100 % for cobalt and 94-96 % for copper.

After flotation of the -160 mesh samples sulfurized at various ratios under optimum flotation conditions, they were processed with various ratios of the concentrate elemental sulfur powder mixture at 725 °C for two hours. The samples were roasted at 600 °C for various times. Recovery yields were 95-100 % for cobalt and 94 % for copper.

After the roasting of the concentrates obtained under optimum flotation conditions and taking into the solution, the residues were extracted with cyanide, thiosulfate and thiourea

By the extraction with cyanide solution, all of gold and 94.36 of silver were passed into the solution

Although yield of gold was higher than 96 % by thiosulfate extraction, this process was not effective on silver.

It was seen that 97.85 % of gold and 86.30 % of silver were passed into the solution by thiourea solution extraction.

Gold and silver taken in solution by the cyanide extraction were electrolyzed. It was observed that 97.5 % at gold and all of silver collected on the cathode by the electrolysis in which temperature of the solution was fixed at 60-70 °C and 3 volt potential were applied for 150 minutes.

## 1.GİRİŞ

Bakırın kullanımı çok eski çağlara dayanmaktadır. Bakır ve madenler, Kıbrıs ve Anadolu'da 5000–6000 yıldan beri çıkarılmaktadır. Bakır yabancı dillerdeki “Kıbrıs”tan gelmiştir (1). İnsanlar doğada saf olarak buldukları bakırı döverek şekil verip günlük yaşamlarında süs eşyası, silah ve el sanatlarında kullanmış olup uygarlık ilerledikçe bakıra olan ihtiyaç daha da artmıştır. Günümüzde tüketimi 11 milyon tonun üzerine çıkan bakır en çok kullanılan ikinci metal durumuna gelmiştir.

Bakıra olan devamlı talep artışı endüstrileşmedeki gelişmelerle orantılıdır. Bakırın endüstrileşme ve makineleşmedeki yeri artık tartışmasız kabul edilmiş olup, geçen 10 yılda Tayland'ın ihtiyacı dört kat ve Güney Kore'nin üç kat artmış, Çin'deki talep patlama noktasına gelmiş durumdadır. Gelecekte de Güney Amerika ve Doğu Avrupa ülkelerinin bakıra olan taleplerinde önemli artışlar olacağı tahmin edilmektedir. Gelişmiş ülkelerde kişi başına yıllık bakır tüketimi 10 kg'dır. Bu rakam az gelişmiş ülkelerde 1–2 kg arasında değişmektedir.

Yüksek elektrik ve ısı iletkenliği özellikleri bakır, elektrik santralleri ve iletken malzemenin vazgeçilmez girdisi haline getirmektedir. Soğuk hava makina ve teçhizatında, paslanmaz özelliğinden ötürü nakliye vasıtalarında ve dış kaplamalarda bakırın büyük kullanım alanları bulunmaktadır. Bunlara ilaveten bakırın kaynak işlerinde, metalürjide ve bronz üretiminde önemli yeri olup, daha birçok kullanım alanlarını saymak mümkündür.

En geniş kullanım alanı, sırasıyla elektrik üretim ve iletimi ile ilgili tesislerde, inşaatta, ulaşım makina ve teçhizatındadır. Bundan 10 yıl önce bakıra olan ihtiyaç hiç de bu kadar önemli görülmemekte ve bakırın yerine kullanılabilecek birçok ikame maddesi ileri sürülmekteydi. Alüminyum, plastik, fiber-optik gibi malzemeler bakır yerine kullanılmış, ancak bakıra duyulan ihtiyaç ve talepte hiçbir azalma olmamış, bilakis devamlı artma görülmüştür.

Sonuçta, ekonomik gelişmelere bağlı olarak hayat standardının sürekli yükseldiği günümüz dünyasında bakıra olan talebin devamlı olarak artacağı, bazı kullanım alanlarında ikame malzemesi bulursa bile bakırın güncelliğini daima muhafaza edeceği gerçeği anlaşılmış bulunmaktadır.

Dünya görünür bakır rezervleri, metal içeriği olarak 321 milyon ton civarındadır. Bu rezervin % 22'sine sanayileşmiş ülkeler, % 18'ine BDT ve Doğu Avrupa ülkeleri, % 2'sine

OECD ve % 58'ine geliřmekte olan lkeler sahip bulunmaktadır. Trkiye'nin dnya bakır rezervindeki payı ise % 0,3'tr.

Dnyada bakır retimi, slfrl ve oksitli bakır cevherlerinin madencilik yntemleri ile ıkarılması, zenginleřtirilmesi ve deęerlendirilmesi ile yapılmaktadır. Slfrl bakır cevherleri genellikle flotasyon yntemi ile zenginleřtirilerek izabe iřlemlerine tabi tutulmak suretiyle blister bakır retilmektedir. Oksitli bakır cevherleri ise genellikle hidrometalurjik ve bakteriyel yntemlerle deęerlendirilmektedir.

## 1.1. GENEL BİLGİLER

### 1.1.1.BAKIR CEVHERLERİ VE BAKIR METALÜRJİSİ

Bakır cevherinin tabiatta bulunduęu yapılar Tablo 1'de verilmiřtir.

**Tablo 1:** Bazı bakır mineralleri ve yapıları

| Adı          | Forml                   | % Cu    | Kristal Őekli | Yoęunluęu | Sertlięi |
|--------------|---------------------------|---------|---------------|-----------|----------|
| Antlerite    | $Cu_3SO_4(OH)_4$          | 53,74   | Orth          | 3,9       | 3,5-4    |
| Atacimite    | $Cu_2Cl(OH)_3$            | 59,78   | Orth          | 3,75-3,77 | 1,86     |
| Azurite      | $Cu_3(CO_3)_2(OH)_2$      | 52,2    | Mon           | 3,77      | 3,5-4    |
| Bornite      | $Cu_5FeS_4$               | 55-69,3 | Tet&Iso       | 5,06-5,08 | 3        |
| Chalcocite   | $Cu_2S$                   | 79,8    | Ort&Hex       | 5,5-5,8   | 3        |
| Chrysocolla  | $Cu_4H_4Si_4O_{10}(OH)_8$ | 45,2    | ?             | 2-2,4     | 2-4      |
| Covellite    | $CuS$                     | 66,49   | Hex           | 4,6-4,76  | 1,5-2,0  |
| Kuprite      | $Cu_2O$                   | 88,8    | Iso           | 6,1       | 3,5-4    |
| Digenite     | $Cu_9S_5$                 | 78,13   | Iso           | 5,6       | 2,5-3    |
| Enargite     | $Cu_3AsS_4$               | 48      | Orth          | 4,45      | 3        |
| Malachite    | $Cu_2CO_3(OH)_2$          | 57,4    | Mon           | 3,9-4,03  | 3,5-4    |
| Tennantite   | $Cu_{12}As_4S_{13}$       | 30-55   | Iso           | 4,6-5,1   | 3,5-4    |
| Tenorite     | $CuO$                     | 79,8    | Tric          | 6,5       | 3-4      |
| Tetrahedrite | $Cu_{12}Sb_4S_{13}$       | 45,76   | Iso           | 4,6-5,1   | 3-4,5    |
| Chalcopyrite | $CuFeS_2$                 | 34,5    | Tet           | 4,1-4,3   | 3,5-4    |

### 1.1.1.1.Bakırın Fiziksel Özellikleri

Doğada nabit olarak da bulunan bakırın bilinen 250'ye yakın mineralinden ancak 10–15 kadarı ekonomik önem taşımaktadır. Bunların başlıcaları şunlardır:

- Sülfürlü mineraller : Kalkopirit; (Cu FeS<sub>2</sub>), Bornit; (Cu<sub>5</sub>FeS<sub>4</sub>)  
Kalkosin; (Cu<sub>2</sub>S) ve Kovelin; (CuS)
- Kompleks mineraller : Burnotit; (Pb Cu Sb S<sub>3</sub>), Enarjit (Cu<sub>3</sub>(As, Sb) S<sub>4</sub>),  
Tetrahedrit; (Cu<sub>12</sub> Sb<sub>4</sub>S<sub>13</sub>)
- Oksitli mineraller : Kuprit; (Cu<sub>2</sub>O), Tenorit; (CuO), Malahit; [Cu<sub>2</sub> CO<sub>3</sub> (OH)<sub>2</sub>]  
Azurit; [Cu<sub>2</sub> (CO<sub>3</sub>)<sub>2</sub> (OH)<sub>2</sub>], Krizokol; (Cu Si O<sub>3</sub> · 2H<sub>2</sub>O)

Bakır yatakları oluşumlarına göre üç ana grupta toplanabilir;

1. Magmatik bakır yatakları
2. Tortul bakır yatakları
3. Metamorfik bakır yatakları

Tenörlerine göre de bakır yatakları aşağıdaki gibi sınıflandırılabilir:

1. Porfirik tip bakır yatakları (sülfürler): Dünya bakır rezervinin % 40-45'ini oluştururlar. Bakır tenörü % 0,3–2 Cu arasındadır.

2. Volkanojenik Masif Sülfür yatakları: Dünya rezervlerinin % 30-35'ini oluştururlar.

Bakır tenörü % 2–6 arasındadır.

3. Damar tipi bakır yatakları: Dünya rezervlerinin % 20-30'unu oluşturur.

Bakır ürünleri iki grupta toplanabilir:

1. Yarı ürünler:

Konsantre, blister bakır, rafine bakır, katot bakır.

2. Ürünler:

a) Elektrolitik ürünler:

- Tel kütüğü, blok-takoz, sürekli döküm filmaşini,
- Levha, lama, şerit,
- Çubuk, boru, profil

b) Elektrolitik olmayan ürünler:

levha, lama, şerit, çubuk, boru, profil.

c) Alaşımlar: Pirinç, bronz, diğer bakır alaşımları.

### 1.1.1.2. Bakır Rezervleri

Dünya görünür bakır cevheri rezervlerinin, Cu içeriği olarak 550 milyon ton civarında tahmin edilmektedir. Dünya bakır rezervlerinin % 68'ine Şili, ABD, Eski Sovyetler Birliği, Zambiya, Peru, Zaire ve Kanada; % 32'sine ise diğer ülkeler sahip bulunmaktadır.

Dünya görünür bakır rezervlerinin halen 337 milyon tonunun işletilebilir rezerv olduğu kabul edilmektedir. U.S. Geological Survey, dünya (görünür+ muhtemel+ mümkün) rezervlerini 1,6 milyar ton olarak tahmin etmektedir. Ayrıca okyanus diplerindeki manganez yumrularında da 690 milyon ton bakır potansiyeli bulunmaktadır. (2)

**Tablo 2:** Bakır içeriği olarak dünya bakır rezervleri, X10<sup>3</sup>ton (3)

| ÜLKELER       | Rezerv         | Baz rezerv     |
|---------------|----------------|----------------|
| ABD           | 35.000         | 70.000         |
| Avustralya    | 24.000         | 43.000         |
| Kanada        | 7.000          | 20.000         |
| Şili          | 140.000        | 360.000        |
| Çin           | 26.000         | 63.000         |
| Endonezya     | 35.000         | 38.000         |
| Kazakistan    | 14.000         | 20.000         |
| Meksika       | 27.000         | 40.000         |
| Peru          | 30.000         | 60.000         |
| Polonya       | 30.000         | 48.000         |
| Rusya         | 20.000         | 30.000         |
| Zambiya       | 19.000         | 35.000         |
| Diğer Ülkeler | 60.000         | 110.000        |
| <b>TOPLAM</b> | <b>470.000</b> | <b>940.000</b> |

**Tablo 3:** Dünya bakır üretimi, X10<sup>3</sup> Ton (4)

| ÜLKELER              | 2000          | 2001          | 2002          | 2003          | 2004*         |
|----------------------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| ABD                  | 1.440         | 1340          | 1.140         | 1.120         | 1,160         |
| Avustralya           | 829           | 900           | 883           | 830           | 850           |
| Kanada               | 634           | 620           | 600           | 558           | 560           |
| Şili                 | 4.600         | 4.650         | 4.580         | 4.900         | 5.380         |
| Çin                  | 590           | 620           | 585           | 610           | 620           |
| Endonezya            | 1.012         | 1.080         | 1.160         | 979           | 860           |
| Kazakistan           | 430           | 470           | 490           | 485           | 485           |
| Meksika              | 365           | 370           | 330           | 361           | 400           |
| Peru                 | 554           | 560           | 843           | 831           | 1.000         |
| Polonya              | 456           | 450           | 503           | 495           | 500           |
| Rusya                | 570           | 550           | 695           | 675           | 675           |
| Zambiya              | 240           | 320           | 330           | 330           | 400           |
| Diğer Ülkeler        | 1.480         | 1.570         | 1.150         | 1.400         | 1.600         |
| <b>DÜNYA TOPLAMI</b> | <b>13.200</b> | <b>13.200</b> | <b>13.600</b> | <b>13.600</b> | <b>14.500</b> |

### 1.1.1.3. Bakırın Tüketim Alanları

Bakır, üstün fiziksel ve kimyasal özelliğinden dolayı endüstride yaygın olarak kullanılmaktadır. Sektörlere göre bakır tüketiminin dağılımı Tablo 4'te verilmiştir,

**Tablo 4:** Bakır tüketiminin sektörel dağılımı (5)

|   | DÜNYA<br>(%) | ABD<br>(%) | JAPONYA<br>(%) | B,ALMANYA<br>(%) |
|---|--------------|------------|----------------|------------------|
| Elektrik ve Elektronik Sanayi                         | 50           | 25         | 52             | 54,3             |
| İnşaat Sanayi   | 17           | 39         | 15             | 14,0             |
| Ulaşım Sanayi   | 11           | 11         | 11             | 10,7             |
| Endüstriyel Ekipman                                   | 16           | 15         | 15             | 14,0             |
| Kimya, Kuyumculuk, Boya<br>San. ve Turistik Eşya gibi | 6            | 10         | 7              | 7                |



Bakırı ikame eden ürünler:

- Fiber-optik: haberleşme malzemesinde bakır tel yerine,
- Plastik borular: İnşaat sektöründe bakır borular yerine,
- Alüminyum: Otomobil radyatörleri ve elektrik aletleri yapımında bakır yerine,
- Ayrıca titanyum, karbon çeliği, paslanmaz çelik, çinko ve cam, bakır yerine kullanılabilir,

Bakır ikame ürünlerinin kullanım alanları aşağıda ayrıntılı olarak açıklanmıştır.

**İnşaat Teli Pazarında Alüminyum:** ABD'de bakır tüketiminin en büyük kısmı inşaat sektöründedir. Bakır ikamesinde alüminyum kullanımı azalmıştır. 20 yıl önce hafif olmasından dolayı alüminyum kullanımının tercih edilmesi nedeni ile pazar payı % 69'a kadar düşen bakırın payı, bugün % 92'ye yükselmiştir. Alüminyum kullanımı emniyet nedenleri ile azalmıştır. Elektrik kutularına alüminyum telin bağlanması, kısa devreler dolayısıyla bina yangınlarına neden olmuştur.

**Atık Su Pazarında Plastik:** ABD'de ısı ile atık su tesisatlarında bakır kullanımı bu metalin ikinci büyük tüketim alanıdır. Plastik boruların konutlar dışında kullanımının artmasına rağmen bakır bu pazardaki önemini korumaktadır. Konut içi atık su tesisatlarında ise bakır hâlâ % 90 ile en büyük kullanım payına sahiptir. Bu alanda plastik kullanımı, bazı problemlere de yol açmaktadır. Özellikle kırılan PVC borularının tespiti ve tamiri pahalı olmaktadır. Bakırın bakteri öldürücü özelliği varken, plastik, bakterilerin çoğalması için uygun bir ortam yaratmaktadır. Bu nedenle plastik boruların konut içi kullanım oranının yükselmesi olasılığı azdır. Tesisatlarda plastik kullanımı % 50 oranındadır. Özellikle belediyelerin ana su hatlarında plastik kullanımı, oranın bu düzeye yükselmesinde en önemli etken olmuştur.

**Telekomünikasyon Pazarında Fiber-Optikler:** Bakırın kullanımını en fazla tehdit eden malzeme fiber-optiklerdir. Bununla beraber telekomünikasyon pazarı sadece 225 bin ton'luk bir tüketim kapasitesine sahiptir. Fiber-optik, 2.925- 3.150 milyon ton'luk toplam bakır tüketiminin ancak % 7-8'ini ikame edebilecektir.

Metallgesellschaft kaynaklı bir beyana göre; fiber optikler, dünya toplam bakır pazarının sadece % 5 payına sahiptir. Buna rağmen 1979 yılındaki maksimum tüketimle

kıyaslandığında, bakırın telekomünikasyon pazarında kullanımını % 50 azalmıştır. Bunun en önemli nedeni, fiber optik kablolarla gönderilen elektromanyetik sinyal sayısının bakıra oranla büyük ölçüde artmasını sağlayan teknolojik gelişmeler olmuştur.

İletişimde büyük kapasitelere ulaşılması, fiber-optiklerin yolunu açmıştır. Çok kanallı teknoloji (multiplexing) ve ince tel ölçerler (gauges) bakır tüketimini düşüren önemli faktörlerdir. Böylece telefon santrallerinde bakır kullanımı azalmıştır. Bununla beraber, giderek incelen ince ölçerlerin kırılma problemlerini beraberinde getireceği görülmektedir.

Fiber-optik genelde uzun mesafe iletişim hatlarında kullanılmaktadır. Bu sahada bakır hemen hemen hiç kullanılmamaktadır. Bina içi iletişim hatlarında kullanılmasıyla bakır, telekomünikasyon pazarında ancak % 7'lik bir paya sahip olabilmektedir. Bu alanda da fiber-optik kullanımı artmaya başlamıştır,

Öte yandan, birkaç yıldan beri bakır tel kullanımında önemli oranda artış meydana gelmiştir. Bu konuda, uluslararası kuruluşlar Copper Development Association (CDA) ve International Copper Development Association (ICDA) devreye girmeye başlamışlardır.

Bakırın gelecekte bekleyen en büyük tehlike, süper iletkenlerin endüstriye girmesidir. Zira süper iletkenler endüstriye girdiğinde, mevcut elektrik motorları tamamen değişeceğinden bakırın önemli bir tüketim alanı ortadan kalkacaktır.

#### **1.1.1.4. Bakır Cevherleri Zenginleştirme Yöntemleri**

İşletilebilen bakır cevherleri, oluşumları bakımından dört gruba ayrılır.

- Sülfürlü Cevherler: En kolay zenginleşenlerdir.
- Karbonatlı Cevherler: Güç zenginleşirler.
- Oksitli-Sülfürlü Karışık Cevherler: Güçlkle zenginleşirler.
- Bakır silikatlar: Ekonomik yönden olanaksızdırlar.

Daha önceleri tavuklama, jigle, sallantılı masalarla yapılan zenginleştirme işlemleri, yerini bugün flotasyon, liç ve gravite yöntemlerine bırakmıştır.

##### **1.1.1.4.1. Yoğunluğuna Göre Bakır Cevherlerinin Zenginleştirilmesi**

Günümüzde cevherin yapısının uygun olması halinde flotasyon öncesi bir ön işlem olarak uygulanır. Flotasyonla konsantre verimi artarken flotasyon maliyeti azalır. Bu işlem

için ağır ortam tamburları ve ağır ortam siklonları kullanılır. Bunun için ön şart olarak tanelerin yoğunluğu arasında  $1,0-0,7 \text{ g/cm}^3$  lük bir yoğunluk farkına gerek vardır. Ayrıca flotasyonla zenginleştirilemeyen oksit yapısındaki cevherler gravite yöntemiyle zenginleştirilebilir. Kıbrıs madenleri işletmesi, maliyeti azaltmak için % 4 Cu ve % 9 Zn içeren cevher, Wemco tipi tamburlu separatörlerle ağır ortam zenginleştirilmesiyle ağır ortamda % 5 Cu ve % 11 Zn tenörlü konsantre elde etmişlerdir. Genel bakır verimi % 97'den fazla olmuştur.

#### 1.1.1.4.2. Sülfürlü Bakır Cevherlerinin Flotasyonu

Sülfürlü bakır cevherleri kalkopirit ( $\text{CuFeS}_2$ ), kalkosit ( $\text{Cu}_2\text{S}$ ), Bornit ( $\text{Cu}_5\text{FeS}_4$ ), kovelin ( $\text{CuS}$ ), tetraedrit ( $\text{Cu}_2\text{S.SbS}_3$ ), enargit ( $\text{Cu}_3\text{AsS}_4$ ), Pirit, pirotin, markazit ile Pb, Zn, Co, Ni, Mo, Hg, Sb, Bi; gang mineralleri olarak kuars, serisit, barit, kalsittir. (6)

Sülfürlü metal cevherleri, metal içerikli sülfürlü mineral ve gangtan oluşur. Bu da selektif flotasyonla yapılan en basit uygulamayla zenginleştirilir. Gangtan tüm süflürlerin ayrılması bulk flotasyonu olarak adlandırılır.  $\text{CuFeS}_2$ , PbS ve ZnS gibi sülfürlü mineraller yaygınca aynı mineralde bulunur. Sülfürlü minerallerin flotasyonunda kollektör olarak ksantatlar (ditiyokarbonatlar) ve ditiyofosfatlar kullanılır. Köpürtücüler ise çamyacı ve Dowfroth 250 gibi sentetik ticari bileşimlerden oluşur.

Sülfürlü bakır mineralleri genellikle kireç kullanılarak  $\text{pH}=8,5-12,5$  arasında flotasyonu yapılır (7).

Sülfürlü bakır cevherlerinden bakır mineralleri başarılı bir şekilde, % 90-95 bakır kazanma verimiyle flote edilerek % 15-25 Cu tenörlü konsantreler üretilmiştir (6).

#### 1.1.1.4.3. Kompleks Sülfürlü Cevherlerin Flotasyonu

**Kalkopirit:** Kalkopirit ( $\text{CuFeS}_2$ ) %34,6 Cu, % 30 Fe, %35 S içerir.  $\text{pH}=7-10$  arasında yüzme yeteneği artmaktadır. Kısa karbon zincirli bir ksantatla (etil ksantat) iyi bir sonuç verir. Bakır yüzeyi bir oksidasyona maruz kalmışsa daha ağır moleküllü bir ksantat (amil ksantat gibi) kullanılması gerekir.

**Kalkosin:** Kalkosin flotasyonunda anyonik toplayıcılar kullanılır. Özellikle ksantatlar, ditiyofosfatlar kullanılır. Kireç kalkosinin yüzme yeteneğini etkilediğinden bastırmada ve pH ayarlanmasında dikkatli olmak gerekir. Kostik soda, siyanür,  $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ,  $\text{K}_3[\text{Fe}(\text{CN})_6]$ ,

$K_4[Fe(CN)_6]$ ,  $Na_2S$ ,  $K_2Cr_2O_7$  bastırıcı olarak kullanılır.

**Bornit:** Sekonder oluşmuş bir bakır mineralidir. Kalkopirit ve piritle beraber bulunur. Kalkopirit gibi  $NaCN$ 'dan etkilenir.

**Kovellin:** Sekonder oluşmuş olup pirit, kalkopirit, bornit ve diğer oksidasyon zonu mineralleri ile birlikte bulunur. Bakır yataklarında kovelin ekonomik ağırlıklı mineral olarak bulunur. Flotasyon davranışı yönünden kalkosine benzer davranış gösterir. Yüzme yeteneği kalkopirit kadar iyi değildir.

Enargit, Tentantit ve Tetraedrit mineralleri bakır mineralleriyle veya galen ve sfaleritle beraber rastlanır. Bunlardan en iyi yüzen enargittir. Bu da kalkopirit kadar iyi değildir.

**Pirit:** Hemen tüm yataklarda rastlanır. Bakır cevherlerinde en önemli sorun piritin bastırılmamasıdır. Bunun için kireç kullanılarak  $pH=8,5-12$ 'de pirit bastırılır.

#### 1.1.1.4.4. Hidrometalurjik Yöntemlerle Bakır Cevherlerinin Zenginleştirilmesi

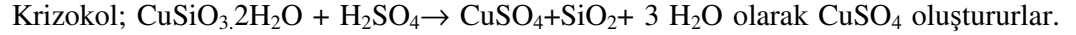
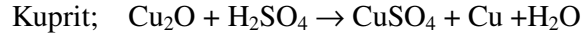
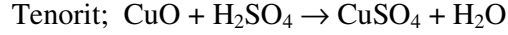
Bu yöntem daha çok oksitli bakır cevherlerine, oksitli-sülfürlü bakır cevherlerine uygulanır. Uygulanan liç yöntemleri yapılış şekline göre, yağma liçi, karıştırma liçi, perkolasyon liçi ve basınç liçi olarak sıralanabilir. Basınç liçi daha çok bakır konsantrelerine uygulanır. Yerinde liç, oksitli bakır minerallerini içeren büyük rezervli fakir bakır yataklarına uygulanır. Evvela delme patlatma yapılır. Cevher parçalanır. Bu cevhere oksijen ve  $H_2SO_4$  + su karışımı gönderilir. Oluşan yüksek hidrostatik basınç ve ısı ile bakır mineralleri  $CuSO_4$ 'a dönüşür. Bakır sülfat çözeltisinden Cu ve çözülmüş diğer metaller kazanılır.

Bakır cevherlerine uygulanan liç işlemlerini çözüldürme işlemlerine göre; sülfürik asit liçi, kavurma + sülfürik asit liçi,  $NH_3$  liçi, kostik soda liçi ve bakteri liçi olarak sınıflandırabiliriz.

##### 1.1.1.4.4.1. Sülfürik Asit Liçi

Bu yöntem, oksitli, oksitli-sülfürlü bakır cevherlerin zenginleştirilmesinde uygulanır. Bakır mineralleri şu şekilde çözülüp  $CuSO_4$  oluştururlar.

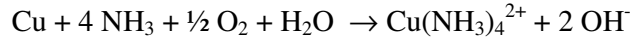




Bakır sülfat ve diđer metaller pülpten süzülerek ayrılır.

#### 1.1.1.4.4.2. Amonyak Liçi

Eđer cevher kireç taşlarına yapışık yâda dolomitlerden oluşuyorsa  $\text{NH}_3$  liçi ile deđerlendirilir. Metalik ve bakır oksit şeklinde olan cevher, amonyak ve oksijen ilavesiyle bazik ortamda



$\text{CuO} + 4 \text{NH}_3 + \text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+} + 2 \text{OH}^-$  reaksiyonları oluşur. İşlem sonucu elde edilen kütle süzülerek artıklardan ayrılır. Süzüntüdeki metaller elektroliz veya diđer yöntemlerle kazanılır (8).

#### 1.1.1.4.4.3. Kostik Soda Liçi

Horton (1961) tarafından patentlenen karbonat gangli oksitli bakır cevherleri için düşünölen 7 M NaOH'te çözödür.



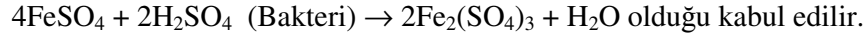
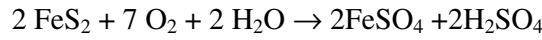
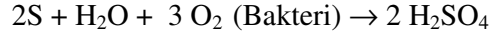
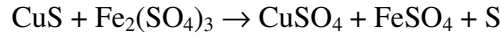
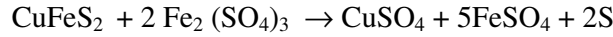
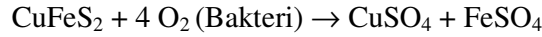
#### 1.1.1.4.4.4. Kavurma-Sülfürük Asit Liçi

Oksitli bakır cevherleri, oksitli-sülfürlü bakır cevherleri yâda piritle karışık oksitli bakır cevherleri fırında kavurma yoluyla  $\text{CuSO}_4$  ve diđer metal sülfatlara dönüřür. Çözünmeyen bakırın oluşmaması ve  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ 'ın parçalanması gibi kritik sıcaklık gerekir (5). Kavruan numuneler  $\text{H}_2\text{SO}_4$ 'le muameleye tabi tutulur. Daha sonra çözödür. Süzüntüdeki  $\text{CuSO}_4$  ve diđer metal sülfatlar deđerşik yöntemlerle kazanılır.

#### 1.1.1.4.4.5. Bakteri Liçi

Sülfürlü metalleri yükseltgeyen birçok bakteriden en etkili olanı “thiobacillus ferrooxidant”tır. Maden ocaklarındaki sularda bol miktarda bulunur. Kalkopirit, kovalin, bornit, enargit, tetraedrit ve stanini bu tür bakteriler yükseltgeyerek  $\text{CuSO}_4$ 'a dönüřtürür. Bu

liçte havalandırma, ısı, tane boyutu, ortamın pH'sı, karıştırma hızı, organizmanın beslenmesi ve ortamdaki diğer elementlerin etkisi vardır. Şu reaksiyonlar oluşmaktadır.



Oda sıcaklığında bu reaksiyonların bakteri olması halinde yavaş yürüdüğü,  $\text{H}_2\text{SO}_4$ 'le pH'ın düşürülmesiyle ortamın pH'sı ve ısısının ayarlanması sonucu reaksiyonlar hızlanır. Çözelti ortamına alınan  $\text{CuSO}_4$  ve diğer elementler değişik yöntemlerle kazanılır.

#### 1.1.1.4.5. Liç Çözeltilerinden Bakırın Kazanılması

Çözeltiye alınan bakır sülfat, bakır klorür, kompleks amonyum-bakır tuzları ve bunlarla bulunan diğer metal tuzları çeşitli yöntemlerle değerlendirilir. Bunlar;

—Metallerle Çöktürme

—Gazlarla Çöktürme

—İyonik Çöktürme

—Sıvı-sıvı ekstraksiyonuyla selektif metal çözeltisi kazanımı-elektroliz (veya çöktürme)

—Selektif elektroliz

##### 1.1.1.4.5.1. Metallerle Çöktürme

Metal tuzu içeren çözeltilerde yüksek derecede negatif elektrot potansiyeline sahip metal ilave edilerek pozitif indirgenme elektrot potansiyeline sahip metal iyonlarının yerine geçerek onu metalik hale dönüştürür. Bakır sülfatlı çözeltilerde demir talaşı ilavesiyle metalik bakır açığa çıkar. Açığa çıkan metalik bakır, sülfürlü bakır gibi flote edilir.

##### 1.1.1.4.5.2. Gazlarla Çöktürme

Bakır sülfat çözeltisinden oda sıcaklığında  $\text{SO}_2$  gazı geçirilirse; bakır ve bakır sülfat karışımı çöker. Eğer çöktürme işlemi  $100^\circ\text{C}$ 'de 50 psi basınç altında yapılırsa metalik bakır çökeleği oluşur (8).

### 1.1.1.4.5.3. İyonik Çöktürme

Bakırın klorür olarak çözeltiye alındığı işlemlerin liç çözeltilerinde bakır genellikle bakır (II) klorürür ( $\text{CuCl}_2$ ) şeklindedir. Çözeltiye indirgen bakır tuzları ilave edilerek (% 1,53  $\text{CuCl}$ )  $\text{CuCl}$  tuzu elde edilir. Çökelti süzülür, elde edilen  $\text{CuCl}$ 'ün elektroliz edilmesiyle metalik bakır kazanılır.

### 1.1.1.4.5.4. Sıvı-Sıvı Ekstraksiyonuyla Ayırma

Ortama ilave edilen organik solvent reaktifıyla çözeltideki metal iyonlarıyla reaksiyona girerek kompleks oluşturup organik faza taşınırlar. Bu şekilde toplanan solvent çözeltisi sıyrılarak liç çözeltisinden uzaklaşır.

“LIX” tipi organik sıvı yalnızca bakır iyonlarını ekstrakte eder. Lix, genel olarak % 90 gaz yağı + % 10 lix şeklinde uygulanır. Amonyaklı bakır çözeltilerinden lix 64 yâda lix 64 N ile, sülfatlı bakır çözeltilerinden lix 70 ile bakır iyonlarının ekstrakte edilebildiği kaydedilmektedir (9)

“DEHPA” diye bilinen organik sıvı ise Cu, Zn, Co iyonlarını ekstrakte etmekte, demire karşı aktif olmamaktadır.

### 1.1.1.5. Bakır Cevherlerinde Liç

Bakır cevherlerinde liç, pasada, planlanmış cevher yığınlarında ve yerinde olmak üzere üç şekilde olur. Pasa ve yığınlarda uygulanan liç işlemi benzerdir. Zayıf asidik çözeltiler, yığına yavaşça beslenerek bakır çözeltiye geçirilir. Ortamda sülfürlü mineraller varsa, zayıf asit, havanın yığın içinden yukarı doğru hareketi sırasında doğal olarak elde edilir; aksi takdirde çözeltiye sülfürik asit ilave edilir.

Planlı yığınların optimum yüksekliği malzeme özellikleri, topografya ve hava akışı ihtiyaçlarına bağlı olarak değişir. Genelde 40–60 m.lik yükseklik uygulanır. Yığının kapladığı alan, topografyaya ve çözelti akışına bağlıdır. Ortamda kil varsa veya liç edilecek malzeme kırılmışsa, aşırı sıkışmayı ve dolayısıyla geçirgenlik azalmasını önlemek için daha az yükseklikte yığınlama (5–15 m.) yapılır.

Liç çözeltilerinin yığın ve parça üzerinde dağıtılmasında muhtelif yöntemler kullanılırsa da en yaygın yöntem dağıtıcı fıskiye kullanımınıdır.

Liç çözeltilerinin akış hızları, 1,0- 3,0 g/lt bakır konsantrasyonu elde edilinceye kadar değiştirilir. Killi ortamda çok yüksek akış oranları, yığın içinde kanalların gelişmesine yani kısa devreye yol açarak, istenmeyen çözeltili dağılımına sebep olabilir.

Liç sisteminde bakır kazanımını belirleyen en önemli faktör cevherin minerolojik özellikleridir. Mevcut parça yığınları, genelde düşük tenörlü sülfürlü cevherlerdir. Böyle bir çevrede, eğer ortama hava verilirse, doğal bakteri büyümesi meydana gelecek ve oluşan bakteriler liç işlemine yardımcı olacaktır.

Sülfürlü liç için asit ilavesine ihtiyaç çok az veya hiç olmayabilir. Ancak kazanım, oksit mineralleri içeren parçalara oranla çok uzun sürede gerçekleşir. % 50'den fazla kazanım oranına ulaşmak için 3–5 yıl gerekebilir.

Parça boyutu, liç işleminde bakır kazanımını belirleyen bir sonraki en önemli faktördür. % 0,25'den fazla tenörlü bakır cevherleri için 1,3 cm. altına kırılmış olan cevherlerde kazanım bir yıldan daha az bir sürede % 70'den daha fazla olabilir.

#### **1.1.1.5.1. Bakır Çözeltilerinin Solvent Ekstraksiyonu**

Bu prosede bakır, demir ve diğer katyonları içeren zayıf asitli liç çözeltisi bakırı seçimli olarak çözeltilerden alan bir organik "solvent" ile karıştırılır. Bu organik madde bakırı bünyesine alır. Daha sonra kuvvetli asitle yıkandığında bakır çözeltiliye konsantre biçiminde geçer. Liç çözeltilisindeki bakır konsantrasyonu genelde 1–3 g/lt arasındadır.

#### **Liç İçin En Uygun Mineraller**

Kuprit hariç bakır oksit mineralleri, sülfürlü minerallerden kalkosin ve kovelindir. Bakır oksit minerallerinden malahit, azurit ve atakomitte % 70–90 arası bakır kazanımını birkaç ay içinde mümkün olabilir.

#### **1.1.1.5.2. Yerinde Liç**

Gerekli şartlar, geçirgenlik ve mineral çözünebilirliğidir. Büyük faylar işlemin uygulandığı yatakta aşırı çözeltili kaybına neden olabilir. Yataktaki dolomit, kalsit, biotit ve kil minerallerinin varlığı, yerinde liçi zorlaştırır.



### 1.1.1.5.3. Elektrowinning

Organik maddeden arınmış elektrolit, ısı deęiřtiricisinden geirilerek özeltinin ısısı artırılarak elektrolite su ve reaktiflerin ilave edildięi sirkülasyon tanklarına gelerek buradan elektroliz hücrelerine pompalanır. Elektroliz esnasında kurşun anodun aşınmasını engellemek için bu safhada genelde kobaltlı sülfat ilave edilir. Bakır, bakırdan yapılmış katot üzerinde veya paslanmaz elik katot üzerinde toplanır.

### 1.1.1.6. Türkiye'de Durum

#### 1.1.1.6.1. Türkiye'de Bakırın Bulunuş Şekilleri

Türkiye'de MTA tarafından etüt edilen 650'ye yakın bakır mostrası bulunmaktadır. Genellikle magmatik kökenli olan cevherleşmeler jeolojik özelliklerle kaya türlerine göre köken ve parajenez yönünden farklılıklar gösterirler.

Bakır yataklarımız jenetik olarak şu şekilde sınıflandırılabilir;

1. Porfirik bakır yatakları,
2. Masif sülfür yatakları,
3. Hidrotermal damarlar ve kontakmetasomatik yataklar.

Hidrotermal ve kontakmetasomatik yataklar sayıca en ok olup, rezerv yönünden büyük deęildirler. Porfirik tip yataklar da, rezerv ve tenör yönünden işletilebilir düzeyde deęillerdir. Buna karşılık masif sülfür yatakları ülkemizin bakır madencilięi açısından önemlidir. Murgul, ayeli-Maden köy, Lahanos, Ergani, Siirt-Maden köy ve Küre ülkemizde bilinen en önemli masif sülfür bakır yataklarıdır.

Alp orojenik kuşaęında yer alan Türkiye'de, bakır yatakları dört ana metalojenik provens içerisinde görülür. Bunlardan birincisi ve en önemlisi Makedonya-Balkanlar'dan gelerek Istranca'dan sonra Karadeniz'den geerek Sinop yakınlarından itibaren Doęu Karadeniz boyunca devam eden, Kafkaslar ve İran üzerinden Himalayalara doęru uzanan kuşaktır. Bu kuşakta porfirik bakır yatakları ve Kuroko tipi masif sülfür yatakları yaygındır. İkinci sırada, Kıbrıs üzerinden gelerek İskenderun-Hakkâri arasında devam eden ve daha sonra İran'a geen Güneydoęu Anadolu Ofiyolit Kuşakta yer alır. Bu metalojenik provenste Kıbrıs tipi masif sülfür yatakları bulunur. Üüncü metalojenik provens, Kıbrıs tipi masif sülfür yataklarının yer aldığı Batı Karadeniz Bölgesi'ndeki Küre yöresidir. Asidik

plutonizmaya baęlı hidrotermal damar ve kontakmetasomatik Cu-Pb-Zn yataklarının bulunduęu Kuzeybatı Anadolu Bölgesi dördüncü metalojenik provensi oluřturur.

Türkiye'de iřletilen ve ekonomik olduęu belirlenen yatakların tümü bu metalojenik bölgeler içinde yer almaktadır. Dięer bölgelerimizdeki deęişik tipteki cevherleřmeler düşük tenörlü ve küçük rezervlidir. Pb-Zn yataklarında bulunan bakır cevherleřmeleri ikinci derece olup, bunlar Balya, Sisorta, řavpat, Asarcık, Bulancak, Gököy de olduęu gibi, genellikle asidik plütonizmaya baęlı damar ve saçınımlar řeklinindedir. Üst Kretase ile Eosen-Oligosen yapılı dasitik, andezitik volkanizmayla ilgili lav ve tüflerde oluřan bazı yataklar özellikle Kuzey Anadolu Fayı boyunca görölmektedir. Çorum ve Çankırı illerinde Üçoluk, Konaçköy, Hacıosman ve Tahtalıköy'de bulunan zuhurlar jipsli Oligo-Miyosen serilerinde yer alan sedimanter kökenli sekonder oluřuklar olup, yumrular halinde daęılmış çok önemsiz oluřuklardır.

#### **1.1.1.6.1.1. Porfirik Bakır Yatakları**

Porfirik bakır yataęı teriminin ekonomik ve jeolojik olmak üzere iki anlamı vardır.

—Ekonomik anlamda; Porfirik yataklar, %0,8 Cu tenörlü ve ortalama rezervi 500 milyon ton'dan fazla olup, bunlar az miktarda molibden, altın ve gümüş içeren, açık iřletme veya yeraltı iřletmecilięi ile iřletilebilen yataklardır.

—Jeolojik anlamda; Porfirik yataklardaki cevherleřme, ortaę veya asidik, porfirik dokulu, sokulum kayaçlarıyla kökensel olarak baęlantılı olmalı ve bu kayaçlara, saçınımlı, damarcık ve aęsal tipteki birincil bakır cevherleřmesi eřlik etmelidir. Cevherleřmeyle birlikte, genellikle içten dıřarıya doęru potassik, fillik, arjillik ve propilitik hidrotermal alterasyon zonlařması görölmelidir. Alterasyon yanında, porfirik bakır yataklarında hidrotermal breřler de oluřabilir.

Dünyadaki porfirik bakır yatakları tektonik konumlarına göre iki ana kategoride incelenirler;

1. Ada yaylarında oluřan porfirik bakır yatakları
2. Kıta kenarlarında oluřan porfirik bakır yatakları

Porfirik bakır yatakları, kıta kenarlarının ve ada yaylarının magmatik kuřaklarında bulunurlar. Bu kuřaklarda, yitim zonu boyunca okyanus kabuęunun derinlere dalmasıyla kısmi ergimesi sonucu kalkalkalen volkanizma oluřur. Bu nedenle belirtilen kuřaklarda,

çoğunlukla bazalt, andezit, dasit, riyolit ve felsik iğnimbritlerle temsil edilen kalkalkalen volkanizma yaygındır. Bu volkanik kayalar içinde genellikle benzer bileşimli batolitler veya küçük çaplı sokulumlar görülür. Ada yaylarındaki porfirik yataklar subvolkanik (diorit, dasit ve andezit porfir, vb.) sokulumlarla ilgilidir. Kıta kenarlarında oluşan porfirik bakır yatakları molibden, ada yaylarında olunanlarsa altın bakımından zengindir.

Dünya üzerinde bilinen ve ekonomik olarak işletilen porfirik bakır yatakları And (Batı Amerika), Filipinler ve Alp orojenik kuşaklarında bulunmaktadır. And orojenik kuşağı kıta kenarlarında oluşan porfirik bakır yataklarını, Filipinler orojenik kuşağına ada yayı tipi porfirik yataklarının ve Alp orojenik kuşağıysa iki yatak tipini birlikte içerir. Bu kuşaklar üzerinde bulunan önemli porfirik bakır yatakları ve bunlarla karşılaştırmak amacıyla Türkiye'de bulunan porfirik yatakları gösterilmiştir. Alt kuşağına ait porfirik yatakların ortalama tenörleri, birincil cevherleşmenin tenörü ile kalınlığı 300 m'ye kadar varan ikincil zenginleşme zonu tenörlerinin ortalaması olarak verilmiştir.

Ülkemizdeki porfirik bakır yatakları Balkanlardan başlayarak İstranca masifi ve Karadeniz'den geçerek İran ve Himalayalara kadar uzanan Alp orojenik kuşağı içinde irdelenmektedir. Kuşak üzerinde Bor ve Maydenpek (Yugoslavya), Medet (Bulgaristan), Sar Çeşme (İran) gibi kıta kenarlarında oluşmuş, And kuşağındakilere benzer ve ekonomik olarak işletilen porfirik bakır yatakları bulunmaktadır. Bunlardan Maydenpek'de 20m ve Sar Çeşme'de 10m kalınlığında ikincil zenginleşme zonu bulunmaktadır. Alp kuşağı üzerinde bulunan Dereköy-Kırklareli ve Bakırçay (Merzifon) porfirik yatakları And tipi kıta kenarı porfirik yataklarına yakın özellikler göstermektedir. Bunların ortalama tenörleri Balkanlardaki porfirik yataklarına göre düşüktür

Alp orojenik kuşağının Samsun'dan Gürcistan sınırına kadar olan kesimi Pontid metalojenik kuşağı olarak adlandırılır ve İstrancaların tersine, Filipin tipi ada yayı kuşağını oluşturur. Bu ada yayı kuşağı Hazar denizine kadar devam eder. Filipinler kuşağında Santa Thomas II, Dizon, Tapan, Atlas-Lutopan, Sipalay-Canabit gibi porfirik bakır yatakları işletilmektedir. Aynı özelliklere sahip Doğu Karadeniz bölgesinde ise şimdiye kadar bulunan Güzelyayla-Maçka, Ulutaş-İspir, Balcılı-Yusufeli porfirik bakır yatakları ise düşük tenörleri nedeniyle ekonomik değildir. Ada yayı kuşaklarının diğer bir özelliği de bu kuşaklarda porfirik bakır yataklanmasının yanında Kuroko tipi volkanojenik masif sülfür (VMS) yani masif bakır cevherleşmelerinin de bulunmasıdır.

Alp orojenik kuşağında yer alan Doğu Toroslar, Çanakkale-Balıkesir ve Kütahya bölgesi, porfirik bakır yataklanması için jeolojik açıdan uygun ortamlar oluştururlar. Bunlardan Keban porfirik yatağı bu kuşak içerisinde bulunmuş bir yataktır. Orta Anadolu bölgesinde, Kazakistan ve Özbekistan'da olduğu gibi kıta içi porfirik yataklarının varlığı muhtemel görülmektedir.

Porfirik bakır kuşaklarında, ayrıca porfiriktik sokulumların karbonat kayaçları kestiği yerlerde skarn tipte bakır yataklanması bulmak mümkündür. Bu tip yataklanma için Doğu Toroslar ve Orta Anadolu uygun ortamlar oluşturmuş olabilir.

#### **1.1.1.6.1.2. Volkanojenik Masif Sülfür (VMS) Yatakları**

Volkanik kökenli masif sülfür yatakları volkanik-tortul kayaç birimleri içerisinde tabaka biçimli- merceksi, masif, piritçe zengin baz metal (Cu-Pb-Zn) içerikli sülfür kütleleridir.

Bir volkanik kökenli masif sülfür yatağı, üstte çoğunlukla merceğimsi bir masif cevher kütlesi ile altta volkanik ve volkano-tortul çökeller içindeki ağsal (stockwork) ve saçılmış zonlardan oluşur. Bu volkanik yan kayaçlar Kıbrıs, Ergani ve Küre yataklarında olduğu gibi bazik (Kıbrıs tipi yataklar) ya da Doğu Karadeniz'deki gibi riyolit-dasit bileşimli asidik kayaçlar (Kuroko tipi yataklar) olabilir.

Türkiye bakır üretiminin tümü volkanojenik masif sülfür yataklarından (Ergani, Küre, Murgul, Kutlular, vb.) sağlanmaktadır. Yurdumuzdaki volkanojenik masif sülfür kuşakları, Kıbrıs tipi ve Kuroko tipi yataklar olarak iki bölümde incelenecektir.

#### **Kuroko Tipi Bakır Yatakları (Doğu Karadeniz Bölgesi)**

Japonya'daki Hokkaido adasının batı kısmındaki "yeşil tuf" bölgesindeki Miyosen yaşlı ada yayı gelişimine bağlı olarak oluşan denizaltı asidik volkanizması ile sıkı genetik ilişkiler gösteren ve Cu-Pb-Zn içeren stratiform tipindeki masif sülfür yataklar, Kuroko tip yataklar olarak adlandırılır. Doğu Karadeniz yöresindeki (Ordu-Gürcistan sınırı) masif sülfür tipi yataklar da bu yataklara büyük benzerlik gösterirler. Bu yüzden Doğu Karadeniz bölgesinde bulunan masif sülfür yatakları (Lahanos-Espiye, Çayeli, Kutlular, Murgul, Kafkasör, vb.) Kuroko tipi veya Pontid tipi olarak adlandırılırlar.

Doğu Karadeniz bölgesinde bulunan Kuroko tipi yataklar, Filipinler tipi ada yayı gelişimine bağlı olarak oluşan kalkalkalen tipi denizaltı volkanizmasının asidik piroklastlarında (aglomera, breş, tüfbreş, tuf, volkanik kül veya çoğunlukla bunların karışımı) ve zaman zaman da volkano-tortul kayalarda oluşmuşlardır. Yataklar stratovulkanik patlama merkezinin yanındaki esas piroklastik konik kolonlarda yer alır ve piroklastik koninin en genç kesiminde uyumlu veya yarı uyumlu olarak uzanırlar.

Rusya sınırından Samsun'a kadar uzanan yaklaşık 50 km. genişliğindeki kıyı şeridini kapsayan Doğu Karadeniz Bölgesi, Jura-Alt Kretase ve Üst Kretase yaşlı volkaniklerle Tersiyer yaşlı intrüzif ve volkanikleri içeren karmaşık magmatik yaydan oluşmuştur. Bütün ekonomik Cu-Pb-Zn yatakları Üst Kretase volkanik ve piroklastikleri içinde yer almaktadır. Bu volkanik serilerin dizilimi aşağıdan yukarı doğru şöyledir;

Alt Bazik Seri

Asidik Seri

Üst Bazik Seri

Tersiyer Granitoidleri

Genç Volkanik Seri

Bazik seriler bazalt, andezit, spilit lav ve piroklastlarıyla, kumtaşı ara tabakalı kireçtaşlarından; asidik seri ise dasit, keratofir, riyolit, andezit lav ve piroklastlarından oluşmuşlardır. Tersiyer yaşlı genç intrüzyon ve dayklar bu serileri kesmiştir.

Bölgedeki Cu cevherleşmeleri çoğunlukla asidik volkanizma ile yarı derinlik kayalarına bağlı olarak gelişmiştir. Bu kayaların tuf, breş ve lavları içerisinde yer alan Cu yatakları masif, ağsı, saçınımlı ve damar tiplerindedir.

Yataklarda pirit, bakır, zaman zaman çinko, kurşun, altın, gümüş ve barit bulunur. Propilitleşme, serizitleşme, kloritleşme, silisleşme, karbonatlaşma ve baritleşme alterasyonları yaygındır.

Ordu'dan Gürcistan sınırına kadar uzanan bölgedeki ada yayı gelişimine bağlı olarak oluşmuş. Üst Kretase'deki asidik (dasit, riyolit) volkanizmanın merkezleri, Kuroko tipi masif sülfür yataklarının aranmasında hedef alanlarıdır. Asidik volkanizmanın ardından oluşan bazik (andezit, bazalt) volkanizma, önceki cevherleşmelerin büyük kısmını örtmüştür. Bugün belirlenen yataklar, bazik volkaniklerin aşınması sonucu asidik volkanizmanın yüzeylediği yerlerdir.

### **Kıbrıs Tipi Masif Sülfür Yatakları (Güneydoğu Anadolu Ofiyolit Kuşağı)**

Kıbrıs'ın Trodoos ofiyolit kuşağı içinde irili ufaklı birçok bakır yatağı bulunur. Trodoos ofiyolit karmaşığı, ultrabazik ve bazik kayalardan oluşmuş bir çekirdek ile bunun üzerine gelen ve etrafını saran yastık lav biriminden oluşmuş olup, Üst Kretase yaşlı Parapedhi sedimanter serisi tarafından uyumsuz olarak örtülmüştür.

Bugün ekonomik olarak işletilebilen sülfürlü bakır yataklarının büyük kısmının bakır içeriği % 1'in üzerindedir. Oksitli cevherlerde ise, bakır içeriği % 0,3'ün üzerindeki yataklar liç yöntemiyle ekonomik olarak işletilebilmektedir.

Masif sülfürler mercek biçiminde olup, çoğunlukla alt yastık lav birimi ile ilişkili olarak bu birimin üzerindeki çukurlar içerisinde yer alır. Böylece bunlar, ya iki yastık lav birimi arasında veya alt yastık lav birimi ile tortullar arasında bir konumda bulunurlar.

Bu mercekler yersel olarak demirce zengin, manganezce fakir olan ve yer yer sülfür mineralleri içeren okr (ochres) adlı kimyasal tortullarla örtülür.

Masif cevher kütleleri, alta doğru silisleşmiş ve breşleşmiş yastık lavlar içinde baca biçimindeki ağimsı damar ve saçılmış cevher zonlarına geçerler. Bunlar pirit, kalkopirit, sfalerit, kovelin, dijenit ve markasit cevher minerallerini oluşturur.

Bakır yönünden önemli olan bu kuşak Hakkâri'den İskenderun'a kadar uzanmaktadır. Ofiyolitler Güneydoğu Anadolu'da, Toroslar tektonik biriminin güneyinde Bitlis Pötürge masifleri ile Kenar Kıvrımları tektonik birimleri arasındaki bindirme kuşağında yer alırlar. Ofiyolitler, serpantin, gabro, diyabaz, spilit ve filizlerden ibarettir. Bazik kayaların üzerinde çamur taşı, çörtülü sedimanlar görülmektedir. Bitlis masifi metamorfikleri, Eosen-Miyosen yaşlı filizler üzerine itilmiştir.

Cevherleşmeler, ofiyolit istifteki diyabaz, spilit gibi bazik volkanik kayaların lav, yastık lav, aglomera ve tüfleri ile üzerlerine gelen sedimanların dokunağında yer almaktadır ve denizaltı volkanizması ile oluşmuş, Kıbrıs tipi volkano-sedimanter oluşuklardır. Ergani ve Siirt-Madenköy bu kuşağın en önemli yataklarıdır.

Türkiye'nin büyük bölümünde yüzeyleyen ofiyolitik alanlar da Kıbrıs tipi masif sülfür yatakları için hedef alan oluşturmaktadırlar. Küre'deki Kıbrıs tipi bakır yatağı bir kuşak oluşturmayıp, ofiyolitler içinde bulunan masif bir bakır yatağıdır.

### 1.1.1.7. Türkiye Bakır Rezervleri

Ülkemiz bakır rezervleri ile ilgili çalışmalar MTA Genel Müdürlüğü, Etibank ve KBİ tarafından yürütülmektedir. Türkiye, bakır rezervleri açısından Doğu Karadeniz ve Güneydoğu Anadolu Bölgeleri olmak üzere iki önemli bölgeye sahiptir. Ülkemizde bulunan önemli bakır yatakları ile ilgili ayrıntılı bilgi Tablo 5'te verilmiştir.

**Tablo 5:** Türkiye'nin ekonomik bakır rezervleri

| İLİ       | KÖY/ MEVKİ          | REZERV<br>x 10 <sup>3</sup> ton | Cu<br>% | BAKIR<br>ton |
|-----------|---------------------|---------------------------------|---------|--------------|
| Artvin    | Damar               | 2.503                           | 1.24    | 31.137       |
| Artvin    | Çakmakkaya          | 5.714                           | 0.84    | 47.997       |
| Artvin    | Akerşen             | 582                             | 2.24    | 13.000       |
| Artvin    | Cerattepe           | 3.900                           | 5.20    | 202.800      |
| Artvin    | Seyitler            | 2.465                           | 1.41    | 34.752       |
| Çanakkale | Arapuçuran          | 1.230                           | 1.25    | 15.375       |
| Elazığ    | Anayatak            | 600                             | 1.71    | 12.000       |
| Giresun   | Lahanos + Kızılkaya | 2.402                           | 2.40    | 57.528       |
| Giresun   | Harköy              | 498                             | 1.90    | 8.740        |
| Kastamonu | Bakibaba + Aşı köy  | 12.339                          | 2.05    | 252.950      |
| Rize      | Madenköy            | 10.900                          | 4.61    | 502.490      |
| Siirt     | Madenköy            | 14.500                          | 3.00    | 435.000      |
| Sivas     | Kan                 | 964                             | 1.73    | 16.683       |
| Trabzon   | Kotarakdere         | 963                             | 1.31    | 12.600       |
| Trabzon   | Kanköy              | 3.310                           | 1.11    | 36.741       |
| TOPLAM    |                     | 62.870                          | 2.69    | 1.697.204    |

*Not: (01.01.2000) Bugünkü şartlarda ekonomik olmayacak derecede tenoru %1'in altında olan porfirik tipi büyük rezervler ve işletme kurulamayacak kadar küçük rezervli muhtelif maden sahalarının rezervi toplam olarak 696x10<sup>6</sup> ton ve metal içeriği 2 x10<sup>6</sup>ton'dur*

### 1.1.1.8. Blister Bakırın Rafinasyonu

Ham bakıra genelde blister bakır denmektedir. Bunun nedeni ise dönüştürme işlemi sonunda bakır yüzeyinde kükürt dioksit gazı çıkışından kaynaklanan kabarcık boşlukları oluşmasıdır. Blister bakır, % 98–99,5 arasında değişen oranda bakır içerir.

