

**YÜKSEK REFRAKTER ALTIN CEVHERİNİN
FLOTASYON SONRASI
DİAGNOSTİK LİÇ İLE KARAKTERİZE EDİLMESİ**

YÜKSEK LİSANS TEZİ

Mustafa Kadir GÜNER

Cevher Hazırlama Mühendisliği Anabilim Dalı

Cevher Hazırlama Mühendisliği Programı

TEMMUZ 2020

**YÜKSEK REFRAKTER ALTIN CEVHERİNİN
FLOTASYON SONRASI
DİAGNOSTİK LİÇ İLE KARAKTERİZE EDİLMESİ**

YÜKSEK LİSANS TEZİ

**Mustafa Kadir GÜNER
(505181109)**

Cevher Hazırlama Mühendisliği Anabilim Dalı

Cevher Hazırlama Mühendisliği Programı

Tez Danışmanı: Prof. Dr. Gülay BULUT

TEMMUZ, 2020

İTÜ, Fen Bilimleri Enstitüsü'nün 505181109 numaralı Yüksek Lisans Öğrencisi Mustafa Kadir GÜNER, ilgili yönetmeliklerin belirlediği gerekli tüm şartları yerine getirdikten sonra hazırladığı “YÜKSEK REFRAKTER ALTIN CEVHERİNİN FLOTASYON SONRASI DİAGNOSTİK LİÇ İLE KARAKTERİZE EDİLMESİ” başlıklı tezini aşağıda imzaları olan jüri önünde başarı ile sunmuştur.

Tez Danışmanı : **Prof. Dr. Gülay BULUT**
İstanbul Teknik Üniversitesi

Jüri Üyeleri : **Prof. Dr. Gülay BULUT**
İstanbul Teknik Üniversitesi

Prof. Dr. Ayhan Ali SİRKECİ
İstanbul Teknik Üniversitesi

Doç. Dr. Kenan ÇİNKU
İstanbul Üniversitesi

Teslim Tarihi : 15 Haziran 2020
Savunma Tarihi : 08 Temmuz 2020



ÖNSÖZ

Öncelikle, lisans ve yüksek lisans eğitimim süresince beni her konuda destekleyen ve yardımcı olan, sevgili hocam, tez danışmanım ve bölüm başkanımız Prof. Dr. Gülay BULUT'a gönülden teşekkür ederim. Tüm İTÜ Cevher Hazırlama Mühendisliği Bölümü hocalarıma ve bölüm arkadaşlarıma da sevgimi ve saygımı sunarım.

Kıymetli vakitlerinden ayırıp, tezimin her aşamasında teorik ve pratik yardımda bulunan şefim Sercan SEVGÜL'e, mesai arkadaşım Beril BIYIKLI'ya, tüm Koza Altın İşletmeleri Metalurji Laboratuvarı ve Kimya Laboratuvarı çalışanlarına da teşekkürlerimi borç bilirim. Tezimdeki minerolojik analiz çalışmaları için bana büyük imkân sağlayan Bekir BAŞKURT, Mete Tayhan SERDENGECİ, Dr. Hüseyin BAŞTÜRKÇÜ ve Akad BÜKE'ye de teşekkür ederim. Tezimin yazım aşamasındaki yardımları için de Cansu BALCI'ya da tüm içtenliğimle teşekkür ederim.

Son olarak, tüm bu süreç boyunca yanımda olup, bana fiziksel ve psikolojik olarak her türlü desteği sağlayan başta sevgili teyzem Behlül SEZGİN ve sevgili dostum Çağatay SİNAN olmak üzere tüm aileme sonsuz minnettarlarımı sunuyorum.

Haziran 2020

Mustafa Kadir Güner
(Cevher Hazırlama Mühendisi)