Blister bakırın rafinasyonunun iki önemli yararı vardır. Birincisi işlem sonunda saf bakırın elde edilmesi, ikincisi ise düşük oranda altın, gümüş, bizmut, platin ve platin grubu gibi değerli metallerin elde edilmesidir. Bu metaller başlangıçtaki sülfürlü mineraller bünyesinde, kristal yapısı içinde, bakıra ve pirite bağlı olarak, çözülmüş durumda veya ayrı

kendi mineralleri halinde bulunmaktadır. Eritme basamağında soy metaller tümüyle bakır içinde konsantre olmaktadır.

Blister bakırın rafinasyonu, ateşte rafinasyon ve arkasından elektrolitik yolla rafinasyon şeklinde uygulanmaktadır. Yalnızca ateşte yapılan bir rafinasyon sonucu, endüstride bazı amaçlar için kullanılabilir kalitede bakır üretilmiş olur. Bu işlem sonucunda bakırda mevcut soy metallere kaybolmuş gözüyle bakmak gerekir. Hem bakır kalitesini yükseltmek, hem de gerek soy ve gerek diğer kıymetli metalleri kazanabilmek için elektrolitik bir rafinasyon işleminin yapılması şarttır.

Blister bakırın ateşte rafinasyonu çeşitli tip fırınlarda oksidasyon yoluyla yapılmaktadır. Bu rafinasyonla önce uçucu elementler (çinko, arsenik, antimon) uzaklaştırılır, sonra diğer katışıklar (demir, kalay, bizmut, kurşun) silisle tepkimeye girerek cüruflaşır. Soy metallerin tamamı ve ortam bazik değilse blister bakırın içindeki selen ve tellür, ateşte rafinasyon sonunda bakır içinde kalmaktadır. Ateşte rafinasyon sırasında Au, Ag, Se, Te, birbirleriyle ve bakırla bileşikler oluşturabilmektedir. İşlem sırasında bir kısım bakır da yükseltgendiğinden ağaçlama ile son bir kez indirgeme uygulamak gerekir. Bu işlem sonunda elde edilen bakır % 99,5 saflıkta olup, elektrik iletkenliği yeterli değildir.

Sıvı durumdaki rafine bakır elektrolitik rafinasyon için uygun özel boyutlarda anot şeklinde dökülerek elektroliz işlemine gönderilir. Elektrolitik olarak bakırın arıtılması ile ateş rafinasyonu sonunda üretilmeyen yüksek saflıkta (% 99,99 Cu) bakır üretmek ve anot bakır içindeki Au, Ag, Se, Te, Pt gibi kıymetli metalleri ayrı bir fazda toplayarak (anot çamuru) herbirini ayrı ayrı kazanmak amaçlanmaktadır. Özel boyutlarda dökülen bakır levhaları, asitli bakır sülfat çözeltisinde anot olarak kullanılıp elektroliz yapılır; saf bakır, katotlar üzerinde birikir ve sonra yeniden eritilerek külçe halinde dökülür. Elektroliz tankının dibinde biriken çamurlar toplanır ve yeniden işlenerek değerli metaller (Au, Ag, Se, Te, Pt) kazanılır.

#### **1.1.1.9. Anot Çamuru**

Anot çamurları, blister bakırın rafinasyonu sırasında bir yan ürün olarak elde edilir. Anot çamurları elektrolitik bakır üretimi yapılırken elektroliz hücrelerinin dibinde birikirler, zaman zaman süzülerek alınıp değerlendirilmek üzere depo edilirler.

Anot çamurundaki metaller elektroliz sırasında, kendi karakterlerine göre hareket ederler. Elektrolitte çözülerek, katotta birikerek veya çözülmeden anot çamuru şeklinde çökerek toplanmaktadır.



Anodun esasını oluşturan bakır, az da olsa oksit ve sülfür bileşikleri halinde anot bakır içinde bulunmaktadır. Elektrolitte çözünmeyen bu sülfürler doğrudan çamura geçerken, oksitler çamur ve çözelti arasında dağılır. Bunun dışında iyi dökülmemiş anotlardan mekanik etkilerle kopan anot özelliğindeki parçacıklarla da anot çamurlarına bakır girmektedir.

Anot bakırının içindeki diğer metaller bakıra göre kıyaslanarak üç gruba ayrılabilir ve elektroliz sırasında nerelerde toplandığı izlenebilir. I. Grup elementler bakıra göre daha elektronegatif olan Ni, Zn, Fe metalleridir. Bu metaller Ni hariç hemen tamamen elektrolite geçerler. II. Grup elementler Au, Hg, Pd, Sn, ve  $Cu_2Te_2$ ,  $Cu_2Se_2$ ,  $Cu_2O$  gibi elektrolitte çözünmeyen metal ve bileşenleridir. III. Grup elementler ise As, Sb, Bi, metallerinden oluşmaktadır. Bu gruptaki elementler anot ile birlikte çözünmekte fakat kısmen çamura da geçmektedir.

Anot olarak dökülen bakır, içinde bulunan ve elektroliz sırasında çözülmeye geçmeyen ve katotta da toplanmayan metal ve bileşiklerin ağır olanları doğrudan dibe çökerler (bu çökelekler bakır anot çamuru olarak bilinir). Hafif olanlar ise süzülerek alınıp toplanır.

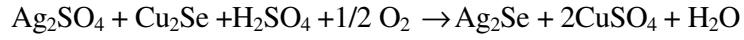
#### **1.1.1.9.1. Anot Çamurlarının Bileşimi ve Önemi**

Elektrolitik bakır üreten tüm tesislerde anot olarak kullanılan blister bakır içindeki bileşenlerin çeşit ve miktarlarına bağlı olarak karakterleri birbirinden farklı anot çamurları elde edilmektedir. Anot bileşenlerine bağlı olarak çamuru oluşturan metallerin esaslarını Cu, Ag, Au, Se, Te, As, Sn, Bi, Pb, Ni gibi metaller teşkil etmektedir. Bu metallerin elektroliz öncesi ve sonrası olmak üzere çamurdaki fazları geniş olarak incelenmiştir. Elektroliz sırasında elektrolite geçtikten sonra çözülmeyen  $PbSO_4$ ,  $Sn(OH)_2SO_4$ ,  $BiAsO_4$  gibi bileşikler hariç çamur içindeki diğer metal bileşikleri anot içindeki durumlarıyla doğrudan ilgilidir.

Anot çamurunu oluşturan metalleri, kimyasal potansiyellerine bağlı olarak bakıra göre aktif, bakıra göre soy, bakıra yakın potansiyeli olan metaller şeklinde gruplandırmak mümkündür.

Bakıra göre aktif olan Pb, Sn, Co, Fe, Zn metallerinin normal olarak elektroliz esnasında çözülmeye kalmaları gerekmektedir. Ancak anot içindeki durumları göz önüne alınırsa bu metallerden Pb-As-O<sub>2</sub>, Pb-Sb-O<sub>2</sub>, SnO<sub>2</sub>, NiO, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, ZnO bileşikleri doğrudan anottan gelmekte,  $PbSO_4$ ,  $Sn(OH)_2SO_4$  ise elektrolit içinde çözüldükten sonra çözülmeyen bileşikler şeklinde anot çamuruna geçmektedir.

Bakıra göre soy olan Ag, Au, Pt, Pd metalleri elektroliz anında etkilenmeden anot çamuruna geçerler. Bunlar içinde metalik gümüş az ölçüde  $\text{Ag}_2\text{SO}_4$  olarak elektrolitte çözülürse de, elektrolite ilave edilen klor iyonları ile çöktürülür veya elektroliz esnasında  $\text{Cu}_2\text{Se}$  ile bileşik oluşturarak, gümüş-selen oranına bağlı olarak aşağıdaki reaksiyonla çamura geçmektedir.



Se, Te ve S, anot bakırında  $\text{Cu}_2\text{Se}$ ,  $\text{Ag}_2\text{Se}$ ,  $\text{Cu}_2\text{Te}$ ,  $\text{Ag}_2\text{Te}$  ve  $\text{Cu}_2\text{S}$  bileşikleri halinde tamamen çamura geçmektedir. Bu elementlerin miktarı arttıkça, anot çamuruna geçen bakırın miktarı da artmaktadır.

Potansiyel olarak bakıra yakın olan As, Sb ve Bi anot içinde oksijen seviyesi yüksek ise kurşun ile elektrolitte çözülmeyen oksit bileşikleri şeklinde bulunurlar. Anot oksijen yönünden fakir ise bu metaller elektroliz esnasında elektrolite geçmektedirler.  $\text{AsO}_3^{3-}$  olarak elektrolite giren arsenik elektrolitte oksitlenerek  $\text{AsO}_4^{3-}$  iyonu oluşturur, bu ise elektrolitte çözülmüş durumda Sb ve Bi ile  $\text{SbAsO}_4$ ,  $\text{BiAsO}_4$  bileşikleri oluşturarak anot çamuruna geçmektedir.

Elektrolitik bakır üreten tesislerin bir yan ürünü olan anot çamurundaki eser elementlerin tayini ve çamurların değerlendirilmesi, bu elementlerin geri kazanılması açısından önemlidir. Bu çamurlarda bugüne kadar yapılan araştırmalar Au, Ag, Cu, Te, Se, Pb, Bi, Co, Sb, Fe, As, S, Ni, Zn, Sn ve Si olduğunu göstermektedir. Çamurun içindeki bileşiklerin ortaya çıkarılması bu değerli elementlerin geri kazanılmasında kullanılacak yöntemin seçimine büyük ölçüde yol gösterici olmaktadır. Bu sebepten anot çamurundaki elementlerin tayini, bu elementlerin kullanımı ve değeri açısından ekonomik zorunluluk arz etmektedir. Örneğin çamur içinde yoğun halde bulunan selenyumun ticari değeri olacak şekilde elde edilmesi için yeryüzünde tabii filizleri bulunmamaktadır. Sanayide çok geniş kullanım alanı olan selenyum, sanayi ürünlerinin elde edilmesi sırasında, yan ürün olarak elde - edilmektedir. Selenyumun en büyük kaynağı anot çamurudur.

Aynı şekilde anot çamuru içindeki elementlerden biri olan ve bu çalışmada incelenen altın oldukça fazla kullanım alanına sahiptir. Uzay sanayinden fotoğrafçılığa kadar birçok alanda kullanılır. Yine bazı anot çamurlarında bulunan palladyum ve platin iyi birer katalizördürler. Çok

saf hidrojen gazı eldesinde, cerrahi alet yapımında, elektrik sanayinde ve daha birçok alanda kullanıma sahiptir.

## 1.1.2. Altın Cevherleri

### 1.1.2.1. Altın Cevherlerinin Zenginleştirilmesinde Tarihsel Süreç

Altın üretimi ve zenginleştirilmesinin tarihsel kronolojisi aşağıdaki şekilde gruplandırılabilir;

M.Ö 5000 Yılları:

İlk altın üretimi işlemleri doğal çöktürme (sedimentasyon) ve altın tavaşı gibi cihazların kullanıldığı gravite işlemleridir. Altın üretiminde kullanılan oluklar bu dönemde geliştirilmiş ve günümüzde hala kullanılmaktadır.

16. Yüzyıl:

Bu yüzyılda, civanın özgün özellikleri kullanılarak ilk altın-civa amalgamlama; işlemi gerçekleştirilmiştir. 19.yüzyılda, civa amalgamasyonu ile yıllık 350 ton civarında altın üretimi gerçekleştirilmiştir.

19. Yüzyıl:

Altın üretiminde siyanürasyon ve flotasyon proseslerinin kullanımı bu yüzyılda gelişim göstermiştir..

20. Yüzyıl:

Bu yüzyılda altın kazanımı teknolojisindeki gelişmeler:

- Çözeltilerden altın kazanımında aktif karbonun kullanımı,
- Düşük tenörlü, altere cevherlerden altın kazanımında yığın liçi uygulaması,
- Sülfürlerle kimyasal bağlı altın cevherleşmesi için biyo-liç uygulaması.

İnsanlık tarihinin madencilik faaliyetlerine başlamasından bu yana üretilen altın miktarının 150.000 ton olduğu tahmin edilmektedir. Günümüzde her yıl yaklaşık 2300 ton altın üretimi yapılmaktadır. Bu değere karşılık, her yıl yaklaşık 460 milyon ton ortalama 5 g/t Au içerikli cevher üretimi yapıldığı ve yaklaşık 460 milyon ton proses artığı çıktığı anlamına gelmektedir.

### 1.1.2.2. Altın ve Gümüş Minerolojisi

Altın ve gümüş içeren mineraller cevher mikroskobu altında yüksek reflektivite, karakteristik renkleri ve düşük sertlikleri gibi seçkin optik özellikleri ile kolayca tanımlanabilirler. Periyodik cetvelde, IB sırasında, geçiş elementleri olarak tanımlanan altın, gümüş ve bakır, farklı renk ve paramanyetik özelliklerinin yanı sıra metalik halde iken çekilebilme, dövülebilme ve mükemmel ısı ve elektrik iletkenlik değerleri gibi çok belirgin şekilde ayırt edilen fiziksel özelliklere sahiptirler. Altın ve gümüş, kimyasal bağ oluştururken, atomik düzenlerinde "d" orbitallerinde elektron kullanma önceliği ile diğer elementlere göre daha kolay bileşik oluşturabilmektedirler. Altının üç değerlikli bileşiklerinde kovalent tipte kimyasal bağlanma izlenmektedir. Geçiş elementleri olarak tanımlanan altın, gümüş ve bakıra ait bazı özellikler Tablo 6'da verilmiştir.

**Tablo 6:** Altın, gümüş ve bakırın bazı özellikleri

|  | Cu                                   | Ag                                   | Au  |
|--|--------------------------------------|--------------------------------------|---|
| Elektron Konfigurasyonu                        | [Ar]3d <sup>10</sup> 4s <sup>1</sup> | [Kr]4d <sup>10</sup> 5s <sup>1</sup> | [Xe]4f <sup>14</sup> 5d <sup>10</sup> 6s <sup>1</sup> |
| Metalik Çap, p m                               | 128                                  | 144                                  | 144   |
| Kovalent Çap, A°                               | 1.17                                 | 1.34                                 | 1.34  |
| Atomik Çap, A°                                 | 1.57                                 | 1.75                                 | 1.79  |
| Atom Numarası                                  | 29                                   | 47                                   | 79  |
| Atom Ağırlığı                                  | 63.5                                 | 107.9                                | 197   |
| Yoğunluk. (300°K)                              | 8.96                                 | 10.5                                 | 19.3  |
| Kaynama Noktası, (°K)                          | 2836                                 | 2436                                 | 3 130   |
| Erime Noktası, (°K)                            | 1 357                                | 1 234                                | 1 337   |
| İyonlaşma Enerjisi.,kJ/mol                     | 745                                  | 731                                  | 890   |
| S. İndirgenme Pot. (V)                         |                                      |                                      |   |
| M <sup>+</sup> (aq) + e <sup>-</sup> → M(s)    | 0.522                                | 0.800                                | 1.68  |
| M <sup>2+</sup> (aq) + 2 e <sup>-</sup> → M(s) | 0.337                                | 1.39                                 | —   |
| M <sup>3+</sup> (aq) + 3e <sup>-</sup> → M(s)  | —                                    | —                                    | 1.42  |
| Oksidasyon Basamağı*                           | + 1; <b>+2</b>                       | <b>+1</b> ; +2                       | + 1; <b>+3</b>  |

\* Yaygın oksidasyon basamakları koyu baskılı olarak verilmiştir.

Altın doğada genel olarak nabit (metalik) halde, nadiren de Ag, Cu, Hg, Bi, Te bileşikleri olarak veya sülfür ve selenyumlu mineraller halinde bulunur. Doğada bulunuş çokluğuna göre önemli olan altın mineralleri, özellikleri ile aşağıda sıralanmaktadır.

**Nabit (Metalik) Altın (Au):** Genelde safsızlık olarak az miktarda gümüş içerir. Gümüş içeriği bazı örneklerinin dışında %1 den % birkaça kadar değişir. Ayrıca bakırlı altın, palladyumlu altın ve bizmutlu altın gibi bileşikleri de bilinmektedir. Rengi tipik kırmızımsı sarı, sertliği (Mohs) 2,5–3,0 ve özgül ağırlığı 15,6–18,3 (saf altın 19,3) g/cm<sup>3</sup> arasında değişmektedir. Metalik altın, doğada, iğnemesi, lifli, balık pulu veya ince tel yumağı ve ince film tabakası şekillerinde bulunmaktadır. Daha çok plaserler içinde, külçe (nugget) olarak adlandırılan iri tanelere de rastlanmaktadır.

**Elektrum (AuAg):** Ortalama % 35–45 gümüş içeren bir altın-gümüş izomorfudur. Kübik sistemde, uçuk sarıdan gümüş beyazına değişen renklerde izlenir. 2–3 sertliğe ve 12–15 g/cm<sup>3</sup> özgül ağırlığa sahiptir. Metalik altından daha az miktarlarda bulunmaktadır.

**Kalaverit (AuTe<sub>2</sub>):** % 43,6 Au, % 56,4 Te bileşiminde monoklinik sistemde kristallenmiştir. Pirinç sarısından, gümüş beyazına değişen renklerde; 2,5–3,0 sertliğe ve 9,1–9,4 g/cm<sup>3</sup> özgül ağırlığa sahiptir. Kristalin yapılarda, küçük taneli agregalar halinde bulunur. Metalik altın, elektrum ve diğer tellürlere birlikte izlenir. USA. "Cripple Creek" ve "Calgoorlie", Avustralya'daki yataklarda, Krennerit ve Silvanit mineralleri ile birlikte bulunmaktadır.

**Krennerit [(Au, Ag)Te<sub>2</sub>]:** Moleküler yapıda, altının gümüşe oranı 2,7 dir. % 32.99 Au, % 7.22 Ag ve % 59.79 Te içerir. Ortorombik sistemde kristallenen mineralin sertliği 2,5 ve özgül ağırlığı 8.62 g/cm<sup>3</sup>'dir. Çok küçük agregalar ve bireysel kristaller halinde olup metalik altın, gümüş ve tellürlere eşlik eder.

**Silvanit (Au<sub>5</sub>AgTe<sub>4</sub>) :** % 24.19 Au, % 13.22 Ag ve % 62.59 Te bileşimindedir. Monoklinik sistemde kristallenmiş silvanit mineralinin yeni kırılmış kristallerinde gümüş beyaz renk hâkimdir. Mohs sertliği 2 ve 8.07–8.24 g/cm<sup>3</sup> özgül ağırlığa sahiptir. İri taneli agregalar veya dentiritik yapılarda sıklıkla ikizlenmiş kristallerine rastlanır.

**Petzit (AuAg<sub>3</sub>Te<sub>2</sub>) :** % 25,5 Au, % 42 Ag ve % 32,5 Te bileşimindedir. Kübik sistemde, kurşuni griden çelik grisine değişen renklerde izlenir. 2,5–3 sertlik ve 9,1 g/cm<sup>3</sup> özgül ağırlığa sahiptir. Altın-gümüş yataklarında çoğunlukla hessit ve diğer tellürlü minerallerle bir arada izlenir.

Ekonomik olarak işletilen yataklarda, sıklıkla izlenen altın içeren minerallerden önemli olanları Tablo 7'de verilmiştir.

**Tablo 7:** Ekonomik olarak işletilen altın yataklarında bulunan altın mineralleri (10)

| Orijinal Adı   | Türkçe Adı    | Kimyasal Formülü                                       |
|----------------|---------------|--|
| Native Gold    | Metalik Altın | Au   |
| Electrum       | Elektrum      | (Au, Ag)   |
| Cuproauride    | Bakırlı Altın | (Au, Cu)   |
| Porpezite      | Porpesit      | (Au, Pd)   |
| Maldonite      | Maldonit      | Au <sub>2</sub> Bi                                     |
| Calaverite     | Kalaverit     | AuTe <sub>2</sub>                                      |
| Krennerite     | Krennerit     | (Au, Ag)Te <sub>2</sub>                                |
| Montbrayite    | Montbreyit    | (Au, Sb) <sub>2</sub> Te <sub>3</sub>                  |
| Petzite        | Petzit        | AuAg <sub>3</sub> Te <sub>2</sub>                      |
| Sylvanite      | Silvanit      | (Au, Ag)Te <sub>4</sub>                                |
| Koskovite      | Koskovit      | AuCuTe <sub>4</sub>                                    |
| Nagyagite      | Nagyasit      | AuPb <sub>5</sub> (Te, Sb) <sub>4</sub> S <sub>5</sub> |
| Fishchesserite | Fişçeserit    | AuAg <sub>3</sub> Se <sub>2</sub>                      |

Gümüş ise doğada nabit (metalik) gümüş ve onun Au, Cu, Hg ve Sb ile oluşturduğu arametal bileşikleri ve sülfürler, sülfotuzlar, tellürürler, selenürler ve halojenlerle oluşturduğu bileşikler halinde bulunmaktadır. Gümüş, sülfür yataklarının büyük bir bölümünde, galen, kalkopirit ve pirit içinde bir kaç mikrondan bir kaç yüz mikrona varan tane büyüklüklerinde izlenir.

Gümüş yataklarında sıklıkla rastlanan gümüş minerallerinden önemlileri Tablo 8'de verilmiştir. Ekonomik olarak değerlendirilebilen yataklarda rastlanan bazı gümüş minerallerinin özellikleri aşağıda açıklanmıştır.

**Nabit (Metalik) Gümüş:** Saf gümüş halinde, % 10'a kadar altın içerir şekilde veya bakırlı gümüş, antimon gümüş gibi değişik yapılarda izlenir. Kübik sistemde, 2,5 sertlik ve 10,5 g/cm<sup>3</sup> özgül ağırlığa sahip nabit gümüşün taze kristal yüzeylerinde gümüş beyazı rengi görülmektedir.

**Tablo 8:** Ekonomik olarak işletilen gümüş yataklarında izlenen gümüş mineralleri (10)

| Orijinal Adı        | Türkçe Adı        | Kimyasal Formülü                  |
|---------------------|-------------------|-----------------------------------|
| Moschellandsbergite | Mosçelandsberjit  | $Ag_2Hg_3$                        |
| Dyscrasite          | Diskresit         | $Ag_3Sb$                          |
| Uytenbogaardite     | Uytenbogedit      | $Ag_3AuS$                         |
| Argyrodite          | Arjrodit          | $Ag_8GeS_6$                       |
| Xanthoconite        | Ksantokonit       | $Ag_3AsS_3$                       |
| Miargyrite          | Mayerjirit        | $AgSbS_3$                         |
| Freibergite         | Frayberjit        | $Ag_{10}(Zn,Fe)_2Sb_4S_{13}$      |
| Tetrahedrite        | Tetraedit         | $(Ag,Cu)_{10}(Zn,Fe)_2Sb_4S_{13}$ |
| Argentopentlandite  | Arjentopentlandit | $Ag(Fe,Ni)_8S_8$                  |
| Balkanite           | Balkanit          | $Ag_5Cu_9HgS_8$                   |
| Novakite            | Novakit           | $(Ag,Cu)_4As_3$                   |
| Schirmerite         | Sirmerit          | $Ag_4PbBi_4S_9$                   |
| Benjaminite         | Benjaminit        | $(Ag,Cu)_3(Pb,Bi)_7S_{12}$        |
| Naumannit           | Naumanit          | $Ag_2Se$                          |
| Eucairite           | Yusarit           | $AgCuSe$                          |
| Petzite             | Petzit            | $Ag_3AuTe_2$                      |
| Bromargyrite        | Bromarjirit       | $AgBr$                            |
| Iodyrite            | Iodarjirit        | $AgI$                             |
| Argentojarosite     | Arjentojarosit    | $AgFe_3(SO_4)_2(OH)_6$            |
| Matidite            | Matildit          | $AgBiS_3$                         |
| Samsonite           | Samsonit          | $Ag_4MnSb_2S_6$                   |

**Arjantit ( $Ag_2S$ )** : % 87,1 Ag, % 12,9 S bileşiminde ve kübik sistemde kristallenmiştir. Ayrıca Arjantit'in düşük sıcaklık koşullarında, ortorombik sistemde modifikasyonu ile oluşmuş Akantit (Acanthite) isimli bir izomorfudur. Kurşun grisinden demir siyahına kadar değişen renklerde, 2–2,5 sertlikte, çoğunlukla mükemmel kristalin yapıda izlenmektedir.

**Proustit ( $Ag_3AsS_3$ )** : % 65,4 Ag, % 15,2 As ve % 19,4 S bileşimi ile % 59,8 gümüş içeren Pirarjirit ( $Ag_3SbS_3$ ) ile benzer fiziksel özelliklere sahiptir. Trigonal sistemde kristallenen mineralin sertliği 2–2,5 dur. Proustit açık kırmızı, Pirarjirit ise koyu kırmızıdan demir siyahına değişen renklerde izlenir. Her iki mineralde mükemmel kristaller vermektedir.

**Pearsit [(Ag, Cu)<sub>16</sub>As<sub>2</sub>S<sub>11</sub>]**: % 78,4 Ag içeren bu mineral, % 75,5 Ag içeren Polybasit [(Ag, Cu)<sub>16</sub>Sb<sub>2</sub>S<sub>11</sub>] ile benzer fiziksel özellikler göstermektedir. Her iki mineral de monoklinik sistemde kristallenmektedir. 2–3 sertlikte, demir siyahı renklerde izlenir.

**Hessit (Ag<sub>2</sub>Te)** : % 63,3 Ag ve % 36,7 Te bileşimindeki mineralin kübik ve monoklinik sistemde oluşmuş iki izomorf bulunmaktadır. Çelik grisi renginde, 2,5–3,0 sertliğe sahiptir. Çok küçük agregalar halinde gümüş, kurşun ve altının tellürlü bileşikleriyle pirit, galen ve teraedrit eşliğinde altın-gümüş yataklarında izlenir.

**Serarjirit (AgCl)** : % 75,3 Ag ve % 24,7 Cl bileşimindeki mineral kübik sistemde kristallenmektedir. Griden, kahverengimsi griye değişen renklerde 1,5–2,0 sertlikte, çoğunlukla gümüş-kurşun yataklarının oksidasyon zonlarında izlenmektedir.

### 1.1.3. CEVHERLERDEN ALTIN KAZANIMI

#### 1.1.3.1. Cevher Minerolojisi ve Özellikleri

Herhangi bir cevherden altın kazanımı işleminin seçimi, cevherdeki tanımlanmış altın mineralleri, tane boyutu ve serbestleşme derecesine bağlı olarak yapılmaktadır. Doğada altın çeşitli biçimlerde bulunmaktadır.

—Serbest taneli nabit altın (% 75 den fazla oranda Au içeriği ve 16–19 yoğunlukta) veya elektrüm (% 45–75 arasında Au içeren alaşım) formunda orijin ve ikincil olayların etkisi (plaser, çökelek) altında cevher içinde saçılmış farklı şekillerde (lifs, plaka veya damarcıklar), farklı boyutlarda (bir kaç mikrondan birkaç mm'ye) serbest tanecikler halinde bulunabilir.

—Sülfürlü ve silikatlı mineraller içinde mineral kapanımı halinde,

—Tellürürler (% 1- 40 Au) ve yüzde bir kaç değerine kadar çıkan sülfürlerin kimyasal birlikteliği halinde,

Altın, kendisine eşlik eden minerallerin bileşik yapma özelliklerine göre çeşitli bileşikler (kimyasal ve fiziksel) oluşturur:



**Sülfürler:**

- Sülfürlü yapıların dışında,
- Sülfürler bünyesinde dissemine dağılımlı,
- Sülfürlü minerallerin kristal yapıları içinde kimyasal bağlı olarak,

Son iki grupta izlenen bileşikler, altının sülfürlerden ayrılmasında sorun yaratır.

**Silis:**

Silikatlar içinde altın oluşumu, silisli yapı içerisinde dissemine dağılımlı olarak iri ve ince taneli izlenmekte, ikinci durum için cevherde ince öğütme gerekli olmaktadır.

**1.1.3.2. Gravite İle Zenginleştirme Yöntemleri**

Günümüzde, dünya altın üretiminde, allüvyal kaynaklı altın cevherleşmeleri için temel proses olarak, gravite esaslı proseslerin kullanım oranı % 15 civarındadır. Proses; altın ve gang mineralleri arasındaki yoğunluk farkı (gang minerallerin yoğunluğu 2,7 civarındadır) temeline dayanan bir zenginleştirme işlemidir. Kullanılan gravite ayırıcılar, ayrıca, flotasyon ve siyanür ile çözündürme işlemlerinin temel alındığı proses devrelerinde iri boyuttaki serbest altın taneciklerinin kazanılması amacıyla da kullanılmaktadır.

Farklı tipte birçok gravite ayırıcısı olmasına karşın, zenginleştirme ünitelerinin etkinlikleri, altın boyutu ile sınırlı (genellikle 50–500 mikrondan küçük boyutlarda ayırma etkinlikleri azalmakta) olmaktadır.

Knelson konisi ve Multi Gravite Ayırıcısı (MGS-Mozley) gibi yeni tipteki zenginleştirme üniteleri, ince boyutta serbestleşebilen cevherler için etkin olarak kullanılabilirlerdir.

Gravite bazlı zenginleştirme prosesi, iyi üretim koşulları altında (büyük oranda serbestleşmenin sağlandığı ve büyük miktarlarda cevher işleme kapasitesinde) bir kaç yüz mg/ton'a kadar altın içerikli cevherlerin zenginleştirilmesinde ekonomik olabilmektedir. Bununla birlikte, düşük tenörlü cevherlerin nihai zenginleştirilmesinde, çevresel açıdan iyi bir yönetim programı gerektiren büyük miktarlarda atık ortaya çıkmaktadır.

**1.1.3.3. Amalgamasyon Yöntemi**

Günümüzde, dünya altın cevheri üretiminde yaklaşık olarak %10 oranında uygulanmakta olan amalgamasyon prosesinde, öğütülmüş cevher, bakır yüzeyler üzerinde

civa ile temas ettirmektedir. Amalgamasyon sonunda nihai alaşım (amalgam) saflaştırılmış sünger altın elde etmek için damıtılır. Günümüzde, amalgamasyon temel olarak, artizan madencilik ölçülerinde flotasyon ve siyanürasyon konsantrelerine uygulanmaktadır. Bu yöntemin teknik olarak uygulanması; altın taneciklerinin iri boyutlarda olması ve tümüyle serbestleşmesine bağlıdır. Yöntem; sınırlamalarla birlikte temel bir eksikliği gündeme getirmektedir. Yöntem gerektiği gibi kullanılmadığı takdirde, havanın, toprağın ve suyun kirletilmesine neden olmaktadır. Örneğin damıtma kademesinde çoğunlukla civa buharlarının geri kazanımı olanaksızdır ve bunun sonucu olarak da hava, su, toprak, bitki ve canlı yaşam için ciddi kirlenmeler ortaya çıkmaktadır.

#### **1.1.3.4. Flotasyon Yöntemi**

Flotasyon, minerallerin fizikokimyasal özellikleri dikkate alınarak yapılan bir zenginleştirme yöntemidir. Öğütülmüş cevherin su içindeki karışımına, çeşitli kimyasalların ilavesinden sonra verilen hava kabarcıkları, seçimli olarak hidrofob (yüzeyleri ıslanmaz) özellik kazanmış tanelerle bağlanır. Sudan daha hafif olan tanecik + hava kabarcıkları yüzeye çıkarak pülp yüzeyinde bulunan köpük yapıcı reaktiflere tutunur, sudan daha ağır olan hidrofilik (yüzeyleri ıslanan) tanecikler ise flotasyon hücresinin altından alınır.

Flotasyon prosesinin avantajları;

Çok ince tane boyutlarında zenginleştirme olanaklıdır (200 mikron alt sınır).

Minerolojik özellikleri dolayısıyla prosesin zor olduğu durumlarda (altın'ın sülfür mineralleri kristal yapısında olması halinde) ve nihai altın kazanımı açısından önemli olan altın içermeyen malzeme oranının azaltılması olanaklıdır.

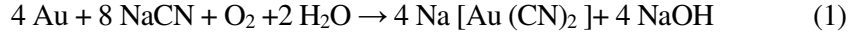
Flotasyon yönteminde, genellikle, altın içeren sülfür ön konsantreleri üretilir. Bazı durumlarda ise altın kazanımında sorun yaratan element ve minerallerden altının selektif konsantre olarak kazanılması da olanaklıdır.

#### **1.1.3.5. Siyanürasyon Yöntemi**

Yöntem; sodyum siyanür çözeltisi içinde altının selektif olarak çözündürülmesi ve çözeltiden altının kazanılması temeline dayanır. Çözeltiden altının ekstraksiyonu; metalik bir toz (çinko veya alüminyum) veya karbon adsorbsiyonu yöntemiyle altının metalik olarak çöktürülmesi ile gerçekleştirilir. Prosesin son kademesini elektroliz ve rafinasyon

oluşturmaktadır. Siyanür çözündürme prosesinde gerçekleşen temel reaksiyon kademeleri aşağıda özetlenmektedir.

Altının çözünmesi:



Çözeltiden altının kazanımı (çinko ile çöktürme):



CN<sup>-</sup> iyonunun hidrolizi:



3 nolu reaksiyonda görüldüğü gibi tehlikeli hidrojen siyanür (HCN) gazının çıkışını önlemek amacıyla, çözeltiye kireç ilave edilerek alkali koşullarda tutulması (pH=10-11) gerekir. Uygulamada siyanürasyon prosesinin genel koşulları;

Siyanür oksidasyonu: Hava, klor v.b. farklı oksitleyiciler sayesinde, siyanür tuzları; CO<sub>2</sub>, N<sub>2</sub>, H<sub>2</sub>O gibi ürünler vererek bozunurlar.

Siyanür konsantrasyonu: 0.02–0.08 % CN<sup>-</sup>

Oksijenasyon: Altının çözündürülmesi prosesi için, belirli miktarda oksijen gereklidir ve reaksiyon tankları (liç tankları) havalandırmanın sağlanacağı şekilde yapılmaktadır Liç süresi 6–60 saat civarındadır.

Siyanürasyon sırasında,

- Cevher, metal sülfürleri gibi siyanür veya oksijen tüketen mineraller içeriyorsa,
- Cevher, altını doğal olarak adsorblayan karbonlu mineraller içeriyorsa,
- Altın, sülfürler veya silis gibi siyanürün difüzyonunu engelleyici minerallerin bünyesinde ise,
- Altın, çok iri tanecikler halinde bulunuyorsa, (tam çözünme olmaz)
- Altın tanecikleri demir oksitler ve benzeri mineraller ile kaplı durumda ise, çeşitli teknik zorluklarla karşılaşılmaktadır. Yukarıda sayılan zorlukların çözümünde, bir ya da daha fazla kademeli ön zenginleştirme (çok ince öğütme, seçimli flotasyon, gravite ile iri tanelerin kazanılması ve oksidasyon prosesleri) ile verimli bir zenginleştirme yapılabilmektedir.

### 1.1.3.6. Siyanüre Alternatif Reaktifler

Siyanürün; teknik ve ekonomik olarak yaygın uygulama alanlarına karşılık, çevresel kısıtlamalar nedeniyle, siyanüre alternatif olarak düşünülen reaktifler içinde tiyoüre; halojenler (klorür, bromür, iyodür); tiyosiyanat; tiyosülfat ve malononitriller üzerinde son on yılda önemli sayıda araştırma gerçekleştirilmiştir. Reaktiflerin genel liç özellikleri aşağıda açıklanmaktadır.

Ayrıca, günümüzde siyanüre alternatif olarak üzerinde çok sayıda araştırma yapılan ancak henüz çok iyi tanınmayan ve ekonomik olarak kullanımı bilinmeyen reaktifler de bulunmaktadır. Bu alternatifler içinde, ekonomik olarak kullanılabilirliği en uygun gözükene, ancak özel durumlarda kullanılacak reaktif tiyoüredir. Tiyöüre; Güney Afrika'da yeraltı çözüldürmesi, Avustralya'da antimon konsantrelerinin çözüldürülmesi ve Fransa'da yan ürün olarak gümüşün kazanılması ile BRGM'de pilot çapta asidik koşullarda kavrulmuş konsantrelerden metal kazanımı için test edilmiştir. Reaktifin, endüstriyel olarak kullanılmasında önemli iki dezavantajı görülmektedir:

- Siyanürden çok daha pahalıdır.
- Kanserojen etkisiyle, çevre açısından siyanüre göre daha tehlikelidir.

İsveç gibi bazı ülkelerde tiyoüre kullanımı yasaklanmıştır. Ayrıca tiyoüre yönteminde kontrolü gereken SO<sub>2</sub> gibi bir reaktifin kullanımına gereksinim vardır. Tiyosülfat veya klor gibi siyanüre alternatif reaktiflerin de endüstriyel ölçekte kullanılmaları durumunda çevreye önemli olumsuzlukları vardır. Biyolojik liç yöntemleri, siyanürle çözüldürmeye karşı bire bir alternatif değildir, ancak, oksitlenme ile bir ön zenginleştirme kademesi olarak değerlendirilmektedir. (11)

**Tablo 9:** Siyanüre alternatif olarak önerilen reaktifler (12)

| Reagent type                  | Concentration range | pH range | Basic chemistry | Research level | Extent of commercialisation |
|-------------------------------|---------------------|----------|-----------------|----------------|-----------------------------|
| Ammonia                       | High                | 8-10     | Simple          | Low            | Pilot tests, +100 °C        |
| Ammonia/cyanide               | Low                 | 9-11     | Simple          | Extensive      | Applied to Cu/Au ores       |
| Ammonium thiosulphate         | High                | 8.5-9.5  | Complex         | Extensive      | Semi-commercial             |
| Slurry CN-electrolysis        | Low                 | 9-11     | Simple          | Historical     | Limited historical          |
| Sodium sulphide               | High                | 8-10     | Simple          | Low            | Geological interest only    |
| Alpha-hydroxynitriles         | Moderate            | 7-8      | Fairly simple   | Fairly popular | None                        |
| Malononitrile                 | Moderate            | 8-9      | Fairly complex  | Low            | None                        |
| Alkali cyanoforn              | Poorly defined      | 9?       | Poorly defined  | Low            | None                        |
| Calcium cyanide               | Poorly defined      | 9?       | Poorly defined  | Low            | none                        |
| Alkaline polysulphides        | High                | 8-9      | Poorly defined  | Low            | None                        |
| Hypochlorite/chloride         | High chloride       | 6-6.5    | Well defined    | Extensive      | Historical and modern       |
| Bromocyanide                  | High                | 6-7      | Poorly defined  | Historical     | Historical                  |
| Iodine                        | High                | 3-10     | Poorly defined  | Low            | None                        |
| Bisulphate/sulphur dioxide    | High                | 4-5      | Fairly simple   | Low            | None                        |
| Bacteria                      | High                | 7-10     | Fairly complex  | Low, growing   | None                        |
| Natural organic acids         | High                | 5-6      | Fairly complex  | Low            | None                        |
| DMSO, DMF                     | Poorly defined      | 7        | Poorly defined  | Very low       | None                        |
| Bromine/bromide               | High                | 1-3      | Well defined    | Low            | Historical                  |
| Thiourea                      | High                | 1-2      | Well defined    | Fairly popular | Some concentrates           |
| Thiocyanate                   | Low                 | 1-3      | Well defined    | Low            | None                        |
| Aqua regia                    | High                | Below 1  | Well defined    | Low            | Analytical and refining     |
| Acid ferric chloride          | High                | Below 1  | Well defined    | Low            | Electrolytic Cu slimes      |
| Ethylene thiourea             | High                | 1-2      | Poorly defined  | Very low       | None                        |
| Haber process                 | Poorly defined      |          | Proprietary     | One entity     | None                        |
| "Bio-D leachant"              | Poorly defined      |          | Proprietary     | One entity     | None                        |
| High temperature chlorination | High                | 6-7      | Simple          | historical     | Historical                  |

### • Tiyoüre

Siyanüre alternatif reaktifler içinde, endüstriyel uygulama şansı en fazla olan tiyoüre [CS(NH<sub>2</sub>)<sub>2</sub>] liçi'nin ilk uygulamaları eski Sovyetler Birliği'nde gerçekleştirilmiştir. Yönteme ilişkin ilk teknik bilgiler, Sovyet araştırmacılar Plaksin ve Kozhukhova'nın (13) çalışmalarından öğrenilmektedir. Araştırmacılar, bu çalışmalarında, liç kimyası ve kinetiği hakkında bilgiler vermekte, deneysel olarak siyanüre göre daha hızlı liç kinetiğine sahip olduğunu belirtmektedirler. Tiyoüre liçi ile endüstriyel uygulama örneği Avustralya'da antimonlu cevherler üzerinde gerçekleştirilmiş, ancak, liç maliyetlerinin yüksek olmasından dolayı proses değiştirilmiştir (14)

### —Halojenler

Klorür (Cl); Bromür (Br) ve İyodür (I); halojenler içinde, üzerinde yoğun araştırmalar sürdürülen ve bazı örnekleri endüstriyel uygulama şansı bulan reaktiflerdir (15–18).

—**Klorür:** Proses, ilk kez 1800'lü yıllarda, doğrudan siyanürasyona uygun olmayan ve ince boyutlu altın içeren sülfürlü cevherlerden, altının kazanılması amacıyla siyanür kademesinden önce kullanılmıştır. Refrakter ve yarı refrakter tipteki cevherler için siyanüre alternatif olarak kullanılan klorinasyon prosesi; karbonatlı cevherlerde siyanürasyon öncesinde ön oksidasyon amaçlı olarak geniş şekilde uygulama alanı bulmuştur.

Klorinasyon prosesinin avantajları olarak; asidik ortamlarda iyi performans göstermesi, hızlı liç kinetiği, yüksek çözme etkisi, pülpte karbon yöntemine uygunluğu ve reaktifin geri kazanılması sayılabilir. Yüksek zehirleyici özelliği ve korozif etkileri yanı sıra aşırı tüketim değerleri ve çözünürleştirme mekanizmasının tam olarak açıklanamamış olması dezavantajlarını oluşturmaktadır. Nevada Nevvmont Altın işletmesinde, karbonatlı cevherlerin ön işleminde bu prosesin kullanılmasıyla % 85 Au çözünürlüğü elde edilmiştir (19).

—**Bromür:** Son yıllarda üzerinde çok sayıda araştırma yapılmış olan bromür ile altın liçinde çözelti içinde bromür-bromit iyonlarının yer aldığı sistemde Au(III)-bromür bileşiği  $[AuBr_4^-]$  altının klorürlü bileşiğine göre daha karardır (18). Asidik koşullarda, çözeltide bulunan bromit ( $BrO^-$ ) iyonlarının, altın çözünürlüğünde oksitleyici olarak görev yaptığı düşünülmektedir(19). Reaktifin yüksek miktarda tüketimi ve kuvvetli zehirleyici özelliği, dezavantajlarını oluşturmaktadır.

—**İyodür:** Halojenlerden İyodür, altın çözünürlüğünde alternatif bir reaktif olarak çok sayıda araştırmaya konu olmuştur (20). Bromlu sistemin aksine çok geniş bir pH aralığında altın çözünürlüğü mümkündür. Halojenler içinde altının iyodür bileşiği  $[AuI_4^-]$ , brom ve klorürlü bileşiklerine göre daha karardır.

Halojenler içinde bromür ve iyodür ile altın liçinin, yakın gelecekte pratik uygulama şanslarının olamayacağı düşünülmektedir. Ancak her iki reaktifle bilimsel araştırmalar yoğun şekilde sürdürülmektedir.

### —Tiyosiyanat

Altın(I) ve Au(III), tiyosiyanatla çözelti potansiyel değerlerine bağlı olarak, kararlı bileşikler oluşturur ( $[Au(SCN)_2^-]$ ).  $Fe^{3+}$  iyonları; reaksiyon hızı nispeten yavaş olmasına karşın elverişli bir oksitleyicidir. Hidrojen peroksidin oksitleyici olarak kullanılması halinde ise tiyosiyanat hızla oksidasyona uğrar. Optimum liç pH'sı 2–3 civarındadır (21).

Altın çözünürlüğünde; tiyosiyanat ve Fe (III) konsantrasyonlarının artışı ile çözünme verimi yükselmekte, fakat reaktif tüketimi de artmaktadır. Hızlı liç kinetiği, asidik ortamlarda kullanılabilmesi, yüksek Au çözüldürme hızı ve pülpte karbon prosesine uyumluluğu gibi avantajlarına karşılık, hızlı bozunması, cevher minerolojisine duyarlılığı ve gümüşle çözünmeyen bileşik oluşturması yöntemin dezavantajlarıdır.

### —Tiyosülfat

Altın ve gümüşün tiyosülfatlı çözelti içindeki çözünürlüklerinin temel prensipleri Kakovski-Tyvrin tarafından verilmiştir (22). Birçok araştırmacının çalıştığı bu konuda, Flett ve arkadaşları; gümüş sülfürler üzerinde amonyaklı-tiyosülfat prosesinin temel esaslarını araştırmışlardır. Sistemde kıymetli metallerin çözünme oranı, tiyosülfat, çözünmüş oksijen konsantrasyonları ve sıcaklığa bağlıdır. Cevher bünyesinde bulunan bakırın, katalizör etkisi ile çözünme oranını arttırdığı ifade edilmektedir (23–24).

Özellikle karbonatlı cevherler için yüksek performans gösteren tiyosülfat liçinde hızlı liç kinetiği, altınla kuvvetli bileşik  $[Au(S_2O_3)_2]^{3-}$  yapma özelliği ve çevresel etkilerinin düşük olması sistemin avantajlarını oluşturur. Pülpte karbon yöntemine uygun olmayan sistemde reaktifin çözülden tekrar kazanımı oldukça zordur ve konsantrasyonunun çok iyi kontrol altında tutulması gerekmektedir.

#### 1.1.4. Türkiye Altın Madenciliği Tarihi

Anadolu ve Ortadoğu'yu içine alan bölgede çok eski tarihlerden beri altın ve gümüş madenciliği yapılmıştır. Bölgedeki yatakların çoğu plaser tip ve yüzeye yakın damar tipi cevherleşmelerden oluşmaktadır. Anadolu'da bulunan büyük rezervlere sahip bu primer yatakların tümünde üretim yapılmıştır.

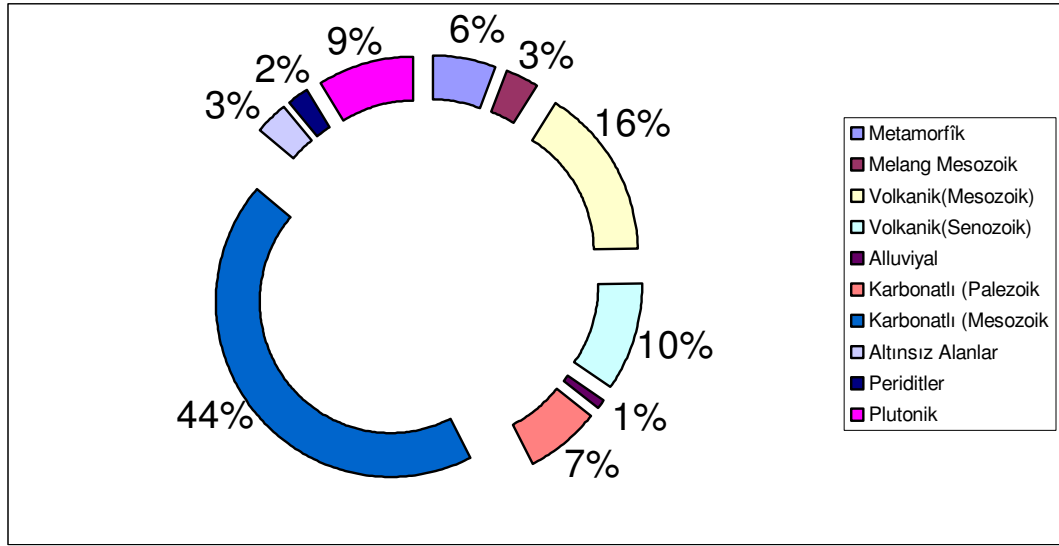
##### 1.1.4.1. Türkiye Altın Madenciliği Potansiyeli

Türkiye yüzölçümünün yaklaşık % 56'sı, jeolojik olarak değişik zamanlarda oluşmuş altın ve gümüş zuhurlarını içermektedir. Diğer bir ifadeyle toplam yüzölçümünün 434.000 km<sup>2</sup>'lik bölümünde çeşitli altın-gümüş zuhurları bulunmaktadır. Bu zuhurlar içinde, bugüne kadar saptanmış altın-gümüş oluşumlarının sayısı 105 dir. Şekil 1'de altın, gümüş oluşumlarının jeolojik zamanlara göre dağılımları grafiksel olarak verilmektedir.

434.000 km<sup>2</sup>'lik alan düşünüldüğünde,

- Türkiye'de; her biri 15 km<sup>2</sup>'lik 30.000 civarında araştırma yapılabilecek alan olduğu,
- Bu alanlardan sadece %2'sinin potansiyel altın-gümüş oluşumu kabulü ile 600 dolayında potansiyel alan olduğu,

Bu alanlardan % 15–20 sinin ekonomik cevherleşme içeren alanlar olacağı kabulüyle yaklaşık 60–90 dolayında altın rezervi alanı olabileceği düşünülmektedir.



**Şekil 1:** Türkiye altın gümüş oluşumlarının jeolojik ortamlara göre dağılımı

- Bu alanlarda;
    - \*) 150 tondan fazla rezervli 1–2 maden yatağı,
    - \*) 30-150 ton rezervli 10-20 maden yatağı, (ortalama 60 ton)
    - \*) 30 tondan az rezervli 40-70 maden yatağı (ortalama 20 ton) dağılımlı kestirilmektedir.
- Toplam işletilebilir altın potansiyeli 1500–3000 ton dolayında tahmin edilmektedir.

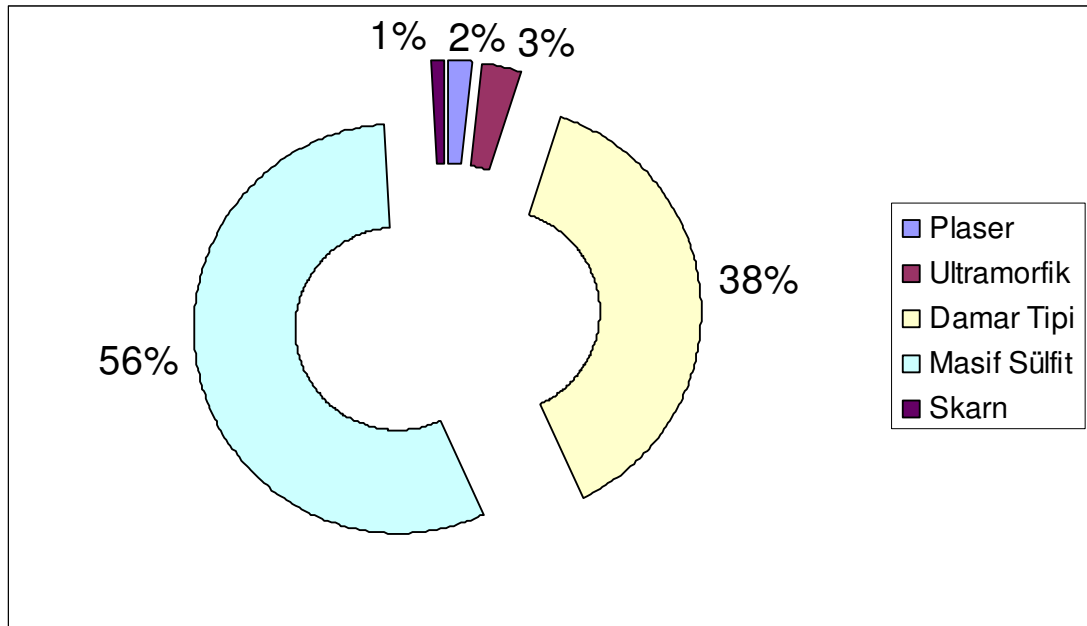
#### 1.1.4.2. Türkiye'de Altın Madenciliğinin Mevcut Durumu

Jeolojik olarak çok zengin maden kaynakları olan Türkiye'de madencilik sektörünün payı 1940'lı yıllarda %40'lar düzeyinde iken 1980'de %2, 1995 yılında ise %1,5 düzeyine inmiştir. Çeşitli dönemlerde uygulanan devletleştirme politikaları, zaten çok riskli bir yatırım alanı olan madencilik sektörünü Türkiye'de durma noktasına kadar getirmiştir.

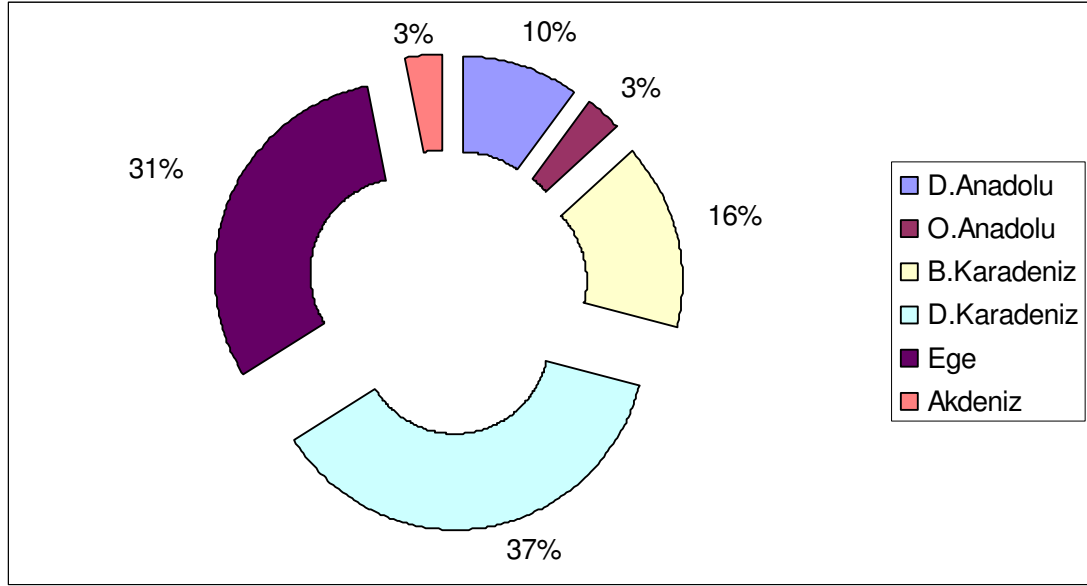
- Bir gümüş madeni işletmesi (Gümüşküy-Kütahya) bulunmaktadır.



- Türkiye'nin yıllık altın ithalatı 150–160 ton (yaklaşık değeri 2 milyar dolar) dolayındadır. Bu miktarın yaklaşık yarısı iç tüketimde kullanılmaktadır.
- 1985 de yürürlüğe giren Maden Yasası ile birlikte, yabancı yatırımcılar Türkiye'de altın, gümüş, bakır aramalarına başlamışlardır.
- 1985'den bu yana, aramalarda 200 milyon dolardan fazla yatırım yapılmış, sonuçta 6 yerde ekonomik işletilebilirliği olan altın yatağı belirlenmiştir.
- Türkiye altın rezervleri dağılımı:
  - \*İşletilebilir 6 altın yatağının görünür rezervi: 100 ton
  - \*Mümkün rezervler toplamı : 27 ton.
  - \*Baz metal yataklarında yan ürün olarak: 90 ton
  - \*Olası rezervler : > 1000 ton.



**Şekil 2:** Jeolojik oluşuma göre Türkiye altın yataklarının dağılım



**Şekil 3:** Coğrafik bölgelere göre Türkiye altın yataklarının dağılımı

**Tablo 10:** Planlanmış altın gümüş işletmesi projelerinin mevcut durumları (25)

| Proje -Bölge        | Firma    | Au-Ag Rezervi (ton) | Yıllık Üretim (ton) | İşletme İşgücü İhtiyacı | İşletme Yatırımı X 10 <sup>6</sup> \$ | Mevcut Durum      |
|---------------------|----------|---------------------|---------------------|-------------------------|---------------------------------------|-------------------|
| Kaymaz-Eskişehir    | Tüprag   | Au: 6 Ag: 3         | Au: 1               | 80                      | 12                                    | Önişletmeye hazır |
| Efemçukuru-İzmir    | Tüprag   | Au: 20*             | Au:2                | 200*                    | 36*                                   | Arama aşamasında  |
| Küçükdere-Balıkesir | Tüprag   | Au: 7,5 Ag:17       | Au: 1               | 120                     | 22                                    | İzinler askıda    |
| Ovacık-Bergama      | Eurogold | Au: 24              | Au:3                | 240**                   | 50                                    | Önişletmeye hazır |
| Mastra-Gümüşhane    | Eurogold | Au: 12 Ag: 8        | Au: 1               | 150                     | 17                                    | Aramalar sürüyor  |
| Cerattepe-Artvin    | Cominco  | Au: 30,3 Ag: 1050   | Au:3                | 250                     | 100                                   | Aramalar sürüyor  |
| Toplam              |          | Au: 99,8 Ag: 1102   | Au: 11              | 1040***                 | 237                                   | Henüz üretim yok  |

(\*): Tahmini; (\*\*): işletme aşamasında 340 kişi; (\*\*\*): inşaat aşamasında 1400 kişi. Not: Yukarıda verilen firmaların tümü yabancı sermaye girişli Türk firmalarıdır.

**Tablo 11: Türkiye maden potansiyeli (26)**

| MADENLER      | Rezerv(Gör+Muh) Ton             | Açıklamalar   |
|---------------|---------------------------------|---|
| Altın         | 340*                            | Metal Au (Görünür rezerv), MİGEM                          |
| Alünit        | 4.000.000                       | % 7.54 K <sub>2</sub> O                                   |
| Antimuan      | 106.306                         | Metal Sb  |
| Asbeat        | 29.646.379                      | Değişik lif boylarında, lif yüzdesi %4'ün üzerinde        |
| Asfaltit      | 74.370.000                      | AID: 2876-5536 Kcal/kg                                    |
| Bakır         | 2.279.210                       | Metal Cu  |
| Barıt         | 35.001.304                      | % 71-99 BaSO <sub>4</sub>                                 |
| Bentonit      | 250.543.000                     | Sondaj+döküm+ağartma                                      |
| Bitümlü Şist  | 1.641.381.000                   | Ör. AID 541-1390 Kcal/kg                                  |
| Boksit        | 87.375.000                      | % 55 Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (25.667.000 metal Al) |
| Bor           | 1.805.709.953                   | % 24.4-35 B <sub>2</sub> O <sub>3</sub>                   |
| Civa          | 3.820                           | Metal Hg  |
| Çinko         | 2.294.479                       | Metal Zn  |
| Demir         | 149.925.000                     | % 55 Fe (82.458.750 l. Metal Fe)                          |
| Diatomit      | 44.224.029                      | İyi kalite  |
| Dişten        | 3.840.000                       | % 21-52 A <sub>2</sub> IO <sub>3</sub>                    |
| Dolomit       | 15.887.160.000                  | % 15 MgO ve üzeri   |
| Feldspat      | 239.305.500                     | Albit ve Ortoklaz   |
| Fosfat        | 70.500.000                      | % 19 P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>                        |
| Fluorit       | 2.538.000                       | % 40-80 CaF <sub>2</sub>                                  |
| Grafit        | 90.000                          | 2-17 C  |
| Gümüş         | 6.062                           | Metal Ag  |
| Kaolen        | 89.063.770                      | % 15-37 Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>                    |
| Kaya Tuzu     | 5.733.708.017                   | % 88.5 üzeri NaCl içerikli (200.000.000 tonu göl)         |
| Kil (Ser+Ref) | 354.362.650                     | Seramik+Refrakter kili                                    |
| Krom          | 25.931.373                      | % 20 üzeri Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>                 |
| Kurşun        | 860.387                         | Metal Pb  |
| Kuvars Kumu   | 1.307.414.250                   | % 90 üzeri SiO <sub>2</sub>                               |
| Kuvarsit      | 2.270.287.821                   | % 90 üzeri SiO <sub>2</sub>                               |
| Kükürt        | 626.000                         | % 32 S  |
| Linyit        | 7.964.982.000                   | AID: 868-5000 Kcal/kg                                     |
| Lületaşı      | (sandık) 1.483.000              | iyi , orta kalite   |
| Manganez      | 4.560.000                       | % 34.54 Mn (Metal Mn içeriği 1.576.000)                   |
| Manyezit      | 111.368.020                     | % 41-48 MgO   |
| Mermer        | 5.161 milyon m <sup>3</sup>     | Toplam potansiyel rezerv                                  |
| Perlit        | 5.690.027.600                   | Değişik genişleme oranlarında                             |
| Pomza         | (m <sup>3</sup> ) 1.479.556.876 | İyi kalite  |
| Profillit     | 6.644.000                       | Seramik+refrakter+çimento                                 |
| Sepiyolit     | 13.546.450                      | % 50 üzeri Sepiyolit içerikli                             |
| Sodyum Sülfat | 16.536.000                      | % 81 NaSO <sub>4</sub> (1.304.000 tonu göl rezervi)       |
| Strosiyum     | 665.082                         | % 72 Üzeri SrSO <sub>4</sub>                              |
| Talk          | 482.736                         | İyi kalite  |
| Taşkömürü     | 1.126.548.000                   | İyi kalite  |
| Toryum        | 380.000                         | % 0,24 ThO <sub>2</sub>                                   |
| Trona         | 233.317.680                     | % 56 üzeri trona  |
| Uranyum       | 9.137                           | % 0.50-0.1 U <sub>3</sub> O <sub>3</sub>                  |
| Volfram       | 36.719                          | Metal W   |
| Zeolit        | 19.923.750                      | Klinopilotit+Höylendik                                    |
| Zımpara       | 3.725.082                       | İyi kalite  |

**Tablo 12: Dünya ve Türkiye maden rezervleri (27)**

| HAMMADDE       | BİRİM                               | DÜNYA REZERVİ   | TÜRKİYE REZERVİ | DÜNYA ÜRETİMİ | TÜRKİYE ÜRETİMİ |
|----------------|-------------------------------------|-----------------|-----------------|---------------|-----------------|
| Altın          | ton, Au                             | 43.000          | 340             | 1.918         | -               |
| Antimuan       | ton, Sb                             | 4.200.000       | 97.500          | 64.225        | 1.465           |
| Arsenik        | ton, As <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 1.000.000       | -               | 32.544        | -               |
| Asbest         | ton                                 | çok büyük       | 7.928.000       | 4.196.818     | -               |
| Bakır          | ton, Cu                             | 321.000.000     | 2.313.000       | 9.477.043     | 38.151          |
| Barit          | ton                                 | 170.000.000     | 36.000.000      | 5.581.966     | 425.500         |
| Berilyum       | ston, Be                            | 421.000         | -               | -             | -               |
| Bizmut         | ton, Bi                             | 110.000         | -               | -             | -               |
| Boksit         | ton                                 | 21.800.000.000  | 53.442.000      | 107.387.912   | 574.273         |
| Bor            | ton, B <sub>2</sub> O <sub>3</sub>  | 627.000.000     | 489.425.000     | 3.607.239     | 1.979.000       |
| Cıva           | ton, Hg                             | 130.000         | 7.296           | 5.845         | 96              |
| Çinko          | ton, Zn                             | 150.000.000     | 1.071.017       | 7.104.712     | 39.194          |
| Demir          | ton                                 | 64.600.000.000  | 77.880.000      | 557.019.000   | 2.452.960       |
| Diatomit       | ston                                | 800.000.000     | 58.000.000      | 1.717.800     | 12.000          |
| Dişten         | ton                                 | 112.000.000     | 3.800.000       | -             | -               |
| Elmas          | karat                               | 980.000.000     | -               | -             | -               |
| Feldspat       | ton                                 | 1.000.000.000   | 410.533.000     | 5.504.000     | 84.900          |
| Fluorit        | ton, CaF <sub>2</sub>               | 209.000.000     | 1.048.000       | 5.450.000     | -               |
| Fosfat         | ton, P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>  | 11.990.000.000  | 60.000.000      | 48.761.000    | -               |
| Grafit         | ton                                 | 21.015.000      | -               | 650.000       | -               |
| Gümüş          | ton, Ag                             | 280.000         | 5.136           | 14.854        | 24              |
| Kadmiyum       | ton, Cd                             | 535.000         | -               | 18.400        | -               |
| Kalay          | ton, Sn                             | 5.900.000       | -               | 236.600       | -               |
| Kobalt         | ton, Co                             | 3.310.000       | -               | 24.900        | -               |
| Krom           | ton, Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 1.361.000.000   | 1.565.000       | 5.905.000     | 553.000         |
| Kurşun         | ton, Pb                             | 70.000.000      | 862.300         | 3.338.000     | 14.138          |
| Kükürt         | ton, S                              | 1.400.000.000   | 626.000         | 56.805.000    | 133.305         |
| Linyit         | ton                                 | 328.637.000.000 | 7.739.000.000   | 1.261.500.000 | 52.500.000      |
| Lityum         | ton, Li <sub>2</sub> O              | 2.210.000       | -               | 12.396        | -               |
| Manyezit       | ton, MgO                            | 2.500.000.000   | 44.000.000      | 12.691.000    | 1.343.000       |
| Manganez       | ton, Mn                             | 900.000.000     | 1.236.000       | 9.176.000     | -               |
| Mika           | ston                                | 2.600.000.000   | -               | -             | -               |
| Mobilden       | ton                                 | 5.530           | -               | -             | -               |
| Nadir Toprak   | ton, Ni-oksidi                      | 83.900.000      | -               | 69.300        | -               |
| Nikel          | ton, Ni                             | 700.000.000.000 | -               | 908.700       | -               |
| Perlit         | ton                                 | 56.000.000      | 174.200.000     | -             | 100.000         |
| PGM            | Kg                                  | çok büyük       | -               | 283           | -               |
| Pomza          | ton                                 | 9.460.000.000   | 1.930.000.000   | -             | -               |
| Potas          | ton, K <sub>2</sub> O               | 3.300.000.000   | -               | 30.600.000    | -               |
| Sodyum Sülfat  | ton                                 | 6.800.000       | 140.000.000     | -             | -               |
| Stronsiyum     | ton Sr                              | 377.000.000     | 850.000         | -             | -               |
| Talk+Profillit | ton                                 | 707.883.000.000 | 300.000         | 7.800.000     | 6.300           |
| Taşkömürü      | ton                                 | 24.200.000.000  | 146.000.000     | 36.000.000    | 6.258.000       |
| Trona          | ton                                 | çok büyük       | 233.000.000     | -             | -               |
| Tuz            | ton %88-93                          | -               | 5.153.000.000   | 182.000.000   | 1.740.000       |
| Tungsten       | ton, W                              | 2.350.000       | -               | 49360VVO3     | -               |
| Vanadyum       | ton, V                              | 4.268.300       | -               | 57.065        | -               |
| Zirkonyum      | ton, ZrO <sub>2</sub>               | 49.000.000      | -               | 937.200       | -               |
| Bentonit       | ton                                 | -               | 229.543.000     | -             | -               |
| Dolomit        | ton, %15                            | -               | 17.206.000.000  | -             | -               |
| Kaolen         | ton, %11-                           | -               | 85.710.000      | 25.823.000    | 238.250         |
| Kuvars         | ton, %90-97                         | -               | 511050 00       | -             | -               |
| Kumu           | SiO <sub>2</sub>                    | -               | -               | -             | -               |
| Kuvarsit       | ton, %90-                           | -               | 1.823.000.000   | -             | -               |
| Lületaşı       | sandık                              | -               | 1.483.000       | -             | -               |
| Sepiolit       | ton, %50-90                         | -               | 254.000         | -             | -               |
| Zeolit         | m <sup>3</sup>                      | 17.931.000      | -               | -             | -               |
| Zımpara        | ton                                 | -               | 3.630.000       | -             | -               |
| Alüminyum      | ton izabe                           | Boksit rezervi  | Boksit rezervi  | 18.039.946    | 60.000          |
| Doğal Gaz      | m <sup>3</sup>                      | -               | -               | 2 ti ri iyon  | 174.000.000     |
| Petrol         | ton                                 | 150.200.000.000 | 100.000.000     | 5.000.000.000 | 3.000.000       |
| Jips           | -                                   | -               | -               | 92.630.000    | -               |
| Uranyum        | ton, U <sub>3</sub> O <sub>8</sub>  | -               | -               | 52.900        | -               |
| Kırma Taş      | ton                                 | -               | -               | 100.000.000   | -               |
| Mermer         | ton                                 | -               | -               | 31.411.683    | 1.197.500       |
| Sıcak su       | -                                   | çok             | çok             | -             | -               |

**Tablo 13:** Türkiye'de belirlenmiş altın rezervleri

| Rezerv                      | Au ton | Ag ton | Üretim değeri Milyon \$ | Yatırım Tutarı Milyon \$ | İstihdam Kişi |
|-----------------------------|--------|--------|-------------------------|--------------------------|---------------|
| İZMİR-Bergama-Ovacık        | 24     | 24     | 240                     | 70                       | 362           |
| GÜMÜŞHANE-Mastra            | 12     | 8      | 120                     | 20                       | 150           |
| ARTVİN-Cerattepe            | 37     | 1050   | 370                     | 100                      | 250           |
| BALIKESİR-Havran-Küçükdere  | 8      | 17     | 80                      | 20                       | 120           |
| ESKİŞEHİR-Sivrihisar-Kaymaz | 7      | 3      | 70                      | 10                       | 80            |
| İZMİR-Efemçukuru            | 34     | ?      | 340                     | 100                      | 200           |
| UŞAK-Kışladağ               | 208    | ?      | 2080                    | 250                      | 400           |
| ERZİNCAN-İhç-Çöpler         | 112    | ?      | 1120                    | 250                      | 400           |
| MANİSA-Salihli-Sart         | 10     | ?      | 100                     | 10                       | 100           |
| TON                         | 452    | 1100   | 4520                    | 830                      | 2062          |

**Tablo 14:** Dünya altın üretimi (28)

| ÜLKELER       | 2000 ton/yıl | 2001 ton/yıl | 2002 ton/yıl | 2003 ton/yıl | 2004* ton/yıl |
|---------------|--------------|--------------|--------------|--------------|---------------|
| Güney Afrika  | 431          | 402          | 399          | 373          | 344           |
| A.B.D.        | 353          | 335          | 298          | 277          | 247           |
| Avustralya    | 296          | 285          | 273          | 282          | 242           |
| Kanada        | 154          | 160          | 190          | 141          | 171           |
| Çin           | 180          | 185          | 190          | 202          | 210           |
| Endonezya     | 125          | 130          | 135          | 140          | 120           |
| Peru          | 133          | 138          | 138          | 172          | 160           |
| Rusya         | 126          | 152          | 170          | 170          | 180           |
| Diğer Ülkeler | 735          | 783          | 798          | 830          | 800           |
| DÜNYA TOPLAMI | 2.550        | 2.570        | 2.550        | 2.590        | 2.470         |

**Tablo 15:** Dünya altın rezervi (29)

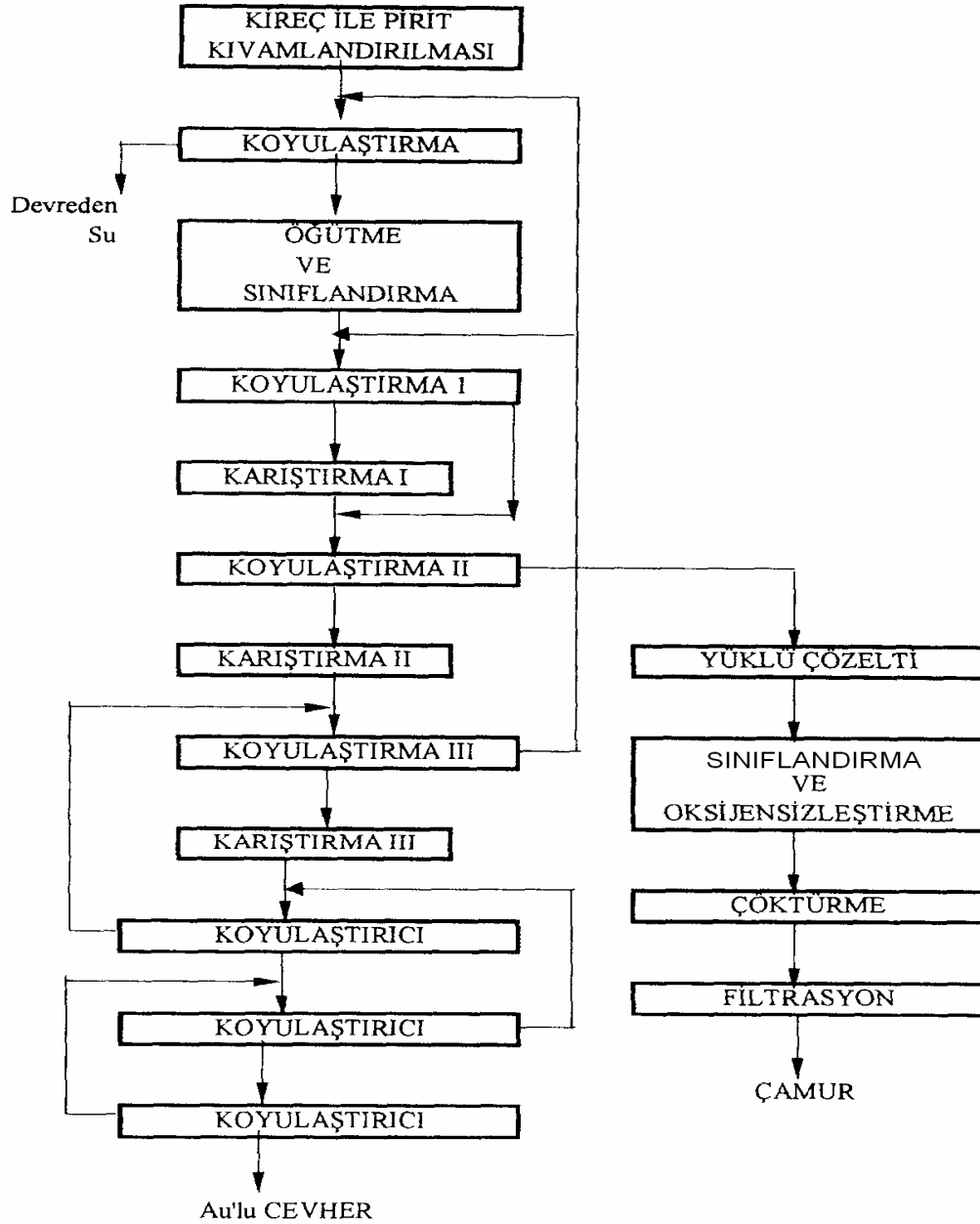
| ÜLKE          | Rezerv ton | Baz Rezerv ton |
|---------------|------------|----------------|
| USA           | 2.700      | 3.700          |
| Avustralya    | 5.000      | 6.000          |
| Endonezya     | 1.800      | 2.800          |
| Kanada        | 1.300      | 3.500          |
| Çin           | 1.200      | 4.100          |
| Rusya         | 3.000      | 3.500          |
| Güney Afrika  | 6.000      | 36.000         |
| Peru          | 3.500      | 4.100          |
| Diğer Ülkeler | 17.000     | 26.000         |
| DÜNYA TOPLAMI | 42.000     | 90.000         |

### 1.1.5. Günümüz Tesislerinde İşletim Teknolojisi

Günümüzde işletilmekte olan tesislerde, en az tepkime süresinde en yüksek değerli metal çözünme verimini sağlayan karıştırmalı liç işlemi uygulanmaktadır. Bu uygulama, hem cevherler hem de altın içeren konsantreler için, ayrıca da pirit külleri, flotasyon artıkları ya da cevher zenginleştirme tesisi artıkları gibi ikincil ürünler için de yaygın olarak kullanılan bir liç teknolojisidir (Şekil 4).

Değerli metallerin çözündürülmesi, siyanürün, bu metalleri çözebilme ve  $\text{NaAu}(\text{CN})_2$  formunda suda kolay çözünebilen ve çok kararlı tuz kompleksi oluşturması temeline dayanmaktadır.

% 0.01–0,3 konsantrasyonlarında sodyum veya potasyum siyanür çözeltileri kullanılmakta, çözünme oranı bu konsantrasyonlara ulaşıldığında artmakta ve daha sonra oksijen çözünmesindeki azalmadan dolayı düşmektedir. Çözünürleştirme işlemi süresince siyanürün hidrolizini ve HCN gazı oluşumunu önlemek için, pH 11-12'de (kireç ilavesiyle) ve % 0.02 – 0.03 konsantrasyonlarında gerçekleştirilmektedir.



Şekil 4 Altın içeren pirit cevherlerinin siyanürasyon akım şeması

Değerli olmayan metallerle yavaş tepkime vermesi ve liç işleminin etkinliği ve selektivitesi üzerinde olumlu etkileri olmasından dolayı, seyreltik siyanür çözeltisi kullanılmaktadır. Liç işleminde, siyanür tüketici etkili ve yüksek konsantrasyonlardaki maddelerin etkisini azaltmak için pülp, uzun süreli olarak havalandırılmaktadır.

Siyanürasyonun etkinliği, cevherin minerolojik kompozisyonuna, bakır, demir sülfür, arsenik ve stibnit minerallerinin varlığı gibi faktörlere bağlı olmaktadır. Bu minerallerin belirli konsantrasyonlarda varlığıyla, siyanürün çözme etkinliği azalmakta ve kompleks

oluşumlarını sağlayan ikincil reaksiyonlar da siyanür tüketimini arttırmaktadır. Sistemde, siyanür tüketme özelliğine sahip olan metaller arasında demirin etkinliği fazla olmakta ve siyanür ile tepkimeye girerek  $\text{Na}_4\text{Fe}(\text{CN})_6$  bileşiğini oluşturmaktadır. Siyanür kayıplarını engellemek için liç tanklarına kireç sütü ilave edilmektedir. Karıştırmalı liç tanklarında siyanürasyon işlemi, 24 ile 72 saat arasında gerçekleşmektedir.

Değerli metallerin çöktürülmesi işlemi, altın ve gümüşçe zengin çözeltinin, çöktürme ya da filtrasyon işlemi ile katı kısımdan ayrılmasını takiben gerçekleştirilmektedir. Çöktürme işlemi, daha fazla sayıda tikner vasıtasıyla, ters-akımlı dekantasyon işleminin uygulanması şeklinde yapılmakta, filtrasyon işlemi ise vakum filtreler kullanılarak gerçekleştirilmektedir. Çöktürme işleminden önce zengin çözelti, berraklaştırılmakta ve altının siyanür içerisinde tekrar çökmesini engellemek için kıymetli metal yüklü berrak çözeltinin, vakumlu ortamda havası alınarak oksijensizleştirilmektedir.

Romanya'daki tesislerde, altın ve çinkonun yer değiştirerek, çinkonun siyanür ile kompleks yapması esasına dayanan ve çözeltinin  $\text{m}^3$  'ü için 20–30 g çinko tozu kullanılarak, çinko tozu ile çöktürme işlemi uygulanmaktadır. Kullanılan çinko tozunun bir miktar kurşun içermesinden dolayı (yaklaşık % 1 Pb ve % 95 Zn) çöktürme işlemi hızlı olmaktadır. Oluşan çökelek filtre edilmekte ve daha sonra işlenmektedir. Çökeleğin işlenmesi merkezi bir sistem içinde gerçekleştirilmekte ve bu teknolojik sistem, büyük çinko parçalarının uzaklaştırılması için eleme, su ile yıkama, ince boyutlu çinko ve diğer çözünebilen safsızlıkların uzaklaştırılması için sülfürik asit ile muamele işlemlerini içermektedir. Çökelek sıcak su ile yıkandıktan sonra filtrelenmekte ve sonra fırınlarda kurutulmaktadır. Kurutulmuş olan çökelek soda ve boraks gibi fluks yapıcı kimyasallarla karıştırılmakta ve grafit kazanlarda ergitilmektedir. Altın ve gümüş alaşımının elde edilmesini takiben elektrolitik rafinasyon işlemi uygulanmaktadır.

### **1.1.5.1.Refrakter Hammaddeler İçin Endüstriyel Uygulamalarda Yeni Teknolojiler**

Yüksek kil içeren cevherler ve artıklar, pirit külleri, yüksek arsenik içerikli sülfür konsantreleri bu grupta değerlendirilmektedir. Baia Mare şehrinin batı yakasında, atık malzemelerin işlenmesi için son derece gelişmiş teknolojilerin kullanılacağı bir tesis öngörülmektedir. Tesis, 1998'de üretime başlamak üzere Romanya-Avustralya Şirketi "Gold S.A." tarafından inşa edilmektedir. Ayrıca altın içeren arsenikli piritlerin işleneceği ve bu amaçla farklı teknolojilerin araştırıldığı (klasik işlemler, kavurma sonrası siyanürasyon, basınç altında liç, bakteri oksidasyonu sonrası siyanürasyon) bir tesis inşa



edilmekte, bu projeler arasında en uygun teknoloji olarak da bakteri oksidasyonu sonrası siyanürasyon görülmektedir.

#### **1.1.5.1.1. Pülpde Karbon Yöntemi**

Yüksek kil ve diğer safsızlıkları içeren cevherlerle düşük seviyede değerli element içeren cevherlerin karışımı için Pülpde karbon (CIP) yöntemi araştırılmıştır. Araştırmalarda kullanılan numune mevcut kaynakların miktarlarıyla orantılı olarak hazırlanmış ve karışım; kuvars, pirit, markazit, kil mineralleri ve altın ile gümüşün sülfür tuzlarını içermektedir.

Altın, 4–40 mikron boyutları arasında ve % 67'si kuvarsa, % 30'u sülfürlere bağlı ve % 3'ü serbest halde demir hidroksit tabakası ile kaplanmış halde bulunmaktadır. Numune 2 g/t Au, 19,0 g/t Ag, % 4 S, % 69,0 SiO<sub>2</sub>, % 5,4 Fe, % 10,0 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> içermektedir.

Optimum öğütme boyutu, altının en iyi çözünürleştirilebileceği şartları sağlayacak şekilde seçilmiştir. Cevher üzerinde, siyanür ile yapılan çalışmalar sonucunda optimum sonuçlar, % 80'i 0,074 mm altına öğütülmüş numunede elde edilmiştir. Siyanürasyon işlemi "Döner şişe testleri" yapılarak gerçekleştirilmiştir. 48 saatlik liç sonucunda; optimum siyanür konsantrasyonu pH 10.3'te ve 5–9 mg/L oksijen konsantrasyonunda 2 kg/t tüketime karşılık gelen % 0.08 CN<sup>-</sup> olmaktadır Pülp havalandırılarak oksijence zenginleştirilmekte ve altın çözünme verimi, 24 ile 48 saat arasında değişen siyanürasyon süresine bağlı olarak, % 70–96 oranında olmaktadır. 24 saatlik siyanürasyon süresi optimum koşul olarak gözükmemektedir. Çözültiden altın kazanımı, ters-akım esasına göre çalışan pülpde karbon kullanılarak gerçekleştirilmektedir. Karbon adsorbsiyonu için, % 2-4 kül, % 2.6-3 nem, 1 g karbon başına 1000-1100 mg iyodin, 0.38-0.32 yığın yoğunluğu ve % 89-98 mekanik dayanım özelliklerine sahip, B5 doğal karbon ve ithal pick tipi karbon kullanılmaktadır. Karbon-pülp temas süresi 24 saat ve 1 litre pülp için karbon tüketimi 6 g olarak belirlenmiştir. Doğal karbonda % 4.65 ve pick karbonda % 3,8 oranlarında karbon kayıpları esasıyla karbonun uygunluğu belirlenmiştir.

Adsorbsiyon kapasitesi doğal karbon için % 90, pick karbon için % 81 olmakta ve siyanürasyon öncesi flotasyon işlemindeki % 65,2'lik verim dikkate alındığında "pülpde karbon" yöntemine ait toplam verim % 81,7 olmaktadır. Araştırmaların geliştirilmesi sonucunda endüstriyel ölçekte, doğal karbonun uygunluğu belirlenmiştir.

### 1.1.5.1.2. Liçte Karbon Yöntemi

"Liçte karbon-CIL" teknolojisi, ortalama altın içeriği 1,0–2,0 g/t olan killi kuvars cevherleri, flotasyon artıkları ve pirit külleri gibi numuneler üzerinde araştırılmıştır. Numuneler üzerinde yapılan analizler, değerli metalin % 80'nin siyanür tarafından çözüldürüldüğü, geri kalan çözünmeyen bölümün, silikatlar içinde dağılmış olan ya da hidroksitler ile kaplanmış halde kaldığını göstermiştir. Başlıca çözünebilir tuzlar, sülfatlar ve metal oksitler olmakta, kıymetli metalin çözünürlüğüne ve siyanür tüketimine önemli bir etkileri olmamaktadır. Numuneler üzerindeki araştırmalar, kıymetli metal yüzeyinde sodyum siyanür fazlalığını engellemek amacıyla peletlemeyi de öngören bir ön hazırlık çerçevesinde yapılmaktadır.

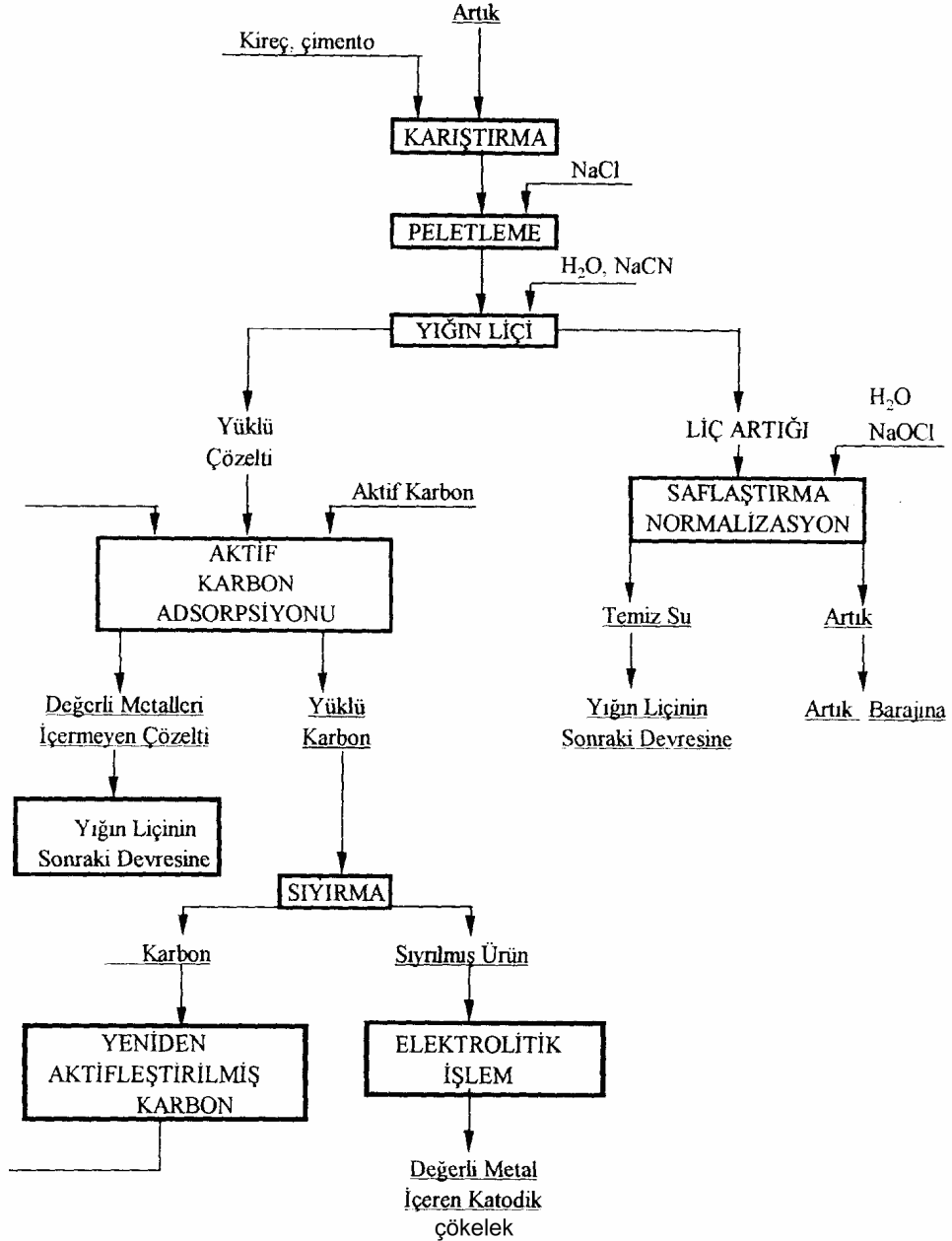
### 1.1.5.1.3. Aglomerasyon ve Doğrudan Siyanür Liçi

Doğrudan Siyanürasyon testlerinde; malzemenin kil içeriğinin %15'ten %60'a yükselmesi halinde, çözeltilinin metal yüzeylerine temas şansının 60 kez azaldığını, bu nedenle de cevher için - 2,0 mm ve atıklar için - 0.25 mm boyutlarında peletleme gerektirdiği görülmüştür.

Peletleme işlemi için, su ve çimento; çimento, kireç ve siyanür çözeltisi ve kireç, siyanür çözeltisi gibi reçeteler uygulanmaktadır. Artıklar için % 7 çimento ve % 10 kireç karışımı, cevher için ise % 15 kireç en iyi reçete olarak görülmektedir. Her iki durumda da % 0.02'lik siyanür çözeltisi ilave edilmektedir.

Yığın liçi işlemi, çözeltilinin drenajı yönünde %3 eğimli, geçirgen olmayan platformlar üzerinde, gerçekleştirilmektedir. Liç çözeltilisinin cevher ile teması, 1 mm çözelti çıkış açıklıkları bulunan, polivinil klorür borular kullanılarak gerçekleştirilmektedir. pH 10,5–11,5'te, % 0.03–0.05'lik 10 litre/m<sup>2</sup> siyanür çözeltisi ilave edilmektedir. 12 günlük liç işlemi sonunda cevher için altın çözünme veriminin % 67, 25 günlük liç sonunda ise artık için altın çözünme veriminin % 74,9 olduğu görülmüştür. Peletleme sırasında karışıma zayıf siyanür çözeltisi ilavesi, çözünmenin peletleme ile aynı anda başlamasına olanak tanımakta, liç süresini ve siyanür tüketimini azaltmaktadır.

Artığa uygulanan yığın liçini içeren araştırmalar Şekil 5'te verilen akım şemasına uygun olarak gerçekleştirilmiştir. Bu sistemde, altın, aktif karbon kolonlarında karbon üzerine adsorbe olmaktadır. 6 saatlik temas sonunda, adsorbsiyon % 99 oranında gerçekleşmektedir.



**Şekil 5:** Flotasyon artıkları için yığın liçi akım şeması

Çalışmada, doğal aktif karbon kullanılmakta ve 1 kg karbona 3 g Au yüklenebilmektedir. Karbondan altının desorbsiyonu, 20: 1 sıyırıcı-karbon oranında, 93–95 °C’de, 12 saat sıyırma süresinde ve siyanür çözeltisi, sodyum hidrosit ve etil alkol vasıtasıyla gerçekleştirilmiştir. Bu işlem ile % 59,5’lik Au kazanımı ve 150 mg/L Au içeren sıyırma çözeltisi elde edilmiştir. Sıyırma çözeltisinden altın, 2–8 V gerilim, 5–25 A/dm<sup>2</sup> akım yoğunluğu

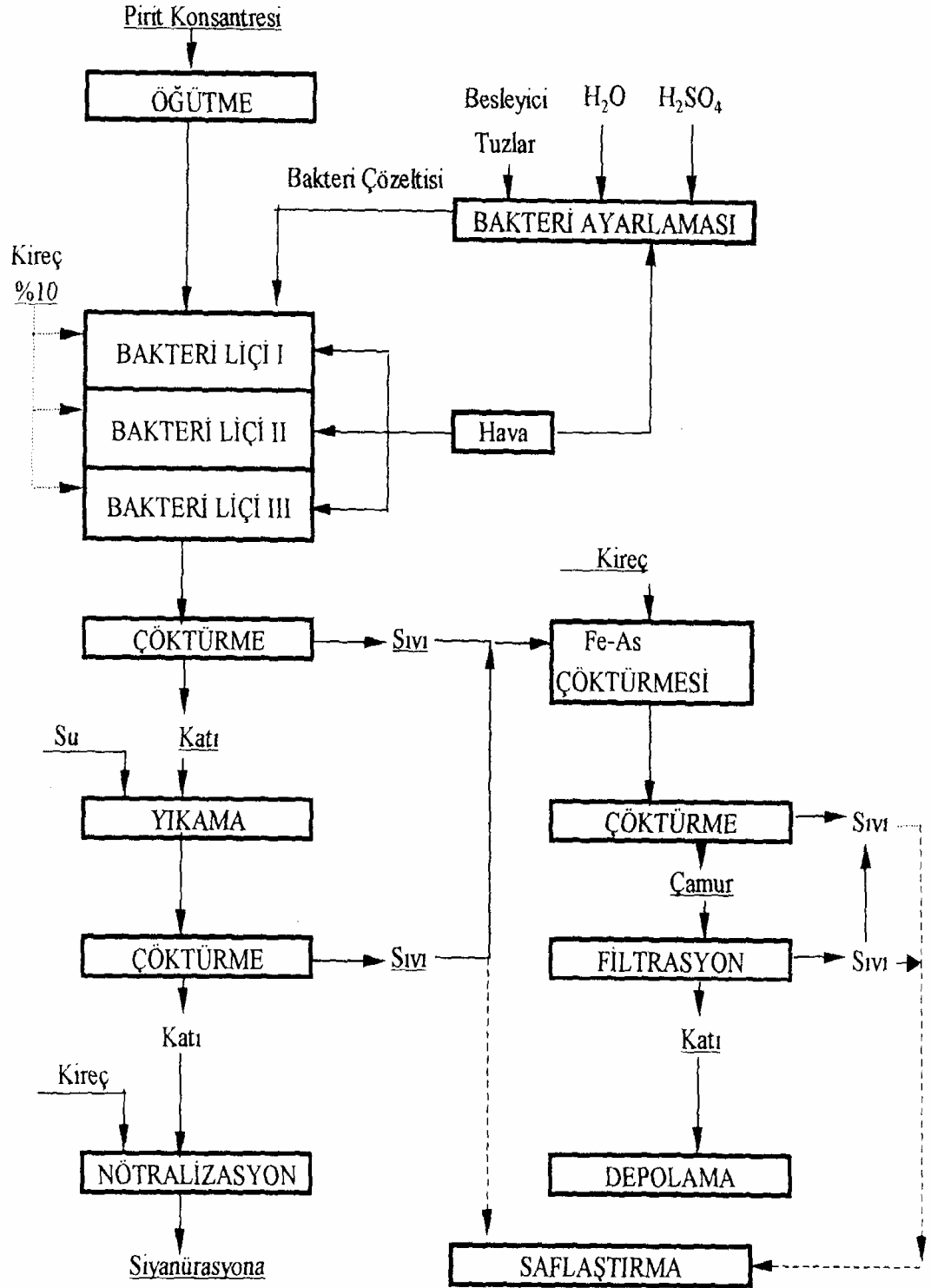
koşullarında, 6 saatlik elektroliz işlemi ile özütlenmiştir. Elektroliz çamurundaki metal içeriği % 96-98'dir. Tüm işlem için elde edilen altın kazanımı, yığın liçini uygulayan diğer ülkelerin elde ettiği sonuçlarla kıyaslanabilecek seviyededir.

#### 1.1.5.1.4. Siyanürasyon Öncesi Bakteriye Oksidasyon

Baia Mare'de, bazı polimetallik cevherlerin zenginleştirilmesinden elde edilen altın içeren arsenikli pirit konsantreleri, metal kazanımının çok düşük olmasından dolayı doğrudan siyanürasyon işlemine tabi tutulamamaktadır. Arseniğin, bakteri oksidasyonu takiben, siyanürasyonu da araştırılmıştır. Çalışmalar; % 42.2 S, 10 g/t Au, 60 g/t Ag, % 1.5-2.5 As, % 9.6 SiO<sub>2</sub>, % 0.1-7 Cu, % 0.62 Pb, % 1.28 Zn içerikli konsantreler üzerinde gerçekleştirilmiştir. % 70'i 0.074 mm altında bulunan konsantrede altın, başta pirit ve kalkopirit olmak üzere sülfürler içinde kapanımlar halinde bulunmaktadır. Ayrıca pirit, koloidal altın içermektedir. Gümüş öncelikle altına bağlı olmakta, ayrıca özgün mineraller halinde de izlenmektedir. Bakteri olarak, Thiobacillus ferrooxidans kullanılmıştır. Çalışmalar, sıcak su termostatlı karıştırıcılar ile yürütülmüş, karıştırıcılara kesintisiz olarak, 9 K ortamı esasına göre hazırlanmış bakteri çözeltisi ve pirit verilmiştir.

Deneyler, farklı sıvı-katı oranlarında ve 35–37 °C sıcaklıkta yapılmış ve pH, Eh, Fe<sup>3+</sup>, Fe<sup>toplam</sup>, çözeltideki As konsantrasyonu, bakteri içeriği, biyolojik oksijen tüketimi saptanmıştır. Liç işleminin sonunda katı fazın As ve demir dışı metal içerikleri analiz edilmiştir. Mikro pilot ölçekli test sonuçlarına göre, 25–100 kg konsantre/gün kapasiteli bir pilot tesis inşa edilmiştir. Tesis, her biri 0,5 m<sup>3</sup>lük 5 bioliç tankı, besleme sistemi, faz ayırma sistemi, arsenik çöktürme sistemi, filtrasyon ve bakteri çözeltisini ayarlama sisteminden oluşmaktadır. Testler Şekil 6'da verilen akım şemasına göre yürütülmüştür.

1.5 yıl süren pilot çaplı araştırmalar sonucunda, % 0,5'ten az arsenik içerikli ve 5 günlük liç işlemi sonucunda % 40 oksitlenen piritli artık elde edilebilmektedir. Bakteri ile işleme sokulan malzeme üzerinde yapılan siyanürasyon testleri sonucunda, konsantrede altın kazanımı ve sülfür oksidasyon derecesi arasında, % 70 altın kazanımına karşılık gelen % 25'lik sülfür oksidasyonu değerlerinde doğrusal bir bağıntı görülmektedir. Sülfürlerin daha fazla oksitlenmesi altın kazanma verimini çok az etkilemektedir (sülfürlerin % 50 oksidasyonuna karşılık % 75'lik Au kazanma verimi).



**Şekil 6:** Au içeren arsenikli refrakter pirit konsantresi için uygulanan laboratuvar ölçekli zenginleştirme akım şeması

Pilot testler sonucunda siyanürasyon ile % 70–75 altın kazanımına uygun bir ürün, 1–1,3 g/L As ve 10–12 g/L üç değerlikli Fe içeren bakteri çözeltilisi elde edilebilmektedir. Çözeltiler daha sonra  $Fe^{+3}$  ve As'in çöktürülebilmesi amacıyla kireç ile işleme sokulmakta (pH=3) ve sonra tekrar kullanım için bakteri ayarlanması yapılmaktadır. Bakteri teknolojisi, pirometalurji teknolojisine oranla atmosferik kirlilik yaratmama gibi bir avantaja sahip olup yatırımcılar tarafından tercih edilmektedir (30-31)

## 2. ÖNCEKİ ÇALIŞMALAR

Bu alanda yapılan çalışmaları aşağıda belirtilen başlıklar altında toplayabiliriz.

a. Zenginleştirme çalışmaları

—Flotasyonla yapılan çalışmalar

—Diğer Zenginleştirme çalışmaları

b. Yığın-Biyo liç çalışmaları

c. Ekstraksiyon çalışmaları, bunlar da NaCN, tiyoüre ve Na<sub>2</sub>S<sub>2</sub>O<sub>3</sub> ile yapılan çalışmalar

d. Elektroliz çalışmaları olarak sıralanabilir.

### Kisecik Cevheri Üzerinde Yapılan Çalışma

**A. Çağatay, İ.S. Sayılı, Y. Ulutürk ve M.Z. Ateş,** Kisecik altın yatağını oluşturan damarları "Kızıltepe ve benzeri" ve "Deliklikaya Tepe ve benzeri" olarak iki ayrı gruba ayırmışlardır. Bunlardan Kızıltepe ve benzeri damarlar cevher mineral ve çeşiti, ayrıca altın içerikleri bakımından daha zengindir. Kızıltepe ve benzeri damarların başlıca mineralleri; arsenopirit, pirit, kalkopirit, sfalerit, markasit, löllinjit, pirotin, valleriit, kübanit, nabit-altın, tellurobismutin, tellurobismutin+hessit katı karışım minerali, galenit, zinober, neodijenit, hematit, manyetit, rutil, anatas, sfen, kromit, ilmenit, tenörit, kalkosin, kovellin, limonit, malakit, azurit, siderit, ankerit, skorodit ve bakır-vitriyoldür. Gang mineralleri ise kuvars, klorit, kalsit, dolomit, kil mineralleri, muskovit ve serisittir. Deliklikaya Tepe ve benzeri damarların cevher mineralleri; arsenopirit, pirit, sfalerit, markasit, valleriit, pirotin, galenit, hematit, rutil, anatas, kromit, sfen, tenörit, kalkosin, kovellin, malakit, azurit, limonit, skorodit ve bakır-vitriyol; gang mineralleri ise Kızıltepe ve benzeri damarlardaki gibidir. Diğerlerinden farkı, Deliklikaya Tepe damarlarında gang minerallerinin daha fazla olmasıdır (32).

Kumru, C. ve Ulu, E., 4,7 g/t Au, 8,1 g/t Ag, % 1,11 Cu, % 0,46 Zn, % 5,35 As, % 16,4 Fe ve % 12,38 S içeren bir cevher örneği üzerinde çalışmışlardır. Cevherdeki metalik mineraller, arsenopirit, pirit, pirotin, sfalerit ve demir hidroksittir. Sallantılı masa çalışmalarıyla -0,5+0,28 mm boyutunda 14,9 g/t Au, 7,8 g/t Ag, % 2,44 Cu, % 17,55 As, % 0,95 Zn ve % 35,8 Fe tenörlü konsantre sırasıyla % 91,33 altın, % 78,56 gümüş, % 78,05 bakır, % 91,59 arsenik, % 62,97 çinko ve % 73,89 demir verimlerine ulaşılmıştır. Toplu yüzdürme çalışmalarıyla 14,6 g/t Au, 11,3 g/t Ag, % 3,03 Cu, % 14,09 As, % 1,12 Zn ve %

34,0 Fe içeren toplu konsantre sırasıyla % 97,16 altın, % 96,36 gümüş, % 98,34 bakır, % 94,83 arsenik, % 76,64 çinko ve % 75,31 demir verimlerine ulaşılmıştır. Seçimli yüzdürmeyle 21,5 g/t Au, 77,1 g/t Ag, % 24,24 Cu, % 2,29 As, % 5,58 Zn ve % 27,6 Fe tenörlü bakır konsantresi % 18,60 altın, % 40,48 gümüş ve % 83,22 bakır verimlerine; arsenopirit konsantresi 20,1 g/t Au, 11,07 g/t Ag, % 36,21 As ve % 34,23 Fe tenör % 45,37 altın, % 15,17 gümüş ve % 67,99 arsenik verimlerine ulaşılmıştır. Pirit ve pirotin içeren ürünler toplamı ise 5,5 g/t Au, 11,7 g/t Ag ve % 32,29 Fe tenöründe olup yapılan direk flotasyon sonrası, % 32,88 altın, % 42,44 gümüş ve % 51,91 demir verimine ulaşılmıştır (33)

## 2.1. Zenginleştirme çalışmaları

### 2.1.1. Flotasyonla yapılan çalışmalar

Açarkan, N., Bolkaradağ Altın-Gümüş-Kurşun-Çinko Maden Yatağındaki Yeşilli Mağarasına ait temsili numuneler üzerinde altın ve gümüşü kazanabilmek amacı ile yaptığı laboratuvar etütleri "Gümüşçe Zengin" ve "Altın ve Gümüşçe Zengin" olmak üzere iki ayrı numune üzerinde yürütmüştür. Bu numuneler üzerinde minerolojik etüdlere, boyut küçültme, gravite ve manyetik ayırma ile ön zenginleştirme, ayrıca siyanürle çözünürleştirme deneyleri yapılmıştır. "Gümüşçe Zengin" cevher numuneleri ile değişik boyutlarda sarsıntılı masa deneyleri yapılmış; en iyi sonuç olarak, 0,5 mm altında, % 56,49 Pb ve % 52,64 Ag kazanma verimiyle % 48,40 Pb ve 2226 g/t Ag içeren kurşun konsantresi elde edilmiştir. Gümüşçe Zengin cevherden elde edilen bulgulara dayanılarak, boyutu 0,5 mm altında olan "Altın ve Gümüşçe Zengin" cevhere de sarsıntılı masa ile zenginleştirme uygulanmıştır. Deneyler sonucunda; % 36,67 Pb, % 44,08 Au, % 23,27 Ag kazanma verimiyle % 51,87 Pb, 129,9 g/t Au, 1960 g/t Ag içeren kurşun konsantresi elde edilmiştir. Değişik boyutların altındaki tüvenen cevher numuneleri üzerinde yapılan manyetik ayırma deneyleri sonucunda; % 75–80 Pb, % 70–72 Ag ve % 65–70 Zn kazanma verimleri ile % 15 Pb, 700 g/t Ag ve % 19,7 Zn içerikleri olan konsantreler elde edilmiştir.

#### Siyanürle Çözünürleştirme:

Tüvenen cevherle yapılan deneyler sonucunda elde edilen en iyi çözünürleştirme koşullarında, % 88,15 Au ve % 83,25 Ag verimi elde edilmiş ve çözünürleştirme sonucunda, KCN ve CaO tüketimleri sırasıyla 5,37 ve 28,90 kg/t olmuştur. Sarsıntılı masa + manyetik ayırma artığında ise % 80,16 Au ve % 72,62 Ag çözünme verimi elde edilmiş; KCN tüketimi 2,46 kg/t, CaO tüketimi de 24,60 kg/t olmuştur. Tüvenen cevherle yapılan çözünürleştirme



deneylemleri sonucunda; % 89,50 Au ile % 68,92 Ag çözümlenme verimi elde edilmiş ve KCN tüketimi 2,25 kg/t, CaO tüketimi 18,20 kg/t olmuştur. Sarsıntılı masa artığında ise % 84,23 Au ile % 60,29 Ag çözümlenme verimi elde edilmiş ve KCN tüketimi 2,29 kg/t, CaO tüketimi 18,45 kg/t olmuştur (34).

M.B.M. Monte, F.F. Lins ve J.F. Oliveira, yükseltgen olarak H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> ve kollektör olarak KAX kullanarak piritten altının seçici olarak ayrılabilirliğini incelemişler ve bench-scale flotasyon testlerini yapmışlardır (35).

A.J. Teague ve çalışma arkadaşları, farklı kimyasal ve fiziksel şartlar altında serbest ve refrakter altının davranışlarının çalışıldığı çok sayıda deney sonuçlarının tartışmalarına dayanan altın flotasyonu için bir konsept model üretmeyi amaçlamışlardır (36).

S.M. Bulatovic, Lakefield araştırması, flowsheet dizaynında yeni konseptleri uygulayarak ya da daha spesifik flotasyon reaktiflerini tanıtarak metal verimini geliştirmeyi amaçlamıştır. Porferik bakır depositlerini test etmekte, mineral işleme tekniklerini önermekte, farklı cevher matrikslerine maruz kalan etkilerin üzerinden geldiğini göstermiştir. Ayrıca flotasyondaki bazı yenilikler tartışılmıştır (37).

Şen, S., kömür-yağ-altın aglomerasyon flotasyonu ve flotasyon yöntemleri kullanılarak, altın cevherlerinin zenginleştirilmesinde geçerli olan optimum parametreleri araştırmıştır. Bu amaçla Bergama-ovacık ve İzmir-Efem Çukuru altın cevherleri ve hazırlanan sentetik cevherler üzerinde çalışmalar yürütmüştür.

Bergama-Ovacık ve İzmir-Efem Çukuru altın cevherleri flotasyon testlerine tabi tutulmuştur. Kömür-yağ-altın aglomerasyon flotasyonu işleminde etkili olabilecek, flotasyon ile ilişkili en önemli parametre olan; uygun flotasyon toplayıcısı ve toplayıcı kombinasyonları araştırılmıştır. Flotasyon testleri sonucunda bulunan en uygun toplayıcı kombinasyonları ve sentetik cevher örnekleri üzerinde yapılan kömür-yağ-altın aglomerasyon flotasyonu testleri sonucunda bulunan en uygun şartlar kullanılarak, her iki cevhere de kömür-yağ-altın aglomerasyon flotasyonu uygulanmış ve % 87,72 verimle elde edilmiştir.

Altın zenginleştirilmesinde etkili olabilecek siyanüre alternatif bazı liç metotlarından biri olan tiyosülfat liçi ile 48 saat süre sonunda % 81,62 verime ulaşılmıştır. Bergama-Ovacık cevheri üzerinde yapılan çalışmada, kömür-yağ-altın aglomerasyon flotasyonu ve flotasyon

testlerinden % 96,73 verime ulaşılmıştır. 54,01 g/t Au içeren numuneden ise % 94,34 flotasyon verimine ulaşılmıştır (38).

M.T.A. Genel Müdürlüğü tarafından yapılan sondajlı aramalarla Artvin-Seyitler yöresinde görünür + muhtemel toplam 1.434.446 ton rezerve sahip kompleks sülfürlü Cu-Zn yatağı bulunmuştur. Cevher yatağının ortalama tenörü % 1,98 Cu, % 2,43 Zn, % 0,44 Pb, % 0,016 Cd, 0,37 g/t Au ve 40,99 g/t Ag dir. Cevher sülfürlü mineral olarak kalkopirit, sfalerit, galen ve pirit içermektedir. Üç numune üzerinde yapılan toplu yüzdürme çalışmalarıyla % 99 bakır ve çinko, % 95 demir verimlerine ulaşılmıştır. Dissemine cevherden seçici yüzdürmeyle % 15,16 Cu ve % 1,24 Zn tenörlü bakır konsantresi % 87,1 bakır verimiyle; % 40,2 Zn tenörlü çinko konsantresi ise % 80,68 çinko verimiyle elde edilmiştir. Masif cevher numunesinden % 17,76 Cu ve % 4,22 Zn tenörlü kaba bakır konsantresi % 73,54 bakır verimi ile; % 41,6 Zn tenörlü çinko konsantresi ise % 85,51 çinko verimiyle üretilmiştir. Harman numuneden % 18,4 Cu, % 3,55 Zn, % 3,04 Pb, 4,9 g/t Au ve 440,1 g/t Ag tenörlü bakır konsantresi % 75,54 bakır verimiyle; % 31,35 Zn, % 0,19 Cd, 1,2 g/t Au ve 68,1 g/t Ag içeren çinko konsantresi % 64,19 çinko verimiyle; % 48,54 S, % 42,85 Fe ve 2 g/t tenörlü pirit konsantresi ise % 64,72 demir verimiyle elde edilmiştir (39).

Z.I. Khazheeva ve çalışma arkadaşları, ortalama 15 g/t altın içeren sülfürlü bakır-demir cevherinden bakır minerallerinin selektif flotasyonu, ekstraksiyonu ve flotasyon reaktif koşullarının belirlenmesine çalışmışlardır (40).

Elementel altın ve elektrik, doğal olarak altın, gümüş ve az miktarda bakırdan oluşmaktadır. Bunlar cevherlerde en yaygın ve en önemli olanlarıdır. bunların kazanımı tipik olarak büyük ticari öneme sahip 0,1–20 g/t Au içeren cevherlerden, gravite, siyanürlü liç yada flotasyonla olmaktadır. Altın ve elektrik, cevherler içinde değişik boyutlarda dağılmışlardır. Flotasyon için uygulanan tanecik boyutu 1 mm'den 200 µm'ye kadardır. Flotasyonda genel kimyasal koşulları, kollektör (ksantatlar, ditiyofosfatlar, merkaptobenzotiyazol, aminler), köpürtücüler (MIBC, Aerofroth), canlandırıcılar (CuSO<sub>4</sub>), bastırıcılar (kireç, siyanür, sülfat, sülfür), pH değişimi (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>, kireç), gaz atmosfer ( hava, oksijen yada azot) ve diğerlerini içerir. Her biri için uygun koşul belirlenir. Fiziksel parametreler de önemlidir. Bunlar verilen sınırlar içinde pülp yoğunluğu % 15–45, karıştırma zamanı gibi faktörler, pülp sıcaklığı, flotasyon hücresinin dizaynı gibi faktörlerdir (41).

H.K.Lin ve çalışma arkadaşları, Alaska'nın Fort Knox madenini karbonla muamele etmişlerdir. Sonuç olarak üç aşamalı flotasyonla % 95'ten daha yüksek verimle altın kazanılmış ve akabinde iki aşamalı flotasyonla, karbon % 90 verimle elde edilmiştir (42).