İÇİNDEKİLER

Sayfa

ÖNSÖZ	v
İÇİNDEKİLER	vii
KISALTMALAR	ix
SEMBOLLER	xi
ÇİZELGE LİSTESİ	xiii
ŞEKİL LİSTESİ	xv
ÖZET	xvii
SUMMARY	xix
1. GİRİŞ	1
1.1 Altının Ekonomik Önemi	1
1.2 Altının Özellikleri	3
1.3 Türkiye’deki Altın Madenciliği	4
1.4 Altın Cevherleri Hakkında Genel Bilgi	7
1.4.1 Nabit Altın	8
1.4.2 Elektum	9
1.4.3 Altın Tellür	9
1.4.4 Sulfürlü Altın Mineralleri	9
1.4.5 Diğer Altın Mineralleri	9
1.5 Altın İçeren Minerallerin Sınıflandırılması	9
1.5.1 Plaserler	10
1.5.2 Kolay Zenginleşen Cevherler	11
1.5.3 Oksitlenmiş Altın Cevherleri	11
1.5.4 Yüksek Gümüş İçeren Altın Cevherleri	12
1.5.5 Demir Sulfürler	12
1.5.6 Arsenik Sulfürler	12
1.5.7 Bakır Sulfürler	13
1.5.8 Antimon Sulfürler	14
1.5.9 Tellürler	14
1.5.10 Karbon İçerikli Cevherler	14
1.6 İşlenebilirlik Açısından Altın Cevherlerinin Sınıflandırılması	14
1.6.1 Kolay Zenginleşen Altın Cevherleri	15
1.6.2 Kompleks Altın Cevherleri	16
1.6.2.1 Preg-robbing Altın Cevherleri	16
1.6.2.2 Siyanür tüketiciler	17
1.6.2.2 Oksijen tüketiciler	18
1.6.3 Refrakter Altın Cevherleri	19
1.7 Refrakter Altınlar İçin Uygulanan Ön İşlemler	23
1.7.1 Fiziksel İşlemler	24
1.7.2 Kimyasal İşlemler	24
1.7.2.1 Nitrox/Redox Prosesi	25

1.7.2.2 Elektro Kimyasal Proses	25
1.7.2.3 Activox Prosesi	26
1.7.2.4 Artech/Cashman Prosesi	26
1.7.3 Isıl İşlemler	27
1.7.4 Bakteri Oksidasyonu	28
1.7.5 Basınçlı Oksidasyon	30
2. ALTIN FLOTASYONU	33
2.1 Altın Flotasyonunun Uygulandığı Cevher Tipleri	33
2.1.1 Serbest Altın Tanelerinin Flotasyonu	34
2.1.2 Tellür Minerallerinin Flotasyonu	34
2.1.3 Altın İçeren Demir Sülfürlerin Flotasyonu	35
2.1.4 Aurostibnit Stibnit ve Maldonite Flotasyonu	35
2.1.5 Bakır-Altın Mineralleri Flotasyonu	35
2.2 Altın Flotasyonunda Kullanılan Reaktifler	36
2.2.1 Kollektörler	36
2.2.1.1 Serbest altın taneleri için kollektörler	36
2.2.1.2 Altın taşıyıcılar için kollektörler	36
2.2.2 Köpürtücüler	37
2.2.3 Canlandırıcılar	37
2.2.4 Bastırıcılar	37
3. SIYANÜRLÜ ALTIN LIÇİ TEMELERİ VE DİAGNOSTİK LIÇ	41
3.1 Siyanür ile Altın Kazanımının Tarihi	41
3.2 Siyanür Altın Liçi Kimyası	41
3.2.1 Siyanür ve Çözünmüş Oksijen Konsantrasyonu	43
3.2.2 Sıcaklık	45
3.2.3 pH	45
3.2.4 Yüzey Alanı	46
3.2.5 Karıştırma Hızı	46
3.2.6 Diğer Metallerin Etkisi	46
3.3 Siyanürlü Altın Liçi Teknolojisi	46
3.3.1 Yığın Liçi	46
3.3.2 Tekne Liçi	48
3.3.3 Karıştırmalı Liç	48
3.3.4 Yerinde (In-situ) Liç	49
4. DİAGNOSTİK LIÇ	51
5. DENEYSEL ÇALIŞMALAR	57
5.1 Materyal ve Yöntem	57
5.2 Sonuçlar ve Tartışma	71
5.2.1 Farklı Boyutlarda Yapılan Liç Deneyleri Sonuçları	71
5.2.2 Flotasyon Deneyleri Sonuçları	73
5.2.3 Diagnostik Liç Deneyleri Sonuçları	77
5.2.3.1 Diagnostik liç konsantresinin hazırlanması	77
5.2.3.2 Diagnostik liç deneyleri	78
6. SONUÇLAR VE TARTIŞMA	83
KAYNAKLAR	89
ÖZGEÇMİŞ	97