A.Akar, A.Seyrankaya ve A.Akçıl, ortalama 10–11 g/t Au bulunan İzmir-Karşıyaka-Arapdağı altın yatağında flotasyon, yağ flotasyonu ve yağ aglomerasyonu ile altın kazanımı üzerinde çalışmışlardır. Optimum şartlarda yapılan testlerde, öğütme süresine bağlı flotasyon testleriyle 28,8 g /t Au içeren konsantre % 93 verimle elde edilmiştir. Yağ flotasyon testlerinde, konsantre tenörü ve verimi sırasıyla 46 g/t Au ve % 79'dur. Yağ aglomerasyon testlerinde, aglomerat olarak zeytinyağı ve grafit kullanılmıştır. Sonuçta 51,5 g/t Au içeren konsantreler % 75 verimle kazanılmıştır (43).

Y.Liu ve Q.Liu, refrakter sülfür ve karbonat mineralleri önemli miktarda altın içerdiğinde, karbonat gangını uzaklaştırmak için asitli basınç liçini tercih etmişlerdir. Bu işlem genellikle altın ve sülfürlü minerallerin doğrudan flotasyonu ile başarılabilir. Altın ve sülfürlü minerallerin flotasyon verimi yeterince yüksek değilse, karbonatlı minerallerin ters flotasyonu bunun bir alternatifi olabilir. Bu çalışmada, kalsit ve dolomit karbonat minerallerini, pirit ve kalkopirit sülfürlü mineralleri temsil etmektedir. pH 9–11 arasında kollektör olarak Na-oleat, seçimli bastırıcı olarak tiyoglikolik asit ve sitrik asit karışımı kullanılarak selektif olarak kalsit sülfürlü minerallerden flotasyonla uzaklaştırılabilir. Dolomit piritten ayrılabilir. Ancak verilen koşullarda kalkopiritten ayrılamaz (44).

L. Valderrama ve J. Rubio, 3,7 g /t Au, 4,5 g/t Ag, % 1,36 Cu, % 14,15 Fe ve % 59,24 SiO<sub>2</sub> içeren cevherin, laboratuvar ölçeğinde altının taşıyıcı flotasyon üzerine yüksek yoğunluk koşulunun etkisini, hava akış hızı ve pülpe transfer edilen enerji değişimini koruyarak çalışmışlardır. Bu işlemde sonra altın veriminde % 24 artış görülmüştür. Konsantre tenöründe % 50 artış sağlanmış ve flotasyon oranları 3–4 kat artmıştır (45).

Kalkopirit, pirit gibi sülfürlü minerallerin flotasyon verimini artırmak için O-Isopropil N-etil tiokarbamat (IPETC), O-izobutil-N etoksikarbonil tiyokarbamat (IPECTC) ve etoksikarbonil Tiyöüre (BECTU) gibi kollektörler kullanılarak çalışılmıştır. Her bir kollektör için bu minerallerin flotasyon yapısı, flotasyon oranının sabiti ve flotasyonun maksimum verimdeki pH ve kollektör konsantrasyonunun bir fonksiyonu olarak flotasyon verileri karşılaştırılarak flotasyon verilerinden faydalanılmıştır. Bu kolektörler kullanılarak

yapılan deney sonuçlarından kalkopiritin flotasyon veriminin, galen ve piritin flotasyon veriminden daha yüksek olduğu gözlenmiştir (46).

J. Rubio, modifiye edilmiş kolon flotasyonunu çalışmıştır. Sonuçta % 33–40 bakır konsantresi % 33 verimle elde edilirken; artıktan altın, % 15 verimle tenörü 160 g/t'a çıkartılmıştır. Pb-Zn flotasyonunda ise % 92–94 verimle % 80–82 oranında konsantre elde edilmiştir (47).

V.V. Hintikka ve J.O. Leppinen, flotasyon gazları (hava, azot vb.) kullanılmasına dayanan potansiyel kontrollü bir metot kullanmışlardır. Kompleks sülfürlü cevherin flotasyon örneklerinden iki çeşit altın cevherinden yararlanılmıştır. Kontrol metodu ile potansiyel sürekli olarak 2–5 mV arasında tutulmuştur. Kompleks cevherlerden bakır minerallerinin flotasyonunda selektivite kontrollü potansiyel koşulları altında önemli bir gelişme kaydedilmiştir. +50 mV dan daha düşük potansiyelerde verim % 20'in altında iken +270 mV'ta ise verim % 80'nin üzerine çıkmıştır (48).

F.Arslan, A. Uzunoğlu, V. Gürkan ve G. Önal, Murgul damar tipi zengin zonlardan alınan sülfürlü bakır cevheri üzerinde önemli ölçüde Bi, Te, Ag ve Au içeren cevher üzerinde çalışmışlardır. Flotasyonla elde edilen konsantre, % 4,3 Cu, % 6,13 Zn, % 0,41 Pb, 1250 g/t Bi, 250 g/t Te, 53 g/t Ag ve 1,4 g/t Au içermektedir. Bu çalışmada liç süresi, demir iyonu konsantrasyonu, HCl konsantrasyonu, katı/sıvı oranı ve sıcaklık gibi koşullar incelenmiştir. Optimum liç koşullarında sırasıyla Cu, Pb, Zn, Te, Bi ve Ag'ün % 78,7, % 83,2, % 81,1, % 88,2, % 87,1 ve % 81,2'si çözelti ortamına alınmıştır (49).

### 2.1.2. Diğer Zenginleştirme çalışmaları

Tunceli, A., Au, Ag ve Pd'u içeren çözeltiyi Amberlit XAD-16 reçinesi içeren bir kolondan geçirerek zenginleştirmiştir. pH, kompleksleştirici, elue edici çözelti cinsi ve konsantrasyonu, numune akış hızı ve numune hacmi gibi faktörlerin zenginleştirme verimine etkisi de araştırmıştır. Deneysel olarak belirlenen optimum şartlarda Au, Ag ve Pd'un geri kazanma verimleri sırasıyla % (95,48±0,04), % (99,20±0,07) ve % (98,03±0,08) olarak tespit edilmiştir. Reçinenin adsorbsiyon özelliklerini belirlemek için Au, Ag ve Pd'un adsorbsiyon izotermleri belirlenmiş ve bağlanma denge sabitleri ve adsorbsiyon kapasiteleri hesaplanmıştır. Metodun gerçek numunelere uygulanabilirliğini

araştırmak için, Fe, Cu, Ni, Na, K, Ca ve Mg gibi element iyonlarının bulunduğu ortamda geri kazanma verimine metodun etkisi incelenmiştir. Matris elementinin 1000 kat fazlasına kadar yeterli geri kazanma verimi elde edilmiştir. Önerilen metodlar Au, Ag ve Pd tayini için Standard referans malzemeye (SRM) uygulanmıştır. Au, Ag ve Pd sırasıyla % 3,5, % 6,25 ve % 5,68'lik bağıl hata ile tayin edilmiştir (50).

Büyükpatır, E., elektrolitik bakır, anot çamuru ve katalitik konverter örneklerinde eser düzeydeki altın, palladyum ve platinin tayini için katı faz ekstraksiyonuna dayanan bir zenginleştirme yöntemi geliştirmişlerdir. Bu yöntem, Amberlite XAD-7 reçinesi üzerinde adsorplanan altın, palladyum ve platinin aseton ile elue edildikten sonra alevli atomik absorpsiyon spektrometresiyle tayinini esas almaktadır.

Bu çalışmada öncelikle analitlerin iyodo komplekslerinin 2 M HCl asit çözeltisinde adsorpsiyon davranışları incelenmiştir. Altın, palladyum ve platinin geri kazanma verimleri sırayla % 99, % 96 ve % 85 bulunmuştur. Farklı örnek hacimleri için zenginleştirme faktörü, 25-200 aralığında bulunmuştur. Üç element için bağıl standart sapma değerleri %2 ile % 13 arasındadır. Ayrıca altın, palladyum ve platinin zenginleştirilmesine matris iyonlarının etkileri de incelenmiştir. Örneklerle eklenen standartların (0,2 µg/mL ve 0,4 µg/mL) geri kazanılması altın ve palladyum için kantitatif (> % 95). Standart ekleme yöntemiyle platinin geri kazanılması ise % 95'den daha düşük bulunmuştur (51).

Zhi-Xing Su ve çalışma arkadaşları, siyanoetilen ve etilendiaminle büyük gözenekli polivinil klorür zincirinin aminleştirilmesi modifikasyonu ile uzun zincirli fonksiyonlu yeni bir reçine sentezlemişlerdir. Çözelti ortamında eser oranda bulunan Au(III), Pt(IV) ve Pd(II) pH ≤ 4, C<sub>H</sub> ≤ 3 M asidik ortamda adsorbe edilmiştir. Denge oranı yüksek olan Cu<sup>2+</sup>, Fe<sup>3+</sup>, Ni<sup>2+</sup> vb. metallerin adsorpsiyonunda az bir interferansın olduğu belirlenmiştir. Au(III), Pt(IV), Pd(II) ve Ir(IV) için 2 M HCl'de adsorpsiyonla doymuşluk kapasiteleri sırasıyla 4,0; 1,57; 2,26; 1,85 mmol/g bulunmuştur. Adsorbe edilmiş iyonlar, % 4 tiyoüre + 0,25 M H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> ile kantitatif olarak elue edilebilmiştir. Reçine, Au(III), Pt(IV) ve Pd(II)'un belirlenmesi, ayrılması ve ön zenginleştirilmesinde kullanılmaktadır. Analizler ICP-AES ile yapılmıştır (52).

F.J. Alguacil, fosfin oksit Cyanex 921 ile HCl çözeltilerinden altının taşınmasına çalışmıştır. Bir metalin taşınması, hidrodinamik şartlar, Au(III) ve HCl konsantrasyonu,

kaynak faz ve membrandaki taşınan konsantrasyon gibi çeşitli deneysel değişkenlerin bir fonksiyonu olarak araştırılmıştır (53).

Tianxi Zhang, ve çalışma arkadaşları, iki farklı sulu sistemlere dayalı polietilen glikolde  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ ün ekstraksiyonunu çalışmışlardır. Herhangi bir ekstraktant ilave edilmeden % 96'dan fazlası polietilen glikol fazına taşınmıştır.  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  ekstraksiyonunda pH'ın önemli bir etkisinin olmadığı gözlenmiştir. Zengin polietilen glikol fazındaki  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ , çinko ilavesiyle kolayca indirgenebilmiştir (54).

Başka bir çalışmada, kuvvetli asidik, kuvvetli bazik ve zayıf bazik iyon değiştirici reçine, bir endüstriyel arıtma ünitesinde yararlanılması düşünülen siyanür çözeltisinden altını kazanmak için kullanılmıştır. Kolay rejenere olması ve kazanma verimi yeteneğine sahip olan zayıf basit anyon değiştirici Purolite A 100 seçilmiştir. Bu reçine 60 °C'ye kadar dayanıklı olduğundan fiziksel özelliklerini korumaktadır. Reçine altın için yaklaşık 500 mg /g Au kapasitesine sahiptir.  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  ile doyurulan reçine KOH çözeltisiyle rejenere ediliyor. Bu model, kütle transferi için büyük bir iç direnç kullanıldığında, deneysel eluasyon sonuçları makul değerlere ulaşılmıştır (55).

N. Syna ve M. Valix, yaptıkları çalışmada, tiyoüre içeren çözeltilerdeki altının aktive edilmiş küspe ile adsorpsiyonu üzerinde çalışmışlar. Fiziksel ve kimyasal teknikler kullanılmıştır. Kimyasal olarak aktive edilmiş maddeler arasında, küspenin yüzey yapısının geliştirilmesinde en etkili reaktifin  $\text{ZnCl}_2$  olduğu bulunmuştur. Altın-tiyoüre adsorpsiyonu üzerinde karbonun yüksek yüzey alanının etkisi olduğu tespit edilmiştir. Küçük gözenek boyutu ve yüksek yüzey alanının etkili olduğu belirlenmiştir. Gözenek boyutu 20 °A'dan daha küçük olduğunda altın tiyoüre adsorpsiyonunun sterik engelden etkilendiği saptanmıştır. Özellikle karbon pH'ı 7'den daha büyük olduğunda etki daha da büyük olmuştur. % 15  $\text{CO}_2$  atmosferinde 25 saat gazlaştırıldıktan sonra fiziksel olarak aktive edilmiş küspenin optimum adsorpsiyon kapasitesi yaklaşık 318 mg Au /g olarak bulunmuştur. Bu da, ticari olarak aktif karbon ve reçinelerin 197–321 mg Au /g adsorbentin adsorpsiyon kapasiteleriyle mukayese edilebileceğini göstermiştir (56).

N. Syna ve M. Valix, şeker kamışı küspesini  $\text{CO}_2$  kullanarak fiziksel olarak aktive ettikten sonra, matematiksel bir model kullanarak siyanür çözeltisinden altının adsorpsiyonunu çalışmışlardır. Geliştirilen model, optimum adsorpsiyon kapasitesi için pH'ın

karbon özellikleri, toplam yüzey alanı ve küçük gözenek çapını önermiştir. Ticari aktif karbon (PICA G 210 AS) adsorpsiyon kapasitesi 101 mg Au /g karbon iken, bu çalışmada elde edilen adsorbantın adsorpsiyon kapasitesi 229 mg Au /g olarak bulunmuştur (57).

M.D. Adams, yaklaşık 200 mg/L Au, 140 mg/L Cu ve 2 mg/L Ag içeren siyanürlü çözeltiden doğrudan SX ile % 99,99 ve daha yüksek oranda altın kazanımının mümkün olacağını belirtmiştir. TBP solvent ekstraksiyonundan sonra indirgeme yada elektrolizle altın kazanılmıştır (58).

A.G. Chmielewski, T.S. Urbaiiski ve W. Migdal, endüstriyel atıkların iyileştirilmesi için üç hidrometalurjik işlem uygulamışlardır. Başlıca ayırma yöntemleri, solvent ekstraksiyonu, liç-çöktürme, elektro yükseltgenme ve iyon değiştirilmedir. Elektronik ve mücevher endüstrilerinde üretilen katı atıklardan altın kazanılması önce termal bozulma, gümüş ve diğer metalleri uzaklaştırmak için nitrik asit çözeltisiyle iki aşamalı liç işlemine tabi tutmuşlardır. Daha sonra dietil malanat çözeltisi ile altını selektif ekstraksiyona tabi tutmuşlardır. Organik fazdan, altını indirgeme ile ayırmışlardır (59).

G.V. K. Puvvada ve D.S.R. Murthy, bir bakır konsantresinden altın ve gümüşün selektif ekstraksiyonu için sodyum hipoklorit kullanmışlardır. Doğrudan hipoklorit liçi ile altın ve gümüş verimleri sırasıyla % 42,77 ve % 45 olarak bulunmuştur. Hipoklorit liçinden sonra yükseltgen basınç liçi ile bakır konsantrelerinden altın ve gümüş verimleri sırasıyla % 90,0 ve % 92,5 olmuştur (60).

Juan M. Sánchez, Manuela Hidalgo ve Victòria Salvadó, tri izo bütül fosfin sülfüre dayalı bir inorganik grup ve kollarda oksijen yada kükürt atomları içeren yeni makrogözenekli polimerleri küçük ölçekli kolon adsorpsiyon işlemlerinde kullanmışlardır. Bu reçinelerin HCl ortamında altın ve Pd'u yüksek seçicilikle adsorplarken, diğer platin grubu metalleri Pt, Rh ve Ir ile temel metaller Fe, Zn, Cu ve Ni gibi metallerin iyonlarını adsorplamadığı tespit etmişler. Uç taraflarda olan heteroatomlar, fonksiyonel grubun katılımıyla metal iyonlarına bağlanarak bu polimerlerin adsorpsiyon kapasitesilerini sağladığı tespit edilmiştir. Oksijen atomlarını içeren polimer 80 mm / dakika'dan daha düşük düzenli bir akış oranıyla altın ve palladyumun doğrudan ayrılmasını sağlamıştır. Uç noktalarda bir S atomu içeren ikinci polimer palladyum iyonları için daha yüksek adsorpsiyon kapasitesi gösterirken, altın ve palladyumun ayırma faktöründe azalma görülmüştür. Sıcaklık 25 °C'den 60 °C'ye çıkarıldığında ayırma

faktörünün arttığı görülmüştür. Metal elüasyonu için pH 5'te, başlangıçta 2 M NaNO<sub>2</sub> çözeltisinin geçirilmesiyle altın girişi olmaksızın palladyumun % 75'i elue edilmiştir. Geriye kalan metal iyonları için de elüasyon tiyoüre ile yapılmıştır (61).

J.Jiang ve çalışma arkadaşları, ekstraktant olarak kuarterner tetradecyldimetylbenzylamonium klorür kullanarak, tri-n-butil fosfat (TBP) ilavesiyle alkali siyanür çözeltisinden KAu(CN)<sub>2</sub>'ün solvent ekstraksiyonunu <sup>198</sup>Au radyoaktif eser metoduyla araştırmışlardır. Sulu fazda karıştırma süresi, TBP'in yüzde hacmi ve TDMBAC'ın molar kesri gibi birçok değişkenin etkisini incelemiştir. Au(CN)<sub>2</sub>'ün sulu fazdan organik faza geçen miktarı % 95'in üzerine çıkmıştır. Organik fazdaki Au(I)'in çoğu 2,2 tiyo dietanol, glikol yada amonyum tiyosiyanatla sınırlanmıştır. Buna NaBH<sub>4</sub> ve Zn gibi indirgen maddelerin ilavesiyle elementel altın kazanılmıştır (62).

I. Villaescusa, V. Salvadó ve J. De Pablo, bir polimerik reçine XAD-2 tri-n doadecylammonium klorür emdirilen ekstraktantla 1 M HCl çözeltisinden Au(III) ekstraksiyonunu çalışmışlardır. Altın ekstraksiyon sonuçları AuCl<sub>3</sub>TLAHCl ve AuCl<sub>3</sub> (TLAHCl)<sub>2</sub> şeklinde ekstrakte olduğunu göstermişlerdir. Sıyırıcı reaktif olarak tiyoüre kullanıldığında, ekstraksiyonda reçine kapasitesinin kaybı olmamaktadır. Ayrıca TLAHCl / XAD-2 sistemi ile çinko ve bakır içeren çözeltiden selektif olarak altını ekstrakte etmişlerdir (63).

M.A. Barroso, F.A. López, A. Sastre ve F.J. Alguacil, fosfin oksit (Cyanex 925) ile HCl çözeltisinden Au(III)'ün ekstraksiyonunu yapmışlarlar. Denge süresi, sıcaklık, altın konsantrasyonu, Cyanex 925, HCl vb. gibi parametreleri çalışmışlardır. Au(III)'ün denge izotermlerini 20 °C'de elde etmişlerdir. Altın ekstraksiyonun stokiyometrik olarak reaksiyona girdiği tespit etmiş ve H<sub>2</sub>AuCl<sub>4</sub>L<sub>2</sub> log K<sub>ex</sub>= 8,1 olarak bulunmuştur (64).

O.N. Kononova ve çalışma arkadaşları, farklı karbon adsorbanları üzerine altın ve gümüş tiyosiyanat komplekslerinin sorpsiyonlarını 0,08–0,82 mmol/L Au ve 0,16–1,06 mmol/L konsantrasyonlarında çalışmışlardır. Çözeltideki KSCN konsantrasyonu 0,25 mol /L ve çözelti pH'ı yaklaşık 2'de Au ve Ag verimleri % 90 ve % 80'in üzerine çıkmıştır. Adım adım altın ve gümüş tiyosiyanat komplekslerinin desorpsiyonunu yapmak için tiyosiyanatın başlangıç konsantrasyonları değiştirilerek yapılmıştır. Yüksek sıcaklıkta (150 °C'ye kadar)



0,1–0,2 M NaOH ortamında, tiyokarbamat çözeltisi kullanarak soy metallerin verimi % 95'e çıkarılmıştır (65).

J. W.Coetzee ve F.W. Petersen, yıllarca bataryalarda pilin elektriksel direncini düşürmek için kullanılan asetilen black'in siyanür kompleksleri için adsorban özelliğini araştırmışlardır. Sonuçlar, siyanür çözeltilerinden altının adsorpsiyonunun maden endüstrisinde kullanılan diğer mevcut işlemlerden daha hızlı gerçekleştiğini göstermiştir. Altının ACB üzerine adsorplanmasına büyük yüzey alanından dolayı birkaç dakikada ulaşılmıştır (66).

R. Oleschuk ve A. Chow, bir organik madde emdirilmiş filtre (OIF) ile selektif ekstraksiyonla altın (III)'ün ayrılmasına çalışmışlardır. Altının,  $\text{HAuBr}_4$  olarak HBr çözeltisinden filtrenin aktif polytetramethylene eter glikol tabakasına hızlı ekstrakte olduğu bulunmuştur. Çözeltiden altının kantitatif ekstraksiyonu, 600 mL / dakika akış hızıyla 10,75  $\text{cm}^2$ 'lik OIF ile ng/mL konsantrasyon seviyelerinde yapılabilmektedir. Ekstraksiyonun, filtrenin gözenek boyutu, kalınlığı ve delik sayısının yanı sıra çözeltinin akış oranı ve HBr konsantrasyonuna bağlı olduğu tespit edilmiştir. Altın, KBr çözeltisi kullanılarak filtreden  $\text{AuBr}_4^-$  formuna dönüştürülerek elue edilebilir. Altın yanında demir (III) ve kadmiyum (II) bulunduğu da bu karışımdan altının ayrıldığı saptanmıştır (67).

A.G. Kholmogorov, O.N. Kononova, G.L. Pashkov ve Y.S. Kononov, sert arsenopirit konsantrelerden, KSCN kullanarak altın liçini incelemişlerdir. Bir haftalık sürede 0,4 M KSCN ile pH 2-5'te altının liç verimi % 95'in üzerinde olmuştur. Tiyosiyanat kompleksleri, iyon değıştirci (AV17 10p, Ap-100) yanında karbon adsorbanları (BAU, UC; LKAU 4) ile geri kazanılmıştır. Altının liç verimi % 94,2–99,8 arasında olmuştur. İyon değıştircilerden altın desorpsiyonu oda sıcaklığında  $\text{H}_2\text{SO}_4$  çözeltisinde tiyokarbamat ile karbon adsorbanlarından da 150 °C'de basit tiyokarbamat çözeltisiyle yapılmıştır (68).

#### **2.1.2.1. Yığın-Biyo liç çalışmaları**

R.K. Amankwah, W.-T. Yen ve J.A. Ramsay, çift refrakter altın konsantrelerini hem sülfürleri hem de karbonatları parçalamak için iki aşamalı mikrobiyolojik işleme tabi tutmuşlardır. İlk aşama, sülfürleri yükseltmek için kemolitropik bakteriden yararlanılarak yapılan ve çok iyi bilinen sülfürlü biyooksidasyon işlemidir. İkinci aşama ise, streptomces

setonii bakterisini kullanarak karbonatlı maddeleri parçalama işlemidir. İlk aşamada, sülfürlerin biyooksidasyondan sonra siyanür çözeltisindeki altın ekstraksiyonu % 81,1 olmuştur. İkinci aşamada, streptomyces setonii'nin hareketinin karbonatlı maddelerin miktarında azalmaya neden olduğu ve örneklerin liç davranışlarında pozitif bir etki yaptığı saptanmıştır. Pülp yoğunluğu, sıcaklık ve karıştırma süresi karbonatların azalmasını etkilemiştir. Bu işlemlerden sonra altın ekstraksiyonu % 13,6 artarak % 94,7'in üzerine çıkmıştır (69).

Ake Sandstrom ve Stig Petersson, çinko ve altın içerikli kompleks sülfürlü cevheri bakteri liçine tabi tutmuşlardır. 45 °C de biyoliç için termofilik bakteri, 65 °C de biyoliç için termofilik archea kültür karışımını kullanmışlardır. Sırasıyla çinko için orta termofilik bakteri ile % 80–87 ve termofilik mikroorganizmalarla % 96–98 verimlere ulaşılmıştır. Altın ve gümüş, minerallerden sırasıyla % 90 ve % 60–80 verimlerle çözelti ortamına alınmıştır (70).

Diğer bir çalışmada, biyometallurjik ve hidrometalurjik işlemler birlikte uygulanmıştır. Stibnit (antimon sülfür) içerikli refrakter altının biyooksidasyon işleminden sonra siyanürleme ve aktif karbonla muameleden sonra, desorpsiyon ve elektroliz işlemi yapılmıştır. 32 g/t Au içeren örnek thiobacillus genustan yararlanılarak 24 saatlik liç işleminden sonra direkt siyanürle altın verimi % 4'ten daha az bulunmuştur. Biyometallurjik ve hidrometalurjik işlemler birlikte uygulandığında 26 günlük biyooksidasyon sonrası siyanür liçi ile altının ekstrasyon verimi yaklaşık % 80 olmuştur (71).

S.N. Groudev ve çalışma arkadaşları, % 0,32 Cu, % 3,5 S, 4 g/t Au ve 10,4 g/t Ag içeren sülfürlü bakır cevheri üzerinde çalışmalar yapmışlardır. Cevherde altın taşıyan mineral başlıca arsenopirit ve pirittir. 4,5 ton -10 mm boyutuna getirilen cevher 8 ay süresince yığın liçine tabi tutulmuş ve işlem sonunda bakırın % 64,4, kükürdün de % 57'si çözeltiliye geçmiştir. Çözeltiye geçen bakır, Fe tozu ilavesiyle çöktürülmüş ve pH nötral olana kadar yıkanmıştır. Sonra mikrobiyolojik kökenli amino asitler ve tiyosülfat iyonları içeren alkali çözeltilerle 25 günlük liç işlemine tabi tutulmuş ve işlem sonunda altının % 62,8 ve gümüşün % 54,0'ü çözeltiliye geçtiği saptanmıştır (72).

F.Akal, A.Yamık ve İ. Bentli, Etibank-Kütahya Gümüşköy Aktepe ocağındaki düşük tenörlü killi şist cevherini liç işlemine tabi tutmuşlardır. Önce proses değişkenlerini tespit

etmek amacıyla laboratuvarında bir seri kolon perkolasyon liç deneyleri yapılmıştır. Optimum parametrelerle en yüksek gümüş verimi hedeflenmiştir. -8 mm tane boyutu, ağırlıkça %10 nem içeren, 1 kg NaCN/t ve 6 kg kireç/t gibi belirlenen şartlar altında, uzun süreli olarak kolon liç testleri yapılmış ve sonunda % 73,93 Ag verimi elde edilmiştir. Proses değişkenlerinin araştırıldığı deneylerden elde edilen Ag verimi % 34 olarak saptanmıştır (73).

O. Bayat, H. Vapur, F. Akyol ve C. Poole, araştırmalarında Kütahya Gümüşköy gümüş cevherini kullanmışlardır. Bu çalışmada yükseltgen maddelerin (hava, hidrojen peroksit ve oksijen gazı) etkileri araştırılmıştır. H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> + hava karışımı ile gümüşün çözünme oranı artırılarak liç süresini de kısalttığı gözlenmiştir. Bu işlemler, 48 saatlik sürede, %30 pülp yoğunluğu ve istenen pH ayarlanarak yapılmıştır (74).

Refrakter sülfürlü flotasyon konsantresi üzerinde thiobasillus ferrooksidan içeren kültür karışımları kullanılarak ön biyooksidasyonun uygulanabilirliği çalışılmıştır. Flotasyon konsantreleri başlıca arsenopirit ve pirittir. Optimum koşullar, pH 2, % 10 kültür aşısı, % 5 pülp yoğunluğu, 10 mg/L Ag iyonu, 30 °C ve 6 gün süre ile yumuşak başlı kültür karışımları kullanılarak bulunmuştur. Biyooksidasyondan sonra geriye kalan artığın altın ekstraksiyonu yapılmıştır. H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> ile pH 2'ye ayarlanarak, 2,52 g Na<sub>2</sub>SO<sub>3</sub> tozu /kg konsantreye ilavesiyle tiyoüre tüketimini bir kg konsantre için 12 g'dan 3 g'a; ekstraksiyon süresini de 6 saatten 1 saate indirmiştir. Altının ekstraksiyon verimi % 98'e ulaşmıştır (75).

S. Ubaldini, F. Veglio, F. Beolchini, L. Toro ve C. Abbruzzese, altın içerikli pirotit yapısındaki cevherin biyooksidasyonundan sonra siyanür liçi ile altın verimini artırmayı amaçlamışlardır. Bolivya'dan temin edilen 10 g/t Au içeren cevher kullanılmıştır. Cevherin doğrudan siyanüre tabi tutulmasıyla verim % 20'nin altında kalmıştır. Biyooksidasyona tabi tutulan cevher, 24 saatlik siyanür liçinden sonra altın verimi % 91'e ulaşmıştır (76)

A.A. Abramov, Rusya'daki cevherlerden altının kazanımında, gravitasyonla zenginleştirme, flotasyon ve kimyasal kazanım teknolojisi, cevher hazırlama ve fakir cevherlerin yığın liçi, altın konsantrelerinin işleme metotları gibi faktörleri incelemiştir. Yığın liçi sonrası 0,8–8 g/t altın ve 5–50 g/t gümüş içeren cevherlerle, altın için % 50–90, gümüş için % 26–65'e varan seviyelerde kazanım sağlanmıştır (77)

D.W. Hendriks ve G. Chevalier, Golden Giant madenlerinde gravite konsantrasyon ünitesinin kurulmasıyla dissemine altın cevherinin verimini % 96,5'e çıkarmak için çalışmalar yapmışlardır. Öğütme maliyeti yanında civa amalgamının etkisini de araştırmışlardır (78).

L. A. Meza, W. Hartmann ve C.A. Escobar, Bajo Cauca, El Bagre, Antioquia ve Kolombiya'dan getirilen dört farklı kum örneği 3 ve 7,5 inç Knelson konsantratörler kullanılarak allüvyal altının kazanılmasını çalışmışlardır. Pülp yoğunluğu 1/3, tanecik boyutu -10+20, -20+65 ve -65 mesh, 3–5 psi su basıncı gibi optimum koşullar saptanmıştır. Bu koşullarda altın verimi % 98–99 kadar olmuştur (79).

### 2.1.2.2. Ekstraksiyon çalışmaları

#### 2.1.2.2.1. NaCN ile ekstraksiyonlar

Çağlar Tükel, iki örnek üzerinde yaptığı liç işleminde (% 75'i -38 µm) % 30 katı/sıvı, pH=11, 300 RPM hızla 48 saat süreyle 0,5 g/L CN<sup>-</sup> kullanımı ile altının % 95,83 ve gümüşün % 94,5'ini çözeltiliye alırken, 0,7 g/L CN<sup>-</sup> kullanımı ile bu değer altın ve gümüş için sırasıyla % 97,92 ve % 96,6 olmuştur (80).

S. Ellis, G. Senanayake, laboratuvar ölçekli liç deneylerinde ve pilot denemelerinde altınca zengin oksitli pirotit cevherini siyanürle işleme sokarak ekstraksiyon çalışmaları yapmıştır. Bunun için de tanecik boyutu, oksijen ve siyanür konsantrasyonlarının etkileri üzerinde çalışmalarını sürdürmüştür. İlk siyanürleme tankında [CN<sup>-</sup>]/O<sub>2</sub> mol oranı 12 yapılarak, P<sub>80</sub>= 63 µm boyutundaki cevherin siyanürle 12 saat süre ile ön işlem sonucu en iyi altın ekstraksiyonu sağlanmıştır. [CN<sup>-</sup>]/O<sub>2</sub> mol oranı 5,6 mmol<sup>2</sup> L<sup>-2</sup>'ye ulaştığında ilk siyanürleme tankında altının % 83 kadarının ekstrakte olduğu görülmüştür (81).

Arslan, F., Müdüroğlu M. ve Perek, K. T., Artvin Cerattepe yöresi altın ve gümüş içeren cevherlerden siyanür liçi ile altın ve gümüş kazanımında H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> ilavesinin etkisini incelemişlerdir. H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> konsantrasyonuna ve sürenin artışına bağlı olarak Au ve Ag'ün çözünme verimleri üzerindeki etkilerini araştırmışlardır. H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> konsantrasyonunun artmasıyla Au ve Ag çözünme verimleri artmakta olup 15 g/L H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> ilavesiyle 48 saatlik çözünme işlemi sonunda altının % 97'si ve Ag'ün % 71'i çözelti ortamına alınmıştır. H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> ilavesi ile Au ve Ag'ün çözünme verimleri artmış ve çözünme süreleri kısalmıştır (82).

Dceusic, S.D., Pavlica, J.J., Gomes ve F.S., Brezilya'daki Mineracao Serra grande S/A, Goios Madeninde, altının kazanımı sırasında cevheri siyanür liçine tabi tutmuşlardır. Daha sonra, yüklü çözeltiden çinko tozu kullanılarak çöktürme işlemi uygulanmıştır. Altın çökeleği elektroliz işlemiyle nihai ürün elde etmek üzere metalurjik işlemlerden geçirilmiştir. Kübik boyutlu tanelerin zararlı etkisi nedeniyle liç süresince altının bir kısmının kaybedildiği saptanmıştır. Şlamın bu olumsuz etkisi, pülp yoğunluğunun artmasıyla (% 50 ile % 60 katı) yükselmekte ve bunun yanında NaCN tüketiminin de arttığı tespit edilmiştir. Çalışmada 0,020 mm boyutuna kadar öğütülmüş cevher numunesinde altının yüksek pülp yoğunluklarında çözünmesinde şlamın oluşturduğu zararlı etkinin giderilmesi ve altın kazanma verimini artırma koşullarının tespit edilmesi amaçlanmıştır (83).

77,8 g/t Au % 1,9 arsenopirit, % 1,7 pirit ve % 0,2 pirotin içeren Goldcorp Red Lake madeni, % 77'si  $-37 \mu\text{m}$ 'a kadar öğütülerek altın cevheri olarak değerlendirilmiştir. Liç zamanı, optimum altın ekstraksiyonu ve siyanür tüketimi gibi parametreler incelenmiştir. Öğütme devresinde doğrudan 100–200 g/t  $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$  ilave edildikten sonra, 6 saatlik siyanür liçine tabi tutulmasıyla altının liç kinetiğinde önemli bir gelişme sağlanmıştır. Altın ekstraksiyonu verimi % 87,1–87,4 olarak belirlenmiştir. Artıkta yaklaşık 9,8 g/t Au'da kalmış ve siyanür tüketimi 0,7 kg/t olmuştur. İşletme maliyetlerinin etkisinin azaltılmasıyla fabrika üretimindeki Siyanür tüketimi 1–0,68 kg/t civarında olmuştur (84).

**H. Dinçer, G. Önal,** Kütahya 100. Yıl Gümüş işletmesindeki düşük seviyede gümüş kazanma veriminin nedenleri minerolojik yapı ve siyanür ile çözündürme parametreleri açısından araştırmışlardır. Gümüş kazanımındaki düşük verim; cevher yapısından kaynaklanan bazı sorunlara, siyanür ile çözündürme parametrelerine ve kırma tesisindeki bazı koşullara bağlı olarak gerçekleşmiştir. Siyanür ile çözündürme deneyleri sırasında, çözündürme süresinin, tane boyutunun, NaCN konsantrasyonunun, katı oranının, sıcaklığın ve oksitleyici reaktif varlığının gümüş çözünme verimine etkisi incelenmiştir. Siyanür ile çözündürme sırasında  $\text{H}_2\text{O}_2$  kullanımı, öğütme boyutunun 53 mikron ve çözünme süresinin 24 saat olarak seçilmesi ile tesisin gümüş kazanma verimi % 60'tan % 80'e çıkarılmıştır (85).

Diğer bir çalışmada, altın taşıyan arsenopirit konsantrasyonunun analizi yapılmış ve % 70'i arsenopirit, % 25'i pirit ve geri kalan küçük bir kısmının stibnit ve silikat minerallerinden

oluştugu tespit edilmiştir. Konsantre, siyanür liçine tabi tutulmuş ve sadece % 6'sı ekstrakte edilmiştir. Geriye kalan artıklar (arsenopirit ve pirit içinde kalan altın parçacıkları) azot yâda karbondioksit atmosferinde ısıtılması sonucu pirit ve arsenopirit bozunarak pirotite dönüştürülmüştür. Akabinde siyanür liçi ile altın verimi % 40–50 olmuştur. Liç edilen tanelerin mikroskop analizinde, liç reaktiflerin hala tanelere ulaşamadığını göstermiştir. Taze konsantreler 700 °C'de 30'ar dakika süre ile ısıtılma tabi tutulmuş ve daha sonra 550 C'de saf oksijen ortamında 2 saat süre ile kavrulmuştur. Bu işlemden sonra siyanür liçine tabi tutulmuş ve altın verimi % 97'ye ulaşmıştır. Hava ortamında 550 °C'de 6 saatlik kavurma sonucunda ise altın % 86 verimle elde edilmiştir (86).

#### **2.1.2.2.2. Na<sub>2</sub>S<sub>2</sub>O<sub>3</sub> ve (NH<sub>4</sub>)<sub>2</sub> S<sub>2</sub>O<sub>3</sub> ile yapılan ekstraksiyonlar**

J. Ficeriová ve çalışma arkadaşları, mekanik aktivasyon ve kimyasal mekanik ön zenginleştirme basamağını kullanarak tiyosülfat liçinin güçlü etkisi ile sülfürlü konsantrelerden Au, Ag ve Bi'un kazanılmasını araştırmışlardır. Bu işlem gümüş üzerinde etkisini göstermiş ve konsantre kimyasal mekanik etkiye maruz bırakılmıştır. Bundan sonra liç işlemine tabi tutulmuş ve 3 dakikalık liç süresi sonundaki verim %99 olmuştur. Kimyasal mekaniğe tabi tutulan konsantrenin hemen ardından amonyum tiyosülfat liçine tabi tutulmuş ve 45 dakikalık liç süresi sonunda altının ekstraksiyon verimi %99 olmuştur. Ön zenginleştirme basamağı olarak mekanik aktivasyon ve Na<sub>2</sub>S<sub>2</sub>O<sub>3</sub> liçi kullanılarak kurşun konsantrelerinden bizmutun selektif ekstraksiyonu incelenmiştir. Bu da mekanik olarak aktive edilen örneklerin 3 dakikalık liç süresi ile bizmutun % 90 kadarının ekstrakte edilebildiğini mümkün kılmıştır (87).

Tiyosülfat içeren çözeltilerde, altın yükseltgenme yarı reaksiyonuna dayanan temel bir çalışma yapılmıştır. Tiyosülfat çözeltilerinden altının yükseltgenmesini sağlayan potasyum, kalsiyum ve sezyum gibi daha ağır inert katyonların bulunduğu ortamda elektrokimyasal reaksiyonların olağan olmadığını göstermiştir. PEX ve tiyoüre gibi sülfür içeren reaktiflerin kullanımına da çalışılmış ve tiyoüre ile altının yarı yükseltgenme reaksiyonunun geliştirileceğini göstermiştir. Ksantatların düşük konsantrasyonlarında ve tiyosülfat çözeltilerinde altın yüzeyini kapladığı ve yükseltgenmesini de önlediği saptanmıştır (88).

H. Zhang ve D. B. Dreisinger, iyon değiştirici kolon kullanarak tiyosülfat çözeltisiyle bakır ve altını ayrı ayrı ve birlikte yüklemişler ve daha sonra bu elementlerin elüasyonunu

çalışmışlardır. Bakır varlığında, zehirlenen politiyanatların yapısını minimize edip, çözeltinin dayanıklılığını oluşturan ve altının etkili bir şekilde yüklemesini sağlayan ortam pH 11'de başarmışlardır. Yüklenen metaller, çok sayıda elüent çözelti karışımları kullanılarak elue edilebilmiştir. Elüente tiyosülfat ilavesi, altının elüasyon verimi üzerinde negatif bir etkiye sahip olduğu görülmüştür. Ayrıca üçlü elüentler araştırılmıştır ve  $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3/\text{NH}_3$  karışımı en etkili olmasına karşın  $\text{NaCl}/(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$  karışımının en ekonomik olduğu saptanmıştır (89).

Elektrokimyasal ve liç testlerini içeren bir çalışmada, bakır iyonları sadece tiyosülfatın yükseltgenmesini değil aynı zamanda alkali tiyosülfat çözeltilerinde altının çözünmesini katalizlediğini de gösterilmiştir. Elektrokimyasal çalışmalar, 0,3 V'luk potansiyelde yüksek oranda altın çözünmesinde, bakır konsantrasyonunun artışıyla altının anodik çözünme üzerine pozitif bir etkisi olduğunu göstermiştir. Düşük konsantrasyonlarda bakır içeren oksijen varlığında alkali tiyosülfat çözeltilerinde altın tozunun çözülmesi üzerine yapılan çalışmalarda, altının çözünme oranını artırmada bakırın bir rolünün olduğu belirlenmiştir. Elektrokimyasal deneyler, tiyosülfat çözeltilerinde altının çözünmesine yardımcı olan (ilave edilen iyon, metal yâda oksit olarak) bakır ortamında altın tozlarının öğütülmesini sağlayan liç çalışması ile tamamlanmıştır (90).

Başka bir çalışmada, pH ve diğer ayarlayıcılar olmaksızın tiyosülfat liç çözeltilerinden altını ekstrakte etmek için bir ekstraktan olarak trioktilmetilamonyumklorür (TOMAC) kullanılmıştır. Altın konsantrasyonu, pH,  $\text{NH}_3$ , tiyosülfat, bakır konsantrasyonu, ekstraktan konsantrasyonu, seyreltici ve altın ekstraksiyonu üzerine alıkonma zamanı gibi parametrelerin etkileri çalışılmıştır. Standart liç koşullarında (1 mol/L  $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ , 0,03 M  $\text{Cu}^{2+}$ , 3 M  $\text{NH}_3/\text{NH}_4^+$  pH 10,2) n-octan + 1 hekzanol ile seyreltilen 0,18 M ekstraktan O/A=1/1 oranıyla altın ekstraksiyon verimi % 99'a ulaşılmıştır (91).

P. Navarro ve çalışma arkadaşları, amonyaklı tiyosülfat liçi sonrası çözeltiye geçen altını kazanmak için çöktürücü reaktif olarak çinkonun kullanımını araştırmışlardır. pH (9–10,5), tiyosülfat konsantrasyonu (0,05–0,4 M), sıcaklık (5–50 °C), çözeltideki bakırın konsantrasyonu (0,05 M) ve  $\text{NH}_3/\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$  molar oranı gibi parametreleri çalışmışlardır. Optimum koşullarda (pH 9,7 de 500 mL çözelti ile 40,5  $\mu\text{M}$  Au, 0,05 M tiyosülfat, 0,09 M  $\text{NH}_4\text{OH}$ , 25 °C ve 20 dakika süre) altın verimi % 98 olmuştur (92).

O. N. Kononova ve çalışma arkadaşları, flotasyonla elde edilen kömürlü sert arsenopirit konsantrelerden altının kazanılmasına çalışmışlardır. Konsantrelerin kimyasal hazırlanmasından sonra elde edilen konsantreler, 20–22 °C’de amonyaklı tiyosülfat liçine tabi tutmuşlardır. İyon değiştiriciler ve karbonat sorbentler kullanarak tiyosülfat liçinden altının kazanılmasını araştırmışlardır (93).

Refrakter Au-Cu içeren sülfürlü konsantrelerin doğrudan amonyum tiyosülfat liçine (0,8 M S<sub>2</sub>O<sub>3</sub><sup>-2</sup>, 0,05 M Cu<sup>2+</sup>, 4 M NH<sub>3</sub>) tabi tutulmasıyla altının % 90 ve gümüşün % 60 kadarı çözelti ortamına alınmıştır. Konsantreler, ultra değirmende öğütüldükten sonra 4 saat süreyle tiyosülfat liçine tabi tutulmuştur. Bu işlemde sonra altının % 94 ve gümüşün % 60’ı çözelti ortamına geçmiştir. Kavrulan konsantrenin tiyosülfat liçinde ise, 24 saat liç süresi sonunda altın ve gümüş verimleri sırasıyla % 98 ve % 93 olmuştur (94).

J. Ficeriová ve çalışma arkadaşları, kompleks CuPbZn sülfürlü konsantreyi kimyasal mekanik önileme tabi tuttukten sonra (NH<sub>4</sub>)<sub>2</sub>S<sub>2</sub>O<sub>3</sub> liçini çalışmışlardır. Mekanik aktivasyondan dolayı konsantre üzerinde fizikokimyasal taşınma, altının ekstraksiyon verimi üzerinde bir etkiye sahip olduğu gözlenmiştir. Mekanik olarak aktive edilmiş altın örneğinin verimi, 403 kWh t<sup>-1</sup> bir iç enerji ve 45 dakika süre ile % 99’a ulaşılmıştır. Konsantrelerden altın kazanımı 120 dakika süre boyunca sadece % 54 olabilmıştır. Bu da, tiyosülfat öncesi mekanik aktivasyonun gerekli olduğunu göstermiştir (95).

### 2.1.2.2.3. Tiyöüre çözültisi ile yapılan ekstraksiyonlar

Yavuz ve Ziyadanoğulları, bakır, selenyum ve tellür içeren anot çamurundan altın ve gümüşün kazanılmasına çalışmışlardır. Altını tiyöüre ile ekstrakte etmek için, ilk aşamada, bakır, selenyum, tellür ve gümüşün çoğunu uzaklaştırma yoluna gitmişlerdir. Geriye kalan örnekteki altın ve gümüşü tiyöüre ekstraksiyonuna tabi tutmuşlardır. İşlemin sonunda altın ve gümüşü yüksek verimlerle çözülti ortamına alabilmişlerdir (96).

P.Lacoste-Bouchet, G. Deshênes ve E. Ghali, % 0,4 Cu ve 5,6 g/t Au içeren cevheri tiyöüre liçine tabi tutmuşlardır. Ön işlem için asit miktarı, liç süresi, pH, tiyöüre konsantrasyonu ve yükseltgen maddeler gibi parametreler incelenmiştir. 3,9 kg/t tiyöüre kullanılarak altının % 89’u ekstrakte edilmiştir. Ortamın pH’ı 3’e ayarlanarak liç süresi boyunca asit tüketiminin olmadığı gözlenmiştir. Altın liçini geliştirmek ve tiyöüre tüketimini



azaltmak için ön işlem olarak asit ile yıkama önerilmiştir. En iyi altın kazanma verimi, yükseltgen madde  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$  kullanılarak elde edilmiştir. En iyi liç koşulları, ön işlem için asitle yıkama yapıldıktan sonra, pH 3'te 12 g/t tiyoüre ilavesiyle 72 saat liç işlemi sonunda elde edilmiştir (97).

S. Örgü ve Ü Atalay, Kaymaz Dissemine Altın Cevherleri üzerinde çalışmışlardır. Ana amaçları, altının tiyoüre liçinde tiyoüre ve  $\text{Fe}^{3+}$  arasındaki reaksiyon mekanizmasını saptamak olmuştur.  $\text{Fe}^{3+}$ /Tiyöüre, pH ve sıcaklık gibi parametreler incelenmiştir. -53  $\mu\text{m}$  boyutta 6 saatlik optimum liç koşullarında altının ekstraksiyon verimi % 85,8 olmuştur (98).

C.M. Juarez ve A.J.B. Dutra, lineer tarama voltametri ve kronopotansiyometri ile tiyoüre çözeltilerinden altının elektrolizini çalışmışlardır. 0 mV'tan daha katodik potansiyeller için SCE altın indirgenmesi kütle transfer kontrollü yapılmıştır.  $\text{Au}(\text{CS}(\text{NH}_2)_2)^+$  kompleksinin 25 °C'de tahmin edilen difüzyon katsayısı  $1,0 \cdot 10^{-5} \text{ cm}^2 \text{ s}^{-1}$ 'dir. Altının katodik davranışı üzerine altın, tiyoüre ve formamid disülfür konsantrasyonunun etkisi araştırılmıştır. Elektrot yüzeyinde tiyoüre adsorpsiyonundan dolayı -300 mV vs. SCE bir pasifleşme görülmüştür. Deneyler, altının indirgenme potansiyelini, tiyoüre ve formamid disülfürün düşük konsantrasyonlarını tercih ettiğini göstermiştir. Kronopotansiyometrik ölçümler, çözeltide cinslerin indirgenmesini yapabilmesine rağmen,  $\text{Au}(\text{CS}(\text{NH}_2)_2)^+$  kompleksinin indirgenmesinden önce bir adsorpsiyon basamağının mevcut olduğunu göstermiştir. Katodik akım verimi ve altın yapısı üzerinde akım yoğunluğunun etkisi araştırılmıştır (99).

Diğer bir çalışmada, düşük tenörlü ve küçük tane boyutlu altın cevherlerinin değerlendirilmesinde siyanüre alternatif olarak tiyoüre yönteminin uygulanabilirliğinin araştırılması amaçlanmıştır. Sonuçların karşılaştırılabilmesi için deneysel çalışmalarda, laboratuvar ve pilot ölçekli siyanür liçi deneyleri daha önce tamamlanmış olan Gümüşhane-Mastra cevher örneği kullanılmıştır. Tiyöüre liçiyle altın kazanımında, tiyoüre ve yükseltgen madde miktarları, pH, karıştırma süresi ve tane boyutunun etkisi incelenmiş, özütlemenin pH, EMK ve difüzyon kontrollü gerçekleştiği görülmüştür. Düşük pH, EMK değerlerinde ve kısa süreli özütlemelerde reaktif tüketim miktarları azalmış, ancak özütleme verimi düşmüştür. Tiyöüre ve yükseltgen madde miktarı ile karıştırma süresindeki artış başlangıçta olumlu etki yapmış olmakla birlikte, süre artışına bağlı olarak tiyoüre bozunması (kükürt oluşumu) ve çözünen altının katı faz yüzeyine geri soğurulması gibi olumsuzluklar nedeniyle optimal özütleme verimi % 75,5 düzeyinde kalmıştır (100).

Diğer bir çalışma, çok küçük altın tanecikleri içeren ve 4.0 g/t altın tenörlü Kaymaz altın cevheri üzerinde çalışılmıştır. Yöntemin kimyasını açıklayabilmek için ilk deneyler, cevher kullanılmadan yapılmıştır. Bu deneylerden elde edilen sonuçların ışığı altında, tiyoüre ve demir(III)sülfat konsantrasyonu, demir(III) sülfat / tiyoüre mol oranı, liç süresi, tane boyutu, pH, sıcaklık ve katı/sıvı oranı gibi liç parametreleri ve altın kazanımı üzerindeki etkileri incelenmiştir. Oda sıcaklığında 16.04 kg/ton tiyoüre tüketimi ile pH 1.35 de ve 6 saatlik bir liç süresinde, -53 mikron boyutundaki cevherden % 85,8 'lik bir altın kazanımının mümkün olacağı ortaya çıkarılmıştır. Daha ince boyutlu cevher ve daha düşük pH 'lı liç ortamında % 92,5 'luk daha yüksek bir altın kazanımı mümkün olmuştur. Kimyasalların aşamalı ilavesi ve liç öncesi cevherin asit ile yıkanması altın kazanımında bir artış sağlamamıştır (101).

Yüce, A. E. tarafından altın içeren Küre sülfürlü bakırlı-pirit cevherlerinden tiyoüre liçi ile altın ve gümüşün kazanılma olanakları araştırılmıştır. 19.47 g/t Au ve 15,5 g/t Ag içeren cevher kullanılmıştır. Altın ve gümüşün kazanılmasına yönelik olarak, cevherde çözünen bakırın ayrılmasından sonra ve orijinal cevherin doğrudan tiyoüre liçi yapılmıştır. Liç parametrelerinin çözünme verimlerine etkilerinin araştırıldığı deneylerde, cevherde bulunan bakırın % 5-8 arasında çözüldüğü, çözeltideki bakır iyonlarının tiyoüre tüketimini etkilediği belirlenmiştir. Çözünen bakırın ayrılması amacıyla yapılan seyreltik sülfürik asit-demir sülfat ile çözüldürmede, asit konsantrasyonunun bakır çözünmesi üzerinde fazla etkili olmadığı, buna karşılık demir sülfat konsantrasyonunun artmasıyla çözünürlüğün azaldığı saptanmıştır. Çözünen bakırın ayrılmasından sonra yapılan tiyoüre liçi sırasında, çözeltiye geçen bakır oranının % 0,5–1,9 arasında olduğu bu grup deneylerde, altın çözünürlüğü % 40–42 olarak tespit edilmiştir. En uygun tiyoüre liçi koşullarının saptanması için reaktif konsantrasyonu, çözelti Eh-pH değerleri, redoks potansiyelinin kontrolü ve liç süresi gibi parametreler araştırılmıştır. % 69.1 maksimum altın çözünürlüğüne; 10 g/L tiyoüre, 0.05 M demir (III) sülfat, 0.05 M sodyum sülfid konsantrasyonlarında, başlangıç pH=1 ve Eh =280 mV civarında, 4 saatlik liç süresi sonunda ulaşıldığı saptanmıştır. En iyi altın çözünürlüğü için tiyoüre tüketimi 19,6 kg/t olarak hesaplanmıştır. Cevhere doğrudan tiyoüre liçi uygulamasında, % 58,4 verime ulaşılmış ve tiyoüre konsantrasyonu da 15 g/L olarak bulunmuştur Altın çözünürlüğünün % 10 civarına düştüğü bu grup deneylerde tiyoüre tüketimi 34,4 kg/t mertebelerine çıkmaktadır Elde edilen sonuçlara göre, bakır iyonlarının tiyoüre tüketimini arttırdığı görülmüştür. Doğrudan liç uygulamasında, kademeli reaktif

ilavesiyle maksimum altın çözünürlüğü % 83'e çıkmış, ancak tiyoüre tüketimi de artarak 55 kg/t seviyesine yükselmiştir. Liç çözeltilisinde kalan tiyoürenin yeniden kullanılmasıyla % 73 altın kazanma verimi gerçekleşmiş, ancak iki kademedeki kullanılabilen liç reaktifinin ikinci kademe sonunda tümüyle tükendiği saptanmıştır (102).

Düşük tenörlü ve refrakter altın cevheri de tiyoüre liçine tabi tutulmuştur. Cevherin doğrudan liçle altın verimi sadece %16 olmuştur. Cevherin altın içeriği 1,4 g /t iken fiziksel işlemlere tabi tutulduktan sonra flotasyonu yapılmış ve 6,1 g/t içeren konsantrede elde edilmiştir. Bu konsantrede, basınç, ön oksidasyon sonrasında tiyoüre liç ile çözeltiliye geçen altın verimi % 74 olmuştur (103).

D.S.R. Murthy ve P.M. Prasad, Miller proses artıklarının altın ve gümüş liçi, siyanür dışındaki liç reaktiflerini kullanarak araştırmışlardır. Kalsine edilmiş artığın tiyoüre liçine tabi tutulması sonucunda altının % 84 kadarı ekstrakte edilirken, gümüşün ekstraksiyon verimi ise düşük kalmıştır. Artığın kavrulan toz örneklerinde hem gümüş hem de altın ekstrakte edilebilmiştir. Artıkların kavrulmuş toz örneği tiyosülfatla liç edilmiş ve akabinde tiyoüre liçine tabi tutulmuştur. Bu işlemler sonucunda altının % 98,5'i ve gümüşün % 96,5'i ekstrakte edilmiştir (104).

N. Gönen, siyanür liçine alternatif olarak tiyoüre liçini kullanarak Gümüşhane-Mastra cevherinden altının kazanımı araştırmıştır. Tanecik boyutu, karıştırma süresi, ekstraktan ve yükseltgen madde konsantrasyonu, pH gibi parametreler belirlenmiştir. Siyanüre liçine göre altın verimi azalmakta, reaktif tüketiminin de arttığı saptanmıştır. Ancak, liç verimi % 78'in üzerine çıkartılamamıştır (105).

M. Tanrıverdi, H. Mordoğan ve Ü. İpekoğlu, Ovacık altın cevherinin siyanür, tiyoüre ve tiyosülfat liçini kullanarak birçok parametreyi tespit etmeye çalışmışlardır. Altın çözünmesi, liç süresi, ekstraktan miktarı ve katı/sıvı oranı gibi parametreler incelenmiştir. Tüm liç işlemlerinde Au verimi % 90'ın üzerinde bulunmuştur (106).

### **2.1.2.3 Elektroliz çalışmaları**

M.M. Aghamirian ve W.T. Yen tarafından saf altının anodik çözünmesi, kirlenmiş siyanür çözeltilisi ve sülfürlü minerallerin davranışları gibi parametreler çalışılmıştır. Anodik

çözünme reaksiyonlarının çalışılmasında potansiyodinamik metot kullanılmıştır. Değişik iyon ve sülfürlü minerallerin sonuçlarından yararlanarak saf altının anodik pasifleşme gösterdiği bulunmuştur. Altın dağılımındaki az miktarda gümüşün az miktarı pasifleştirme mekanizmasını ve reaksiyon oranını kütle transfer mekanizmasıyla kontrol etmiştir. Bu araştırma sonuçları sülfür iyonlarının, antimon iyonlarıyla eşlik eden altının anodik çözünmesine ciddi negatif etkileri olduğunu göstermiştir. Bakır, demir ve kurşun gibi metal iyonlarının altının anodik reaksiyonu üzerine pozitif yada negatif önemli etkiye sahip olmadığı belirlenmiştir. Düşük aşırı gerilim seviyesinde kurşun varlığında altının anodik reaksiyonunu hemen hemen etkilememiştir. Aynı şartlar altında pirit, pirotit ve kalkopirit anodik reaksiyona yönelik altının aktivitesini azaltmıştır (107).

B. Chatterjee, 25 °C'de asidik ortamda hava ile karıştırarak altının elektrolizle kazanılmasına çalışmıştır. Altını % 93,4'ten % 99'a çıkartarak saflaştırmasını sağlamıştır. Bu işlem için  $2,2 \text{ g A}^{-1}$ , saatte  $80 \text{ mA cm}^{-2}$  ve 3 V gibi koşullar uygulanmıştır. Uygun akım verimi % 90 olarak hesaplanmıştır. İşlemin enerji verimi yaklaşık % 46 olarak tahmin edilmiştir (108).

Ham madde taşıyan altın işlenmesinde aktif karbondan altın elüasyonuyla elde edilen alkol karışımı içeren asidik tiyoüre çözeltilerinden altının elektrolizinin kinetiği üzerinde çalışılmıştır. Laboratuvar çalışmaları sıcaklığa, akım yoğunluğuna ve katot olarak kullanılan elektrotun cinsine bağlı olarak yapılmıştır. Optimum koşullarda (sıcaklık 60 °C'ye yükseltilecek) altın verimi % 96–100 olmuştur. Deney koşullarında akım verimi % 0,5–1 arasında olmuştur. Ayrıca, platin katot kullanılarak enerji tüketimi  $15 \text{ kWh kg}^{-1}$ den daha az olmuştur (109).

L.A.D. Barbosa, L.G.S. Sobral ve A.J.B. Dutra, sentetik çözeltiler ve saf maddelerden faydalanarak siyanür çözeltilerinden altının elektrolizini yapmışlardır. Bu işlemde paslanmaz çelik ve yumuşak demir gibi elektrotlar kullanılmıştır. pH 13'ün üzerine çıkarıldığında altın verimi % 99'dan daha fazla olmuştur. Katot olarak paslanmaz çelik kullanıldığında bir saatteki Au verimi % 99,8 olurken, yumuşak demir kullanıldığında bir saatteki Au verimi % 98 olmuştur (110).

F. H. Nehl, J. E. Murphy, G. B. Atkinson ve L. A. Walters, ABD Bureau madenlerini siyanür liçine tabi tutmuşlardır. Siyanür çözeltilerinden Au ve Ag'ü seçici olarak elektrolizle kazanmaya çalışmışlardır. Çözeltinin 150 mL'sine, saatte  $0,070 \text{ A}$ 'lık akım doğru akım

uygulanmıřtır. 70 °C'de 2,5 V potansiyel uygulanarak Au ve Ag'ün en iyi řekilde bakırdan ayrılması saęlanmıřtır. Ag konsantrasyonu 34 ppm'den 0,1 ppm'e ve Au 54 ppm'den 0,2 ppm'e dūřerken, Cu konsantrasyonu hemen hemen sabit olarak 560 ppm'de kalmıřtır (111).

### 3. MATERYAL VE METOD

Bu çalışmada kullanılan cevher, Hatay-Kisecik yöresinden temin edilmiştir. Bu numuneler -100 Mesh'in altına kadar öğütülüp 110 °C'de bir gün bekletilerek kurutulmuştur. Numunelerin yapılan analizleri sonucu cevherde, % 4,93 Cu, % 0,0067 Co, % 0,92 Zn, % 11,41 Fe, % 10,72 S, 4,72 g/t Au ve 12,80 g/t Ag olduğu saptanmıştır. Cu, Co, Zn, Fe, S, Au ve Ag analizleri Unicam 929 AAS atomik absorpsiyon spektrometresi ile yapılmıştır. Örneklerde çeşitli şekillerde bulunan kükürt sülfat kükürdüne yükseltgenmiş ve BaSO<sub>4</sub> şeklinde çöktürülüp sabit tartıma getirilerek tayin edilmiştir (112).

Bu elementlere ait koşulları gösteren değerler Tablo 16'da verilmiştir.

**Tablo 16:** Analizi yapılan elementlerin çalışma koşulları

| Element | Dalga Boyu(nm) | SlitAralığı (nm) | AkımŞiddeti(mA) | Alev          |
|---------|----------------|------------------|-----------------|---------------|
| Cu      | 217,9–324,8    | 0,5              | 3               | Hava-Asetilen |
| Co      | 240,7          | 0,2              | 8               | Hava-Asetilen |
| Zn      | 213,9          | 0,5              | 7               | Hava-Asetilen |
| Fe      | 248,3–296,7    | 0,2              | 19              | Hava-Asetilen |
| Au      | 242,8          | 0,5              | 15              | Hava-Asetilen |
| Ag      | 328,1          | 0,5              | 11              | Hava-Asetilen |

#### 3.1. Standartların hazırlanması

**Altın:** AAS analizlerinde bazen sudan başka çözücü kullanmak gerekebilir. Organik çözücü seçiminde numunenin çözünürlüğü, çözücünün su ile karışma durumu ve çözücünün yanma özellikleri dikkate alınmalıdır. Alifatik ketonlardan metil izobutil keton (MIBK), en çok kullanılanlardandır. Bu çalışmalarda bekin yakılması, havalandırma, analizden sonra aletin temizlenmesi gibi hususlarda kullanılan aletin tariflerine göre davranılmalıdır. Aşağıda verilecek olan metotta altın, metil-izobutil keton içine ekstrakte edilerek tayin edilmektedir. Atomizer etkinliği dışında interferans yok kabul edilebilir. Çok miktarda platin ve palladyum yanında analiz yapıldığında hafif bir absorpsiyon artışı bazı gözlemciler tarafından kaydedilmiştir. Hassasiyet yönünden karşılaştırma yapıldığı takdirde, altın için dalga boyları şu sıralamaya uygunluk gösterir:

242,80 nm (en hassas dalga boyu) 267,60 nm ve 274,83 nm

Alette hava-asetilen alevi ve altın katotlu oyuk-katot lambası kullanılmıştır.

Ayıracılar:

|                             |             |
|-----------------------------|-------------|
| Hidroklorik asit, yoğunluğu | : 1.18 g/mL |
| Nitrik asit yoğunluğu       | : 1.42 g/mL |
| Metil izobutil keton        | : MIBK      |

MIBKla doyurulmuş % 5 lik hidroklorik asit: 100 mL derişik hidroklorik asiti 1900 mL su ile seyreltilir. Ayırma hunisine aktarılır ve 100 mL MIBK ilave edilerek bir dakika çalkalanır. Fazlar ayrılıncaya kadar bekletilir ve asit fazı ayrı bir şişeye alınır.

HCl ile doyurulmuş MIBK: 2000 mL MIBK 200 mL % 5 lik HCl ile bir ayırma hunisinde çalkalanır ve fazların ayrılması için bir gece bekletilir.

Standart çözeltiler: Hassas analitik terazide 0.250 g altın tartılır, 15 mL % 37'lik HCl ile 5 mL % 65'lik nitrik asit karışımında çözülür. Bu çözeltiyi (çok az bir hacim kalana kadar buharlaştırılır ve kalan kısmı 1:1 lik 100 mL HCl ile tekrar çözülür. Altın çözeltisini 500 mL lik bir balon jojeye aktararak 1:1 lik 150 mL hidroklorik asit ilave edilir. Su ile hacme yakın bir şekilde ayarlanır ve soğuması beklenir. Bir-iki küçük potasyum permanganat kristali çözeltiliye atılır ve su ile hacmi tamamlanır. Bu stok çözelti % 25'lik HCl'li (hacimce hazırlanmış) olup, altın konsantrasyonu 500 ppm hazırlanmış olur. İstenildiğinde bu çözeltiliden 10 mL alınarak 100 mL'ye tamamlanır. Böylece 50 ppm'lik Au çözeltisi hazırlanır.

Çalışma Şekli:

400 mL lik bir behere hassas tartılmış 10 g'lık numune konur ve saat camı ile örtülür. 25 mL HCl (% 37) ilave edilir. (Eğer numune organik madde kapsıyorsa—toprak ve dere kumu numuneleri gibi numune 550°C de ısıtılarak organik maddenin giderilmesi sağlanır.) Isıtma tablasında (hot plate) 15 dakika müddetle ısıtılır, dikkatli bir şekilde 15 mL % 65'lik nitrik asit ilave edilir. 20 dakika kadar hafifçe kaynatıldıktan sonra sıcaklığı düşürülür. Reaksiyonun bitiminde saat camını kaldırarak su ile beherin içi yıkanır. Numune kuruluğa yakın bir şekilde buharlaştırılır, fakat asla kurutulmaz. Buharlaştırma işleminin sonuna doğru beher kapsamı karıştırılarak nemli koyu bir hamura dönüştürülür. Isıtıcıdan alınır, soğutulur ve 30 mL MIBK a doyurulmuş % 5 lik hidroklorik asit ilave edilir. Karıştırılır ve süspansiyon 100 mL lik bir balon jojeye aktarılır. MIBK a doyurulmuş az miktarlarda % 5 lik HCl ile beher birkaç defa yıkanır ve her yıkama çözeltisi balon jojeye aktararak bu isleme hacim, yaklaşık olarak 70 mL oluncaya kadar devam edilir. Balon jojeye 20 mL HCl ile doyurulmuş MIBK ilave edilir ve balon jojenin kapağı iyice kapatılarak iki dakika kuvvetlice çalkalanır. "MIBK" fazını balon jojenin ağzına doğru yükseltmek için MIBK ile doyurulmuş % 5 lik HCl ilave edilir. Balon jojenin boyun kısmına elin yanı ile hafifçe vurularak MIBK fazının

berraklaşması sağlanır. Aynı zamanda MIBK da 0–0,5–1–2–5–7–10 ppm Au bulunan standart çözeltiler aşağıdaki şekilde hazırlanır. 50 ppm lik standart Au çözeltisinden 0–0,5–1–2–5–7 ve 10 mL 250 mL lik balon jöjelere pipetle alınır. MIBK ile doyurulmuş %5 HCl ile 200 mL ye seyreltilir ve 50 mL HCl ile doyurulmuş MIBK ilave edilir. Balon jöjelere kapakları konulur ve bir dakika müddetle kuvvetlice çalkalanır. Alet kendi koşullarına göre ayarladıktan sonra MIBK çözeltisindeki Au konsantrasyonu aletle okunur. Bu şekilde elde edilen değer, seyreltme faktörü ile çarpılarak numunedeki Au konsantrasyonu (ppm olarak) hesaplanmış olur. Metodun tayin sınırını, numune tartımını veya MIBK miktarını azaltıp çoğaltarak biraz değiştirmek mümkündür. Bu şekilde metodun alt tayin sınırı 0,1 ppm'e kadar indirilebilir.

AAS ile Au analizi yapılırken aletin tipine göre gerekli ayarlamalardan başka şu genel hususlara dikkat edilmesi gerekir:

Altın tayinlerinin aynı günde bitirilmesinde fayda vardır.

Aletin içinde organik çözücünün geçtiği ve etkili olabileceği kısımları dikkatle gözden geçirip su ile temizlemelidir. Gerekli parçalar yenilenmelidir (Bütün bu hususlar için aletin özel notlarına bakılır.).

Eğer organik fazlı çalışmaları takiben N<sub>2</sub>O-asetilen karışımı ile çalışılacaksa, temizlik şartlarına riayet edilmesi emniyet bakımından gereklidir (113).

**Gümüş:**— Metot, gümüşün kuvvetli hidroklorik asit çözeltilerinde çözünmesi esasına dayanır. AAS ile gümüş analizlerinde, numunedeki gümüş konsantrasyonu çok düşük olduğu zamanlar bir miktar kalsiyum girişim yapar. Alevin renginden de belli olduğu gibi numunedeki kalsiyum miktarı arttıkça alette sahte gümüş sinyali alınır. Yüksek Ag konsantrasyonlarında kalsiyumun interferans etkisi önemini kaybeder. Bazı araştırmacılar iyodat, permanganat ve wolframatin da Ag analizlerinde girişim yaptıklarını tespit etmişlerdir.

Gümüş için uygun dalga boylan:

328.07 nm (en hassas)

338.29 nm

Alette hava-asetilen alevi ve gümüş katotlu oyuk-katot lambası kullanılmaktadır.

Standart çözeltiler:

1000 ppm'lik standart Ag çözeltisi için; 1.58 g gümüş nitrat 100 mL 1 M nitrik asitte çözülür.



100 ppm lik standart Ag çözeltisi için: 1000 ppm lik standart Ag çözeltisinden 10 mL alınır ve % 25 lik HCl ile 100 mL hacme tamamlanır.

5 ppm lik standart Ag çözeltisi için: 100 ppm lik standart Ag çözeltisinden 5 mL olarak % 25 lik HCl ile 100 mL hacme tamamlanır.

### **Bakır analizi:**

AAS ile yapılan metal analizlerinin belki de en basit, en iyi netice vereni ve aynı zamanda interferans etkilerinden uzak olanı bakır analizidir. Farklı karakterdeki numunelerin kolorimetrik, spektral ve AAS analiz neticeleri karşılaştırılırsa aralarında büyük bir uyuma olduğu görülebilir. AAS metodunun etkinliğini gösteren bu durum sonuçların presizyonunun iyi oluşlarıyla de dikkati çeker.

Bakır için hassasiyet yönünden uygun dalga boyları şunlardır: 324,75 nm (en hassası); 327,40; 222,57; 249,21; 224,43 ve 244,16 nm.

Cu standartları :

100 ppm'lik standart Cu çözeltisi için 0,50 g bakır 1:1 nitrik asitle çözülür ve 500 mL'ye tamamlanır. Bakır için 2.5, 5.0, 7.5 ve 10 ppm ve 25, 50, 75, 100 ppm lik standartlar kullanılmıştır (113).

### **Çinko analizi:**

AAS ile çinko analizi basit gibi görünmesine rağmen, bakıra nazaran bazı güçlükler gösterir. Belki de bunun başlıca sebebi, bazı gözlemcilerin belirttikleri gibi, çinkonun analizindeki bazı interferanslardır.

Çinko için uygun dalga boyları: 213,86 (en hassası) ve 307,59 nm dir.

Zn standartları:

1000 ppm'lik standart Zn çözeltisi için 1,0 g metalik çinkoyu 1:1 nitrik asitte çözülür ve 1 L'ye tamamlanır. Çinko için 1.0, 3.0, 5.0 ve 8.0 ppm lik standartlar kullanılmıştır (113).

### **Kobalt analizleri:**

Karbonatlarda kobalt tayini kalsiyumun moleküler absorpsiyonundan bir miktar etkilenmekle beraber, elde edilen sonuçlar jeokimyasal prospeksiyon gayesi için tatminkârdır. Silikatlarda fazla bir interferans gözlenmemiştir.

Kobalt için uygun dalga boylan: 240,73 (en hassası); 242,49; 252,14 ve 352,69 nm dir.

Co standartları:

1000 ppm'lik Co standart çözeltisi için 2.02 g kobalt klorürü ( $\text{CoCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ ) 500 mL 1:1 lik nitrik asitte çözülür. Diğer Co standartlar bu stok standarttan 1:1 lik nitrik asitle seyreltilerek hazırlanabilir. Kobalt için 5, 10, 20, 40 ppm lik standartlar kullanılmıştır (113).

### 3.2. Kullanılan Cihazlar

Cevherin öğütülmesinde Baysan Marka çeneli kırıcı ve pülverizatör; flotasyon işleminde Denwer tipi flotasyon cihazı kullanılmıştır. Kavurma işlemleri Carbolite firması yapımı tünel fırınla, liç işlemleri İKA marka mekanik karıştırıcı ile yapılmıştır. Bakır, kobalt, çinko, demir, altın ve gümüş analizleri Unicam 929 AAS ile; kükürt tayini gravimetrik olarak yapılmıştır. Cevherin sülfürlenmesinde 1,3 L iç hacminde 350 °C sıcaklık ve 250 atm basınca dayanıklı 2 cm et kalınlığında çelikten yapılmış otoklav kullanılmıştır. Ekstraksiyon işlemi beher içinde hız ayarı yapılabilen mekanik karıştırıcı ile yapılmıştır.

### Kullanılan kimyasallar

Deneylerde % 98'lik  $\text{H}_2\text{SO}_4$ , % 37'lik  $\text{HCl}$ , % 65'lik  $\text{HNO}_3$ ,  $\text{BaCl}_2$ ,  $\text{NH}_3$ ,  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ ,  $\text{KCN}$ ,  $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ ,  $\text{KClO}_3$ ,  $\text{NaOH}$ ,  $\text{CaO}$ , tiyoüre ve  $\text{FeS}$  gibi Merck Marka kimyasal maddeler ve işlem görmüş pirit kullanılmıştır.

Flotasyonda kullanılan reaktifler daha önce Ergani Bakır İşletmesinden temin edilmiş olan kollektör KAX, köpürtücü olarak Dowroth 250 ve pH ayarlayıcısı olarak da kireç kullanılmıştır. Önce pirit kapalı ortamda 725 °C'de kavrularak  $\text{FeS}$  haline dönüştürme (114–117), daha sonra bundan elde edilen  $\text{H}_2\text{S}$  ile cevherin otoklav ortamında yapılan sülfürleme sonucunda oluşturulan sülfürlenmiş numunenin flotasyonla zenginleştirilmesi ve elde edilen konsantrenin önce kapalı ortamda kavrulması ve akabinde 600 °C'de kavrulmasıyla çalışmalar sürdürülmüştür. Kavurma sonucu elde edilen örneklerin su ile işleme sokulması sonucu bakır ve kobaltın çözelti ortamına alınması ve geriye kalan artığın liç işlemlerine tabi tutulması; liç işleminden elde edilen çözeltilerden elektroliz ile Au ve Ag kazanılması işlemleri şeklinde sıralayabiliriz.

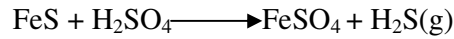
Otoklavda yapılan sülfürleme işleminde, H<sub>2</sub>S eldesi işlenmiş pirit ve FeS üzerine stokiyometrik oranda H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> ilavesiyle yapılmıştır. FeS'deki kükürdün tümünün H<sub>2</sub>S'e dönüşümünü sağlamak için de 100 °C ve 150 °C sıcaklıkta çalışmalar sürdürülmüş ve birer saat süreyle sülfürleme işlemi gerçekleştirilmiştir. Bundan sonra elde edilen örnekler kurutulup tekrar elenerek -160 meshlik elekten geçirilmiş ve bu şekilde elde edilen örnekler flotasyona tabi tutulmuştur.

#### Flotasyon Veriminin Hesaplanması

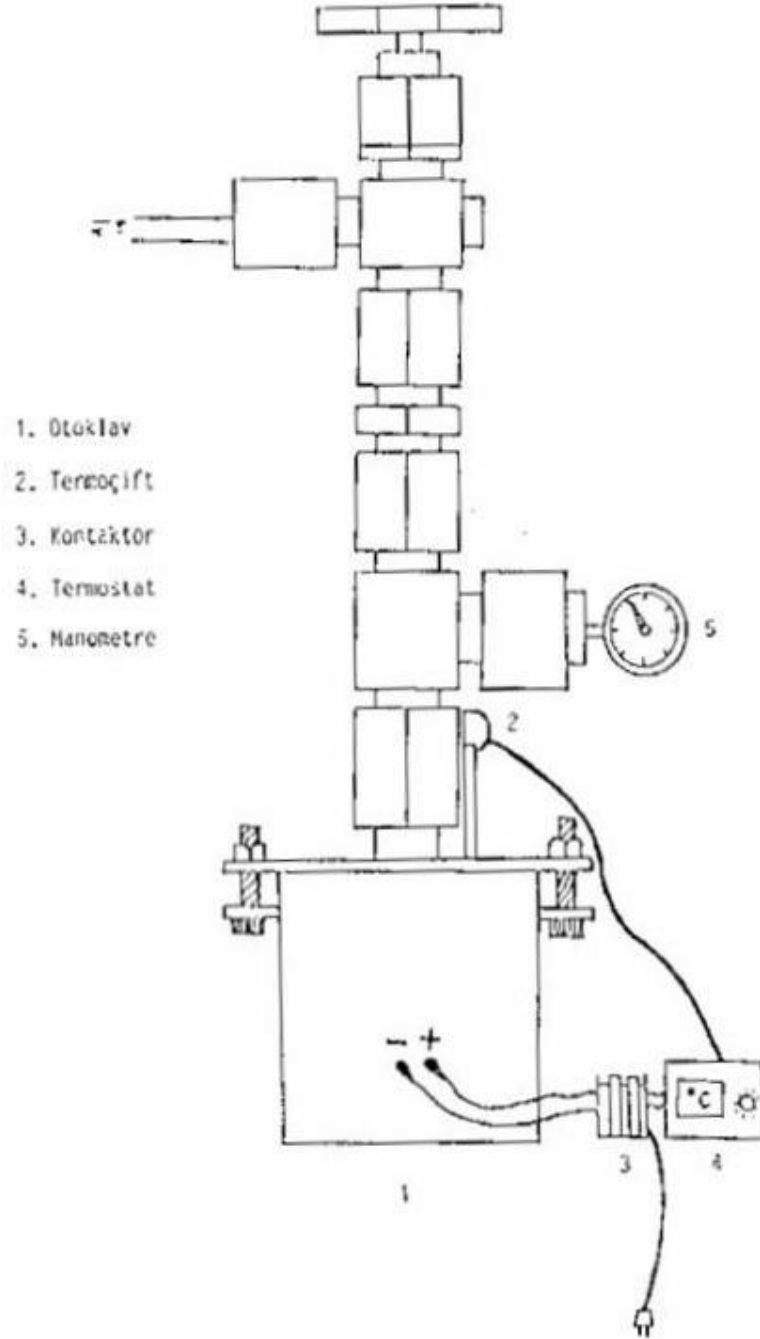
$$\text{Flotasyon verimi} = \frac{\text{Yüzen Madde içindeki yüzdürülmesi istenen madde miktarı}}{\text{Flotasyonda kullanılan madde içindeki yüzdürülmesi istenen toplam madde miktarı}} \times 100$$

Formülüne göre istenen madde için hesaplanmıştır.

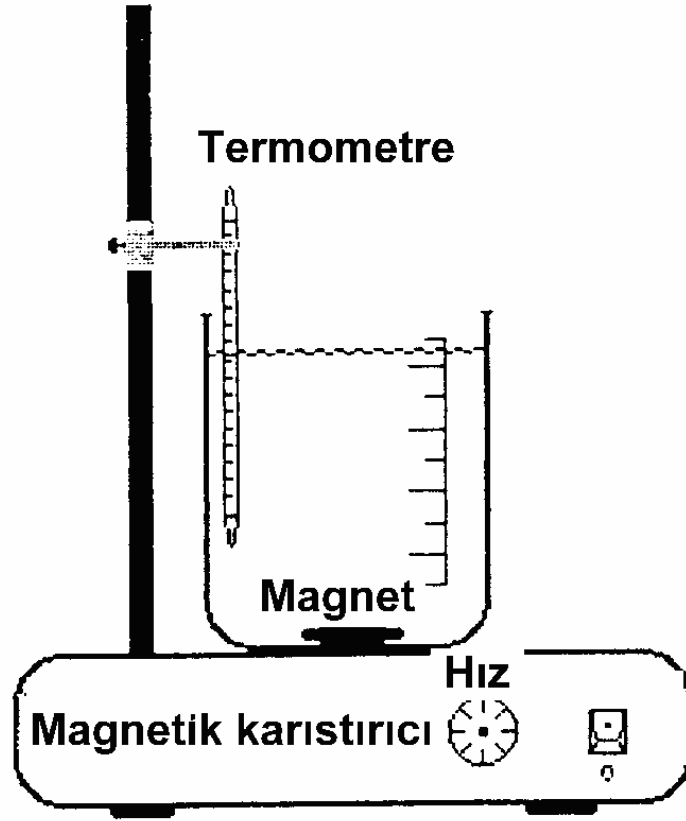
Sülfürleme işlemi Şekil 7'de gösterilen otoklav ortamında yapılmıştır. Otoklavın hacmi 1,3 litre olup deneyler, otoklava yerleştirilen beher ve üzerinde numunenin bırakılacağı bir delikli porselenden yapılmıştır. Beher'in içine su, H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> ve işlem görmüş pirit numunesi bırakılarak, aşağıdaki reaksiyon gerçekleştirilmiştir.



Reaksiyonu sonucu H<sub>2</sub>S çıkışı sağlanmıştır. Bütün deneylerde sıcaklık 100 °C'ye getirilip bu sıcaklıkta bir saat bekletilmiş, daha sonra 150 °C'ye çıkarılarak bir saat daha bekletilmiştir. Sülfürlenen örnekler flotasyona tabi tutulmuştur. Flotasyon sonrası elde edilen konsantreler tünel fırında kavrularak Cu, Co ve Zn çözeltileri alınırken, geriye kalan artık, Au ve Ag için KCN, Na<sub>2</sub>S<sub>2</sub>O<sub>3</sub> ve tiyoüre liçine (Şekil 8) tabi tutulmuştur. Daha sonra çözeltileri alınan Au ve Ag çözeltileri elektrolize tabi tutulmuştur.



Şekil 7. Sülfürleme işleminin yapıldığı otoklav



Şekil 8. Liç işleminin yapıldığı deney düzeneği

## 4. BULGULAR

Bu bölüm flotasyon çalışmaları, kavurma çalışmaları, ekstraksiyon çalışmaları ve elektroliz çalışmalarından oluşmaktadır.

### 4.1. Flotasyon Çalışmaları

Hatay-Kisecik yöresinden temin edilen cevherin analizi yapılmış olup sonuçlar Tablo 17'de verilmiştir.

Tablo 17: Ana numunenin analizi sonucu bulunan değerler

|            | Au<br>g/t | Ag<br>g/t | Cu<br>% | Co<br>% | Zn<br>% | Fe<br>% | S<br>% |
|------------|-----------|-----------|---------|---------|---------|---------|--------|
| Ana Numune | 4.72      | 12,80     | 4.93    | 0,0067  | 0.92    | 11.41   | 10.72  |

Önce orijinal numune flotasyona tabi tutulmuş, daha sonra da sülfürlenmiş örneklerin flotasyonu yapılarak sonuçlar incelenmiştir. Orijinal örneğin flotasyonu aşağıdaki koşullarda yapılmış olup elde edilen değerler Tablo 18'de verilmiştir.

Flotasyon Koşulları:

|                 |   |
|-----------------|---|
| Tanecik boyutu  | : -160 mesh                                       |
| Katı/Sıvı oranı | : 100 g / 1 L                                     |
| Kollektör       | : 0.2 g KAX (Potasyum Amil Ksantat) 3 dk K        |
| Köpürtücü       | :0.5 mL Aeroflat 65 (% 1'lik ) 2 dk K (Kondüsyon) |
| Karıştırma hızı | : 900 dev / dk                                    |

**Tablo 18:** Orijinal numunenin flotasyonu sonucu elde edilen deęerler

|                       |                      |                 |
|-----------------------|----------------------|-----------------|
| Deney No              |                      | H <sub>59</sub> |
| Bařlangıç pH'sı       |                      | 11,00           |
| Son pH                |                      | 10,95           |
| Konsantre (g)         |                      | 38,02           |
| Artık (g)             |                      | 61,98           |
| Flotasyon Verimi      | % Au                 | 49,31           |
|                       | % Ag                 | 86,80           |
|                       | % Cu                 | 86,30           |
|                       | % Zn                 | 85,74           |
|                       | % Co                 | 72,54           |
| Konsantrede Toplanan  | Au (g/t)             | 7,13            |
|                       | Ag (g/t)             | 24,30           |
|                       | % Cu                 | 11,35           |
|                       | %Zn                  | 1,69            |
|                       | %Co.10 <sup>2</sup>  | 1,66            |
| Artıkta Kalan         | Au (g/t)             | 4,49            |
|                       | Ag (g/t)             | 2,71            |
|                       | % Cu                 | 1,05            |
|                       | % Zn                 | 0,17            |
|                       | % Co.10 <sup>2</sup> | 0,38            |
| Flotasyon Süresi (dk) |                      | 1,34            |

#### 4.1.1. Sülfürleme çalışmaları

1000 g örnek ařađıda miktarları verilen H<sub>2</sub>S ve H<sub>2</sub>O buharı bulunan ortamda sülfürleme işlemine tabi tutulmuřtur. İřlem sonucu elde edilen örnek ařađıda verilen flotasyon kořullarında yüzdürüldü. Elde edilen sonuçlar Tablo 19'da verilmiřtir.

| <u>Sülfürleme</u> | <u>Deney No</u> | <u>H<sub>2</sub>S (g)</u> | <u>Su Buharı (g)</u> |
|-------------------|-----------------|---------------------------|----------------------|
| 1.                | H <sub>1</sub>  | 24,72                     | 160                  |
| 2.                | H <sub>2</sub>  | 30,91                     | 200                  |
| 3.                | H <sub>3</sub>  | 37,09                     | 240                  |
| 4.                | H <sub>4</sub>  | 42,50                     | 280                  |

|                     |   |
|---------------------|---|
| Flotasyon Koşulları | :   |
| Tanecik boyutu      | : -100 mesh                                       |
| Katı/Sıvı oranı     | : 100 g / 1 L                                     |
| Kollektör           | : 0.2 g KAX (Potasyum Amil Ksantat) 3 dk K        |
| Köpürtücü           | :0.5 mL Aeroflat 65 (% 1'lik ) 2 dk K (Kondüsyon) |
| Karıştırma hızı     | : 900 dev / dk                                    |

**Tablo 19:** Sülfürlenen örneklerin flotasyonu sonucu bulunan değerler

| Deney No              |                       | H <sub>1</sub> | H <sub>2</sub> | H <sub>4</sub> | H <sub>3</sub> |
|-----------------------|-----------------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| Başlangıç pH'sı       |                       | 8.70           | 8.70           | 8.70           | 8.70           |
| Son pH                |                       | 8.48           | 8.50           | 8.60           | 6.10           |
| Konsantre (g)         |                       | 36.11          | 42.40          | 41.14          | 25.37          |
| Artık (g)             |                       | 63.89          | 57.60          | 58.86          | 74.63          |
| Flotasyon Verimi      | % Au                  | 49.44          | 65.78          | 58.65          | 36.49          |
|                       | % Cu                  | 92.26          | 95.52          | 93.97          | 69.09          |
|                       | % Co                  | 54.10          | 73.12          | 56.28          | 33.57          |
|                       | % Zn                  | 56.39          | 91.66          | 77.44          | 40.44          |
|                       | % Fe                  | 57.97          | 66.29          | 68.36          | 41.25          |
| Konsantrede Toplanan  | Au (g/t)              | 7.68           | 7,39           | 6,67           | 6,88           |
|                       | % Cu                  | 10.55          | 9.72           | 9.77           | 12.84          |
|                       | % Co. 10 <sup>2</sup> | 0.78           | 0.85           | 0.92           | 0.69           |
|                       | % Zn                  | 1.31           | 1.34           | 1.33           | 1.25           |
|                       | % Fe                  | 17.56          | 15.97          | 20.77          | 20.09          |
| Artıkta Kalan         | Au (g/t)              | 3,82           | 2,90           | 3,34           | 4,02           |
|                       | % Cu                  | 0.52           | 0.36           | 0.44           | 1.95           |
|                       | % Co. 10 <sup>2</sup> | 0.39           | 0.24           | 0.23           | 0.48           |
|                       | % Zn                  | 0.60           | 0.10           | 0.27           | 0.65           |
|                       | % Fe                  | 7.49           | 6.33           | 6.71           | 10.12          |
| Flotasyon Süresi (dk) |                       | 2.30           | 2.10           | 3.08           | 3.00           |

Tablodan da görüldüğü gibi en uygun sülfürlemenin 2. sülfürleme olduğu görülmektedir. Bundan sonra uygun pH tespitine gidilmiş ve yapılan deneyler Tablo 20'de verilmiştir.



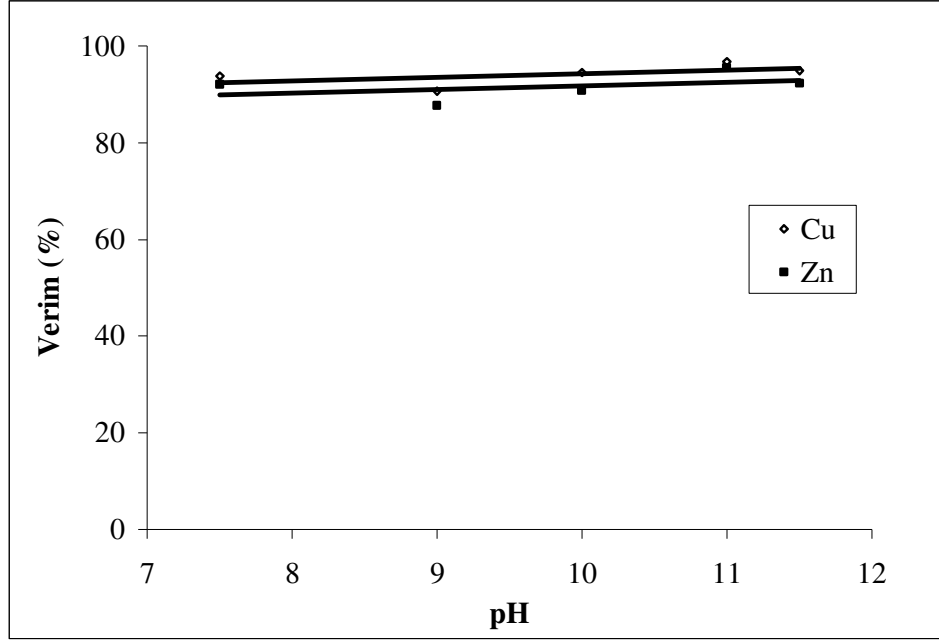
**Tablo 20:** 2. Sülfürleme koşullarında sülfürlenen örneklerin flotasyonunda pH'a bağlı olarak bulunan değerler

| Deneý No       | Başlangıç pH'ı | Son pH | Konsantre (g) | Artık (g) | Flotasyon Verimi |       | Konsantrede Toplanan |      | Artıkta Kalan |      | Flot. Süresi (dk) |
|----------------|----------------|--------|---------------|-----------|------------------|-------|----------------------|------|---------------|------|-------------------|
|                |                |        |               |           | % Cu             | % Zn  | % Cu                 | %Zn  | %Cu           | %Zn  |                   |
| H <sub>5</sub> | 10.00          | 9.78   | 46.76         | 53.24     | 95.29            | 92.01 | 9.51                 | 1.79 | 0.43          | 0.14 | 2.58              |
| H <sub>6</sub> | 11.00          | 10.98  | 50.28         | 49.72     | 95.35            | 91.89 | 9.25                 | 1.63 | 0.46          | 0.15 | 2.30              |
| H <sub>7</sub> | 11.50          | 11.38  | 46.68         | 53.32     | 94.86            | 92.25 | 10.50                | 1.98 | 0.49          | 0.15 | 2.25              |

Tablo 20'den de görüldüğü gibi değerlerin birbirine çok yakın olması nedeniyle tanecik boyutu üzerinde durulmuştur. Öncelikle örnek -160 Mesh boyutuna getirilip 2. Sülfürleme koşullarında sülfürlenmiş ve elde edilen değerler pH'a bağlı olarak Tablo 21'de verilmiştir.

**Tablo 21:** 2. Sülfürleme koşullarında sülfürlenen -160 mesh boyutundaki örneklerin flotasyonunda pH'a bağlı olarak bulunan değerler

| Deneý No        | Başlangıç pH'ı | Son pH | Konsantre (g) | Artık (g) | Flotasyon Verimi |       | Konsantrede Toplanan |      | Artıkta Kalan |      | Flot. Süresi (dk) |
|-----------------|----------------|--------|---------------|-----------|------------------|-------|----------------------|------|---------------|------|-------------------|
|                 |                |        |               |           | % Cu             | % Zn  | % Cu                 | %Zn  | %Cu           | %Zn  |                   |
| H <sub>8</sub>  | 8.70           | 8.48   | 37.33         | 62.67     | 92.75            | 84.62 | 10.65                | 2.47 | 0.49          | 0.26 | 4.18              |
| H <sub>9</sub>  | 10.00          | 9.93   | 41.78         | 59.22     | 94.51            | 90.77 | 9.72                 | 2.12 | 0.39          | 0.15 | 2.0               |
| H <sub>10</sub> | 11.00          | 10.88  | 55.27         | 44.73     | 96.73            | 95.53 | 8,65                 | 1.85 | 0.33          | 0.11 | 2.30              |



**Şekil 9:** pH'ın flotasyon verimine etkisi

pH 8.70'de yüzen miktarın az görülmesi ve verimin % 92.75 gibi bir değerde olması nedeniyle -160 Mesh boyutuna getirilen ve 2. Sülfürleme koşullarında sülfürlenen örnek için pH 9.00'a ayarlanıp 30 g/t  $\text{CuSO}_4$  kullanılarak flotasyonu yapıldı. Elde edilen değer Tablo 22'de verilmiştir.

**Tablo 22:** 2. Sülfürleme koşullarında sülfürlenen –160 mesh boyutundaki örneğin pH 9.00’da 30 g/t CuSO<sub>4</sub> kullanılarak yapılan flotasyon sonucu bulunan değerler

|                       |                       |       |
|-----------------------|-----------------------|-------|
| Deney No              | H <sub>11</sub>       |       |
| Başlangıç pH’sı       | 9.00                  |       |
| Son pH                | 8.59                  |       |
| Konsantre. (g)        | 35.87                 |       |
| Artık (g)             | 64.13                 |       |
| Flotasyon Verimi      | % Au                  | 79.97 |
|                       | % Ag                  | 56.05 |
|                       | % Cu                  | 85.40 |
|                       | % Co                  | 49.64 |
|                       | % Zn                  | 52.64 |
| Konsantrede Toplanan  | Au (g/t)              | 10,54 |
|                       | Ag (g/t)              | 20,04 |
|                       | % Cu                  | 9.56  |
|                       | % Co. 10 <sup>2</sup> | 0.87  |
|                       | % Zn                  | 1.44  |
| Artıkta Kalan         | Au (g/t)              | 1,47  |
|                       | Ag (g/t)              | 8,60  |
|                       | % Cu                  | 0.91  |
|                       | % Co. 10 <sup>2</sup> | 0.49  |
|                       | % Zn                  | 0.72  |
| Flotasyon Süresi (dk) | 5.20                  |       |

Tablo 22’de görüldüğü gibi istenilen değer elde edilemediğinden Tablo 21’de H<sub>10</sub> deney şartlarında pH ayarlaması için NaOH kullanılarak flotasyonu yapılmış olup elde edilen değerler Tablo 23’te verilmiştir.

**Tablo 23:** 2. Sülfürleme koşullarında sülfürlenen –160 mesh boyutundaki örneğin pH 11.00’ de NaOH kullanılarak yapılan flotasyon sonucu bulunan değerler

|                       |                       |                 |
|-----------------------|-----------------------|-----------------|
| Deney No              |                       | H <sub>12</sub> |
| Başlangıç pH’sı       |                       | 11.00           |
| Son pH                |                       | 10.77           |
| Konsantre (g)         |                       | 51.74           |
| Artık (g)             |                       | 48.26           |
| Flotasyon Verimi      | % Au                  | 100             |
|                       | % Ag                  | 85.14           |
|                       | % Cu                  | 98.49           |
|                       | % Co                  | 86.94           |
|                       | % Zn                  | 99.05           |
| Konsantrede Toplanan  | Au (g/t)              | 9,25            |
|                       | Ag (g/t)              | 20,95           |
|                       | % Cu                  | 9.28            |
|                       | % Co. 10 <sup>2</sup> | 0.87            |
|                       | % Zn                  | 1.38            |
| Artıkta Kalan         | Au (g/t)              | -               |
|                       | Ag (g/t)              | 3,45            |
|                       | % Cu                  | 0.15            |
|                       | % Co. 10 <sup>2</sup> | 0.49            |
|                       | % Zn                  | 0.01            |
| Flotasyon Süresi (dk) |                       | 2.50            |

Tablo 23’te görüldüğü gibi yüzen miktar fazla olduğu için bunun azaltılması yoluna gidilmiştir. Bu amaçla aynı koşullarda 10 g/t qeubracho kullanılarak örneğin flotasyonu yapılmıştır. Elde edilen değerler Tablo 24’te verilmiştir.

**Tablo 24:** -160 Mesh 2. Sülfürleme koşullarında sülfürlenen örneğin pH 11.00' de NaOH ile 10 g/t Qeubracho kullanılarak yapılan flotasyon sonucu bulunan değerler

|                       |                       |       |
|-----------------------|-----------------------|-------|
| Deney. No             | H <sub>13</sub>       |       |
| Başlangıç pH'sı       | 11.00                 |       |
| Son pH                | 10.98                 |       |
| Konsantre (g)         | 45.09                 |       |
| Artık (g)             | 54.71                 |       |
| Flotasyon Verimi      | % Au                  | 85.66 |
|                       | % Ag                  | 85.51 |
|                       | % Cu                  | 96.43 |
|                       | % Co                  | 70.94 |
|                       | % Zn                  | 89.37 |
| Konsantrede Toplanan  | Au (g/t)              | 8,98  |
|                       | Ag (g/t)              | 24,32 |
|                       | % Cu                  | 13.72 |
|                       | % Co. 10 <sup>2</sup> | 0.01  |
|                       | % Zn                  | 1.76  |
| Artıkta Kalan         | Au (g/t)              | 1,22  |
|                       | Ag (g/t)              | 3,43  |
|                       | % Cu                  | 0.42  |
|                       | % Co. 10 <sup>2</sup> | 0.34  |
|                       | % Zn                  | 0.17  |
| Flotasyon Süresi (dk) | 2.30                  |       |

İstenilen sonuçlar elde edilememiştir.

#### 4.1.2. Kavru lan Örneklerin Flotasyonu

Bu aşamada, cevherin flotasyonu için farklı bir yöntem denenmiştir. —100 mesh boyutuna kadar öğütülen cevher kapalı ortamda farklı sıcaklıklarda 2 saat süreyle kavrulmuştur. Kavru lan örneklerin aşağıda belirtilen koşullarda flotasyonu yapılmıştır. Elde edilen değerler Tablo 25'te verilmiştir.

## Flotasyon Koşulları:

|                 |   |
|-----------------|---|
| Tanecik boyutu  | : -100 mesh                                       |
| Katı/Sıvı oranı | : 100 g / 1 L                                     |
| Kollektör       | : 0.2 g KAX (Potasyum Amil Ksantat) 3 dk K        |
| Köpürtücü       | :0.5 mL Aeroflat 65 (% 1'lik ) 2 dk K (Kondüsyon) |
| Karıştırma hızı | : 900 dev / dk                                    |

**Tablo 25:** -100 mesh boyutundaki cevherin kapalı ortamda farklı sıcaklıklarda 2 saat süre ile kavrulması ve elde edilen örneklerin flotasyonu sonucu bulunan değerler

| Sıcaklık °C           |                       | 450   | 500   | 550   | 600   |
|-----------------------|-----------------------|-------|-------|-------|-------|
| Başlangıç pH'sı       |                       | 11.00 | 11.00 | 11.00 | 11.00 |
| Son pH                |                       | 11.00 | 11.99 | 11.00 | 10.99 |
| Konsantre (g)         |                       | 23.06 | 46.07 | 24.72 | 15.95 |
| Artık (g)             |                       | 76.94 | 53.93 | 75.28 | 84.05 |
| Flotasyon Verimi      | % Au                  | 31.84 | 77.76 | 57.04 | 49.01 |
|                       | % Ag                  | 63.77 | 87.00 | 64.98 | 37.60 |
|                       | % Cu                  | 89.75 | 99.13 | 71.12 | 42.45 |
|                       | % Co                  | 16.36 | 45.96 | 18.37 | 15.99 |
|                       | % Zn                  | 58.85 | 96.47 | 54.05 | 38.27 |
| Konsantrede Toplanan  | Au (g/t)              | 6,53  | 7,97  | 10,89 | 14,46 |
|                       | Ag (g/t)              | 35,49 | 24,20 | 34,67 | 30,4  |
|                       | % Cu                  | 15.24 | 16.40 | 13.24 | 15.08 |
|                       | % Co. 10 <sup>2</sup> | 0.53  | 0.89  | 0.56  | 0.77  |
|                       | % Zn                  | 1.68  | 2.06  | 1.34  | 1.28  |
| Artıkta Kalan         | Au (g/t)              | 4,16  | 1,92  | 2,72  | 2,86  |
|                       | Ag (g/t)              | 5,98  | 3,08  | 6,01  | 9,44  |
|                       | % Cu                  | 0.52  | 0.12  | 1.78  | 3.88  |
|                       | % Co. 10 <sup>2</sup> | 0.82  | 0.89  | 0.82  | 0.77  |
|                       | % Zn                  | 0.36  | 0.06  | 0.38  | 0.39  |
| Flotasyon Süresi (dk) |                       | 1.30  | 2.00  | 1.34  | 1.15  |

Tablo 25'te görüldüğü gibi en uygun sıcaklığın 500 °C olduğu görülmektedir. Bundan sonra sürenin tespitine gidilmiştir. Farklı zamanlarda kavrulan örnekler flotasyona tabi tutulmuş ve elde edilen değerler Tablo 26'da verilmiştir.

**Tablo 26:** -100 mesh boyutundaki cevherin farklı sürelerle kavrulması ve elde edilen örneklerin flotasyonu sonucu bulunan değerler

| Süre (Saat)           |                      | 1     | 2     | 3     | 4     | 5     | 6     | 7     | 8     |
|-----------------------|----------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| Başlangıç pH'sı       |                      | 11.00 | 11.00 | 11.00 | 11.00 | 11.00 | 11.00 | 11.00 | 11.00 |
| Son pH                |                      | 10.79 | 11.99 | 10.90 | 11.00 | 10.97 | 10.90 | 10.89 | 10.92 |
| Konsantre (g)         |                      | 38.15 | 46.07 | 33.21 | 28.98 | 28.43 | 32.34 | 34.31 | 28.65 |
| Artık (g)             |                      | 61.85 | 53.93 | 66.79 | 71.02 | 71.57 | 67.66 | 66.69 | 71.35 |
| Flotasyon Verimi      | % Au                 | 47.12 | 77.76 | 39.14 | 41.26 | 40.24 | 47.20 | 49.31 | 44.04 |
|                       | % Ag                 | 94.48 | 87.00 | 80.95 | 75.39 | 74.54 | 81.16 | 89.36 | 81.80 |
|                       | % Cu                 | 96.51 | 99.13 | 91.61 | 90.59 | 90.34 | 90.18 | 91.96 | 84.72 |
|                       | % Co                 | 43.48 | 45.96 | 36.72 | 25.39 | 23.16 | 34.14 | 42.86 | 34.76 |
|                       | % Zn                 | 82.19 | 96.47 | 85.25 | 72.20 | 77.89 | 57.99 | 82.29 | 72.00 |
| Konsantrede Toplanan  | Au (g/t)             | 5,83  | 7,97  | 5,57  | 6,71  | 6,68  | 6,89  | 6,78  | 7,41  |
|                       | Ag (g/t)             | 31,82 | 24,20 | 31,37 | 33,20 | 33,49 | 32,10 | 33,29 | 37,01 |
|                       | % Cu                 | 15.61 | 16.40 | 18.61 | 20.81 | 20.32 | 17.31 | 19.10 | 12.66 |
|                       | % Co 10 <sup>2</sup> | 0.80  | 0.89  | 0.88  | 0.68  | 0.58  | 0.86  | 1.06  | 0.83  |
|                       | % Zn                 | 1.98  | 2.06  | 2.19  | 2.03  | 2.24  | 1.98  | 2.02  | 1.69  |
| Artıkta Kalan         | Au (g/t)             | 4,01  | 1,92  | 4,24  | 3,92  | 3,95  | 3,69  | 3,63  | 3,72  |
|                       | Ag (g/t)             | 3,33  | 3,08  | 4,00  | 4,33  | 4,48  | 3,57  | 2,12  | 3,26  |
|                       | % Cu                 | 0.35  | 0.12  | 0.84  | 0.88  | 0.88  | 0.90  | 0.93  | 0.92  |
|                       | % Co 10 <sup>2</sup> | 0.63  | 0.89  | 0.75  | 0.81  | 0.91  | 0.79  | 0.73  | 0.65  |
|                       | % Zn                 | 0.26  | 0.06  | 0.19  | 0.32  | 0.25  | 0.25  | 0.22  | 0.26  |
| Flotasyon Süresi (dk) |                      | 2.50  | 2.00  | 2.00  | 1.35  | 1.30  | 1.50  | 1.35  | 1.35  |

Tablo 26'da görüldüğü gibi, tüm elementler göz önüne alındığında en uygun sürenin 2 saat olduğu görülmektedir. Bu kez örneğin tanecik boyutu üzerinde duruldu. -100 mesh boyutundaki örnek 500 °C de ve 2 saat süre ile kavrulduktan sonra, örnek, -160 mesh boyutuna getirilip flotasyonu yapılmıştır. Elde edilen değerler Tablo 27'de verilmiştir.

**Tablo 27:** -100 mesh boyutundaki örnek 500 °C de ve 2 saat süre ile kavrulduktan sonra -160 mesh boyutuna getirilerek yapılan flotasyon sonucu bulunan değerler

|                       |                      |       |
|-----------------------|----------------------|-------|
| Deney No              | H <sub>25</sub>      |       |
| Başlangıç pH'sı       | 11.00                |       |
| Son pH                | 10.93                |       |
| Konsantre. (g)        | 33.60                |       |
| Artık (g)             | 66.40                |       |
| Flotasyon Verimi      | % Au                 | 38.63 |
|                       | % Ag                 | 91.64 |
|                       | % Cu                 | 93.26 |
|                       | % Co                 | 42.06 |
|                       | % Zn                 | 84.45 |
| Konsantrede Toplanan  | Au (g/t)             | 5,42  |
|                       | Ag (g/t)             | 34,83 |
|                       | % Cu                 | 13.48 |
|                       | % Co 10 <sup>2</sup> | 0.74  |
|                       | % Zn                 | 1.22  |
| Artıkta Kalan         | Au (g/t)             | 4,26  |
|                       | Ag (g/t)             | 1,61  |
|                       | % Cu                 | 0.49  |
|                       | % Co 10 <sup>2</sup> | 0.77  |
|                       | % Zn                 | 0.11  |
| Flotasyon Süresi (dk) | 1.50                 |       |

Tablo 27'de görüldüğü gibi -100 mesh boyutundaki örnek 500 °C de ve 2 saat süre ile kavrulduktan sonra, -160 mesh boyutuna getirilerek yapılan flotasyon sonucu Au için flotasyon veriminin daha da azaldığı görülmüştür.

Bu defa doğrudan -160 mesh boyutuna getirilen örnek 500 °C de ve 2 saat süre ile kavrulduktan sonra, kireç kullanılarak flotasyonu yapılmıştır. Elde edilen değerler Tablo 28'de verilmiştir.



**Tablo 28:** -160 Mesh Boyutuna Getirilen Örnek 500 °C de ve 2 saat süre ile kavrulduktan sonra yapılan flotasyon sonucu bulunan değerler

|                       |                      |       |
|-----------------------|----------------------|-------|
| Deney No              | H <sub>26</sub>      |       |
| Başlangıç pH'sı       | 11.00                |       |
| Son pH                | 10.97                |       |
| Konsantre. (g)        | 48.08                |       |
| Artık (g)             | 51.92                |       |
| Flotasyon Verimi      | % Au                 | 67.18 |
|                       | % Ag                 | 98.89 |
|                       | % Cu                 | 95.31 |
|                       | % Co                 | 58.41 |
|                       | % Zn                 | 88.07 |
| Konsantrede Toplanan  | Au (g/t)             | 9.16  |
|                       | Ag (g/t)             | 29.22 |
|                       | % Cu                 | 10.06 |
|                       | % Co 10 <sup>2</sup> | 0.97  |
|                       | % Zn                 | 1.21  |
| Artıkta Kalan         | Au (g/t)             | 4.14  |
|                       | Ag (g/t)             | 0.31  |
|                       | % Cu                 | 0.46  |
|                       | % Co 10 <sup>2</sup> | 0.63  |
|                       | % Zn                 | 0.15  |
| Flotasyon Süresi (dk) | 2.10                 |       |

Tablo 27 ile 28 ile karşılaştırıldığında -160 mesh boyutuna getirilen örnek 500 °C de ve 2 saat süre ile kavrulduktan sonra pH ayarlaması için kireç kullanılarak yapılan flotasyon sonunda Au için daha yüksek verimler elde edilmişse de istenilen seviyede olmamıştır.

Bundan sonra, -160 mesh boyutuna getirilen örnek 500 °C de ve 2 saat süre ile kavrulduktan sonra pH ayarlaması için NaOH kullanılarak flotasyonu yapılmıştır. Elde edilen değerler Tablo 29'da verilmiştir.

**Tablo 29:** -160 mesh boyutuna getirilen örnek 500 °C de 2 saat süre ile kavrulduktan sonra pH ayarlamasında NaOH kullanılarak yapılan flotasyon sonucu bulunan değerler

|                       |                      |                 |
|-----------------------|----------------------|-----------------|
| Deney No              |                      | H <sub>27</sub> |
| Başlangıç pH'sı       |                      | 11,00           |
| Son pH                |                      | 10,97           |
| Konsantre (g)         |                      | 44,13           |
| Artık (g)             |                      | 55,87           |
| Flotasyon Verimi      | % Au                 | 70,86           |
|                       | % Ag                 | 80,50           |
|                       | % Cu                 | 92,80           |
|                       | % Co                 | 20,07           |
|                       | % Zn                 | 90,50           |
| Konsantrede Toplanan  | Au (g/t)             | 7,60            |
|                       | Ag (g/t)             | 28,02           |
|                       | % Cu                 | 14,92           |
|                       | % Co 10 <sup>2</sup> | 0,95            |
|                       | % Zn                 | 2,66            |
| Artıkta Kalan         | Au (g/t)             | 2,45            |
|                       | Ag (g/t)             | 4,46            |
|                       | % Cu                 | 0,91            |
|                       | % Co 10 <sup>2</sup> | 0,80            |
|                       | % Zn                 | 0,22            |
| Flotasyon Süresi (dk) |                      | 2,10            |

Tablo 29'dan da görüldüğü gibi elde edilen sonuçların tatmin edici olmadığı sonucuna varılmıştır.

Bu çalışmalardan sonra, -160 mesh boyutuna getirilen örnek 500 °C de ve 2 saat süre ile kavrulmuş. Kavrulan örnek 100 mL 0,5 M H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> ile yıkanmış. Çözeltiye bu işlem sonucu 3,79.10<sup>-2</sup> g S<sup>-2</sup> geçtiği belirlenmiştir. Geriye kalan kısım su ile yıkanıp NaOH ile çözeltinin pH'ı 11'e getirilip flotasyonu yapılmış ve elde edilen değerler Tablo 30'da verilmiştir.