KISALTMALAR

DTA	: Diferensiyel termal analiz
g/t	: Bir tondaki gram değeri
g/l	: Bir litredeki gram değeri
kg/t	: Bir tondaki kilogram değeri
PGM	: Platin grubu mineralleri
PKO	: Pülpteki katı oranı
ppm	: milyonda bir birim (parts per million)
rpm	: 1 dakikadaki devir (rounds for minute)
dk	: dakika
s	: saat
wt	: ağırlık
XRD	: X-Işını Kırınımı
XRF	: X-ışını floresans spektrometresi



SEMBOLLER

Ω : ohm, elektrik direnci birimi

μm : mikronmetre

Θ : Açı

δ_n : Nernst difüzyon tabakası

$^{\circ}$: Derece



ÇİZELGE LİSTESİ

Sayfa

Çizelge 1.1 : Altının fiziksel ve kimyasal özellikleri	4
Çizelge 1.2 : Türkiye'deki altın madenleri	6
Çizelge 1.3 : Cevher tipine bağlı altınlaşma	7
Çizelge 1.4 : Refrakter altının sınıflandırma koşulları.....	19
Çizelge 1.5 : Refrakter altın cevherlerine uygulanan ön işlemler ve koşulları.....	26
Çizelge 1.6 : Refrakter altın cevherlerine uygulanan ön işlemlerin karşılaştırılması.....	31
Çizelge 4.1 : Diagnostik liç koşulları.....	52
Çizelge 5.1 : Tüvenan cevherin kimyasal ve mineralojik içeriği.....	58
Çizelge 5.2 : Tüvenan cevherde boyut gruplarına göre altın miktarı.....	60
Çizelge 5.3 : Öğütme süresine bağlı d_{80} değerleri	62
Çizelge 5.4 : Liç deneyleri koşulları	65
Çizelge 5.5 : Flotasyon deneyleri koşulları.....	66
Çizelge 5.6 : Temizleme devreli flotasyon deneyi koşulları.....	67
Çizelge 5.7 : Diagnostik liç deneyleri koşulları.....	70
Çizelge 5.8 : Farklı tane boyutlarında yapılan kinetik liç deneyleri sonuçları.....	71
Çizelge 5.9 : 1. Flotasyon deney sonuçları	73
Çizelge 5.10 : 2. Flotasyon deney sonuçları.....	74
Çizelge 5.11 : 3. Flotasyon deney sonuçları.....	74
Çizelge 5.12 : 4. Flotasyon deney sonuçları.....	75
Çizelge 5.13 : 5. Flotasyon deney sonuçları.....	75
Çizelge 5.14 : Temizleme devreli flotasyon deneyi sonucu.....	77
Çizelge 5.15 : Diagnostik liç beslemesi için yapılan flotasyon sonucu	78
Çizelge 5.16 : Diagnostik liç sonuçları.....	78