**Tablo 30:** -160 mesh boyutuna getirilip H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> ile yıkanmış örneğin flotasyonu ile elde edilen değerler

|                       |                      |                 |
|-----------------------|----------------------|-----------------|
| Deney No              |                      | H <sub>28</sub> |
| Başlangıç pH'sı       |                      | 11,00           |
| Son pH                |                      | 10,87           |
| Konsantre. (g)        |                      | 49,76           |
| Artık (g)             |                      | 50,24           |
| Flotasyon Verimi      | % Au                 | 86,89           |
|                       | % Ag                 | 89,47           |
|                       | % Cu                 | 95,10           |
|                       | % Co                 | 69,56           |
|                       | % Zn                 | 93,47           |
| Konsantrede Toplanan  | Au (g/t)             | 8,24            |
|                       | Ag (g/t)             | 22,90           |
|                       | % Cu                 | 9,35            |
|                       | % Co 10 <sup>2</sup> | 11,30           |
|                       | % Zn                 | 2,12            |
| Artıkta Kalan         | Au (g/t)             | 1,23            |
|                       | Ag (g/t)             | 2,68            |
|                       | % Cu                 | 0,47            |
|                       | % Co 10 <sup>2</sup> | 0,58            |
|                       | % Zn                 | 0,15            |
| Flotasyon Süresi (dk) |                      | 2,10            |

Tablo 28 ve Tablo 29 değerlerine göre Au ve Ag değerlerinde artış olmuşsa da istenilen seviyeye ulaşmadığı görülmüştür.

İkinci bir çalışmada, aynı işlemler yapıldıktan sonra flotasyon işleminde pH ayarlaması NaOH + Kireç ile yapılmış ve elde edilen değerler Tablo 31'de verilmiştir.

**Tablo 31:** -160 mesh boyutuna getirilip H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> ile yıkanmış örneğin pH ayarlaması NaOH + kireç ile sağlandıktan sonra yapılan flotasyon sonucu elde edilen değerler

|                       |                       |       |
|-----------------------|-----------------------|-------|
| Deney No              | H <sub>29</sub>       |       |
| Başlangıç pH'sı       | 11,00                 |       |
| Son pH                | 11,00                 |       |
| Konsantre. (g)        | 46,74                 |       |
| Artık (g)             | 53,26                 |       |
| Flotasyon Verimi      | % Au                  | 78,73 |
|                       | % Ag                  | 84,48 |
|                       | % Cu                  | 95,39 |
|                       | % Zn                  | 93,39 |
|                       | % Co                  | 52,75 |
| Konsantrede Toplanan  | Au (g/t)              | 7,95  |
|                       | Ag (g/t)              | 23,03 |
|                       | % Cu                  | 9,99  |
|                       | % Co. 10 <sup>2</sup> | 12,65 |
|                       | % Zn                  | 2,23  |
| Artıkta Kalan         | Au (g/t)              | 1,88  |
|                       | Ag (g/t)              | 3,71  |
|                       | % Cu                  | 0,42  |
|                       | % Co. 10 <sup>2</sup> | 0,54  |
|                       | % Zn                  | 0,14  |
| Flotasyon Süresi (dk) | 2,50                  |       |

Tablo 30'a göre, Au ve Ag değerlerinde küçük oranda bir azalma olduğu görülmektedir.

Bu defa da, -160 mesh boyutuna getirilen örnek 725 °C de ve 2 saat süre ile kavruldu. Kavrulan örnek 100 mL 0,05 M H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> ile yıkandı. Daha sonra bol su ile yıkanarak pH'ı kireç kullanarak 11'e ayarlanıp flotasyonu yapılmıştır. Elde edilen değerler Tablo 32'de verilmiştir.

**Tablo 32:** -160 mesh boyutuna getirilip 725 °C de kapalı ortamda 2 saat süre ile kavru lan örneğin flotasyonu sonucu elde edilen değerler

|                       |                       |       |
|-----------------------|-----------------------|-------|
| Deney No              | H <sub>30</sub>       |       |
| Başlangıç pH'sı       | 11,00                 |       |
| Son pH                | 10,92                 |       |
| Konsantre. (g)        | 62,32                 |       |
| Artık (g)             | 37,68                 |       |
| Flotasyon Verimi      | % Au                  | 77,71 |
|                       | % Ag                  | 87,84 |
|                       | % Cu                  | 88,34 |
|                       | % Zn                  | 73,71 |
|                       | % Co                  | 84,76 |
| Konsantrede Toplanan  | Au (g/t)              | 5,88  |
|                       | Ag (g/t)              | 17,99 |
|                       | % Cu                  | 6,95  |
|                       | % Co. 10 <sup>2</sup> | 6,96  |
|                       | % Zn                  | 0,57  |
| Artıkta Kalan         | Au (g/t)              | 2,79  |
|                       | Ag (g/t)              | 4,12  |
|                       | % Cu                  | 1,52  |
|                       | % Co. 10 <sup>2</sup> | 1,52  |
|                       | % Zn                  | 0,24  |
| Flotasyon Süresi (dk) | 2,29                  |       |

Tablo 32 değerleri, Tablo 30 ve 31 ile karşılaştırıldığında yüzen miktar fazla olmasına rağmen hemen hemen bütün elementler için flotasyon veriminde bir azalma görülmektedir. Önemli bir değişiklik olmadığı da söylenebilir.

Bu defa, -160 mesh boyutuna getirilen örnek 700 °C ve 725 °C de ve 2 saat süreyle kavru lduktan sonra, H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> ile yıkama yapılmaksızın çözeltinin pH'ı kireç kullanılarak 11'e ayarlanıp flotasyonu yapılmış ve elde edilen değerler Tablo 33 ve Tablo 34'te verilmiştir.

**Tablo 33:** -160 mesh boyutuna getirilen örnek 700 °C de kapalı ortamda 2 saat süre ile kavru lan örneğin kireç ile flotasyon sonucu elde edilen değerler

|                       |                       |       |
|-----------------------|-----------------------|-------|
| Deney No              | H <sub>33</sub>       |       |
| Başlangıç pH'sı       | 11,01                 |       |
| Son pH                | 10,76                 |       |
| Konsantre. (g)        | 68,56                 |       |
| Artık (g)             | 31,44                 |       |
| Flotasyon Verimi      | % Au                  | 100   |
|                       | % Ag                  | 84,56 |
|                       | % Cu                  | 87,03 |
|                       | % Zn                  | 92,77 |
|                       | % Co                  | 83,94 |
| Konsantrede Toplanan  | Au (g/t)              | 6,89  |
|                       | Ag (g/t)              | 6,21  |
|                       | % Cu                  | 5,93  |
|                       | % Co. 10 <sup>2</sup> | 1,16  |
|                       | % Zn                  | 15,69 |
| Artıkta Kalan         | Au (g/t)              | -     |
|                       | Ag (g/t)              | 5,16  |
|                       | % Cu                  | 2,03  |
|                       | % Co. 10 <sup>2</sup> | 1,65  |
|                       | % Zn                  | 0,20  |
| Flotasyon Süresi (dk) | 2,10                  |       |

**Tablo 34:** -160 mesh boyutuna getirilen örnek 725 °C de kapalı ortamda 2 saat süre ile kavru lan örneğin kireç ile flotasyon sonucu elde edilen değerler

|                       |                       |       |
|-----------------------|-----------------------|-------|
| Deney No              | H <sub>31</sub>       |       |
| Başlangıç pH'sı       | 11,01                 |       |
| Son pH                | 10,90                 |       |
| Konsantre. (g)        | 63,58                 |       |
| Artık (g)             | 36,42                 |       |
| Flotasyon Verimi      | % Au                  | 100   |
|                       | % Ag                  | 88,87 |
|                       | % Cu                  | 85,36 |
|                       | % Zn                  | 92,71 |
|                       | % Co                  | 83,91 |
| Konsantrede Toplanan  | Au (g/t)              | 7,42  |
|                       | Ag (g/t)              | 17,85 |
|                       | % Cu                  | 6,59  |
|                       | % Co. 10 <sup>2</sup> | 6,37  |
|                       | % Zn                  | 1,69  |
| Artıkta Kalan         | Au (g/t)              | -     |
|                       | Ag (g/t)              | 3,91  |
|                       | % Cu                  | 1,97  |
|                       | % Co. 10 <sup>2</sup> | 1,91  |
|                       | % Zn                  | 0,23  |
| Flotasyon Süresi (dk) | 2,10                  |       |

Kavurma işlemleri sonucunda yapılan flotasyon işlemlerinde, istenilen sonuçların alınmadığı görüldüğünden bunda sonra cevherin doğrudan sülfürlenmesi yoluna gidilmiştir.

### 4.1.3. Ergani Bakır İşletmesinden Temin Edilen Piritten Yararlanılarak Sülfürleme İşleminin Yapılması

Sülfürleme işlemleri için Ergani'den temin edilen ortalama % 34,88 S içeren pirit örneği, özel bir işlem sonunda FeS'e dönüştürülen ve ortalama % 32,22 S içeren örneğin H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> ile işleme sokulması sonucu % 74,36'sının H<sub>2</sub>S kükürdüne dönüşebildiği numune kullanılmıştır.

Hatay-Kisecik yöresinden temin edilen örnekler, bu piritten elde edilen H<sub>2</sub>S ile sülfürleme işlemine tabi tutulmuştur. Sülfürleme işlemi sonucu elde edilen örnekler flotasyona tabi tutulmuştur. Sülfürlenmiş örneklerin flotasyonu aşağıdaki koşullarda yapılmıştır.

#### Flotasyon Koşulları :

|                 |   |
|-----------------|---|
| Tanecik boyutu  | : -160 mesh                                       |
| Katı/Sıvı oranı | : 100 g / 1 L                                     |
| Kollektör       | : 0.2 g KAX (Potasyum Amil Ksantat) 3 dk K        |
| Köpürtücü       | :0.5 mL Aeroflat 65 (% 1'lik ) 2 dk K (Kondüsyon) |
| Karıştırma hızı | : 900 dev / dk                                    |

—160 Mesh boyutundaki 500 gramlık örnekler H<sub>2</sub>S + H<sub>2</sub>O ortamında sırasıyla aşağıda verilen koşullarda işleme tabi tutulmuştur.

**Tablo 35:** Sülfürlemeler için kullanılan H<sub>2</sub>S ve H<sub>2</sub>O miktarları

|   |   |
|---|---|
| 1. 14.65 g H <sub>2</sub> S + 100 mL H <sub>2</sub> O | 5. 16.27 g H <sub>2</sub> S + 100 mL H <sub>2</sub> O |
| 2. 15.10 g H <sub>2</sub> S + 100 mL H <sub>2</sub> O | 6. 16.72 g H <sub>2</sub> S + 100 mL H <sub>2</sub> O |
| 3. 15.78 g H <sub>2</sub> S + 100 mL H <sub>2</sub> O | 7. 18.86 g H <sub>2</sub> S + 100 mL H <sub>2</sub> O |
| 4. 15.92 g H <sub>2</sub> S + 100 mL H <sub>2</sub> O |   |

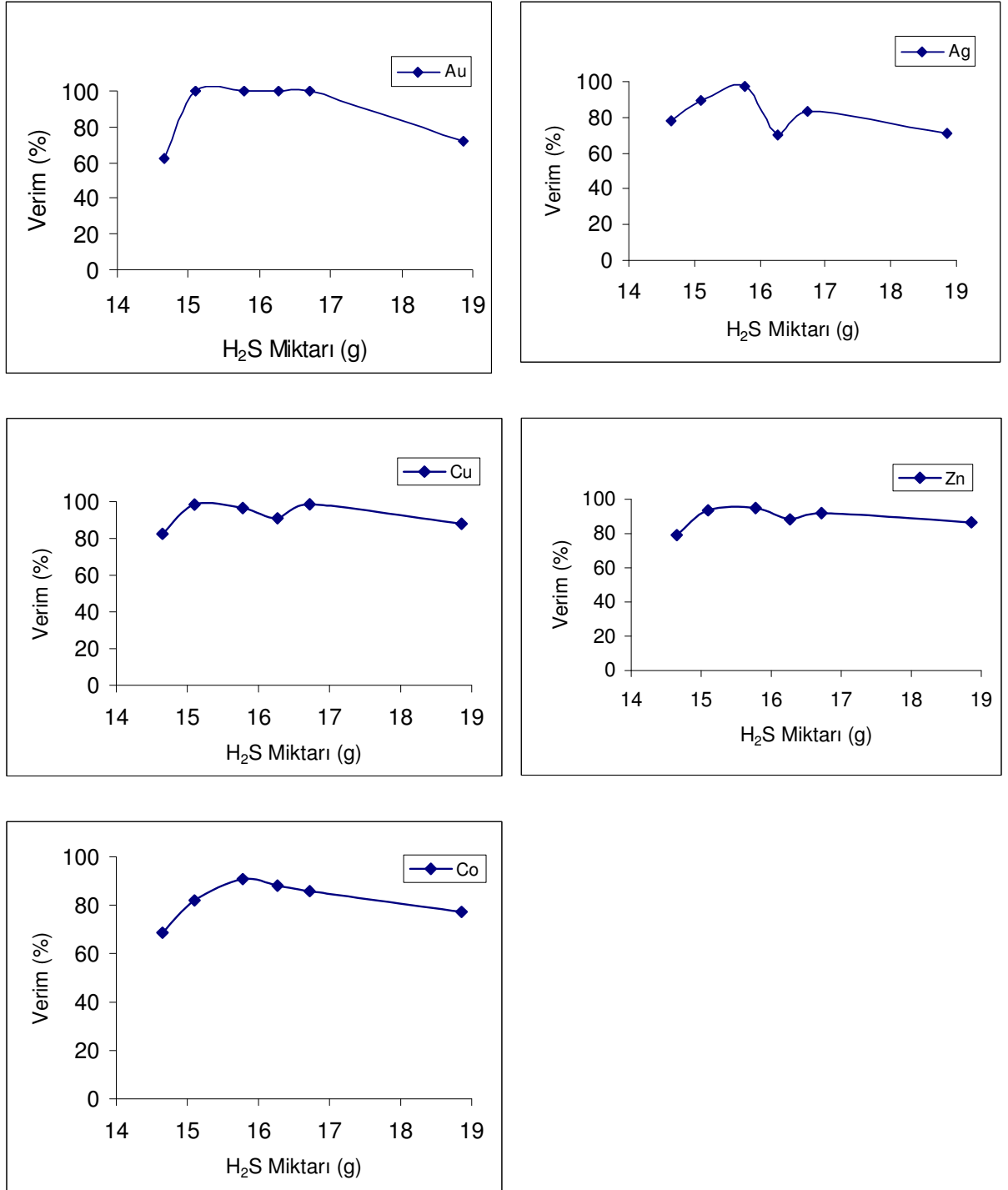
Yukarıda belirtilen koşullarda sülfürlenen -160 mesh boyutundaki örneklerin kireç eşliğinde pH'ları ayarlanarak yapılan flotasyon sonucu elde edilen değerler Tablo 36'da verilmiştir.



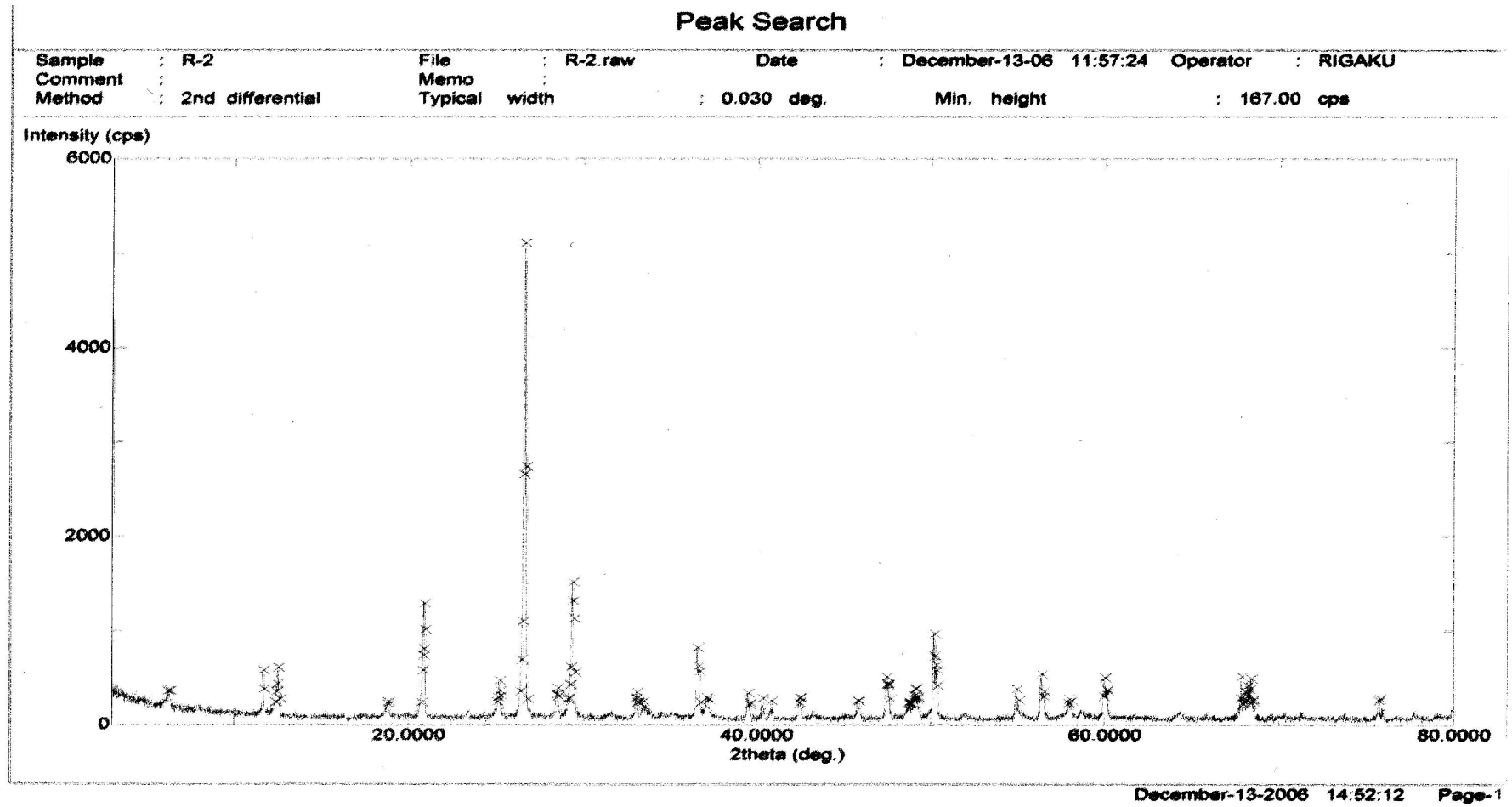
**Tablo 36:** -160 mesh boyutundaki cevherin sülfürlenmesiyle elde edilen örneklerin flotasyonu sonucu bulunan değerler

| Sülfürleme            | 1                    | 2     | 3     | 4     | 5     | 6     | 7     |
|-----------------------|----------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| Başlangıç pH'sı       | 11.00                | 11.00 | 11.00 | 11.00 | 11.00 | 11.00 | 11.00 |
| Konsantre. (g)        | 31.78                | 44.16 | 51.35 | 50.53 | 41.20 | 49.28 | 43.30 |
| Artık (g)             | 68.22                | 55.84 | 48.65 | 49.47 | 58.80 | 50.19 | 56.70 |
| Flotasyon Verimi      | % Au                 | 61.85 | 100   | 100   | 99.05 | 100   | 72,20 |
|                       | % Ag                 | 77.89 | 89.04 | 97.07 | 98.57 | 70.47 | 83.40 |
|                       | % Cu                 | 82.46 | 98.56 | 96.62 | 96.27 | 91.01 | 98.6  |
|                       | % Zn                 | 79.16 | 93.54 | 94.95 | 94.88 | 88.26 | 91.90 |
|                       | % Co                 | 68.68 | 82.01 | 90.81 | 86.80 | 88.11 | 85.77 |
| Konsantrede Toplanan  | Au (g/t)             | 9.79  | 8.60  | 8.44  | 9.25  | 9.94  | 8.49  |
|                       | Ag (g/t)             | 31.29 | 36.85 | 24.18 | 27.42 | 21.89 | 21.39 |
|                       | % Cu                 | 12.69 | 10.51 | 9.13  | 10.71 | 9.89  | 9.48  |
|                       | % Zn                 | 1.62  | 1.80  | 1.99  | 2.18  | 1.95  | 1.54  |
|                       | % Co.10 <sup>2</sup> | 1.57  | 1.63  | 1.33  | 1.14  | 1.78  | 1.42  |
| Artıkta Kalan         | Au (g/t)             | 2.81  | -     | -     | 0.05  | -     | -     |
|                       | Ag (g/t)             | 4.14  | 3.59  | 0.62  | 0.41  | 6.53  | 4.33  |
|                       | % Cu                 | 1.26  | 0.12  | 0.38  | 0.42  | 0.68  | 0.13  |
|                       | % Zn                 | 0.19  | 0.10  | 0.11  | 0.12  | 0.18  | 0.13  |
|                       | % Co.10 <sup>2</sup> | 0.33  | 0.28  | 0.14  | 0.17  | 0.35  | 0.23  |
| Flotasyon Süresi (dk) | 3.15                 | 3.50  | 2.53  | 3.46  | 3.00  | 3.32  | 3.46  |

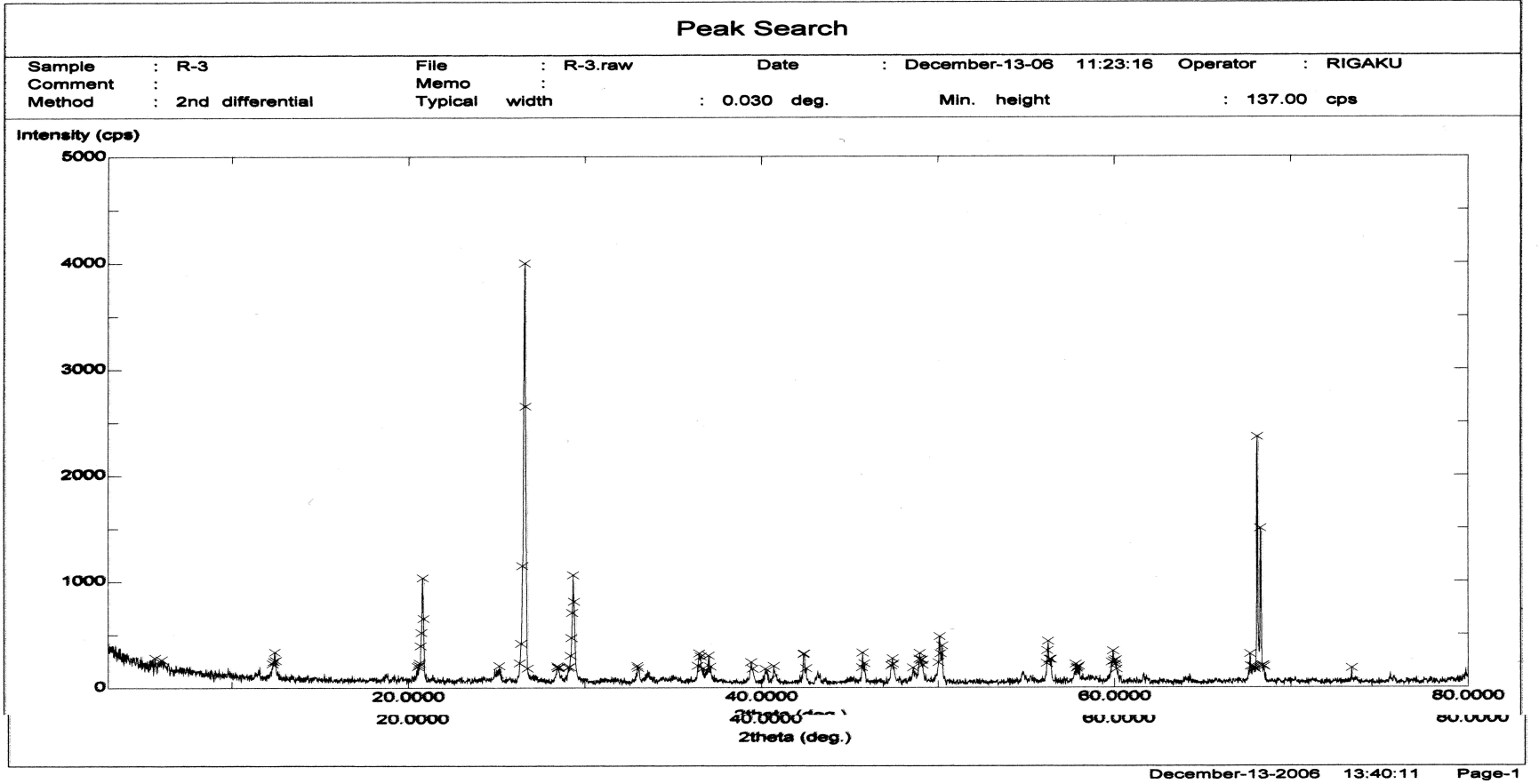
Uygun seviyede sülfürlenmiş cevherin flotasyon veriminde bütün elementler açısından artış gösterdiği Tablo 36'dan görülmektedir. Sülfürlemenin flotasyon verimini artırmasındaki bu durumu daha iyi anlayabilmek için orijinal ve sülfürlenmiş cevherin ayrı ayrı X-ray spektrumları alınmıştır. Spektrumlar incelendiğinde yapıda birtakım farklılıkların meydana geldiği görülmektedir. Spektrumlar Şekil 11 ve Şekil 12'de verilmiştir.



**Şekil 10:** -160 mesh boyutundaki cevherin sülfürlenmesiyle elde edilen örneklerin flotasyonu sonucu bulunan değerler (pH=11.00)



Şekil 11: Orijinal cevherin X-ray spektrumu

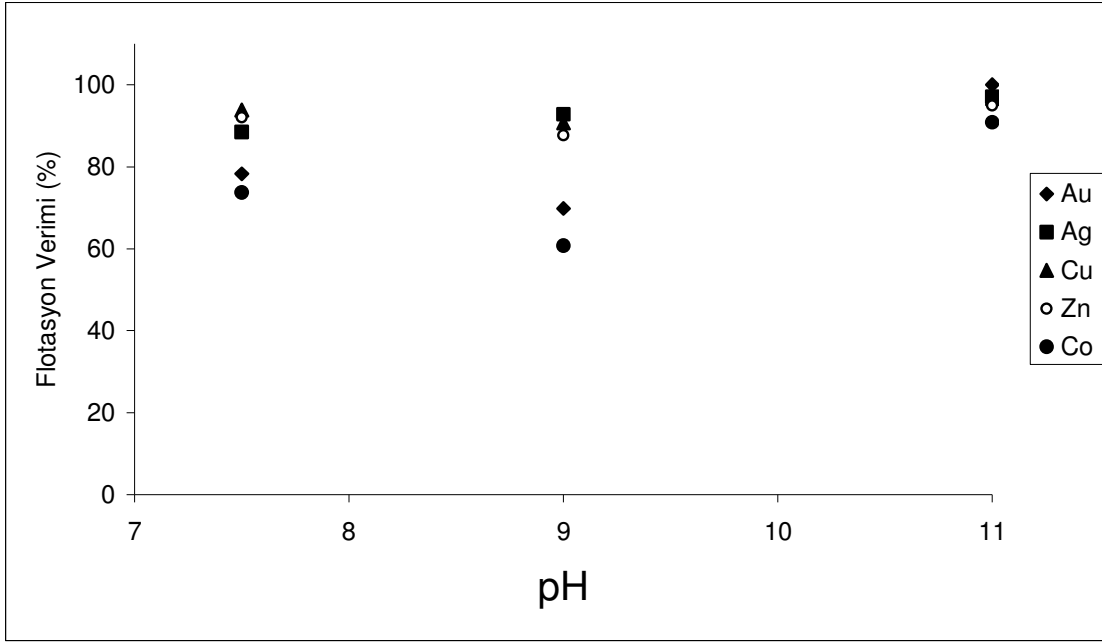


Şekil 12: Optimum sülfürleme koşulunda sülfürlenmiş örneğin X-ray spektrumu (3. Sülfürleme)

Tablo 36, Şekil 10 ve 12 incelendiğinde 3. deney koşulunda (15,78 g H<sub>2</sub>S + 100 g H<sub>2</sub>O) sülfürlenmiş cevherin flotasyon veriminin en uygun olduğu görülür. Bu sülfürleme koşullarında sülfürlenmiş cevherin değişik pH'larda flotasyonu yapılmış olup bulunan değerler Tablo 37'de verilmiştir.

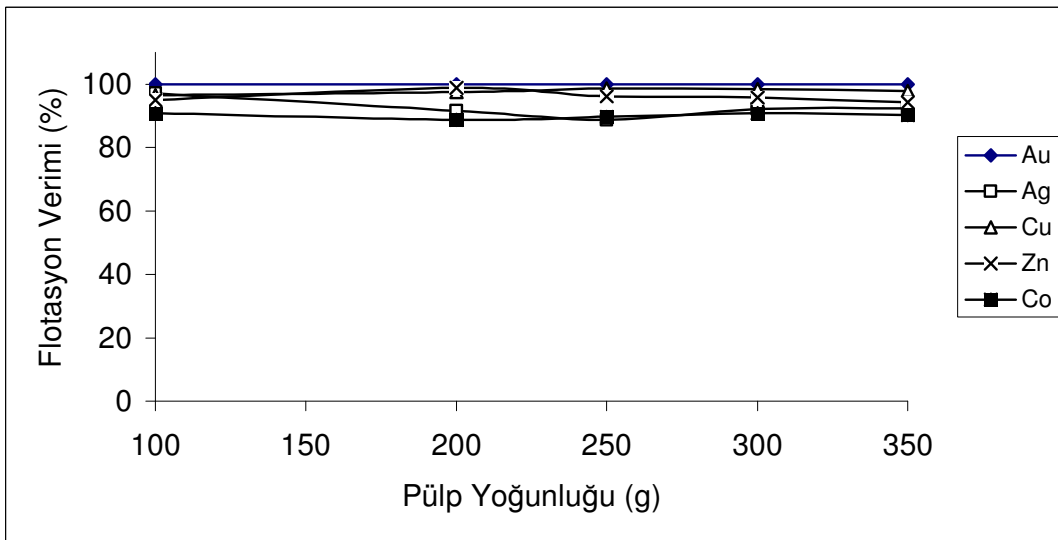
**Tablo 37:** 3. Sülfürleme koşulunda sülfürlenmiş örneğin farklı pH'larda yapılan flotasyonu sonucu bulunan değerler

| Deney. No             |                      | H <sub>40</sub> | H <sub>43</sub> | H <sub>42</sub> |
|-----------------------|----------------------|-----------------|-----------------|-----------------|
| Başlangıç pH'sı       |                      | 11,00           | 9,00            | 7,50            |
| Son pH                |                      | 10,83           | 8,88            | 7,36            |
| Konsantre. (g)        |                      | 51,35           | 37,30           | 38,50           |
| Artık (g)             |                      | 48,65           | 62,70           | 61,50           |
| Flotasyon Verimi      | % Au                 | 100             | 69,84           | 78,30           |
|                       | % Ag                 | 97,07           | 92,79           | 88,48           |
|                       | % Cu                 | 96,62           | 90,72           | 93,84           |
|                       | % Zn                 | 94,95           | 87,69           | 92,05           |
|                       | % Co                 | 90,81           | 60,73           | 73,76           |
| Konsantrede Toplanan  | Au (g/t)             | 8,44            | 8,18            | 9,82            |
|                       | Ag (g/t)             | 19,69           | 20,09           | 19,38           |
|                       | % Cu                 | 9,13            | 12,00           | 11,86           |
|                       | % Zn                 | 1,99            | 1,42            | 1,50            |
|                       | % Co.10 <sup>2</sup> | 1,33            | 1,14            | 1,27            |
| Artıkta Kalan         | Au (g/t)             | -               | 2,10            | 1,70            |
|                       | Ag (g/t)             | 0,62            | 0,93            | 1,76            |
|                       | % Cu                 | 0,38            | 0,73            | 0,48            |
|                       | % Zn                 | 0,11            | 0,11            | 0,08            |
|                       | % Co.10 <sup>2</sup> | 0,14            | 0,43            | 0,28            |
| Flotasyon Süresi (dk) |                      | 2,53            | 3,04            | 3,41            |



**Şekil 13:** 3. Sülfürleme koşullarında sülfürlenmiş örneğin farklı pH'larda flotasyonu sonucu bulunan değerler

Şekil 13 incelendiğinde flotasyon sonucu en uygun pH'ın 11,00 olduğu görülmektedir. Bundan sonraki aşamada pülp yoğunluğu incelenmiş ve bulunan değerler Şekil 14 ve Tablo 38'de verilmiştir.



**Şekil 14:** 3. Sülfürleme koşullarında sülfürlenmiş örneğin farklı pülp yoğunluğunda flotasyonu sonucu bulunan değerler

**Tablo 38:** 3. Sülfürleme koşullarında sülfürlenmiş örneğin farklı pülp yoğunluğunda flotasyonu sonucu bulunan değerler

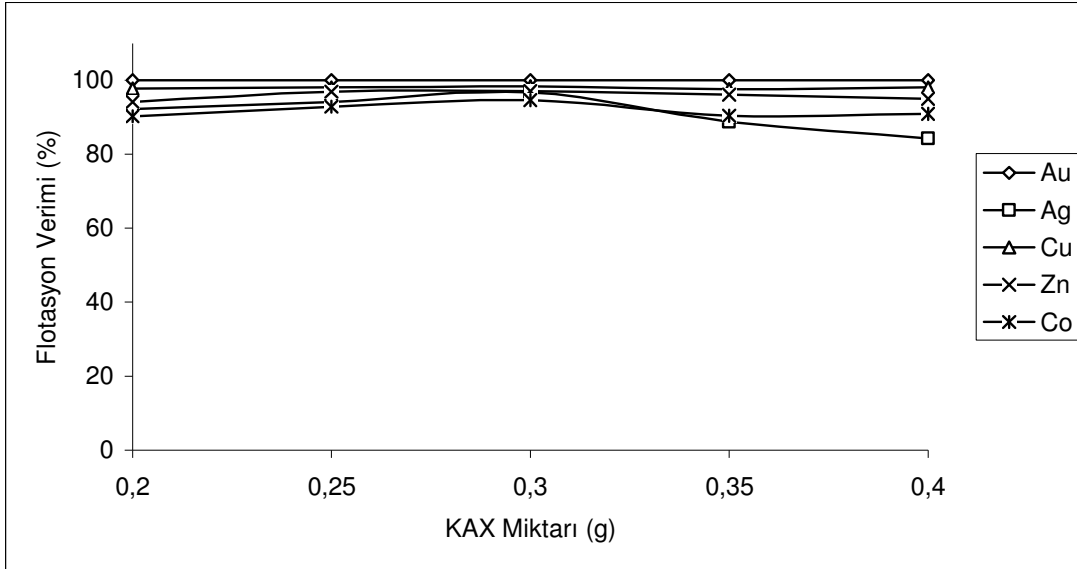
| Deney. No             |                      | H <sub>40</sub> | H <sub>510</sub> | H <sub>52</sub> | H <sub>53</sub> | H <sub>54</sub> |
|-----------------------|----------------------|-----------------|------------------|-----------------|-----------------|-----------------|
| Pülp Yoğunluğu (g)    |                      | 100             | 200              | 250             | 300             | 350             |
| Başlangıç pH'sı       |                      | 11,00           | 11,00            | 11,00           | 11,00           | 11,00           |
| Son pH                |                      | 10,83           | 10,83            | 10,83           | 10,77           | 10,89           |
| Konsantre. (g)        |                      | 51,35           | 105,49           | 132,04          | 164,28          | 183,07          |
| Artık (g)             |                      | 48,65           | 94,51            | 117,96          | 135,72          | 166,93          |
| Flotasyon Verimi      | % Au                 | 100             | 100              | 100             | 100             | 100             |
|                       | % Ag                 | 97,07           | 91,58            | 88,77           | 92,22           | 92,27           |
|                       | % Cu                 | 96,62           | 97,56            | 98,64           | 98,40           | 97,87           |
|                       | % Zn                 | 94,95           | 98,83            | 96,18           | 95,87           | 94,19           |
|                       | % Co                 | 90,81           | 88,83            | 89,76           | 90,86           | 90,36           |
| Konsantrede Toplanan  | Au (g/t)             | 8,44            | 7,25             | 7,45            | 7,67            | 7,35            |
|                       | Ag (g/t)             | 19,69           | 23,19            | 20,60           | 22,94           | 24,12           |
|                       | % Cu                 | 9,13            | 8,03             | 8,19            | 7,47            | 7,24            |
|                       | % Zn                 | 1,99            | 2,07             | 2,13            | 1,92            | 1,94            |
|                       | % Co.10 <sup>2</sup> | 1,33            | 1,47             | 1,45            | 1,39            | 1,47            |
| Artıkta Kalan         | Au (g/t)             | -               | -                | -               | -               | -               |
|                       | Ag (g/t)             | 0,62            | 2,37             | 2,92            | 2,34            | 2,22            |
|                       | % Cu                 | 0,38            | 0,22             | 0,13            | 0,15            | 0,17            |
|                       | % Zn                 | 0,11            | 0,03             | 0,09            | 0,10            | 0,13            |
|                       | % Co.10 <sup>2</sup> | 0,14            | 0,22             | 0,19            | 0,17            | 0,17            |
| Flotasyon Süresi (dk) |                      | 2,53            | 3,02             | 3,47            | 3,02            | 2,30            |

Tablo 38 ve Şekil 14 incelendiğinde, değerlerin birbirine çok yakın olduğu görülecektir. İşletme açısından düşünüldüğünde pülp yoğunluğunun 350 g/L daha uygun olduğu söylenebilir. Bundan sonraki aşamada ise kollektör miktarını tespit etmek amacıyla çalışmalar sürdürülmüş ve bulunan değerler Tablo 39'da verilmiştir.

**Tablo 39:** 3. Sülfürleme koşulunda sülfürlenmiş örneğin 350 g/L pülp yoğunluğunda farklı KAX miktarları ile yapılan flotasyon sonucu bulunan değerler

| Deney. No             |                      | H <sub>54</sub> | H <sub>58</sub> | H <sub>55</sub> | H <sub>56</sub> | H <sub>57</sub> |
|-----------------------|----------------------|-----------------|-----------------|-----------------|-----------------|-----------------|
| KAX Miktarı (g)       |                      | 0,20            | 0,25            | 0,30            | 0,35            | 0,40            |
| Başlangıç pH'sı       |                      | 11,00           | 11,00           | 11,00           | 11,01           | 11,00           |
| Son pH                |                      | 10,89           | 10,89           | 10,80           | 10,89           | 10,91           |
| Konsantre. (g)        |                      | 183,07          | 181,34          | 211,67          | 194,27          | 186,03          |
| Artık (g)             |                      | 166,93          | 168,66          | 138,33          | 155,73          | 163,97          |
| Flotasyon Verimi      | % Au                 | 100             | 100             | 100             | 100             | 100             |
|                       | % Ag                 | 92,27           | 94,22           | 96,82           | 88,79           | 84,36           |
|                       | % Cu                 | 97,87           | 98,20           | 98,52           | 97,71           | 98,05           |
|                       | % Zn                 | 94,19           | 96,97           | 97,20           | 96,11           | 95,04           |
|                       | % Co                 | 90,36           | 92,86           | 94,77           | 90,52           | 90,98           |
| Konsantrede Toplanan  | Au (g/t)             | 7,35            | 8,38            | 8,62            | 7,12            | 7,65            |
|                       | Ag (g/t)             | 21,12           | 21,44           | 20,40           | 20,81           | 19,44           |
|                       | % Cu                 | 7,24            | 8,00            | 7,81            | 7,68            | 8,27            |
|                       | % Zn                 | 1,94            | 2,04            | 1,81            | 1,92            | 1,97            |
|                       | % Co.10 <sup>2</sup> | 1,47            | 1,49            | 1,42            | 1,41            | 1,44            |
| Artıkta Kalan         | Au (g/t)             | -               | -               | -               | -               | -               |
|                       | Ag (g/t)             | 2,22            | 1,08            | 1,08            | 3,24            | 2,78            |
|                       | % Cu                 | 0,17            | 0,16            | 0,18            | 0,22            | 0,19            |
|                       | % Zn                 | 0,13            | 0,07            | 0,08            | 0,09            | 0,12            |
|                       | % Co.10 <sup>2</sup> | 0,17            | 0,12            | 0,12            | 0,18            | 0,16            |
| Flotasyon Süresi (dk) |                      | 2,30            | 2,10            | 3,20            | 2,32            | 2,05            |





**Şekil 15:** 3. Sülfürleme koşulunda sülfürlenmiş örneğin 350 g/L pülp yoğunluğunda farklı KAX miktarları ile yapılan flotasyon sonucu bulunan değerler

Şekil 15 ve Tablo 39 incelendiğinde en uygun KAX miktarının 0,30 g olduğu görülecektir. 0,30 g KAX ile yapılan flotasyonda kükürdün % 96,26'nın yüzdüğü ve konsantredeki tenörü de % 32,32 olmuş; 0,25 g KAX ile yapılan flotasyonda kükürdün % 92,88'inin yüzdüğü ve konsantre tenörü de % 29,49 olmuştur. 0,30 g KAX eşliğinde flotasyon yapıldığında 0,25 g KAX ile yapılan flotasyona göre konsantre miktarı 30 g daha fazla olmaktadır. Buna rağmen flotasyon verimleri birbirine oldukça yakın oldukları için işlemin ekonomisi de göz önüne alındığında flotasyonda 0,25 g KAX kullanılmasının daha uygun olacağı düşünülmüştür.

## 4.2. Kavurma çalışmaları

### 4.2.1. Optimum Sülfürleme Koşullarında Sülfürlenen Örneklerin Uygun Flotasyon Koşullarında Elde Edilen Konsantrelerinin Kavrulması

Optimum sülfürleme koşullarında sülfürlenen örneklerin uygun flotasyon koşullarında elde edilen konsantreler kavrulmaya tabi tutulmuştur.

Bu amaçla ilk kavrulma işlemi, konsantrenin doğrudan 600 °C de kavrulmasıyla çözeltilmeye alınan bakır, kobalt ve çinko değerlerinin incelenmesi olmuştur. Bunun için ortalama %9,99 Cu,%0,0191 Co ve %28,85 S içeren 10'ar gramlık örnekler 600 °C de hava atmosferinde kavurma işlemine tabi tutulmuş ve elde edilen değerler Tablo 40'de verilmiştir.

**Tablo 40:** Konsantrenin 600 °C'de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltilmeye geçen Cu, Co ve Zn değerleri. (K<sub>o</sub>)

| Element (%)            | Kavurma Süresi (Saat) |       |       |       |       |       |       |       |       |       |
|------------------------|-----------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
|                        | 2                     |       | 3     |       | 4     |       | 5     |       | 6     |       |
|                        | a                     | b     | a     | b     | a     | b     | a     | b     | a     | b     |
| <b>Cu<sup>2+</sup></b> | 16,92                 | 20,71 | 28,17 | 18,46 | 51,52 | 19,09 | 58,88 | 13,03 | 65,09 | 10,34 |
| <b>Co<sup>2+</sup></b> | 19,51                 | 1,45  | 34,38 | 1,77  | 59,94 | 2,54  | 73,91 | -     | 81,74 | -     |
| <b>Zn<sup>2+</sup></b> | 9,93                  | 2,11  | 20,02 | 4,66  | 24,35 | 5,75  | 26,65 | 5,47  | 31,05 | 6,83  |

a. Saf su ile çözeltilmeye geçen kısım (%)

b. 0.1 M H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> ile çözeltilmeye geçen kısım (%)

Tablo 40 incelendiğinde, en iyi verimin 6 saatlik kavurmayla sağlandığı görülmektedir. Bu koşullarda kobaltın % 81,74'ü çözeltilmeye alınırken bakırın da ancak % 65,09'u çözeltilmeye alınabilmiştir. Çözeltilmeye geçen Cu ve Co değerlerinin düşük olması nedeniyle bundan sonra, konsantrenin özel bir işleme tabi tutulması yoluna gidilmiştir.

#### 4.2.2. Kapalı Ortamda Ön İşlem

725 °C'de 2 Saat süre ile kapalı ortamda konsantrenin % 14,63 Cu, % 0.0349 Co ve %24,34 S içerdiği tespit edilmiştir. İşlem esnasında SO<sub>2</sub> çıkışı da gözlenen bu örneğin 600 °C de kavrulması sonucu çözeltiliye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri Tablo 41'de verilmiştir.

**Tablo 41:** 725 °C'de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin 600 °C de kavrulması sonucu çözeltiliye geçen değerler (K<sub>1</sub>)

| Element(%)             | Kavurma Süresi (Saat) |      |       |      |       |      |       |      |       |      |
|------------------------|-----------------------|------|-------|------|-------|------|-------|------|-------|------|
|                        | 2                     |      | 3     |      | 4     |      | 5     |      | 6     |      |
|                        | a                     | b    | a     | b    | a     | b    | a     | b    | a     | b    |
| <b>Cu<sup>2+</sup></b> | 76,99                 | 7,18 | 78,25 | 4,71 | 85,72 | 4,78 | 88,68 | 3,71 | 89,59 | 6,19 |
| <b>Co<sup>2+</sup></b> | 70,39                 | -    | 82,76 | 6,13 | 88,99 | 0,65 | 91,00 | -    | 92,95 | -    |
| <b>Zn<sup>2+</sup></b> | 53,40                 | 2,04 | 67,62 | 1,49 | 68,20 | 1,50 | 69,58 | 1,03 | 71,83 | 3,13 |

Tablo 41'de görüldüğü gibi, 6 saatlik kavurma sonucu bakırın % 89,59'i çözeltiliye su ile alınabilmiştir.

Bir başka çalışmada yine 725 °C'de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavru lan örneğin yapılan analizinde % 11,54 Cu, % 0,0268 Co ve % 28,67 S içerdiği tespit edilmiş ve işlem esnasında SO<sub>2</sub> çıkışı az gözlenen bu örneğin 600 °C de kavrulması sonucu çözeltiliye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri Tablo 42'de verilmiştir.

**Tablo 42:** 725 °C'de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin 600 °C de kavrulması sonucu çözeltiliye geçen değerler (K<sub>2</sub>)

| Element(%)             | Kavurma Süresi (Saat) |      |       |      |       |      |       |      |
|------------------------|-----------------------|------|-------|------|-------|------|-------|------|
|                        | 4                     |      | 5     |      | 6     |      | 7     |      |
|                        | a                     | b    | a     | b    | a     | b    | a     | b    |
| <b>Cu<sup>2+</sup></b> | 91,83                 | 1,66 | 93,12 | 1,86 | 95,54 | 0,15 | 93,95 | 1,46 |
| <b>Co<sup>2+</sup></b> | 89,28                 | -    | 87,90 | -    | 92,14 | -    | 90,82 | -    |
| <b>Zn<sup>2+</sup></b> | 79,33                 | 0,38 | 81,20 | 0,38 | 85,18 | 0,31 | 85,78 | 0,49 |

Aynı örnek'in 600 °C'de hava atmosferinde 6 saatlik kavurma süresince karıştırılmaksızın elde edilen değerler Tablo 43'de verilmiştir.

**Tablo 43:** Aynı örnek'in 600 °C'de hava atmosferinde 6 saatlik kavurma süresince karıştırılmaksızın elde edilen değerler

| Element(%)             | Kavurma Süresi (6 Saat) |      |
|------------------------|-------------------------|------|
|                        | a                       | b    |
| <b>Cu<sup>2+</sup></b> | 92,53                   | 1,42 |
| <b>Co<sup>2+</sup></b> | 90,81                   | -    |
| <b>Zn<sup>2+</sup></b> | 56,25                   | 0,44 |

Tablo 42 ve 43'e bakıldığında karıştırmanın önemli olduğu görülür. Kavurma süresince karıştırma işleminin yapılması gerekmektedir.

Bundan sonra konsantre 700 °C'de ve 2 saat süre ile kapalı ortamda kavurulmuş ve elde edilen örneğin % 12,17 Cu, % 0.0193 Co ve % 25,17 S içerdiği tespit edilmiştir. Bu örneğin 600 °C de hava atmosferinde kavurulması sonucu çözeltiliye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri Tablo 44'te verilmiştir.

**Tablo 44:** 700 °C'de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiye geçen değerler (K<sub>4</sub>)

| Element(%)             | Kavurma Süresi (Saat) |     |      |      |      |      |      |      |      |      |      |      |
|------------------------|-----------------------|-----|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|
|                        | 2                     |     | 3    |      | 4    |      | 5    |      | 6    |      | 7    |      |
|                        | a                     | b   | a    | b    | a    | b    | a    | b    | a    | b    | a    | b    |
| <b>Cu<sup>2+</sup></b> | 65,3                  | 8,1 | 77,6 | 11,9 | 82,5 | 10,0 | 71,3 | 13,9 | 71,5 | 12,1 | 66,4 | 21,7 |
|                        | 5                     | 6   | 0    | 6    | 6    | 1    | 4    | 7    | 6    | 9    | 4    | 1    |
| <b>Co<sup>2+</sup></b> | 74,6                  | 0,0 | 90,8 | 0,14 | 91,1 | 4,86 | 90,7 | 3,21 | 86,6 | 5,44 | 89,5 | 4,62 |
|                        | 9                     | 7   | 2    |      | 9    |      | 7    |      | 2    |      | 0    |      |
| <b>Zn<sup>2+</sup></b> | 59,9                  | 1,9 | 86,2 | 2,07 | 87,0 | 1,91 | 84,4 | 2,95 | 68,4 | 5,08 | 79,0 | 8,51 |
|                        | 5                     | 3   | 9    |      | 3    |      | 8    |      | 0    |      | 3    |      |

Tablo 44 ve 42 karşılaştırıldığında, kapalı ortamdaki kavurma işleminin 725 °C uygun olduğu görülmektedir. Bundan sonra süre tayinine gidilmiştir.

#### 4.2.2.1. Kapalı Ortamda Süreye Bağlı Olarak Yapılan Ön İşlem

725 °C'de 3 saat süre ile kapalı ortamda kavru lan örneğin yapılan analizinde % 11,27 Cu, % 0.0256 Co ve % 27,58 S içerdiği tespit edilmiştir. Bu örneğin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri Tablo 45'te verilmiştir.

**Tablo 45:** 725 °C'de 3 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiye geçen değerler (K<sub>8</sub>)

| Element(%)             | Kavurma Süresi (Saat) |      |
|------------------------|-----------------------|------|
|                        | 6                     |      |
|                        | a                     | b    |
| <b>Cu<sup>2+</sup></b> | 86,32                 | 4,37 |
| <b>Co<sup>2+</sup></b> | 80,40                 | -    |
| <b>Zn<sup>2+</sup></b> | 83,42                 | 0,29 |

725 °C'de 4 saat süre ile kapalı ortamda kavru lan örneğin yapılan analizinde % 12,28 Cu, % 0.0255 Co ve % 27,04 S içerdiği tespit edilmiştir. Bu örneğin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri Tablo 46'de verilmiştir.

**Tablo 46:** 725 °C’de 4 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen Cu, Co ve Zn değerleri (K<sub>9</sub>)

| Element (%)            | Kavurma Süresi (Saat) |      |       |      |       |      |       |      |
|------------------------|-----------------------|------|-------|------|-------|------|-------|------|
|                        | 3                     |      | 4     |      | 5     |      | 6     |      |
|                        | a                     | b    | a     | b    | a     | b    | a     | b    |
| <b>Cu<sup>2+</sup></b> | 84,29                 | 4,52 | 87,81 | 4,46 | 92,13 | 1,80 | 76,25 | 1,36 |
| <b>Co<sup>2+</sup></b> | 86,52                 | -    | 87,27 | -    | 89,06 | -    | 90,44 | -    |
| <b>Zn<sup>2+</sup></b> | 71,83                 | 1,34 | 75,06 | 1,16 | 78,79 | 0,94 | 81,42 | 0,77 |

Tablo 42, 45 ve 46 karşılaştırıldığında, 725 °C’de kapalı ortamda 2 Saatlik kavurma süresinin en uygun olduğu görülmektedir.

725 °C’de 2 saat süre ile kapalı ortamda kavrulan örneğin yapılan analizinde % 13,52 Cu, % 0.022 Co ve % 25,3 S içerdiği tespit edilmiştir. İşlem esnasında hiç SO<sub>2</sub> çıkışı gözlenmeyen bu örneğin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri Tablo 47’de verilmiştir.

**Tablo 47:** 725 °C’de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen Cu, Co ve Zn değerleri (K<sub>11</sub>)

| Element (%)            | Kavurma Süresi (Saat) |      |       |      |       |      |
|------------------------|-----------------------|------|-------|------|-------|------|
|                        | 4                     |      | 5     |      | 6     |      |
|                        | a                     | b    | a     | b    | a     | b    |
| <b>Cu<sup>2+</sup></b> | 89,95                 | 5,05 | 90,34 | 4,70 | 92,94 | 4,80 |
| <b>Co<sup>2+</sup></b> | 100                   | -    | 100   | -    | 100   | -    |
| <b>Zn<sup>2+</sup></b> | 69,24                 | 1,08 | 66,85 | 0,82 | 71,77 | 0,68 |

Aynı örneğin 10’ar gramına 1, 1.5, 2, 3, ve 4 g Fe tozu katılarak 600 °C de kavrulması sonucu çözeltiliye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri Tablo 48’de verilmiştir

**Tablo 48:** 725 °C’de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin Fe tozu katılarak 600 °C de hava atmosferinde 6 saat kavrulması sonucu çözeltiliye geçen Cu, Co ve Zn değerleri (K<sub>11</sub>)

| Element(%)             | İlave Edilen Fe Tozu (g) |       |       |       |       |       |       |       |
|------------------------|--------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
|                        | 1,00                     |       | 2,00  |       | 3,00  |       | 4,00  |       |
|                        | a                        | b     | a     | b     | a     | b     | a     | b     |
| <b>Cu<sup>2+</sup></b> | 90,36                    | 4,15  | 96,23 | 0,64  | 95,17 | 1,34  | 92,59 | 1,37  |
| <b>Co<sup>2+</sup></b> | 100                      | -     | 100   | -     | 100   | -     | 100   | -     |
| <b>Zn<sup>2+</sup></b> | 36,62                    | 55,71 | 25,79 | 65,28 | 48,38 | 44,92 | 10,22 | 77,19 |

Tablo 47 ve 48 karşılaştırıldığında, 600 °C de yapılan kavurmada Fe katılmasının ve bunun da 2g Fe/10 g örnek için uygun olacağını göstermektedir.

Ayrı bir çalışma, yine konsantrenin 725 °C’de 2 Saat süre ile kapalı ortamda kavrulmasıyla yapılmış ve elde edilen örneğin % 12,79 Cu, % 0.023 Co ve % 26,57 S içerdiği tespit edilmiştir. Bu örneğin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri Tablo 49’de verilmiştir.

**Tablo 49:** 725 °C’de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen Cu, Co ve Zn değerleri (K<sub>12</sub>)

| Element(%)             | Kavurma Süresi (Saat) |      |       |       |       |       |
|------------------------|-----------------------|------|-------|-------|-------|-------|
|                        | 4                     |      | 5     |       | 6     |       |
|                        | a                     | b    | a     | b     | a     | b     |
| <b>Cu<sup>2+</sup></b> | 73,29                 | 7,58 | 89,76 | 2,94  | 95,76 | 2,46  |
| <b>Co<sup>2+</sup></b> | 99,17                 | -    | 100   | -     | 100   | -     |
| <b>Zn<sup>2+</sup></b> | 42,15                 | 3,04 | 38,22 | 21,02 | 55,62 | 17,52 |

Aynı örneğin 10’ar gramına 1, 1.5, 2, ve 2.5 g Fe tozu katılarak 600 °C’de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri Tablo 50’de verilmiştir

**Tablo 50:** 725 °C’de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin Fe tozu katılarak 600 °C de hava atmosferinde 6 saat kavrulması sonucu çözeltiliye geçen Cu, Co ve Zn değerleri (K<sub>14</sub>)

| Element(%)             | İlave Edilen Fe Tozu (g) |      |       |      |       |      |       |      |
|------------------------|--------------------------|------|-------|------|-------|------|-------|------|
|                        | 1,0                      |      | 1,5   |      | 2,0   |      | 2,5   |      |
|                        | a                        | b    | a     | b    | a     | b    | a     | b    |
| <b>Cu<sup>2+</sup></b> | 95,53                    | 1,74 | 97,35 | 1,04 | 99,13 | 0,84 | 96,78 | 0,84 |
| <b>Co<sup>2+</sup></b> | 100                      | -    | 100   | -    | 100   | -    | 100   | -    |
| <b>Zn<sup>2+</sup></b> | 99,23                    | 0,52 | 99,59 | 0,29 | 99,68 | 0,29 | 99,03 | 0,50 |

Tablo 49 ve Tablo 50 karşılaştırıldığında, örneğe belli oranda demir katılarak kavurma işleminin yapılmasının özellikle Cu ve Zn’nun çözeltili ortamına alınmasında verimi oldukça yükselttiği görülmektedir. Bunun için de 10 gram örnek için 2 gram demir tozunun ilavesiyle yapılan kavurmanın uygun olduğu anlaşılmaktadır.