ŞEKİL LİSTESİ

Sayfa

Şekil 1.1 : Sektörlere göre altın talebi.....	2
Şekil 1.2 : Ülkelere göre altın üretimleri.....	3
Şekil 1.3 : Türkiye altın üretim haritası	5
Şekil 1.4 : Altının sülfürlü taneler içersindeki formasyonu.....	13
Şekil 1.5 : İşlenebilirlik açısından altın cevherlerinin sınıflandırılması.....	15
Şekil 1.6 : Preg-robbing kompleks cevherlere uygulanan işlemler	17
Şekil 1.7 : Siyanür tüketen kompleks cevherlere uygulanan işlemler	18
Şekil 1.8 : Oksijen tüketen kompleks cevherlere uygulanan işlemler.....	19
Şekil 1.9 : Altın cevherlerinin refrakterleşme sebeplerine göre sınıflandırılması.....	22
Şekil 1.10 : Refrakter altına uygulanan ön işlemler	23
Şekil 1.11 : Mineral tanesinin oksitlenmesi.....	25
Şekil 1.12 : Minerallerin bakteri oksidasyonuna yatkınlığı.....	29
Şekil 3.1 : HCN ve CN'nin pH'a bağlı oluşumu.....	42
Şekil 3.2 : Altının korozyon mekanizması	43
Şekil 3.3 : “Mixed Potential” noktası.....	44
Şekil 3.4 : Yığın Liçi Genel Akım Şeması.....	48
Şekil 3.5 : Koza Altın Kaymaz Altın Madeni genel akım şeması.....	49
Şekil 4.1 : Diagnostik Liç Akım Şeması.....	55
Şekil 5.1 : Tüvenan cevherin XRD sonuçları.....	57
Şekil 5.2 : Tüvenan cevherin DTA sonuçları.....	58
Şekil 5.3 : Kimyasal analiz için kullanılan cihazlar.....	59
Şekil 5.4 : Tüvenan cevher elek altı eğrisi.....	59
Şekil 5.5 : Tüvenan cevherde boyut gruplarına göre Au dağılımı.....	61
Şekil 5.6 : 5, 7,5, 10, 15 ve 20 dk'lık öğütmelerin elek altı eğrileri.....	62
Şekil 5.7 : Retsch AS200, Retsch numune bölücü ve ESSA çubuklu değirmen.....	62
Şekil 5.8 : Öğütme süresine bağlı d80 eğrisi.....	63
Şekil 5.9 : AgNO ₃ Titrasyonu ile serbest siyanür ölçümü.....	64
Şekil 5.10 : Şişe çevirme test düzeneği.....	64
Şekil 5.11: 6 ve 4 kademeli flotasyon deneyleri genel akım şemaları.....	67
Şekil 5.12 : Temizleme devreli flotasyon deneyi akım şeması.....	67
Şekil 5.13 : IKA laboratuvar ölçekli reaktör.....	68
Şekil 5.14. : Diagnostik liç deneyi akım şeması.....	69
Şekil 5.15 : Farklı boyutlarda yapılan liç deneyleri sonucu.....	72
Şekil 5.16 : Farklı boyutlarda yapılan liç deneylerindeki siyanür tüketiminin kıyaslanması.....	72
Şekil 5.17 : Flotasyon deney verimlerinin kıyaslaması.....	76
Şekil 5.18 : Flotasyon ve flotasyon atıklarına uygulanan liç işlemi sonrası nihai verimler.....	77
Şekil 5.19 : Diagnostik liç aşamalarındaki verimler.....	79

Şekil 5.20 : Diagnostik liç aşamalarındaki siyanür tüketimi.....	80
Şekil 5.21 : Tuvenan, flotasyon konsantresi ve liç işlemleri sonrası numunelerin genel görünümleri.....	80



YÜKSK REFRAKTER ALTIN CEVHERİNİN FLOTASYON SONRASI DİAGNOSTİK LİÇ İLE KARAKTERİZE EDİLMESİ

ÖZET

Bu çalışma Koza Altın İşletmelerine ait konumu şirket tarafından gizli tutulan 10 farklı sondaj numunesinin birleştirilmesiyle oluşturulmuş nihai bir numune üzerinden yapılmıştır. Sondaj numuneleri, jeoloji-aramalar biriminin, sülfür zonundaki farklı derinliklerden yaptığı sondaj örneklerinden alınmıştır. Çalışma öncesi tüm sondaj numunelerine iri boyutta ($d_{80}=1,75$ mm) siyanürlü liç yapılmış ve verimler %20 ile %40 arasında kalmıştır. Nihai kompozit oluşturulması sonrası $d_{80}=75$ μ m, $d_{80}=45$ μ m $d_{80}=106$ μ m olacak şekilde üç farklı boyutta 2, 8, 24, 48 ve 72 saatlik siyanürlü liç deneyleri yapılmış ve cevherin süre ve boyuta bağlı liç davranışı analiz edilmiş ve siyanür tüketimi hesaplanmıştır. Bu testlerin sonucunda ideal zenginleştirme boyutu $d_{80}=75$ μ m, ideal liç süresinin 24 saat ve başlangıç NaCN konsantrasyonunun 1000 ppm olmasına karar verilmiştir. $d_{80}=75$ μ m’da yapılan siyanürlü altın liçinde ise verim %39,2 olarak hesaplanmıştır ve cevher bu özelliğiyle yüksek refrakter yapıda bir cevher olarak sınıflandırılmıştır. Cevherin element analizine göre 0,70 ppm Au, 1,25 ppm Ag, %2,51 S, %3,42 Fe, 67,01 ppm Cu, 422,9 ppm As, 95,44 ppm Zn, 32,89 ppm Pb, 91,85 ppm Ni ve 11,37 ppm Sb bulunmaktadır. Yapılan mineralojik analize göre cevher %59,2 oranında kuvars ve yüksek miktarda kil (%25,1 illit ve %10,4 kaolin) içermektedir. Cevher %1,4 oranında pirit içerirken, %2,2 oranında da siderit içermektedir. Analizlerden çıkan sonucu göre cevherin refrakterliğinin sebebi altının sülfürlü yapılara özellikle de piritte bağlı olduğu tahmin edilmiştir.

Cevherin sülfürlü yapısından dolayı flotasyona uygun olduğu düşünülüp farklı yapıdaki kollektörlerle ve belirli koşullarda toplu sülfür flotasyonu uygulanmıştır. Toplu sülfür flotasyonunda kullanılan kollektör Cytec Aero 208, PAX, Cytec Aero 7249 ve Cytec Aero MX-980 olarak seçilmiş ve bu kollektörler ve karışımları ile 5 farklı flotasyon deneyi yapılmıştır. İlk deneyde cevherin doğal pH’sı (pH 7.0) PAX ile her kademedede 50g/t miktarda 6 kademeli flotasyon deneyi yapılmıştır. Deney sonucunda altın verimi %72,8 çıkmıştır. İkinci deneyde, pH:12’de Aero 7249 ile her kademe 50g/t miktarda 6 kademeli deney yapılmıştır ve altın verimi %77,5 olmuştur. Üçüncü deneyde, pH:4’de Aero 208+PAX (25g/t +25g/t) karışımı ile 6 kademeli bir deney gerçekleştirilmiş, bu deney sonucunda altın verimi %75,5’dir. 4. Deney; MX 980 + PAX (25g/t+25g/t) olarak 4 kademeli olarak pH:8-9’da flotasyon gerçekleştirilmiştir, dördüncü deneyin altın verimi %86,2 olarak hesaplanmıştır. Son olarak ise, pH:12’de 2 kademe (50g/t+50g/t) Aero 7249 ile konsantre alınıp sonrasında pH 7’e düşürülüp PAX ile 50g/t olarak iki kademe daha flotasyon yapılmıştır ve altın kazanımı %91,3 olarak bulunmuştur. Flotasyon deneyleri sonuçlarında altın verimlerinin %72 ile %91,3 arasında olduğu gözlemlenmiş, yapılan süpürme devreli deneylerde ise altın içeriği 10 ppm’e kadar yükselmiştir. Yapılan tüm flotasyon deneylerinin sonunda atıklar tekrar siyanürlü altın liçine tabi tutulmuştur. Atıklara

yapılan liç işleminin sonucunda toplam altın kazanımı %93,8 ile %95,2 arasında çıkmıştır. Diagnostik liçe beslenecek olan konsantrenin seçiminde miktar ve içerik bakımından, pH:8-9'da PAX + MX980 ile yapılan flotasyonun ideal olduğu gözlemlenmiştir. Diagnostik liçin beslemesini oluşturmak için 4. flotasyon deneyinde belirtilen koşullarda bir dizi flotasyon işlemi gerçekleştirilip, yeterli miktarda konsantre üretilmiştir. Bu konsantre; %59,7 verimle 2,49 ppm Au, %41,4 verimle, 3,26 ppm Ag ve %91,7 verimle %14S değerleri ile elde edilmiştir.