Aynı örneğin 10 gramı 2 g Fe tozu kullanılarak elde edilen karışım 6 saat kavurma süresince hiç karıştırılmaksızın bulunan değerler Tablo 51’de verilmiştir.

**Tablo 51:** 725 °C’de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin Fe tozu katılarak 600 °C de hava atmosferinde 6 Saat kavrulması sonucu çözeltiliye geçen Cu, Co ve Zn değerleri (K<sub>14\*</sub>)

| Element(%)             | Kavurma Süresi (6 Saat)    |      |
|------------------------|----------------------------|------|
|                        | İlave Edilen Fe Tozu (2 g) |      |
|                        | a                          | b    |
| <b>Cu<sup>2+</sup></b> | 90,47                      | 1,71 |
| <b>Co<sup>2+</sup></b> | 64,05                      | 0,73 |
| <b>Zn<sup>2+</sup></b> | 71,83                      | 0,72 |

Tablo 50 ve 51’in karşılaştırılmasından, kavurma esnasında karıştırmanın verim üzerinde etkisinin olduğu görülmektedir.



Aynı koşullar kapalı ortamda işleme sokulmuş örneğin 10 gramı bu defa 2 g FeS tozu ile karıştırılarak elde edilen karışımın 600 °C de kavrulması sonucu çözeltiliye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri Tablo 52’de verilmiştir.

**Tablo 52:** 725 °C’de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen Cu, Co ve Zn değerleri (K<sub>16</sub>)

| Element(%)       | Kavurma Süresi (6 Saat)     |      |
|------------------|-----------------------------|------|
|                  | İlave Edilen FeS Tozu (2 g) |      |
|                  | a                           | b    |
| Cu <sup>2+</sup> | 94,64                       | 2,38 |
| Co <sup>2+</sup> | 100                         | -    |
| Zn <sup>2+</sup> | 88,30                       | 1,11 |

Tablo 51 ve Tablo 52 karşılaştırıldığında FeS ile yapılan karışımın kavrulmasında alınan sonuç daha uygun olduğu görülmektedir. Bu da ortamda S<sup>2-</sup> yapısında bulunan kükürdün artışı sülfatlaşma verimini de artırmaktadır sonucuna götürmektedir.

Bu defa 725 °C’de 2 Saat süre ile kapalı ortamda yaklaşık reaktörün %79 kadarı (127 g konsantre) doldurularak işlem yapıldı. Elde edilen örneğin % 12,06 Cu, % 0.021 Co ve % 25,13 S içerdiği tespit edildi. Örneğin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri Tablo 53’te verilmiştir.

**Tablo 53:** 725 °C'de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen Cu, Co ve Zn değerleri (K<sub>13</sub>)

| Element(%)             | Kavurma Süresi (Saat) |      |       |       |       |      |
|------------------------|-----------------------|------|-------|-------|-------|------|
|                        | 4                     |      | 5     |       | 6     |      |
|                        | a                     | b    | a     | b     | a     | b    |
| <b>Cu<sup>2+</sup></b> | 83,97                 | 5,87 | 87,65 | 4,62  | 89,14 | 3,85 |
| <b>Co<sup>2+</sup></b> | 100                   | -    | 100   | -     | 100   | -    |
| <b>Zn<sup>2+</sup></b> | 56,40                 | 2,17 | 58,22 | 11,76 | 71,96 | 5,14 |

Tablo 49 ve 53'ün karşılaştırılmasından görüleceği gibi, bakırın çözeltiliye alınmasında verimin yüksek olabilmesi için kapalı sistemde yapılan kavurma işleminde hava oksijeni ile temasa gelmemesi gerektiği anlaşılmaktadır.

#### 4.2.2.2. Kapalı Ortamda Konsantre ile Demir Tozu Karışımının Kavrulması

725 °C'de 2 saat süre ile kapalı otoklav ortamında çeşitli oranlarda konsantre ve Fe tozu karışımı işleme sokularak elde edilen örneğin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri Tablo 54'te verilmiştir.

**Tablo 54:** 725 °C'de 2 saat süre ile kapalı ortamda çeşitli oranlarda konsantre ve Fe tozu karışımının işleme sokulması sonucu elde edilen örneğin 600 °C de hava atmosferinde kavrulmasıyla çözeltiliye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri (K<sub>15</sub>, K<sub>18</sub>)

| Element(%)             | Kavurma Süresi (6 Saat) |      |                     |       |
|------------------------|-------------------------|------|---------------------|-------|
|                        | 150 g + 10 g Fe Tozu    |      | 150 g + 6 g Fe Tozu |       |
|                        | a                       | b    | a                   | b     |
| <b>Cu<sup>2+</sup></b> | 90,88                   | 5,16 | 83,42               | 12,43 |
| <b>Co<sup>2+</sup></b> | 100                     | -    | 100                 | -     |
| <b>Zn<sup>2+</sup></b> | 82,06                   | 3,11 | 85,32               | 7,40  |

Ayrıca -100 mesh boyutundaki konsantrenin çeşitli oranlarda demir tozu ile karışımları, 725 °C'de 2 saat süre ile işleme sokulmuş ve elde edilen örnekler 600 °C de hava atmosferinde 6 saat süreyle kavruarak çözelti ortamına geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri Tablo 55'te verilmiştir.

| <u>Konsantre (g)</u> | <u>İlave Edilen Fe Tozu (g)</u> |
|----------------------|---------------------------------|
| 1. 157,5             | 2,5                             |
| 2. 155               | 5,0                             |
| 3. 152,5             | 7,5                             |
| 4. 150               | 10                              |
| 5. 147,5             | 12,5                            |

**Tablo 55:** –100 mesh boyutundaki konsantrenin çeşitli oranlarda Fe tozu ile karıştırılarak 725 °C'de 2 saat süreyle kavrumaları sonucunda edilen örneklerin 600 °C de hava atmosferinde kavrumalarıyla çözültiyeye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri (K<sub>21</sub>, K<sub>25</sub>, K<sub>22</sub>K<sub>23</sub> K<sub>24</sub>)

| Element(%)             | Kavurma Süresi (6 Saat)  |      |       |      |       |      |       |      |       |      |
|------------------------|--------------------------|------|-------|------|-------|------|-------|------|-------|------|
|                        | İlave Edilen Fe Tozu (g) |      |       |      |       |      |       |      |       |      |
|                        | 2,5                      |      | 5,0   |      | 7,5   |      | 10    |      | 12,5  |      |
|                        | a                        | b    | a     | b    | a     | b    | a     | b    | a     | b    |
| <b>Cu<sup>2+</sup></b> | 96,97                    | 0,98 | 94,21 | 2,14 | 95,04 | 2,78 | 91,84 | 3,76 | 90,76 | 4,07 |
| <b>Co<sup>2+</sup></b> | 100                      | -    | 100   | -    | 99,64 | -    | 94,11 | -    | 82,05 | -    |
| <b>Zn<sup>2+</sup></b> | 88,55                    | 0,68 | 79,03 | 0,65 | 79,75 | 0,93 | 78,56 | 1,26 | 68,44 | 0,21 |

Tablo 55 incelendiğinde en uygunu 2,5 g Fe tozu katılanı görülmektedir. Bundan sonraki aşamada farklı kavurma sürelerinde işlemlere devam edilmiş ve elde edilen değerler Tablo 56'da verilmiştir.

**Tablo 56:** -100 mesh boyutundaki konantrenin (157,5 g konsantre + 2,5 g demir tozu) demir tozu ile karışımının 725 °C'de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavrulması sonucu elde edilen örneğin 600 °C de hava atmosferinde kavrulmasıyla çözeltiye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri (K<sub>26</sub>)

| Element(%)             | Kavurma Süresi ( Saat) |      |       |      |       |      |       |      |       |      |
|------------------------|------------------------|------|-------|------|-------|------|-------|------|-------|------|
|                        | 3                      |      | 4     |      | 5     |      | 6     |      | 7     |      |
|                        | a                      | b    | a     | b    | a     | b    | a     | b    | a     | b    |
| <b>Cu<sup>2+</sup></b> | 88,58                  | 5,86 | 93,64 | 3,72 | 93,64 | 3,58 | 96,97 | 0,98 | 95,94 | 1,19 |
| <b>Co<sup>2+</sup></b> | 94,62                  | -    | 100   | -    | 100   | -    | 100   | -    | 100   | -    |
| <b>Zn<sup>2+</sup></b> | 67,48                  | 0,85 | 85,96 | 0,59 | 85,26 | 0,68 | 88,55 | 0,68 | 71,46 | 0,16 |

Bundan sonra 158 g konsantre + 2 g Fe tozu ve 157 g konsantre + 3 g Fe tozu karışımları aynı işlemlere tabi tutulmuş. Elde edilen değerler 157,5 g konsantre + 2,5 g Fe tozu ile elde edilen değerlere çok yakın olduklarından tablo halinde verilmemiştir.

#### 4.2.2.3. Kapalı Ortamda Konsantre ile Pirit Karışımının Kavrulması

Bu amaçla -100 mesh boyutundaki konsantre ile çeşitli oranlarda % 34,22 S içeren piritten oluşan karışım 725 °C'de 2 Saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulmuş ve elde edilen örneklerin 600 °C de hava atmosferinde kavrulmaları sonucu çözeltiye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri Tablo 57'de verilmiştir.

| <u>Konsantre (g)</u> | <u>İlave Edilen Pirit (g)</u> |
|----------------------|-------------------------------|
| 1. 157,5             | 2,5                           |
| 2. 155               | 5,0                           |
| 3. 152,5             | 7,5                           |
| 4. 150               | 10                            |
| 5. 145               | 15                            |
| 6. 140               | 20                            |

**Tablo 57:** -100 mesh boyutundaki konsantre ile pirit karışımının 725 °C’de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine sokulan örneklerin 600 °C de hava atmosferinde kavrulmaları sonucu çözeltilmeye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri (K<sub>33</sub>, K<sub>32</sub>, K<sub>34</sub>, K<sub>29</sub>, K<sub>30</sub>, K<sub>31</sub>)

| Element(%)       | Kavurma Süresi (6 Saat) |      |       |       |       |      |
|------------------|-------------------------|------|-------|-------|-------|------|
|                  | Pirit Miktarı (g)       |      |       |       |       |      |
|                  | 2,5                     |      | 5     |       | 7,5   |      |
|                  | a                       | b    | a     | b     | a     | b    |
| Cu <sup>2+</sup> | 90,30                   | 4,08 | 90,76 | 3,38  | 92,38 | 4,74 |
| Co <sup>2+</sup> | 96,51                   | -    | 95,21 | -     | 100   | -    |
| Zn <sup>2+</sup> | 81,18                   | 0,54 | 81,70 | 0,53  | 93,90 | 0,67 |
| Element(%)       | Kavurma Süresi (6 Saat) |      |       |       |       |      |
|                  | Pirit Miktarı (g)       |      |       |       |       |      |
|                  | 10                      |      | 15    |       | 20    |      |
|                  | a                       | b    | a     | b     | a     | b    |
| Cu <sup>2+</sup> | 85,62                   | 9,70 | 84,62 | 10,08 | 87,78 | 7,12 |
| Co <sup>2+</sup> | 95,05                   | -    | 94,89 | -     | 95,72 | -    |
| Zn <sup>2+</sup> | 69,67                   | 0,63 | 71,82 | 0,65  | 76,09 | 0,45 |

Tablo 57 incelendiğinde, 157,5 g konsantre + 2,5 g pirit karışımıyla yapılan deney sonucunun oldukça iyi olduğu görülmektedir. Onun için bu deney iki kez daha tekrarlanmıştır. Her tekrar deney sonucu incelendiğinde birbirine çok yakın değerler bulunmuştur. Konsantre ile pirit karışımında bu oranın uygun olduğu kanısına varılmıştır.

Ayrıca, hem konsantre hem de pirit -150 mesh boyutuna getirilerek aynı deneyler tekrarlanmıştır. -100 mesh boyutunda alınan sonuçlar, -150 mesh boyutundaki örneklerle yapılan çalışmalardan alınan sonuçlar oldukça birbirine yakın değerler çıkmıştır.

#### 4.2.2.4. Kapalı Ortamda Konsantre ile Elementel Kükürt karışımının Kavrulması

Çalışmanın bu kısmında, -150 mesh boyutundaki konsantre ile çeşitli oranlarda kükürt karışımı aynı kapalı sistem ve kavurma işlemlerine tabi tutularak deneyler sürdürülmüştür. Kapalı

sistemde işleme sokulan karışımın 600 °C de hava atmosferinde kavrulmaları sonucu çözeltiliye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri Tablo 58’de verilmiştir.

**Karışım oranları:**

| <u>Konsantre (g)</u> | <u>İlave Edilen Kükürt Miktarı (g)</u> |
|----------------------|--|
| 1. 159,5             | 0,5                                    |
| 2. 159               | 1,0                                    |
| 3. 158               | 2,0                                    |
| 4. 1156              | 4,0                                    |

**Tablo 58:** -150 mesh boyutundaki konsantrenin çeşitli miktarlarda elementel kükürt ile elde edilen karışımın 725 °C’de 2 saat süre ile kapalı ortamda işleme sokularak elde edilen örneklerin 6 saat süre ile 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri (K<sub>43</sub>, K<sub>44</sub>, K<sub>41</sub>, K<sub>45</sub>)

| Element(%)             | İlave Edilen Elementel Kükürt Miktarı (g) |      |       |      |       |      |       |      |
|------------------------|---|------|-------|------|-------|------|-------|------|
|                        | 0,5                                       |      | 1,0   |      | 2,0   |      | 4,0   |      |
|                        | a   | b    | a     | b    | a     | b    | a     | b    |
| <b>Cu<sup>2+</sup></b> | 92,41                                     | 1,70 | 91,27 | 1,91 | 93,62 | 2,29 | 91,02 | 2,72 |
| <b>Co<sup>2+</sup></b> | 100                                       | -    | 100   | -    | 100   | -    | 100   | -    |
| <b>Zn<sup>2+</sup></b> | 71,26                                     | 0,44 | 74,12 | 0,50 | 80,89 | 0,62 | 80,40 | 0,06 |

Tablo 58 diğer tablolarla karşılaştırıldığında, konsantre ile kükürten elde edilen karışımın aynı işlemler sonucunda elde edilen örnekten çözeltiliye geçen Cu ve Co değerlerinde pek değişiklik olmazken; Zn değerlerinde bir miktar azalma olduğu görülmektedir.

Ayrıca, bu deneylerden sonra bir dizi -150 mesh ve -160 mesh boyutlarında konsantreler çeşitli oranlarda kükürt ve demir tozu ile karıştırılarak aynı kavurma işlemlerine tabi tutulup çözelti ortamına alınan Cu<sup>2+</sup>, Co<sup>2+</sup> ve Zn<sup>2+</sup> değerleri tespit edilmeye çalışıldı. Kayda değer bir değişiklik görülmediğinden bu çalışmalarla ilgili değerler tablolar halinde verilmemiştir.

### 4.3. Ekstraksiyon Çalışmaları

#### 4.3.1. Siyanür çözeltisi ile yapılan ekstraksiyon

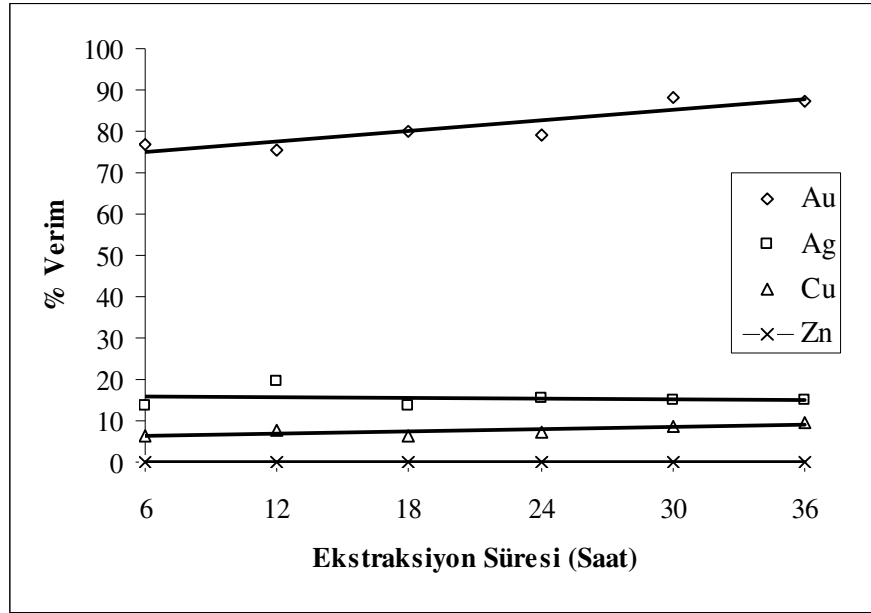
Optimum flotasyon koşullarında elde edilen konsantrelerin kavrularak bakır, kobalt ve çinkonun çözelti ortamına alınmasından sonra geriye kalan artıkların yapılan analizleri sonucu, 15,74 g/t Au, 29,15 g/t Ag, % 0,01 Cu ve % 0,10 Zn olduğu saptanmıştır. Bu artıklar siyanür çözeltisi ile ekstraksiyon işlemine tabi tutulmuştur. İşlemler aşağıda belirtilen koşullarda yapılmıştır.

|                     |             |
|---------------------|-------------|
| Katı / sıvı         | : 1/6       |
| Numune Miktarı      | : 10 g      |
| Tanecik Boyutu      | : -160 mesh |
| pH                  | : 11,50>    |
| NaCN                | : 0,05 g/L  |
| Ekstraksiyon Süresi | : 30 saat   |
| Dönme Hızı          | : 500 RPM   |

Elde edilen değerler Tablo 59'de verilmiştir.

**Tablo 59:** Kavrurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın NaCN ekstraksiyonu ile çözelti ortamına alınan Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-160 mesh)

| Element(%)   | Ekstraksiyon Süresi (Saat) |       |       |       |       |       |
|--|----------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|
|  | 6                          | 12    | 18    | 24    | 30    | 36    |
| CN <sup>-</sup> çözeltisine geçen Au, Ag, Cu ve Zn (%) |                            |       |       |       |       |       |
| <b>Au</b>  | 76,99                      | 75,54 | 79,99 | 79,01 | 88,25 | 87,48 |
| <b>Ag</b>  | 13,78                      | 19,66 | 13,78 | 15,25 | 15,18 | 15,21 |
| <b>Cu</b>  | 6,28                       | 7,66  | 6,28  | 7,16  | 8,57  | 9,58  |
| <b>Zn</b>  | 0,13                       | 0,13  | 0,13  | 0,14  | -     | -     |



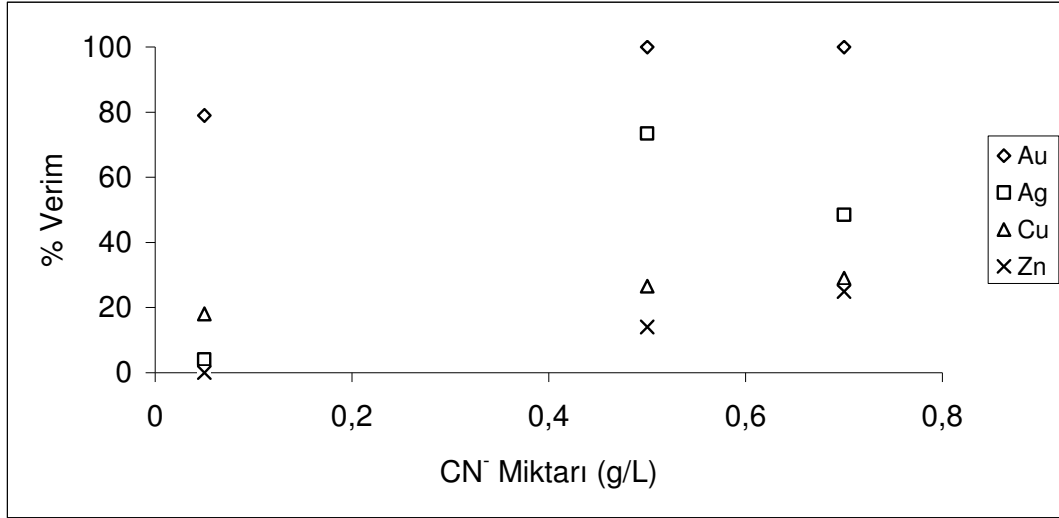
**Şekil 16:** Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın NaCN ekstraksiyonu ile çözelti ortamına alınan Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-160 mesh)

Tablo 59 ve Şekil 16'da görüldüğü gibi, en uygun süre altın için 30 saatlik bir ekstraksiyonla sağlanmıştır. Bunun için tane boyutu -200 mesh yapılarak aynı koşullarda farklı siyanür konsantrasyonlarında ekstraksiyon işlemi yapılmış ve elde değerler Tablo 60'da verilmiştir.

**Tablo 60:** Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın NaCN ekstraksiyonu ile çözelti ortamına alınan Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-200 mesh)

| Element (%) | Ekstraksiyon Süresi (30 Saat)                          |       |       |
|-------------|--|-------|-------|
|             | CN <sup>-</sup> Miktarı (g/L)                          |       |       |
|             | 0,05   | 0,5   | 0,7   |
|             | CN <sup>-</sup> çözeltisine geçen Au, Ag, Cu ve Zn (%) |       |       |
| <b>Au</b>   | 78,98  | 100   | 100   |
| <b>Ag</b>   | 4,08   | 73,47 | 48,47 |
| <b>Cu</b>   | 18,09  | 26,58 | 29,20 |
| <b>Zn</b>   | -  | 14,04 | 24,91 |





**Şekil 17:** Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın NaCN ekstraksiyonu ile çözelti ortamına alınan Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-200 mesh)

Tablo 60'da görüldüğü gibi, en uygun siyanür miktarı 0,5 g/L ile yapılan ekstraksiyon işlemidir. Bundan sonra katı/sıvı oranı üzerinde çalışılmış ve elde edilen değerler Tablo 61'de verilmiştir.

**Tablo 61:** Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın NaCN ekstraksiyonu ile çözelti ortamına alınan Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-200 mesh; 0,5 g/ CN<sup>-</sup>)

| Element (%) | Ekstraksiyon Süresi (30 Saat)                            |       |       |
|-------------|--|-------|-------|
|             | Katı/Sıvı  |       |       |
|             | 1/4  | 1/5   | 1/6   |
|             | CN <sup>-</sup> çözeltilisine geçen Au, Ag, Cu ve Zn (%) |       |       |
| <b>Au</b>   | 100  | 100   | 100   |
| <b>Ag</b>   | 73,47  | 41,79 | 64,63 |
| <b>Cu</b>   | 26,58  | 31,59 | 34,79 |
| <b>Zn</b>   | 14,04  | 12,26 | 15,83 |

Çözelti ortamına geçen Ag'ün ekstraksiyon verimi düşük olduğundan ekstraksiyona tabi tutulan artık öğütülerek -325 mesh'e getirilmiştir. Aşağıda verilen koşullarda işlem yapılmış ve elde edilen değerler Tablo 62'de verilmiştir.

**Ekstraksiyon koşulları:**

|                     |             |
|---------------------|-------------|
| Katı / sıvı         | : 1/4       |
| Numune Miktarı (g)  | : 10        |
| Ekstraksiyon Süresi | : 30 saat   |
| Tanecik Boyutu      | : -325 mesh |
| pH                  | : 11,50>    |
| NaCN                | : 0,5 g/l   |
| Dönme Hızı          | : 500 RPM   |

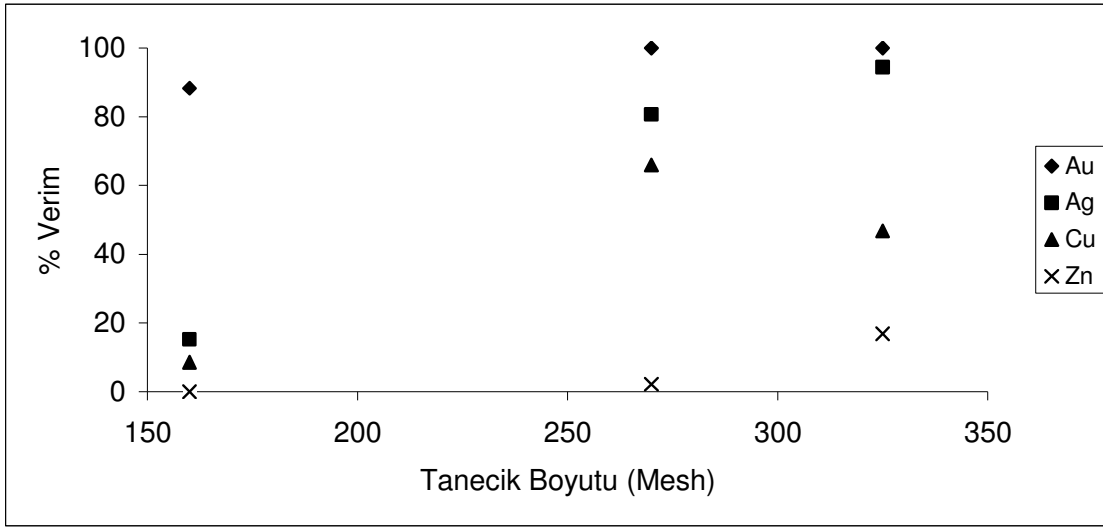
**Tablo 62:** Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın NaCN ekstraksiyonu ile çözelti ortamına alınan Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (S<sub>15</sub>)

| Element (%) | CN <sup>-</sup> çözeltisine geçen Au, Ag, Cu ve Zn (%) |
|-------------|--|
| <b>Au</b>   | 100  |
| <b>Ag</b>   | 90,88  |
| <b>Cu</b>   | 37,07  |
| <b>Zn</b>   | 0,03   |

Ag'ün ekstraksiyon verimini artırabilmek için katı/sıvı oranını değiştirerek (1/6) bir önceki çalışmadaki koşullar sabit tutularak deneyler yapılmış ve elde edilen değerler Tablo 63'de verilmiştir.

**Tablo 63:** Kavurma işleminde geriye kalan artığın NaCN ekstraksiyonu ile çözelti ortamına alınan Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (Katu/Sıvı: 1/6)

| Element (%) | -270 mesh  | -325 mesh |
|-------------|--|-----------|
|             | CN <sup>-</sup> çözeltisine geçen Au, Ag, Cu ve Zn (%) |           |
| <b>Au</b>   | 100  | 100       |
| <b>Ag</b>   | 80,66  | 94,36     |
| <b>Cu</b>   | 65,95  | 46,77     |
| <b>Zn</b>   | 2,23   | 16,87     |



**Şekil 18:** Farklı tanecik boyutundaki artığın ekstraksiyonunda elde edilen değerler (NaCN: 0,5 g/L; Katu/Sıvı: 1/6)

Tablo 63 incelendiğinde, tanecik boyutu -325 mesh olduğunda 30 saatlik ekstraksiyon sonucunda altının tamamının Ag'ün %94 kadarının çözelti ortamına geçtiği görülmüştür. Bu değer yeterli olduğu kabul edilerek tiyosülfat çözeltisi ile ekstraksiyon işlemine geçilmiştir.

### 4.3.2. Tiyosülfat çözeltisi ile yapılan ekstraksiyon

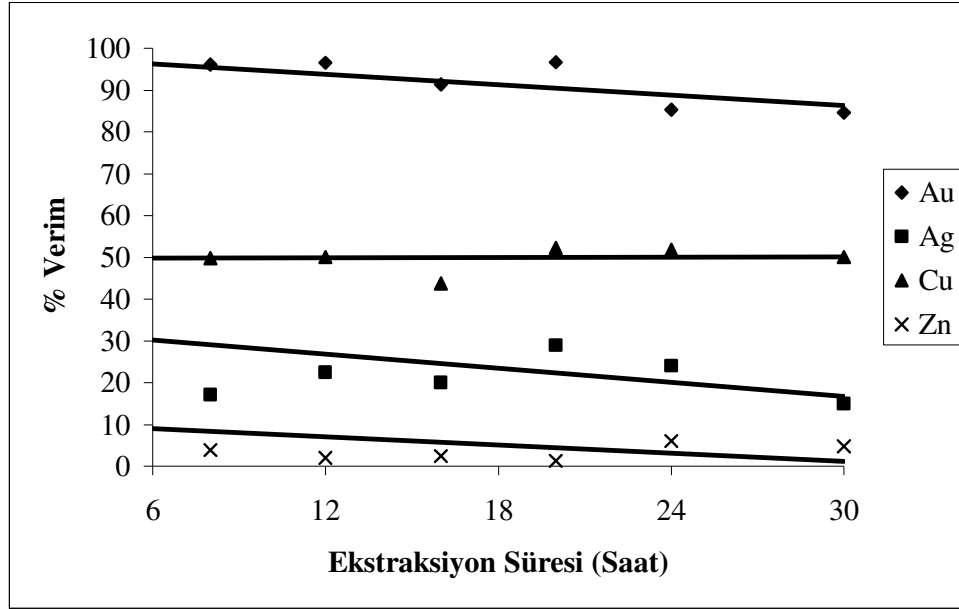
Bu çalışmada, optimum flotasyon koşullarında elde edilen konsantrenin kavruarak bakır, kobalt ve çinkonun çözelti ortamına alınmasından sonra geriye kalan artıklar tiyosülfat çözeltisi ile ekstraksiyon işlemine tabi tutulmuştur. İşlemler aşağıda belirtilen koşullarda yapılmıştır.

|  |             |
|--|-------------|
| Katı / sıvı                                    | : %15       |
| Numune Miktarı                                 | : 15 g      |
| Tane Boyutu                                    | : -160 mesh |
| [S <sub>2</sub> O <sub>3</sub> <sup>2-</sup> ] | : 0,25 M    |
| [NH <sub>3</sub> ]                             | : 0,15 M    |
| kariştirme Hızı                                | : 500 RPM   |

Elde edilen değerler Tablo 64'te verilmiştir.

**Tablo 64:** Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın S<sub>2</sub>O<sub>3</sub><sup>2-</sup> ile yapılan ekstraksiyonda çözeltiye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-160 mesh)

| Element(%)  | Ekstraksiyon Süresi (Saat) |       |       |       |       |       |       |
|---|----------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
|   | 4                          | 8     | 12    | 16    | 20    | 24    | 30    |
| Tiyosülfat çözeltisine geçen Au, Ag, Cu ve Zn (%) |                            |       |       |       |       |       |       |
| <b>Au</b>   | 93,40                      | 96,14 | 96,53 | 91,34 | 96,76 | 85,28 | 84,55 |
| <b>Ag</b>   | 43,58                      | 17,15 | 22,48 | 19,95 | 28,97 | 24,07 | 14,96 |
| <b>Cu</b>   | 51,78                      | 49,72 | 50,07 | 43,76 | 52,21 | 51,78 | 50,07 |
| <b>Zn</b>   | 19,21                      | 3,90  | 2,05  | 2,40  | 1,23  | 6,07  | 4,71  |



**Şekil 19:** Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın  $S_2O_3^{2-}$  ile yapılan ekstraksiyonda çözeltiliye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-160 mesh)

Tablo 64 ve Şekil 19 incelendiğinde gümüş için 4 saatlik ekstraksiyon süresinin uygun olduğu görülmektedir. Ancak ulaşılan verim oldukça düşük kalmaktadır. Bunun için ekstraksiyon işlemi -325 mesh boyutundaki örnek üzerinde yapılmış ve elde edilen değerler Tablo 65'te verilmiştir.

**Tablo 65:** Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın  $S_2O_3^{2-}$  ile yapılan ekstraksiyonda çözeltiliye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-325 mesh)

| Element (%) | Ekstraksiyon Süresi (Saat)                          |       |
|-------------|---|-------|
|             | 4   | 20    |
|             | Tiyosülfat çözeltilisine geçen Au, Ag, Cu ve Zn (%) |       |
| <b>Au</b>   | 62,70   | 60,08 |
| <b>Ag</b>   | 69,10   | 78,99 |
| <b>Cu</b>   | 18,69   | 52,04 |
| <b>Zn</b>   | 0,24  | 0,23  |

Tablo 64 ve Tablo 65 incelendiğinde, tanecik boyutu -160 mesh olduğunda altının ekstraksiyon verimi %96'lara kadar ulaşabiliyor. Ancak bu boyuttaki örnekten çözelti ortamına geçen gümüş oldukça düşük seviyelerde kalıyor. Tanecik boyutu -325 mesh'e getirildiğinde bu

defa altının ekstraksiyon verimi oldukça düşüyor. Ag'ün ekstraksiyon verimi de tatmin edici bir seviyeye gelemiyor. Bu nedenle,  $S_2O_3^{2-}$  ile yapılan ekstraksiyon işlemine daha fazla devam edilmemiştir.

#### 4.3.3. Tiyoüre çözeltisi ile yapılan ekstraksiyon

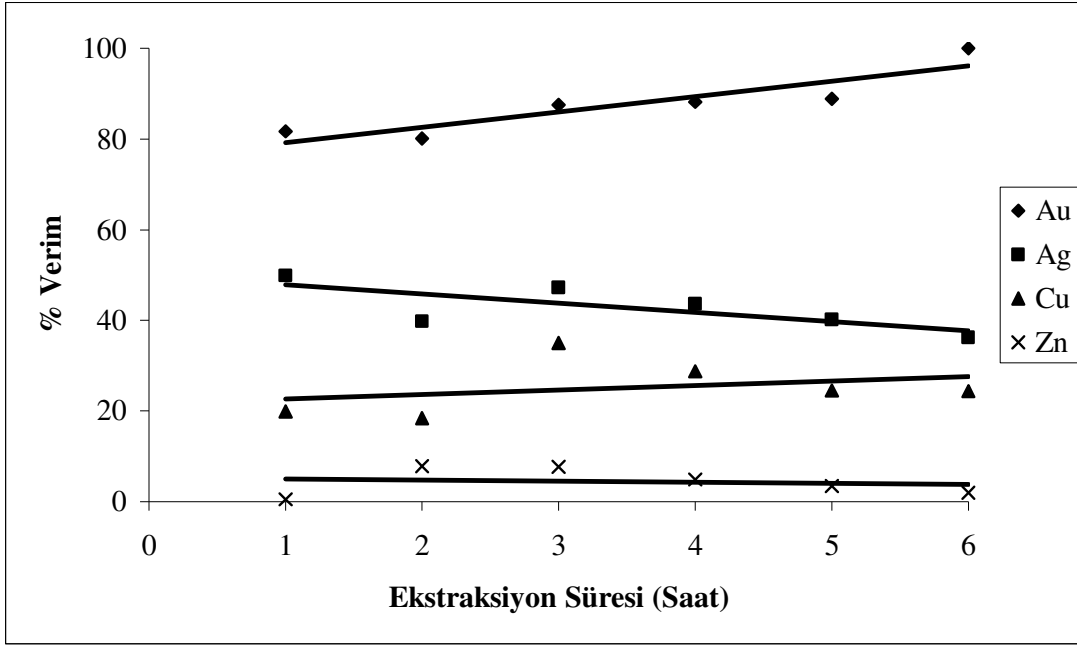
Bu aşamada, optimum flotasyon koşullarında elde edilen örneklerin kavruarak bakır, kobalt ve çinkonun çözelti ortamına alınmasından sonra geriye kalan artıklar tiyoüre çözeltisi ile ekstraksiyon işlemine tabi tutulmuştur. İşlemler aşağıda belirtilen koşullarda yapılmıştır.

|                  |                    |
|------------------|--------------------|
| Katı / sıvı      | : %20              |
| Numune Miktarı   | : 20,05 g          |
| pH               | : 1,0              |
| Tane Boyutu      | : -160 mesh        |
| TU               | : 10 g/L (0,80 g ) |
| Fe <sup>3+</sup> | : -                |
| Karıştırma Hızı  | : 500 RPM          |

Elde edilen değerler Tablo 66'da verilmiştir.

**Tablo 66:** Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın tiyoüre ile yapılan ekstraksiyonunda çözeltiye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-160 mesh)

| Element(%) | Ekstraksiyon Süresi (Saat) |       |       |       |       |       |
|------------|----------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|
|            | 1                          | 2     | 3     | 4     | 5     | 6     |
|            | TU çözeltisine geçen (%)   |       |       |       |       |       |
| <b>Au</b>  | 81,66                      | 80,05 | 87,47 | 88,20 | 88,90 | 100   |
| <b>Ag</b>  | 49,84                      | 39,77 | 47,17 | 43,58 | 40,13 | 36,19 |
| <b>Cu</b>  | 19,86                      | 18,50 | 35,02 | 28,76 | 24,47 | 24,42 |
| <b>Zn</b>  | 0,47                       | 7,87  | 7,75  | 4,87  | 3,46  | 1,99  |



**Şekil 20:** Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın tiyoüre ile yapılan ekstraksiyonunda çözeltiye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-160 mesh)

Yükseltgen etkisini incelemek amacıyla ortama  $Fe^{3+}$  katılarak ekstraksiyon işlemine devam edilmiş, bunun için de aşağıda belirtilen koşulda çalışma yapılmıştır.

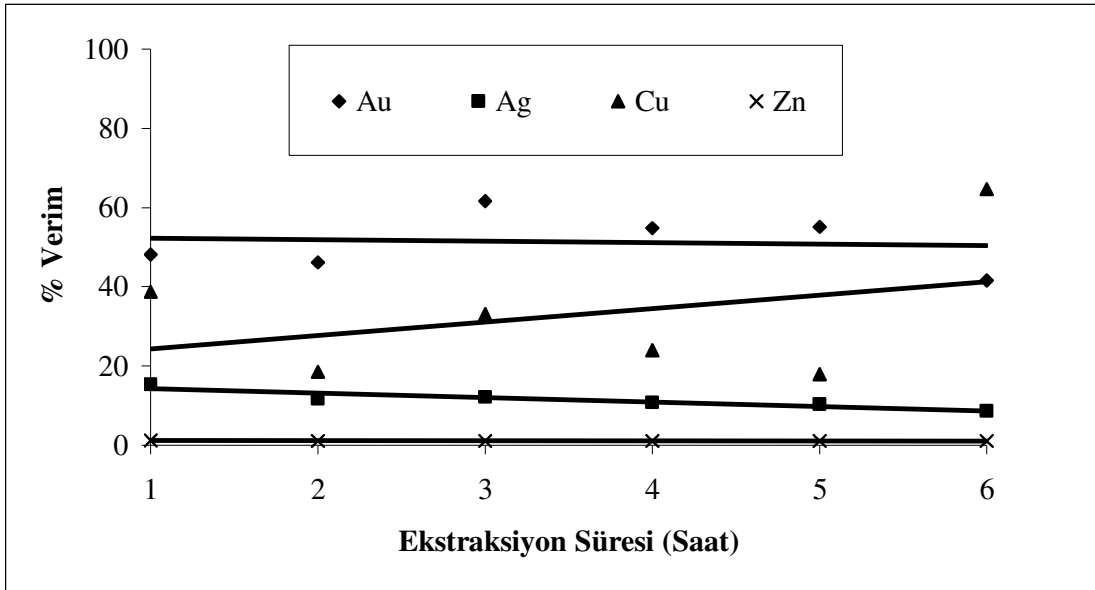
#### Ekstraksiyon Koşulu:

|                |                                      |
|----------------|--------------------------------------|
| Katı / sıvı    | : %20                                |
| Numune Miktarı | : 20,05 g                            |
| pH             | : 1,0                                |
| Tane Boyutu    | : -160 mesh                          |
| TU             | : 10 g/L (0,80 g)                    |
| $Fe^{3+}$      | : 10 g/L (3,57g %80 $Fe_2(SO_4)_3$ ) |
| Dönme Hızı     | : 500 RPM                            |

Elde edilen değerler Tablo 67'de verilmiştir.

**Tablo 67:** Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın tiyoüre ile yapılan ekstraksiyonunda çözeltiliye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-160 mesh)

| Element(%) | Ekstraksiyon Süresi (Saat) |       |       |       |       |       |
|------------|----------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|
|            | 1                          | 2     | 3     | 4     | 5     | 6     |
|            | TÜ çözeltilisine geçen (%) |       |       |       |       |       |
| <b>Au</b>  | 48,10                      | 46,81 | 61,68 | 54,82 | 55,07 | 41,56 |
| <b>Ag</b>  | 15,36                      | 11,61 | 12,10 | 10,78 | 10,39 | 8,64  |
| <b>Cu</b>  | 38,69                      | 18,54 | 33,14 | 24,05 | 17,84 | 64,66 |
| <b>Zn</b>  | 1,24                       | 1,09  | 1,05  | 1,07  | 1,12  | 1,13  |



**Şekil 21:** Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın tiyoüre ile yapılan ekstraksiyonunda çözeltiliye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-160 mesh)

Tablo 66 ve Tablo 67 karşılaştırıldığında, fazladan  $Fe^{3+}$  ilavesinin ekstraksiyon verimini düşürdüğünü göstermektedir. Bu da, çalışma ortamının pH'ı 1 olduğu için artıktaki bulunan demir oksit yapısından çözeltiliye  $Fe^{3+}$  iyonunun geçtiğini göstermektedir. Yapılan analizler de bunu göstermektedir. Bunun için de  $Fe^{3+}$  ilavesinde çok dikkatli olmak gerekir.



Bundan sonraki tiyoüre ekstraksiyon işlemlerine, demir (III) sülfat ilave edilmeden tanecik boyutu -270 mesh ve 325 mesh'e getirilerek farklı sürelerle devam edilmiştir. İşlemler aşağıdaki ekstraksiyon koşullarında yapılmıştır.

|                  |                    |
|------------------|--------------------|
| Katı / sıvı      | : % 20             |
| Numune Miktarı   | : 20,01 g          |
| pH               | : 1,0              |
| Tane Boyutu      | : -270 mesh        |
| TU               | : 10 g/L (0,80 g ) |
| Fe <sup>3+</sup> | : -                |
| Karıştırma Hızı  | : 500 RPM          |

Elde edilen değerler Tablo 68'de verilmiştir.

**Tablo 68:** Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın tiyoüre ile yapılan ekstraksiyonunda çözeltiye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-270 mesh)

| Element(%)      | Ekstraksiyon Süresi (Saat) |       |       |       |       |
|-----------------|----------------------------|-------|-------|-------|-------|
|                 | 2                          | 3     | 4     | 5     | 6     |
|                 | TU çözeltisine geçen (%)   |       |       |       |       |
| <b>Au</b>       | 85,97                      | 86,61 | 86,49 | 93,36 | 92,02 |
| <b>Ag</b>       | 27,95                      | 24,45 | 25,35 | 1.55  | 9.54  |
| <b>Cu</b>       | 32,95                      | 32,81 | 32,37 | 2.25  | 7.26  |
| <b>Zn</b>       | 20,74                      | 20,26 | 21,53 | 3.00  | 3.24  |
| <b>Fe (g/L)</b> | 2,07                       | 1,96  | 2,19  | 3.93  | 4.38  |

|                  |                    |
|------------------|--------------------|
| Katı / sıvı      | : % 20             |
| Numune Miktarı   | : 20,01 g          |
| pH               | : 1,0              |
| Tane Boyutu      | : -325 mesh        |
| TÜ               | : 10 g/L (0,80 g ) |
| Fe <sup>3+</sup> | : -                |
| Karıştırma Hızı  | : 500 RPM          |

Elde edilen deęerler Tablo 69’da verilmiřtir.

**Tablo 69:** Kavurma iřlemi sonucunda geriye kalan artıęın tiyoüre ile yapılan ekstraksiyonunda çözeltiye geen Au, Ag, Cu ve Zn deęerleri (-325 mesh)

| Element(%)      | Ekstraksiyon Süresi (Saat) |       |       |       |       |
|-----------------|----------------------------|-------|-------|-------|-------|
|                 | 2                          | 3     | 4     | 5     | 6     |
|                 | TU çözeltisine geen (%)   |       |       |       |       |
| <b>Au</b>       | 89,41                      | 75,06 | 86,96 | 73,28 | 75,43 |
| <b>Ag</b>       | 25,17                      | 25,40 | 24,10 | 8,36  | 7,39  |
| <b>Cu</b>       | 34,42                      | 33,78 | 33,29 | 12,37 | 10,02 |
| <b>Zn</b>       | 21,19                      | 21,90 | 25,13 | 2,75  | 2,84  |
| <b>Fe (g/L)</b> | 1,76                       | 1,87  | 2,32  | 6,13  | 6,14  |

Tablo 68 ve Tablo 69’da verilen deęerler tatmin edici bulunmadıęından, yukarıdaki kořullara uyularak ortamda HCl + HNO<sub>3</sub> konularak pH= 1.00’e getirilip ekstraksiyon iřlemi yapılmıřtır. Elde edilen deęerler Tablo 70’de verilmiřtir.

**Tablo 70:** Demir (III) sülfat ilave edilmeksizin HCl + HNO<sub>3</sub> ile pH= 1.00’e ayarlanarak yapılan tiyoüre ekstraksiyon iřlemi ile elde edilen deęerler (-325 mesh)

| Element(%)      | Li Süresi (Saat) |
|-----------------|-------------------|
|                 | 2                 |
|                 | TU Geen (%)      |
| <b>Au</b>       | 83,52             |
| <b>Ag</b>       | 34,99             |
| <b>Cu</b>       | 33,95             |
| <b>Zn</b>       | 21,26             |
| <b>Fe (g/L)</b> | 1,61              |

Tablo 70’ten de anlařıldıęı gibi, HCl + HNO<sub>3</sub> ilavesinin etkili olmadıęı görölmektedir. Bundan dolayı sülfürik asitle pH ayarı yapılmaya devam edilmiřtir. Bundan sonra pölp yoęunluęu üzerinde alıřmalar yapılmıřtır. % 15, % 10 ve % 5 pölp yoęunluęu ile alıřılmıř ve elde edilen deęerler Tablo 71’de verilmiřtir.

**Tablo 71:** Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın tiyoüre ile yapılan ekstraksiyonunda çözeltiliye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-325 mesh)

| Element(%)      | Ekstraksiyon Süresi (6 Saat) |       |       |       |
|-----------------|------------------------------|-------|-------|-------|
|                 | Pülp Yoğunluğu (%)           |       |       |       |
|                 | 20                           | 15    | 10    | 5     |
|                 | TU çözeltilisine geçen (%)   |       |       |       |
| <b>Au</b>       | 75.43                        | 71,74 | 84,12 | 97,85 |
| <b>Ag</b>       | 7.39                         | 39,12 | 37,95 | 86,30 |
| <b>Cu</b>       | 10.02                        | 2,57  | 4,09  | 11,41 |
| <b>Zn</b>       | 2.84                         | 21,91 | 15,16 | 18,00 |
| <b>Fe (g/L)</b> | 6.14                         | 3,85  | 2,42  | 1,59  |

Tablo 71'den de görüldüğü gibi, en iyi verimin % 5'lik pülp yoğunluğunda yapılan çalışma sonucu alınmıştır. 12 g/L TU içeren çözeltili ortamında çalışıldığında yine ekstraksiyon veriminde düşüş görülmüştür.

Tiyoüre ile yapılan çalışmada en uygun koşulun % 5 lik katı/sıvı ortamında Fe<sup>3+</sup> ilave edilmeksizin 10 g/L tiyoüre ortamında pH= 1,00'de çalışılarak alınmıştır. Bu koşulda yapılan çalışma sonucunda altının % 98'i ve gümüşün de % 86 kadarının çözeltili ortamına alınabileceği belirlenmiştir.

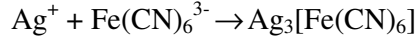
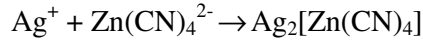
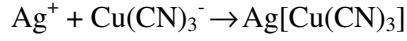
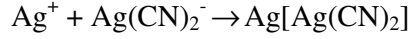
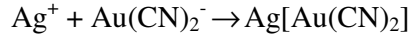
#### 4.4. Ekstraksiyon Çözeltilisine Alınan Metal İyonlarının Kazanılması

İlk önce CN<sup>-</sup> çözeltilisine geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri tespit edilmeye çalışılmıştır. Ekstraksiyon sonucu çözeltiliye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri sırasıyla 4,34 ppm, 4,37 ppm, 1153 ppm ve 11,5 ppm bulunmuştur.

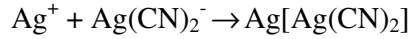
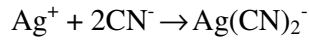
##### 4.4.1. Çöktürmeyle Ayırma

Birinci aşamada ayırma işlemi AgNO<sub>3</sub> çözeltilisi kullanılarak yapılmaya çalışılmıştır. Bunun için de siyanürlü çözeltiliden 10 mL alınıp üzerine 0,1 M 1,7 mL ilave edilmiştir. Çöken madde ve süzüntünün analizi yapılmıştır. Çökeleğe geçen Au, Ag, Cu, Zn ve Fe'in sırasıyla % 36.31, % 30.36, % 42.5, % 69.22 ve % 50.77 olduğu belirlenmiştir.

Meydana gelen reaksiyonlar aşağıda yazıldığı gibi düşünülmüştür.



Çözeltide bulunan serbest  $\text{CN}^-$  ile  $\text{Ag}^+$  arasında meydana gelen reaksiyon



İkinci aşamada, ayırma işlemi  $\text{Fe}^{3+}$  çözeltisi kullanılarak yapılmıştır. Bunun için de siyanür çözeltisinden 10 mL alınıp üzerine  $\text{Fe}^{3+}$  çözeltisi ilave edilmiştir. Çöken madde ve süzütünün analizi yapılmıştır. Au, Ag, Cu, Zn ve Fe'in sırasıyla % 33.85, % 29.06, % 9.82, % 100 ve % 100'ü çökeleye geçtiği saptanmıştır.

Bu çalışmalardan elde edilen sonuca göre bir ayırma işleminin yapılamadığı sonucuna varılmıştır. Bu nedenle daha etkili bir ayırma işleminin yapılabilmesi için elektrolizle ayırma yoluna gidilmiştir.

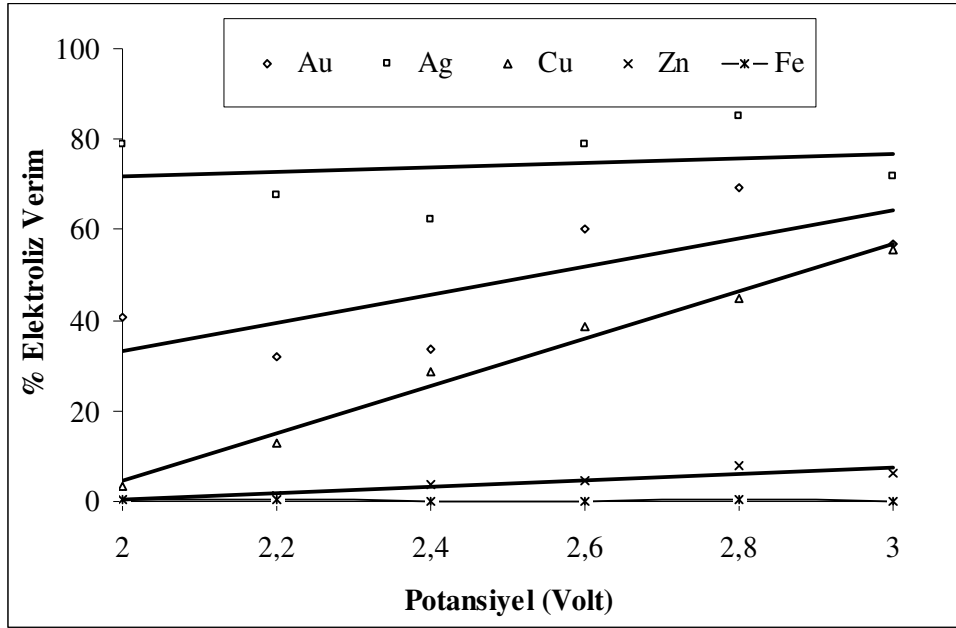
#### 4.4.2. Elektrolizle Yapılan Ayırma İşlemleri

Bu işlem için anot olarak paslanmaz çelik ve katot olarak da altın elektrot kullanılmıştır. Elektrotlar arasındaki mesafe 2 cm, katodun yüzey alanı  $1,5 \times 10 \text{ cm}^2$  ve elektrotlar arasında geçirgen bir zardan oluşan deney düzeneği kullanılmıştır.

Elektroliz işlemi, 4,24 ppm Au, 14,62 ppm Ag, 1348 ppm Cu ve 18,2 ppm Zn içeren çözeltilerden 100 mL alınarak yapılmıştır. Elektroliz deneyleri 30 dakikalık sürelerle, 60–70 °C sıcaklık ve farklı ve sabit potansiyelerde yapılmıştır..

**Tablo 72:** Siyanür çözeltilsinin elektroliz sonucu bulunan değerler (Süre: 30 dakika, sıcaklık: 60-70 °C)

| Element(%) | Uygulanan Potansiyel (Volt) |       |       |       |       |       |
|------------|-----------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|
|            | 2,0                         | 2,2   | 2,4   | 2,6   | 2,8   | 3,0   |
| <b>Au</b>  | 40,86                       | 31,93 | 33,54 | 60,24 | 69,31 | 56,66 |
| <b>Ag</b>  | 78,74                       | 67,64 | 62,44 | 78,95 | 84,95 | 71,97 |
| <b>Cu</b>  | 3,14                        | 12,99 | 28,68 | 38,41 | 44,61 | 55,53 |
| <b>Zn</b>  | 0,68                        | 1,17  | 3,68  | 4,36  | 7,77  | 6,38  |
| <b>Fe</b>  | 0,41                        | 0,25  | 0,03  | 0,08  | 0,22  | 0,09  |

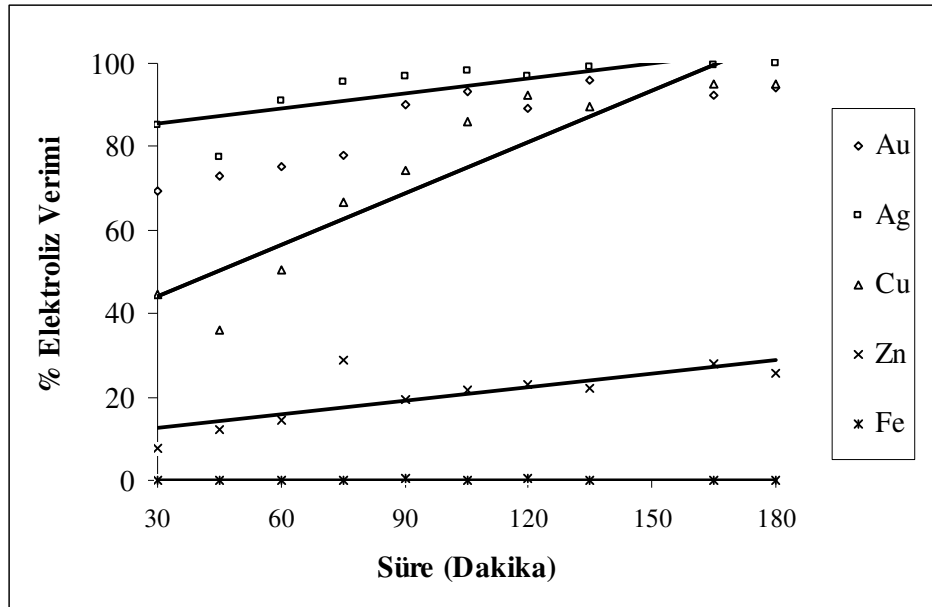


**Şekil 22:** Siyanür çözeltilsinin elektroliz sonucu bulunan değerler (Süre: 30 dakika, sıcaklık: 60-70 °C)

Tablo 72'den de anlaşıldığı gibi, uygun potansiyelin 2,8 Volt olduğu görülmektedir. Bundan sonraki aşamada 2,8 voltluk sabit potansiyelde süre tayinine gidilmiştir.