Diagnostik liç işlemi 9 aşamadan oluşmaktadır. Birinci aşamada 5 kg/t NaCN konsantrasyonunda, flotasyon konsantresine 24 saat liç yapılmış ve ilk aşamada altının %38,5'i kazanılmıştır. İkinci aşamada HCl ile asit liçi yapılmıştır. HCl liçi sonrası atığa uygulanan siyanür liçi (2 kg/t NaCN ve 24 saat) üçüncü aşamadır ve bu aşamada altın kazanımında %3,6 artış olmuş ve toplam verim %42,1'e çıkmıştır. Sülfürik asit liçi (aşama 4) ve akabinde atığa yapılan siyanür liçiyle (aşama 5) altın kazanımı %6,5 daha artmıştır. Beklenen verim artışı 6. aşamada nitrik asit ile yaşanmıştır. Nitrik asit cevherdeki pirit, markazit ve arsenopirit içeriğini çözdüğü için 7. Aşama sonunda verim %99,3 çıkmıştır. Nitrik asit liçinden sonra %51'lik verim artışı olmuştur. Bu sonuçlara göre; diagnostik liçe beslenen konsantredeki refrakterleşmenin nedeni; altının pirit, markazit ve arsenopirit gibi sülfürlü mineraller içerisinde kitli kalması olarak düşünülmüştür. Yedinci aşamanın sonucunda üretilen atıkta 0,01 ppm Au kalmıştır. Kullanılan asitlerin tüm sülfürlü yapıları çözmesinden dolayı atık neredeyse tamamen silikatlardan oluşmaktadır. Verimin %99'un üstüne çıkması ve atıktaki altın içeriğinin 0,01 ppm olmasından dolayı bir sonra aşama olan HF liçine ihtiyaç duyulmamıştır. Son aşamada silikatlardan oluşan atığın sadece 0,01 ppm Au içermesinden dolayı, silikatların refrakterleşmede önemli bir rol oynamadığı gözlemlenmiştir. Yüksek kil içeriği nedeniyle "preg-robbing" oluşumuna neden olmamaktadır ve tane boyutu inceldikçe verimde beklenen artış yaşanmamıştır. Flotasyon konsantrenin refrakter olmasının en önemli sebebi; altının pirit içerisinde kapanım halinde bulunmasıdır.

Tüm işlemler sonunda; beslemenin kütleye %84,1'i flotasyon atığı olarak ayrılmış ve bu atığa yapılan liç sonucunda nihai atıkta 0,09 ppm Au kalmaktadır. Kütleye toplam numunenin %14,9'luk kısmını oluşturan flotasyon konsantresinden, diagnostik liç sonrası 0,01 ppm Au içeren ikinci nihai atık elde edilmiştir. Tüm atıklardaki altın kaybı %7,75 olarak bulunmuştur. Beslemedeki altının %92,25'i kazanılmıştır. Nitrik asitin neden olduğu %51'lik verim artışı sonucunda cevher için ideal prosesin Nitrox/Redox Prosesi olduğuna karar verilmiştir. Toplu sülfür flotasyonu sonrasında elde edilen konsantre Nitrox/Redox prosesi ile yüksek refrakter yapısından kurtulup %92,25 verime ulaşabilmektedir.

CHARACTERIZATION OF HIGH REFRACTORY GOLD ORE WITH DIAGNOSTIC LEACH AFTER FLOTATION

SUMMARY

In this study, ten core samples of different depth into the sulphur zone provided by the geology department in Koza Gold Corporation are used. The location of the samples is reserved by the company. Before experimental studies, these ten drilling samples are performed by cyanidation leach in large particle size ($d_{80}=1.75$ mm) separately and recoveries are ranged between %20-40 and then these ten samples were mixed and a master composite was created by mixing. After making the master composite, 2, 8, 24, 48 and 72 hours cyanide leaching experiments were performed in three different sizes as $d_{80} = 75 \mu\text{m}$, $d_{80} = 45 \mu\text{m}$ $d_{80} = 106 \mu\text{m}$. These kinetic leaching experiments show the gold recovery based on leaching time and particle size. Also, cyanide consumption of each of sample was calculated. As a result of these tests, it was decided that the ideal leaching size is $d_{80} = 75 \mu\text{m}$, the ideal leaching time is 24 hours, and the initial NaCN concentration should be 1000 ppm. The gold recovery of the experiment at $d_{80} = 75\mu\text{m}$ was calculated as 39.2%, therefore, the ore is classified as a high refractory ore. According to the chemical analysis of ore, master composite contain 0.70 ppm Au, 1.25 ppm Ag, %2.51 S, %3.42 Fe, 67.01ppm Cu, 422.9ppm As, 95.44ppm Zn, 32.89ppm Pb, 91.85ppm Ni and 11.37 ppm Sb. The mineralogical analysis shows that the ore contains 59.2% quartz and high amount of clays (10.4% kaoline and 25.1% illite), also 1.4% pyrite and 2.2% siderite. According to the results obtained from the analyses, the reason for the refractory nature of the ore is estimated to be due to the sulfuric structures, especially pyrite. Due to the sulfide structure of the ore, it is thought to be proper for flotation, and collective sulfur flotation is applied with different collectors. The collectors used in bulk sulfur flotation has been selected as Cytec Aero 208, PAX, Cytec Aero 7249 and Cytec Aero MX-980 and has tried five different flotation experiments with these collectors and their mixtures. In the first experiment, the natural pH of the ore (pH 7.0) was carried out with PAX, a six-stage flotation experiment with 50g/t collector dosage in each stage. The gold recovery of this experiment is 72.8%. In the second experiment, at pH:12, Aero 7249 (50g/t of each six stage) was used and gold recovery is 77,5%. In the third experiment, a six-stages experiment was carried out at pH:4.0 with Aero 208 + PAX (25g/t + 25g/t in each stage). The result of third experiments has 75,5% gold recovery. The first two stages were performed by 25+25g/t Aero 7249 at pH:12 and the next two stages were performed by 25g/t PAX at pH:7 for fourth flotation experiment and this experiment has 86.2% gold recovery. The last experiment performed by 25 g/t MX 980 and 25 g/t PAX at pH 8-9 and it has the highest gold recovery with 91.3%. 10 ppm Au content was reached by flotation with cleaner circuits. The 48 hours NaCN leaching applied on all tailing of the flotation. The reason for these leaches is maximizing of gold recovery and decide to select ideal pre-treatment flotation process for diagnostic leach. A series of flotation which is used 4th flotation experiment condition was performed to obtain enough concentrate for diagnostic leach. The content of the concentrate; It