**Tablo 73:** Siyanürlü çözeltinin süreye bağlı olarak yapılan elektrolizi sonucu bulunan değerler (potansiyel: 2,8 volt, sıcaklık: 60–70 °C)

| Element(%) | Uygulanan Süre (Dakika) |       |       |       |       |
|------------|-------------------------|-------|-------|-------|-------|
|            | 30                      | 45    | 60    | 75    | 90    |
| <b>Au</b>  | 69,31                   | 72,83 | 75,14 | 78,01 | 89,82 |
| <b>Ag</b>  | 84,95                   | 77,61 | 90,84 | 95,58 | 97,05 |
| <b>Cu</b>  | 44,61                   | 36,24 | 50,53 | 66,75 | 74,51 |
| <b>Zn</b>  | 7,77                    | 12,13 | 14,43 | 28,67 | 19,45 |
| <b>Fe</b>  | 0,22                    | 0,03  | -     | -     | 0,30  |
| Element(%) | Uygulanan Süre (Dakika) |       |       |       |       |
|            | 105                     | 120   | 135   | 165   | 180   |
| <b>Au</b>  | 93,38                   | 89,14 | 95,93 | 92,27 | 93,94 |
| <b>Ag</b>  | 98,01                   | 96,78 | 99,23 | 99,52 | 100   |
| <b>Cu</b>  | 86,08                   | 92,33 | 89,81 | 94,87 | 95,24 |
| <b>Zn</b>  | 21,49                   | 22,93 | 22,27 | 28,15 | 25,77 |
| <b>Fe</b>  | -                       | 0,23  | -     | --    | 0,04  |

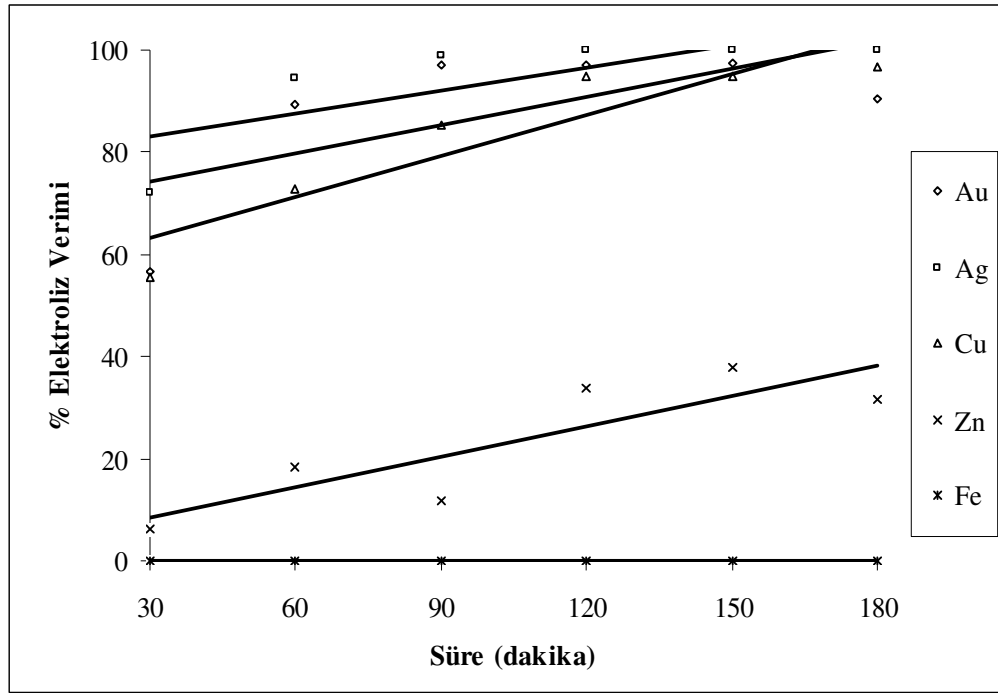


**Şekil 23:** Siyanürlü çözeltinin süreye bağlı olarak yapılan elektrolizi sonucu bulunan değerler (potansiyel: 2,8 volt, sıcaklık: 60–70 °C)

Bundan sonra, 3,0 volt potansiyelle farklı sürelerde elektroliz işlemine devam edilmiştir.

**Tablo 74:** Siyanürlü çözeltinin süreye bağlı olarak yapılan elektrolizi sonucu bulunan değerler (potansiyel: 3,0 volt, sıcaklık: 60–70 °C)

| Element(%) | Uygulanan Süre (Dakika) |       |       |       |       |       |
|------------|-------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|
|            | 30                      | 60    | 90    | 120   | 150   | 180   |
| <b>Au</b>  | 56,66                   | 89,28 | 97,01 | 97,07 | 97,50 | 90,50 |
| <b>Ag</b>  | 71,97                   | 94,52 | 98,85 | 99,93 | 100   | 100   |
| <b>Cu</b>  | 55,53                   | 72,85 | 85,14 | 94,75 | 94,79 | 96,76 |
| <b>Zn</b>  | 6,38                    | 18,52 | 11,68 | 33,65 | 37,91 | 31,73 |
| <b>Fe</b>  | 0,09                    | 0,05  | 0,07  | 0,06  | -     | 0,06  |



**Şekil 24:** Siyanürlü çözeltinin süreye bağlı olarak yapılan elektrolizi sonucu bulunan değerler (potansiyel: 3,0 volt, sıcaklık: 60–70 °C)

Tablo 73 ve Tablo 74 incelendiğinde, 2,8 ve 3,0 voltluk potansiyellerde çalışılması halinde yaklaşık iki saatlik bir elektroliz süresinde çözeltide bulunan Au, Ag ve Cu'nun tamamına yakın bir kısmının katotta toplandığı görülmektedir.

Ayrıca,  $S_2O_3^{2-}$  ve tiyoüre ile yapılan ekstraksiyon işlemlerinde tatmin edici bir sonuç alınmadığından bu çözeltilerin elektrolizinin yapılmasıyla Au, Ag ayrılması yoluna gidilmedi. Sadece ekstraksiyon koşullarının belirlenmesi ile yetinildi.

## 5. SONUÇ VE TARTIŞMA

Bu çalışma, Hatay yöresinden temin edilen altın ve gümüş içerikli bakır cevherinden bakır üretimi yanında altın ve gümüş kazanılması için yapılan çalışmaların sonuçları aşağıda verilen hususların değerlendirilmesi şeklinde sıralanabilir.

- Orijinal cevherin analizinde % 4.93 Cu, % 0.007 Co, % 0.92 Zn, % 11.41 Fe, % 10.72 S, 4.72 g / t Au ve 12.80 g / t Ag içerdiği saptanmıştır. Orijinal cevherin belirlenmiş boyutta flotasyonu pH=11,0'de Au, Ag, Cu, Zn ve Co sırasıyla % 49.31, % 86.80, % 86.30, % 85.74 % ve % 72.54 verimle yüzdürülürken, tenörleri 7.31 g/t Au, 24.30 g/t Ag, % 11.35 Cu, % 1.69 Zn ve % 0.016 Co olmuştur. Altın ve gümüşün istenilen verimlerde zenginleştirilemedikleri saptanmıştır. Bunun üzerine cevhere, flotasyondan önce farklı işlemler uygulanmıştır.
- Bu nedenle, istenilen zenginleşmenin olması için, uygun yüzey ve kristal yapının elde edilmesi, bu işlem gerçekleştikten sonra uygun flotasyon koşulunun sağlanması düşünülmüştür. Uygun yapının elde edilmesi için, cevher farklı miktarlarda H<sub>2</sub>S/H<sub>2</sub>O buharı kullanılarak işleme tabi tutulmuştur. Optimum sülfürleme, tanecik boyutu ve flotasyon için uygun pH belirlenmiştir.
- Sülfürleme işleminden farklı olarak, cevher kapalı ortamda farklı sıcaklıklarda ve farklı sürelerle kavrulmuştur. Kavrulan örnekler flotasyona tabi tutulmuştur. —160 mesh boyutundaki örnek 725 °C de ve 2 saat süre ile kavrulmuş ve flotasyonu yapılmıştır. Elde edilen değerler pH=11,0'de Au, Ag, Cu, Zn ve Co sırasıyla % 100, % 88.87, % 86.30, % 85.76 % ve % 83.91 verimle yüzdürülürken, tenörleri 7.42 g/t Au, %17.85 g/t Ag, %6.59 Cu, %1,69 Zn ve %0,0637 Co olmuştur.
- Sülfürleme işlemleri için, Ergani'den temin edilen ortalama %34,88 S içeren pirit örneği, özel bir işlem sonunda ortalama % 32,22 S içeren ve bunun da örneğin % 74,36'sı H<sub>2</sub>S kükürdüne dönüşen numune kullanılmıştır. Sülfürlenmiş örneklerin flotasyonu aşağıdaki koşullarda yapılmıştır.



|                            |   |
|----------------------------|---|
| <b>Flotasyon koşulları</b> | :   |
| pH                         | : 11.00   |
| Tanecik boyutu             | : -160 mesh                                       |
| Katı/Sıvı oranı            | : 100 g / 1 L                                     |
| Kollektör                  | : 0.2 g KAX (Potasyum Amil Ksantat) 3 dk K        |
| Köpürtücü                  | :0,5 mL Aeroflat 65 (% 1'lik ) 2 dk K (Kondüsyon) |
| Karıştırma hızı            | : 900 dev / dk                                    |

- En iyi sülfürlemenin 15.78 g H<sub>2</sub>S ve 100 g H<sub>2</sub>O buharı (3. Sülfürleme, Bölüm 4.3.1.) atmosferinde yapılan işlemle elde edildiği ve bu örneğin flotasyonu pH 11.00 yapıldığında uygun değerler elde edilmiştir. Bu koşullarda Au, Ag, Cu, Zn ve Co sırasıyla % 100, % 97.07, % 96.62, % 94.95 % ve % 90.81 verimle yüzdürülürken, tenörleri 8.44 g/t Au, 24.18 g/t Ag, % 9.13 Cu, % 1,99 Zn ve % 0,0163 Co olarak tespit edilmiştir. Bu deneyler sonucunda, uygun sülfürleme ve pH koşulları belirlenmiştir. Bu koşullarda elde edilen değerler, ana numunenin flotasyon sonucu ile karşılaştırılmıştır. Bunun sonucunda sülfürlemenin zenginleştirmede etkili olduğu sonucuna varılmıştır.
- Aynı koşullarda, örneğin pülp yoğunluğuna bağlı olarak flotasyonu yapılmış ve bulunan değerler incelendiğinde, değerlerin birbirine çok yakın olduğu görülmüştür. Cevher zenginleştirmesi açısından düşünüldüğünde 350 g/L pülp yoğunluğunun daha uygun olduğu görülmüştür.
- Şekil 15 ve Tablo 39 incelendiğinde en uygun KAX miktarının 0,30 g olduğu görülmüştür. 0,30 g KAX ile yapılan flotasyonda kükürdün % 96,26'nın yüzdüğü ve konsantredeki tenörü de % 32,32 olmuş; 0,25 g KAX ile yapılan flotasyonda kükürdün % 92,88'inin yüzdüğü ve konsantre tenörü de % 29,49 olmuştur. 0,30 g KAX eşliğinde flotasyon yapıldığında 0,25 g KAX ile yapılan flotasyona göre konsantre miktarı 30 g daha fazla olmaktadır. Buna rağmen flotasyon verimleri birbirine oldukça yakın oldukları için, işlemin ekonomisi de göz önüne alındığında flotasyonda 0,25 g KAX kullanılmasının daha uygun olacağı düşünülmüştür.
- Optimum sülfürleme koşullarında süflürlenen örneklerin uygun flotasyon koşullarında elde edilen konsantreler kavrulmaya tabi tutulmuştur. Bunun için ortalama % 9,99 Cu, % 0,0191 Co ve % 28,85 S içeren 10'ar gramlık örnekler 600 °C de kavurma işlemine tabi tutulmuştur. Örneğin doğrudan kavrulmaya tabi tutulmasıyla en iyi verimin 6 saatlik kavurma ile sağlandığı görülmektedir. Bu koşullarda kobaltın % 81,74'ü çözeltilmeye alınırken, bakırın da ancak % 65,09'u çözeltilmeye alınmıştır. Çözeltilmeye alınan miktarların düşük olması nedeniyle bundan sonra, konsantrenin ayrı bir işleme tabi tutulması yoluna gidilmiştir.

- Optimum sülfürleme koşullarında sülfürlenen örneklerin uygun flotasyon koşullarında elde edilen konsantreler, 725 °C'de farklı sürelerle kapalı bir ortamda işleme sokulmuş ve elde edilen örnekler 600 °C de hava atmosferinde farklı sürelerle kavurmaya tabi tutulmuştur. Kapalı ortamdaki işlem için 2 saat sürenin yeterli olduğu görülmüştür. Bundan sonra, 600 °C de hava atmosferinde kavrulmaya tabi tutulmuş ve 6 saatlik kavurma süresi sonunda kobaltın % 92,14'ü çözeltilmeye alınırken bakırın da ancak % 95,54'ü çözeltilmeye alınmıştır (Tablo 42). Kavurma esnasında karıştırmanın önemini anlamak için karıştırma işlemi yapılmaksızın deneyler yapılmış ve çalışmalar sonucu çözeltilmeye geçen Cu ve Co değerlerinin düşük olduğu gözlenmiştir (Tablo 43).
- Konsantreler, 725 °C'de 2 saat süre ile kapalı ortamda işleme sokulduktan sonra elde edilen örneklerin 10'ar gramına 1, 1.5, 2, 3 ve 4 g Fe tozu katılarak 600 °C de 6 saat süre ile hava atmosferinde kavurmaya tabi tutulmuştur. 2 g Fe tozu katılan örnek için, kobaltın % 100'ü çözeltilmeye alınırken bakırın da % 96,23'ü çözeltilmeye alınmıştır
- 725 °C'de 2 saat süre ile kapalı ortamda kavruyan ve % 12,79 Cu, % 0.023 Co ve % 26,57 S içerdiği tespit edilen örneğin 10'ar gramına 1, 1.5, 2, ve 2.5 g Fe tozu katılarak 600 °C de hava atmosferinde 6 saat süre ile kavurmaya tabi tutulmuştur. 2 g Fe tozu katılan örnek için, kobaltın % 100'ü çözeltilmeye alınırken bakırın da % 99,13'ü çözeltilmeye alınmıştır (Tablo 50). Aynı işlem karıştırılmadan yapıldığında sonuçlar düşük kalmıştır. Fe tozu yerine aynı işlem FeS ile yapıldığında kobaltın % 100'ü çözeltilmeye alınırken bakırın da % 94,64'ü çözeltilmeye alınmıştır (Tablo 52).
- -100 mesh boyutundaki konsantre değişik oranlarda Fe tozu katılarak elde edilen karışım 725 °C'de 2 saat süre ile kapalı ortamda işleme sokulmuş ve elde edilen örnek 600 °C de hava atmosferinde 6 saat süre ile kavrulmuştur. 2.5 g Fe tozu ile elde edilen karışımın kavrumaları sonucu kobaltın % 100'ü çözeltilmeye alınırken bakırın da % 96,97'si çözeltilmeye alınmıştır (Tablo 55). Fe tozu yerine pirit katıldığında verimlerin düşük olduğu görülmüştür.
- Ayrıca, -150 mesh ve -160 mesh boyutlarında konsantreler çeşitli oranlarda kükürt ve demir tozu ile karıştırılarak, aynı kavurma işlemlerine tabi tutulmuş ve çözeltilme ortamına alınan  $Cu^{2+}$ ,  $Co^{2+}$  ve  $Zn^{2+}$  değerleri tespit edildiğinde, kayda değer bir değişiklik olmadığı belirlenmiştir.
- Ekstraksiyon çalışmaları NaCN, tiyosülfat ve tiyüre ile yapılmıştır. Optimum flotasyon koşullarında elde edilen konsantrelerin kavruyarak bakır, kobalt ve çinkonun çözeltilme ortamına alınmasından sonra geriye kalan artıklar siyanür, tiyosülfat ve tiyüre çözeltilmesi ile ekstraksiyon işlemine tabi tutulmuştur.  $CN^-$  çözeltilmesi ile yapılan ekstraksiyon işlemi aşağıda verildiği şekilde tespit edilmiştir.

Siyanür çözeltilisi ile yapılan ekstraksiyon koşulu:

|                     |             |
|---------------------|-------------|
| Katı / sıvı         | : 1/6       |
| Numune Miktarı      | : 10 g      |
| Tanecik Boyutu      | : -325 mesh |
| pH                  | : 11,50>    |
| NaCN                | : 0,5 g/L   |
| Ekstraksiyon Süresi | : 30 saat   |
| Karıştırma Hızı     | : 500 RPM   |

Siyanür ekstraksiyonunun yapıldığı optimum koşulda, altının tamamının ve Ag'ün % 94 kadarının çözeltili ortamına geçtiği tespit edilerek, bu değerin yeterli olduğu kabul edilmiştir. — Tanecik boyutu -160 mesh olduğunda, altının tiyosülfat ile yapılan ekstraksiyonu sonucu verim % 96'lara kadar ulaşabilmiştir. Ancak, bu boyuttaki örnekten çözeltili ortamına geçen gümüş oldukça düşük seviyelerde kalmıştır. Tanecik boyutu -325 mesh'e getirildiğinde altının ekstraksiyon verimi oldukça düşük seviyede kalırken, gümüşün ekstraksiyon veriminde de tatmin edici bir seviyeye ulaşamamıştır. — Optimum flotasyon koşullarında elde edilen örneklerin kavrulmaları ile bakır, kobalt ve çinkonun çözeltili ortamına alınmasından sonra geriye kalan artıkların tiyoüre ile yapılan ekstraksiyonunda işlemler aşağıda belirtilen optimum koşullarda yapılmıştır.

**Tiyöüre çözeltilisi ile yapılan ekstraksiyon koşulu:**

|                     |                    |
|---------------------|--------------------|
| Katı / sıvı         | : % 5              |
| Numune Miktarı      | : 5,0 g            |
| pH                  | : 1,0              |
| Tane Boyutu         | : -325 mesh        |
| TU                  | : 10 g/L (0,80 g ) |
| Fe <sup>3+</sup>    | : -                |
| Ekstraksiyon Süresi | : 6 saat           |
| Karıştırma Hızı     | : 500 RPM          |

Tiyöüre ile yapılan çalışmada en uygun koşulun % 5'lik katı/sıvı oranıyla Fe<sup>3+</sup> ilave edilmeksizin 10 g/L tiyöüre ortamında pH= 1,00'de olduğu anlaşılmıştır. Bu koşulda yapılan çalışma sonucunda, altının % 98'i ve gümüşün de % 86 kadarının çözeltili ortamına alınabileceği belirlenmiştir.

—Altın ve gümüş içeren çözeltiliden, altın ve gümüş ayrılması için elektroliz işlemine başvurulmuştur. Elektroliz, sadece CN<sup>-</sup> çözeltileri üzerinde denenmiştir. Bunun için de çözünmeyen anot olarak çelikten bir elektrot ve altın katot kullanılarak yapılan elektrolizde elektrotlar arasına 2,8 ve 3,0 voltluk potansiyel uygulandığında 100 mL çözeltili için yaklaşık 2 saatlik bir elektroliz süresi sonucunda çözeltilide bulunan Au, Ag ve Cu'ın tamamına yakın bir kısmının katotta toplandığı görülmüştür.

## KAYNAKLAR

1. Ziyadanoğulları, B., 1993. Konverter Curuf ve Oksitli Bakır Cevherinin Değerlendirilmesi, Doktora Tezi, Dicle Üniversitesi
2. Madencilik özel ihtisas komisyonu, 1996. Metal madenler alt komisyonu Bakır cevheri ve pirit çalışma grubu raporu Eylül
3. Mineral Commodity Summaries, 2005 Tahmini N.yıldız, 2005
4. Mineral Commodity Summaries, 2000-2005 Tahmini N.yıldız, 2005
5. DPT, 1987
6. Çakın, V., Murgul-Çakmakkaya Bakır Cevherinin Flotasyonu ve Tesis Tasarımı Yüksek Lisans Tezi, Süleyman Demirel Üniversitesi
7. Turan, K., 1996. Siirt-Şirvan-Madenköy Piridik Bakır Cevherlerinin Flotasyonla Zenginleştirilmesi, Yüksek Lisans Tezi, DEÜ
8. Kahraman, S., Bakır Hidrometalurjisi ve Flotasyonu, T.M.M.O.B Maden Müh Odası + Met.Müh. Odası, Şafak Matbaası Ankara
9. Çakır, A.F., Bor F.Y, 1974. Hidrometalurjide Yeni Gelişmeler, Madencilik Bakır Özel Sayısı Şubat
10. Canadian Inst of Metall. Bull. (CİM), 1983. Casparini. G. March,
11. Morizot, G., Altın Madenciğinde Siyanür Kullanımı ve Çevresel Etkileri, BRGM/DI, BP 6009 45060 Orleans Cedex 2 France
12. McNulty, T., Cyanide substitutes, 2001. Mining Magazine, 184(5): 256–261
13. Plaksin, I.N., Kozhukhova, M., 1941. Dissolution of Gold And Silver in Solutions of Thiourea, Comp. Rend. Acad. Sci. USSR, :31, :671–674,
14. Hisshion, R. J., Waller, C.G., 1984. Recovering Gold With Thiourea, Mining Magazine sept, 237-242
15. Hiskey, J.B., Atluri, M.P., 1988. Dissolution Chemistry of Gold And Silver in Different Lixivants, Min.process. and Extractive Metal Review, 4, 95–134
16. Nicol, M.J., Schalch, E., 1976. An Electrochemical And Kinetic Investigation of The Behavior in Chloride Solutions. II. The Anodic Dissolution of Gold. Rport No:1844, Nat. Ins. For metal., johannesburg, S. Africa.
17. Guay, W.J., 1980. How Carlin Treats Gold Ores By Double oxidation, World mining, 33-3, 47-49

18. Dadgar, A., Shin, C.C., Galey, M.D., Sergent, R.H., 1988. Extraction of Gold and Silver From Refractory Concentrates: Cyanide etc. Bromine Process, the 12th IPMI Annual Meeting, Boston, MA, June
19. Dadgar, A., 1988. Extraction And Recovery of Gold From Concentrates By Bromine Processes, Precious Metals, 89, 227-240, Proceeding of TMS-AIME meeting
20. McGrew, K.J., Murphy, J.W., 1985. Iodine Leach For The Dissolution of Gold U.S. Patent # 4,557-759
21. Barbosa, O., Monhemius, A.J., 1988. Precious Metals 89, Ed: M.C. Jha, S.D. Hill, TMS, Warrendale, PA
22. Tyvrin, N.G., Kakovski, I.A., 1969. Autoclave Processes in Non-ferrous Metallurgy, Metallurgiya, Moscow, 221-222
23. Flett, D.S., Derry, R., Wilson, J.C., 1969. Transaction Inst. Mining And Metallurgy, 92, 216-223
24. Berezowsky, R.M.G.S., Sefton, V.B., Gormely, L.S., 1979. Recovery of Gold and Silver From Oxidation Leach Residues By Ammoniacal Thiosulfate Leaching, 108th Ann. Meeting-AIME
25. Değerli Metaller madenciliğinde artık barajlarının yönetimi, 1997. Altinyunus-Çeşme- İzmir, 21-23 Ekim
26. Yıldız N., 2005. Maden Tetkik ve Arama Genel Müdürlüğü, Maden İşleri Genel Müdürlüğü
27. Yıldız N., 1990-1995. MTA Raporları, Mining Magazine Annual Reports, Maden İşleri Genel Müdürlüğü, Türkiye Rezervi= Gör+Muhtemel
28. Mineral Commodity Summaries, 2000-2005. Tahmin edilen
29. Yıldız N., 2005. U.S.G.S. MCS, January
30. Paraascı, I., Sasaran, E., Lec. ENG. M. PODARIU; Lec. Chem. D. BASIU Romanya'da Altın Madenciliği ve Atık Barajlarının denetimi Baia Mare Üniversitesi, Romanya
31. Değerli metaller madenciliğinde Atık Barajlarının Yönetimi 21-23 Ekim 1997, Altinyunus-Çeşme-İzmir
32. Çağatay, A., Sayılı, İ.S., Ulutürk, Y. ve Ate, M.Z., 1991. Kiseçik (Hatay) Hidrotermal Altın Damarları, MT A Dergisi 112, 41-62
33. Kumru, C., Ulu, E., Hatay Kiseçik Altın Cevheri Ön Zenginleştirme Çalışmaları MTA Projeleri
34. Açarken, N., 1984. Bolkardağ Altın-Gümüş-Kurşun-Çinko Cevherlerinin Değerlendirilme Olanaklarının Araştırılması Doktora Tezi, İTÜ

35. Monte, M.B. M., Lins, F.F., Oliveira, J.F., 1997. Selective flotation of gold from pyrite under oxidizing conditions, Int. J. Miner. Process 51, 225–267
36. Teague, A.J., Van Deventer, J.S.J. and Swamirathan, C., 1999. A conceptual model for gold flotation, Mineral Engineering, Vol. 12, No.9, pp.1001–1019
37. Bulatovic, S.M., 1997. Flotation behaviour of gold during processing of porphery copper-gold ores and refractory gold bearing sulphides, Minerals Engineering. Vol.10, no. 9, pp. 895–808
38. Sezai, Ş., 2000 .An Investigation On The Benefication Of Gold Ores By Flotation And Coal-Oil-Gold Agglomerate Flotation, Yüksek Lisans Tezi, Dokuz Eylül Üniversitesi
39. Karadeniz, M., Koç, M., Kumru, C., Ulu, E , Artvin Seyitler Kompleks Bakır Cevherinin Zenginleştirilmesi Çalışmaları MTA Projeleri
40. Khazheeva, Z.I., Urbazeva, S.D., Nikiforov, K.A., Zoltoev, E.V., 2001. Selective flotation of gold containing ore, Journal of mining science, Vol. 37, No 6
41. Allan, G.C., Woodcock, J.T., 2001. A Review of The Flotation of native Gold and Electrum, Minerals Engineering, Vol.14, No.9, 931–962
42. Lin, H.K., Oleson, J.L., Hollow, J.T., Walsh, D.E., 2002. Characterization and Flotation of Gold In Carbon Fines At The Fort Knox, Alaska, Minrals & Metalurgical Processing, Vol.19, no.1 February
43. Akar, A., Seyrankaya, A., Akçil, A., 1998. Flotasyon ve yağ aglomerasyonu ile altın kazanımı, VII. International Mineral Processing Symposium İstanbul,
44. Liu, Y., Liu, Q., 2004. Flotation of carbonate from sulfide minerals, I: flotation of single minerals and mineral mixtures, Minerals Engineer 17, 855–863
45. Valderrama, L., Rubio, J., 1998. High intensity conditioning and the carrier flotation of gold fine particles, Int. J. Miner. Process. 52, 273-285
46. Fairthorne, G., Fomasiero, D., Ralston, J., 1997. Interaction of thionocarbamate and thiourea collectors with sulphide minerals: a flotation and adsorption study, Int. J. Miner. Process. 50, 227-242
47. Rubio, J., 1996. Modified column flotation of mineral particles, Int. J. Miner. Process. 48, 183-196
48. Hintikka, V.V., Leppinen, J.O., 1995. Potential control in the flotation of sulphide minerals and precious metals, Minerals Engineering Vol 8, No 10, 1151-1158
49. Arslan, F., Uzunoğlu, A., Gürkan, V., Önal, G., 1998. Recovery of rare metals from sulfidic concentrates, VII. International Mineral Processing Symposium İstanbul,

50. TUNCELİ, A., Altın, 1998. Gümüş ve Palladyumun Amberlit XAD-16 İle Zenginleştirme Şartlarının Araştırılması ve Alevli AAS İle Tayini, doktora tezi, Gazı Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü Temmuz
51. Büyükpatır, Emel., 2000. Altın, Palladyum ve Platinin Amberlite XAD-7 Dolgulu Kolonla Katı Faz Ekstraksiyonu, Yüksek Lisans Tezi, Erciyes Üniversitesi Kimya Bölümü Kayseri
52. Zhi-Xing Su, Qiao-Sheng Pu, Xing-Yin Luo, Xi-Jun Chang, Guang-Yao Zhan, Feng-Zhi Ren, 1945. Application of A Macroporous Resin Containing İmidazoline Groups To Preconcentration and Separation of Gold, Platinum and Palladium Prior To ICP-AES Determination, Talanta 42, 1127–1133
53. Alguacil, F.J., 2003. Carrier mediated gold transport in the system Cyanex 921-HCl-Au(III), Hydrometallurgy 71, 363–369
54. Zhang, T., Wenjun, L., Weijin, Z., Hongcheng, G, Jinguang, W, Guangxian, X., Jing, C., Huizhou, L., Jiayong, C., 2001.Extraction and separation of gold (I) cyanide in polyethylene glycol-based aqueous biphasic systems, Hydrometallurgy 62, 41–46
55. Gomes, C. P., Almeida, M. F., Loureiro, J.M., 2001. Gold recovery with ion exchange used resins, Separation and Purification Technology 24, 35–57
56. Syna, N., Valix, M., 2003. Assessing the potential of activated bagasse as gold adsorbent for gold–thiourea, Minerals Engineering 16, 511-518
57. Syna, N., Valix, M., 2003. Modelling of gold (I) cyanide adsorption based on the properties of activated bagasse, Minerals Engineering 16, 421–427
58. Adams, M.D., 2003. On-site gold reining of cyanide liquors by solvent extraction Minerals Engineering 16, 369–373
59. Chmielewski, A.G., Urbaiiski, T.S., Migdal, W., 1997 Separation technologies for metals recovery from industrial wastes, Hydrometallurgy 45, 333–344
60. Puvvada, G.V. K., Murthy, 2000. D.S.R., Selective precious metals leaching from a chalcopyrite concentrate using chloriderhypochlorite media, Hydrometallurgy 58, 185–191
61. Sánchez, J.M., Hidalgo, M., Salvadó, V., 2001. Synthesised phosphine sulphide-type macroporous polymers for the preconcentration and separation of gold (III) and palladium (II) in a column system, Reactive & Functional Polymers 49, 215–224
62. Jiang, J., Zhou, W., Gao, H., Wu, J., Xu, G.,2003. Solvent extraction and stripping of gold(I) cyanide in the tetradecyldimethylbenzylammonium chloride system, Hydrometallurgy 2138, 1 –9



63. Villaescusa, I., Salvadó, V., Pablo, J. D., 1997. Solid-liquid extraction of Au(III) from aqueous chloride solutions by tri-n dodecylammonium chloride impregnated in Amberlite XAD-7 resin, Reactive & Functional Polymers 32, 125-130
64. Barroso, M.A., López, F.A., Sastre, A., Alguacil, F.J., 1997. Study of the extraction of gold (III) in aqueous hydrochloric acid media by phosphine oxide cynaex 925, Hydrometallurgy 45, 199–209
65. Kononova, O.N., Kholmogorov, A.G., Danilenko, N.V., Kachin, S.V., Kononov, Y.S., Dmitrieva, Z.V., 2005. Sorption of gold and silver on carbon adsorbents from thiocyanate solutions, Carbon 43, 17–22
66. W.Coetzee, J., Petersen, F.W., 1995. The recovery of gold cyanide by acetylene black, Minerals engineering vol. 8. No 10, 1135–142
67. Oleschuk, R., Chow, A., 1997. The separation of gold by selective extraction of H<sub>2</sub>AuBr<sub>4</sub> using a poly (tetramethylene) ether glycol impregnated filter, Talanta 44, 1371–1378
68. Kholmogorov, A.G., Kononova, O.N., Pashkov, G.L., Kononov, Y.S., 2002. Thiocyanate solutions in gold technology, Hydrometallurgy 64, 43–48
69. Amankwah, R.K., Yen, W.-T., Ramsay, J.A., 2005. A two-stage bacterial pretreatment process for double refractory gold ores, Minerals Engineering 18, 103–108
70. Sandstrom, A., Petersson, S., 1997. Bioleaching of a complex sulphide ore with moderate thermophilic and extreme thermophilic Microorganisms, Hydrometallurgy 46, 181 -190
71. Ubaldini, S., Veglio, F., Toro, L., Abbruzzese, C., 2000. Combined Bio-Hydrometallurgical Process For Gold Recovery From Refractory Stibnite, Minerals Engineering, Vol. 13, No. 14–15, 1641–1646
72. S.N. Groudev, I.I. Spasova and M.V. Nicolova, Combined Microbial and Chemical Leaching of A polymetallic Sulphide Ore, VII. International Mineral Processing Symposium İstanbul,
73. Akal, F., Yamık, A., Bentli, İ, 1988. Düşük Tenörlü Gümüşköy-Kütahya Gümüş Cevherlerinin Kolon Perkolasyon Liçi, VII. International Mineral Processing Symposium İstanbul,
74. Bayat, O., Vapur, H., Akyol, F., Poole, C., 2003. Effects of oxidising agents on dissolution of Gümüşköy silver ore in cyanide solution, Minerals Engineering 16, 395–398
75. Deng, T., Liao, M., 2002 Gold recovery enhancement from a refractory flotation concentrate by sequential bioleaching and thiourea leach, Hydrometallurgy 63, 249– 255
76. Ubaldini, S., Veglio, F., Beolchini, F., Toro, L., Abbruzzese, C., 2000. Gold recovery from a refractory pyrrhotite ore by biooxidation, Int. J. Miner. Process. 60, 247–262

77. Abramov, A.A., 1988. Rusya'daki altın üretim teknolojisi, VII. International Mineral Processing Symposium İstanbul
78. Hendriks, D.W., Chevalier, G., Recovery of gold using gravity concentration the hemlo experience, Hemlo Gold Mines Inc.The Golden Giant Mine PO box 40 Marathon, Ontario POT 2Co Canada
79. Meza, L. A., Hartmann, W., Escobar, C.A., Recovery of placer gold using the Knelson concentrator, Universidad Nacional de Colombia, Facultad de Minas-Cimex A.A. 1027 Medellin, Colombia
80. Tükel, Ç., 1996. Determination of certain parameters in cyanide leaching of Ovacık gold Ore, yüksek lisans tezi, , İzmir
81. Ellis, S., Senanayake, G., 2004. The effects of dissolved oxygen and cyanide dosage on gold extraction from a pyrrhotite-rich ore, Hydrometallurgy 72, 39–50
82. Aslan, F., Müdüroğlu, M., Perek, K.T., Artvin Cerattepe Yöresi altın ve gümüş içeren cevherlerin hidrojen peroksit katkılı siyanür liçi, İTÜ maden fakültesi Maden Mühendisliği, İstanbul, Türkiye
83. Dceusic, S.D., Pavlica, J.J., Gomes, F.S.,Altın Cevherlerinin Zenginleştirilmesinde Şlammın Etkisi, Mining and Geolgy Faculty, University of Belgrade, Yugoslavia, matais de Goias S/A-METAGO, Goiania, Brazil
84. Deschênes, G., Lacasse, S., Fulton, M., 2003. Improvement of cyanidation practice at Goldcorp Red Lake Mine, Minerals Engineering 16, 503-509
85. Dinçer, H., Önal, G., 1998. Kütahya 100. Yıl Gümüş işletmesi tesis veriminin yükseltilmesi, VII. International Mineral Processing Symposium İstanbul
86. Dunn, J.G., Chamberlain, A.C., 1997. The recovery of gold from refractory arsenopyrite concentrates py pyrolysis oxidation, Minerals Engineering Vol. 10 No 9, 919–928
87. Ficeriová, J., Baláz, P., Villachica, C. L., 2005. Thiosulfate leaching of silver, gold and bismuth from a complex sulfide concentrates, Hydrometallurgy 77, 35–39
88. Chandra, I., Jeffrey, M. I., 2004. An electrochemical study of the effect of addivives and electrolyte on the dissolution of gold in thiosulfate solutions, Hydrometallurgy 73, 305–312
89. Zhang1, H., Dreisinger, D. B., 2004. The recovery of gold from ammoniacal thiosulfate solutions containing copper using ion exchange resin columns, Hydrometallurgy 72, 225–234
90. Zhag, S. and Nicol, M.J., 2005. An electrochemical study of the dissolution in thiosulfate solutions. Part II Effect of copper, Journal of Applied Elctrochemistry 35, 339–345

91. Kejun, L., Yen, W. T., 2004. Atsushi Shibayama, Toshio Miyazaki, Toyohisa Fujita, Gold extraction from thiosulfate solution using trioctylmethylammonium chloride, Hydrometallurgy 73, 41–53
92. Navarro, P., Alvarez, R., Vargas, C., Alguacil, F.J., 2004. On the use of zinc for gold cementation from ammoniacal-thiosulphate solutions, Minerals Engineering 17, 825–831
93. Kononova, O.N., Kholmogorov, A.G., Kononov, Y.S., Pashkov, G.L., Kachin, S.V., Zotova, S.V., 2001. Sorption recovery of gold from thiosulphate solutions after leaching of products of chemical preparation of hard concentrates, Hydrometallurgy 59, 115–123
94. Aylmore, M.G., Treatment of refractory gold-copper sulphide concentrate by copper ammoniacal thiosulfate leaching, Mineral engineering Vol. 14 No 6, 615–637
95. Ficeriová, J., Baléz, P., Boldizárová, E., Jelen, S., 2002. Thiosulfate leaching of gold from a mechanically activated CuPbZn concentrate, Hydrometallurgy 67, 37–43
96. Yavuz, Ö., Zıyadanoğulları, R., 2000 Recovery of Gold and Silver from Copper Anode Slime, SEPARATION SCIENCE AND TECHNOLOGY, 35(1), 133–141
97. Lacoste-Bouchet, P., Deshênes, G. Ghali, E., 1998. Thiourea leaching of a copper-gold using statistical design, Hydrometallurgy 47, 189–203
98. Örgü, S., Atalay, Ü., 2002. Reaction chemistry of gold leaching in thiourea solution for a Turkish gold ore, Hydrometallurgy 67, 71–77
99. Juarez, C.M. and Dutra, A.J.B., 2000. Gold Electrowinning From Thiourea Solutions, Minerals Engineering, Vol 13, No. 10-11, 1083-1096
100. Gönen, N., Kızılkaya, K. & Yıldırım, M., 1998. Gümüşhane-Mastra cevherinden tiyoüre yöntemiyle altın kazanımı, VII. International Mineral Processing Symposium İstanbul
101. Örgül, S., 1999. Kaymaz Altın Cevherinden Tiyoüre Liçi İle Altın Kazanımı, Yüksek Lisans Tezi, ODTÜ
102. Yüce, A.E., 1995. Altınlı Gümüş İçeren Sülfürlü Bakırlı-Piritli cevherlerden tiyoüre liçi ile altın ve gümüş kazanılması, doktora tezi, İTÜ
103. Murthy, D.S.R., Kumar, V., Rao, K.V., 2002. Extraction of gold from an Indian low-grade refractory gold ore through physical beneficiation and thiourea leaching, Hydrometallurgy 2106, 1–6
104. Murthy, D.S.R., Prasad, P.M., 1996. Leaching of gold and silver from Miller Process dross through non-cyanide leachants, Hydrometallurgy 42, 27–33
105. Gönen, N., 2003. Leaching of finely disseminated gold ore with cyanide and thiourea solutions, Hydrometallurgy 2125, 1–8

106. Tanrıverdi, M., Mordoğan H., İpekoğlu, Ü., 2005. Leaching of Ovacık gold ore with cyanide, thiourea and thiosulphate, Minerals Engineering 18, 363-365
107. Aghamirian, M.M., Yen, W.T., 2005. A study of gold anodic behavior in the presence of various ions and sulfide minerals in cyanide solution, Minerals Engineering 18, 89-102
108. Chatterjee, B., 1996. Electrowinning of gold from anode slimes, Materials Chemistry and Physics 45, 27-32
109. Urbanski, T.S., Fornari, P., Abbruzzese, C., 2000, Gold electrowinning from aqueous-alcoholic thiourea solutions, Hydrometallurgy 55, 137-152
110. Barbosa, L.A.D., Sobral, L.G.S., Dutra, A.J.B., 2001. Gold Electrowinning From Diluted Cyanide Liquors: Performance Evaluation of Different Reaction Systems, Minerals Engineering, Vol. 14, No. 9, 963-974
111. Nehl, By F. H., Murphy, J. E., Atkinson, G. B., and Walters, L. A., 1993. Selective electrowinning of silver and gold from cyanide process solutions, Bureau of Mines Report of Investigations RI 9464 United States Department of The Interior, Secretary
112. Gündüz T., 1996. Kantitatif Analiz Laboratuvar Kitabı, Ankara Üniversitesi Fen Fakültesi, Ankara
113. Köksal, M., Topçu, S., 1976. Jeokimyasal Prospeksiyonun Tanımı ve Laboratuvar Metodları, MTA Enstitüsü Yayınları, Eğitim serisi No 16, Ankara
114. Ziyadanoğulları, R., Aydın, F., 2007. Recovery of Hydrogen Sulfide, Copper and Cobalt from the Samples after Conversion of Pyrite to FeS, Asian Journal of Chemistry, Vol 19, No 3, 1943-1950
115. Aydın, I. , Aydın, F., Ziyadanoğulları, R., 2005. Enrichment of U, Mo, V, Ni and Ti from asphaltite ash, Journal of Minerals & Materials Characterization & Engineering, Vol. 4, No.1, pp 1-10
116. Ziyadanogullari, R., Aydın, F., 2005. A New Application For Flotation Of Oxidized Copper Ore, Journal of Minerals & Materials Characterization & Engineering, Vol. 4, No. 2, 67-73
117. Akgün, A., Teğin, İ., Ziyadanoğulları, R., 2006. Enrichment of Molybdenum and Fluorite by Flotation of Fluorite Ore Containing Molybdenum, Journal of Minerals & Materials Characterization & Engineering, Vol. 5, No.2, 103-117

## TABLO LİSTESİ

- Tablo 1: Bazı bakır mineralleri ve yapıları
- Tablo 2: Bakır içeriği olarak dünya bakır rezervleri,  $X10^3$  ton
- Tablo 3: Dünya bakır üretimi,  $X10^3$  Ton
- Tablo 4: Bakır tüketiminin sektörel dağılımı
- Tablo 5: Türkiye'nin ekonomik bakır rezervleri
- Tablo 6: Altın, gümüş ve bakırın bazı özellikleri
- Tablo 7: Ekonomik olarak işletilen altın yataklarında bulunan altın mineralleri
- Tablo 8: Ekonomik olarak işletilen gümüş yataklarında izlenen gümüş mineralleri
- Tablo 9: Siyanüre alternatif olarak önerilen reaktifler
- Tablo 10: Planlanmış altın gümüş işletmesi projelerinin mevcut durumları
- Tablo 11: Türkiye maden potansiyeli
- Tablo 12: Dünya ve Türkiye maden rezervleri
- Tablo 13: Türkiye'de belirlenmiş altın rezervleri
- Tablo 14: Dünya altın üretimi
- Tablo 15: Dünya altın rezervi
- Tablo 16: Analizi yapılan elementlerin çalışma koşulları
- Tablo 17: Ana numunenin analizi sonucu bulunan değerler
- Tablo 18: Orijinal numunenin flotasyonu sonucu elde edilen değerler
- Tablo 19: Sülfürlenen örneklerin flotasyonu sonucu bulunan değerler
- Tablo 20: 2. Sülfürleme koşullarında sülfürlenen örneklerin flotasyonunda pH'a bağlı olarak bulunan değerler
- Tablo 21: 2. Sülfürleme koşullarında sülfürlenen -160 mesh boyutundaki örneklerin flotasyonunda pH'a bağlı olarak bulunan değerler

- Tablo 22: 2. Sülfürleme koşullarında sülfürlenen –160 mesh boyutundaki örneğin pH 9.00'da 30 g/t CuSO<sub>4</sub> kullanılarak yapılan flotasyon sonucu bulunan değerler
- Tablo 23: 2. Sülfürleme koşullarında sülfürlenen –160 mesh boyutundaki örneğin pH 11.00' de NaOH kullanılarak yapılan flotasyon sonucu bulunan değerler
- Tablo 24: -160 Mesh 2. Sülfürleme koşullarında sülfürlenen örneğin pH 11.00' de NaOH ile 10 g/t Qeubracho kullanılarak yapılan flotasyon sonucu bulunan değerler
- Tablo 25: -100 mesh boyutundaki cevherin kapalı ortamda farklı sıcaklıklarda 2 saat süre ile kavrulması ve elde edilen örneklerin flotasyonu sonucu bulunan değerler
- Tablo 26: -100 mesh boyutundaki cevherin farklı sürelerle kavrulması ve elde edilen örneklerin flotasyonu sonucu bulunan değerler
- Tablo 27: -100 mesh boyutundaki örnek 500 °C de ve 2 saat süre ile kavrulduktan sonra, -160 mesh boyutuna getirilerek yapılan flotasyon sonucu bulunan değerler
- Tablo 28: -160 Mesh Boyutuna Getirilen Örnek 500 °C de ve 2 saat süre ile kavrulduktan sonra yapılan flotasyon sonucu bulunan değerler
- Tablo 29: -160 mesh boyutuna getirilen örnek 500 °C de 2 saat süre ile kavrulduktan sonra pH ayarlamasında NaOH kullanılarak yapılan flotasyon sonucu bulunan değerler
- Tablo 30: -160 mesh boyutuna getirilip H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> ile yıkanmış örneğin flotasyonu ile elde edilen değerler
- Tablo 31: -160 mesh boyutuna getirilip H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> ile yıkanmış örneğin pH ayarlaması NaOH + kireç ile sağlandıktan sonra yapılan flotasyon sonucu elde edilen değerler
- Tablo 32: -160 mesh boyutuna getirilip 725 °C de kapalı ortamda 2 saat süre ile kavrulan örneğin flotasyonu sonucu elde edilen değerler
- Tablo 33: -160 mesh boyutuna getirilen örnek 700 °C de kapalı ortamda 2 saat süre ile kavrulan örneğin kireç ile flotasyon sonucu elde edilen değerler

- Tablo 34: -160 mesh boyutuna getirilen örnek 725 °C de kapalı ortamda 2 saat süre ile kavru lan örneğin kireç ile flotasyon sonucu elde edilen değerler
- Tablo 35: Sülfürlemeler için kullanılan H<sub>2</sub>S ve H<sub>2</sub>O miktarları
- Tablo 36: -160 mesh boyutundaki cevherin sülfürlenmesiyle elde edilen örneklerin flotasyonu sonucu bulunan değerler
- Tablo 37: 3. Sülfürleme koşulunda sülfürlenmiş örneğin farklı pH'larda yapılan flotasyonu sonucu bulunan değerler
- Tablo 38: 3. Sülfürleme koşullarında sülfürlenmiş örneğin farklı pülp yoğunluğunda flotasyonu sonucu bulunan değerler
- Tablo 39: 3. Sülfürleme koşulunda sülfürlenmiş örneğin 350 g/L pülp yoğunluğunda farklı KAX miktarları ile yapılan flotasyon sonucu bulunan değerler
- Tablo 40: Konsantrenin 600 °C'de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen Cu, Co ve Zn değerleri. (K<sub>0</sub>)
- Tablo 41: 725 °C'de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin 600 °C de kavrulması sonucu çözeltiliye geçen değerler (K<sub>1</sub>)
- Tablo 42: 725 °C'de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin 600 °C de kavrulması sonucu çözeltiliye geçen değerler (K<sub>2</sub>)
- Tablo 43: Aynı örnek 600 °C'de hava atmosferinde 6 saatlik kavurma süresince karıştırılmaksızın elde edilen değerler
- Tablo 44: 700 °C'de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen değerler (K<sub>4</sub>)
- Tablo 45: 725 °C'de 3 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen değerler (K<sub>8</sub>)
- Tablo 46: 725 °C'de 4 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen Cu, Co ve Zn değerleri (K<sub>9</sub>)

- Tablo 47: 725 °C'de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen Cu, Co ve Zn değerleri (K<sub>11</sub>)
- Tablo 48: 725 °C'de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin Fe tozu katılarak 600 °C de hava atmosferinde 6 saat kavrulması sonucu çözeltiliye geçen Cu, Co ve Zn değerleri (K<sub>11</sub>)
- Tablo 49: 725 °C'de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen Cu, Co ve Zn değerleri (K<sub>12</sub>)
- Tablo 50: 725 °C'de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin Fe tozu katılarak 600 °C de hava atmosferinde 6 saat kavrulması sonucu çözeltiliye geçen Cu, Co ve Zn değerleri (K<sub>14</sub>)
- Tablo 51: 725 °C'de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin Fe tozu katılarak 600 °C de hava atmosferinde 6 Saat kavrulması sonucu çözeltiliye geçen Cu, Co ve Zn değerleri (K<sub>14\*</sub>)
- Tablo 52: 725 °C'de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen Cu, Co ve Zn değerleri (K<sub>16</sub>)
- Tablo 53: 725 °C'de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine tabi tutulan konsantrenin 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen Cu, Co ve Zn değerleri (K<sub>13</sub>)
- Tablo 54: 725 °C'de 2 saat süre ile kapalı ortamda çeşitli oranlarda konsantre ve Fe tozu karışımının işleme sokulması sonucu elde edilen örneğin 600 °C de hava atmosferinde kavrulmasıyla çözeltiliye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri (K<sub>15</sub>, K<sub>18</sub>)
- Tablo 55: -100 mesh boyutundaki konsantrenin çeşitli oranlarda Fe tozu ile karıştırılarak 725 °C'de 2 saat süreyle kavrulmaları sonucuelde edilen örneklerin 600 °C de hava atmosferinde kavrulmalarıyla çözeltiliye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri (K<sub>21</sub>, K<sub>25</sub>, K<sub>22</sub>K<sub>23</sub> K<sub>24</sub>)



- Tablo 56: -100 mesh boyutundaki konantrenin (157,5 g konsantre + 2,5 g demir tozu) demir tozu ile karışımının 725 °C'de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavrulması sonucu elde edilen örneğin 600 °C de hava atmosferinde kavrulmasıyla çözeltiliye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri (K<sub>26</sub>)
- Tablo 57: -100 mesh boyutundaki konsantre ile pirit karışımının 725 °C'de 2 saat süreyle kapalı ortamda kavurma işlemine sokulan örneklerin 600 °C de hava atmosferinde kavrulmaları sonucu çözeltiliye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri (K<sub>33</sub>, K<sub>32</sub>, K<sub>34</sub>, K<sub>29</sub>, K<sub>30</sub>, K<sub>31</sub>)
- Tablo 58: -150 mesh boyutundaki konsantrenin çeşitli miktarlarda elementel kükürt ile elde edilen karışımın 725 °C'de 2 saat süre ile kapalı ortamda işleme sokularak elde edilen örneklerin 6 saat süre ile 600 °C de hava atmosferinde kavrulması sonucu çözeltiliye geçen bakır, kobalt ve çinko değerleri (K<sub>43</sub>, K<sub>44</sub>, K<sub>41</sub>, K<sub>45</sub>)
- Tablo 59: Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın NaCN ekstraksiyonu ile çözelti ortamına alınan Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-160 mesh)
- Tablo 60: Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın NaCN ekstraksiyonu ile çözelti ortamına alınan Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-200 mesh)
- Tablo 61: Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın NaCN ekstraksiyonu ile çözelti ortamına alınan Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-200 mesh; 0,5 g/ CN)
- Tablo 62: Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın NaCN ekstraksiyonu ile çözelti ortamına alınan Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (S<sub>15</sub>)
- Tablo 63: Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın NaCN ekstraksiyonu ile çözelti ortamına alınan Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (Katı/Sıvı: 1/6)
- Tablo 64: Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın S<sub>2</sub>O<sub>3</sub><sup>2-</sup> ile yapılan ekstraksiyonda çözeltiliye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-160 mesh)
- Tablo 65: Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın S<sub>2</sub>O<sub>3</sub><sup>2-</sup> ile yapılan ekstraksiyonda çözeltiliye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-325 mesh)
- Tablo 66: Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın tiyoüre ile yapılan ekstraksiyonunda çözeltiliye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-160 mesh)

- Tablo 67: Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın tiyoüre ile yapılan ekstraksiyonunda çözeltiliye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-160 mesh)
- Tablo 68: Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın tiyoüre ile yapılan ekstraksiyonunda çözeltiliye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-270 mesh)
- Tablo 69: Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın tiyoüre ile yapılan ekstraksiyonunda çözeltiliye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-325 mesh)
- Tablo 70: Demir (III) sülfat ilave edilmeksizin HCl + HNO<sub>3</sub> ile pH= 1.00'e ayarlanarak yapılan tiyoüre ekstraksiyon işlemi ile elde edilen değerler (-325 mesh)
- Tablo 71: Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın tiyoüre ile yapılan ekstraksiyonunda çözeltiliye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-325 mesh)
- Tablo 72: Siyanür çözeltilisinin elektroliz sonucu bulunan değerler (Süre: 30 dakika, sıcaklık: 60-70 °C)
- Tablo 73: Siyanürlü çözeltilinin süreye bağlı olarak yapılan elektrolizi sonucu bulunan değerler (potansiyel: 2,8 volt, sıcaklık: 60-70 °C)
- Tablo 74: Siyanürlü çözeltilinin süreye bağlı olarak yapılan elektrolizi sonucu bulunan değerler (potansiyel: 3,0 volt, sıcaklık: 60-70 °C)

## ŞEKİL LİSTESİ

Şekil 1: Türkiye altın gümüş oluşumlarının jeolojik ortamlara göre dağılımı

Şekil 2: Jeolojik oluşuma göre Türkiye altın yataklarının dağılımı

Şekil 3: Coğrafik bölgelere göre Türkiye altın yataklarının dağılımı

Şekil 4 Altın içeren pirit cevherlerinin siyanürasyon akım şeması

Şekil 5: Flotasyon artıkları için yığın liçi akım şeması

Şekil 6: Au içeren arsenikli refrakter pirit konsantresi için uygulanan laboratuvar ölçekli zenginleştirme akım şeması

Şekil 7: Sülfürleme işleminin yapıldığı otoklav

Şekil 8. Liç işleminin yapıldığı deney düzeneği

Şekil 9: pH'ın flotasyon verimine etkisi

Şekil 10: -160 mesh boyutundaki cevherin sülfürlenmesiyle elde edilen örneklerin flotasyonu sonucu bulunan değerler (pH=11.00)

Şekil 11: Orijinal cevherin X-ray spektrumu

Şekil 12: Optimum sülfürleme koşulunda sülfürlenen örneğin X-ray spektrumu  
(3. Sülfürleme)

Şekil 13: 3. Sülfürleme koşullarında sülfürlenmiş örneğin farklı pH'larda flotasyonu sonucu bulunan değerler

Şekil 14: 3. Sülfürleme koşullarında sülfürlenmiş örneğin farklı pülp yoğunluğunda flotasyonu sonucu bulunan değerler

Şekil 15: 3. Sülfürleme koşulunda sülfürlenmiş örneğin 350 g/L pülp yoğunluğunda farklı KAX miktarları ile yapılan flotasyon sonucu bulunan değerler

Şekil 16: Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın NaCN ekstraksiyonu ile çözelti ortamına alınan Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-160 mesh)

Şekil 17: Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın NaCN ekstraksiyonu ile çözelti ortamına alınan Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-200 mesh)

Şekil 18: Farklı tanecik boyutundaki artığın ekstraksiyonunda elde edilen değerler (NaCN: 0,5 g/L; Katı/Sıvı: 1/6)

Şekil 19: Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın  $S_2O_3^{2-}$  ile yapılan ekstraksiyonda çözeltiliye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-160 mesh)

Şekil 20: Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın tiyoüre ile yapılan ekstraksiyonunda çözeltiliye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-160 mesh)

Şekil 21: Kavurma işlemi sonucunda geriye kalan artığın tiyoüre ile yapılan ekstraksiyonunda çözeltiliye geçen Au, Ag, Cu ve Zn değerleri (-160 mesh)

Şekil 22: Siyanür çözeltilinin elektroliz sonucu bulunan değerler (Süre: 30 dakika, sıcaklık: 60–70 °C)

Şekil 23: Siyanürlü çözeltilinin süreye bağlı olarak yapılan elektrolizi sonucu bulunan değerler (potansiyel: 2,8 volt, sıcaklık: 60–70 °C)

Şekil 24: Siyanürlü çözeltilinin süreye bağlı olarak yapılan elektrolizi sonucu bulunan değerler (potansiyel: 3,0 volt, sıcaklık: 60–70 °C)

## ÖZGEÇMİŞ

03.01.1973 yılında Siirt'te doğdum. İlk ve orta öğrenimimi Siirt'te, liseyi Cizre'de tamamladım. 1989'de Anadolu Üniversitesi Kütahya Meslek Yüksek Okulu Maden Bölümüne girdim ve 1991'de bitirdim. 1993 tarihinde D.Ü. Fen-Ed. Fak. Kimya Bölümüne girdim ve 1997 tarihinde mezun oldum. 1998 tarihinde öğretmenliğe başladım. 1999–2002 tarihleri arasında Yüksek Lisansımı tamamladım. 2002'de Doktora başladım. 2005 yılında Siirt Eğitim Fakültesi'nde Araştırma Görevlisi kadrosuna atandım. Halen bu görevimi sürdürmekteyim.