consists of 2.49 ppm Au floated with 59.7% recovery, 3.26 ppm Ag floated with 41.4% recovery and 14% S floated with 91.7% recovery.

Diagnostic leaching process consists of 9 stages. In the first step, the produced flotation concentrate was leached for 24 hours with 5 kg/to NaCN initial concentration. In the second stage, acid leaching was done with HCl. And then the cyanide leach (2 kg/t NaCN and 24 hours) applied to the tailing of HCl leaching in the third stage. There has been a 3.6% increase in gold recovery and the total recovery has increased to 42.1% at the end of the third stage. With the sulfuric acid leach (step 4) and subsequently the cyanide leaching (step 5) of waste, gold recovery increased by 6.5%. The expected increase in recovery was experienced in the 6th stage with nitric acid. As nitric acid dissolves the pyrite, marcasite and arsenopyrite content in the ore, the recovery rised dramatically to 99.3% at the end of the 7th stage. Due to the 51% increase in Au recovery after Nitric acid leaching, the reason for the refractoryization of the concentrate was considered to locked gold into marcasite, arsenopyrite and pyrite mostly. As a result of the seventh stage, the tailing has 0.01 ppm Au and the tailing consists almost entirely of silicates because the acids dissolve all sulfur structures. The HF leaching, which is the next step, was not needed due to the recovery exceeding 99% and the gold content in the tailing was 0.01 ppm. In the last stage, it was observed that silicates do not play an important role in refractoryization since the final waste consisting of silicates contains only 0.01 ppm Au. It does not cause the formation of “preg-robbing” to high clay content, Also, as the particle size becomes thinner, the expected recovery increase has not been experienced. Therefore, the most important reason why the flotation concentrate is refractory; is the presence of gold in locked in pyrite, arsenopyrite and marcasite.

At the end of all experimental works, 84.1% by mass is separated as final flotation waste. As a result of leaching to this waste, it contains 0.09 ppm Au. Concentrate of flotation which is 14.9% by mass was the second final waste containing 0.01 ppm Au at end of the diagnostic leach. The rate of gold in both two solid tailings was fuound to be 7.75%. 92.25% of the gold in the feed has been obtained to liquid phase. As a result of 51% efficiency increase caused by nitric acid, it was decided that the ideal process for ore is the Nitrox / Redox Process. Nitrox/Redox process after bulk sulfur flotation can get rid of refractory structure of the ore and increase gold recovery from 39.2% to 92.2%

1. GİRİŞ

Altın, insanlık tarihinde en çok rağbet gören metal olmuştur. Günümüzde devletler, özel sektör ve halk, altını, ekonomik ve teknolojik sebeplerden dolayı yaygın olarak kullanmaktadır. Geçmişten günümüze insanların finansal enstrüman olarak kullandığı altın, pek çok toplumun beşeri olarak şekillenmesine ön ayak olmuş (Craig ve Rimstidt, 1998), teknolojinin gelişimi ile beraber, finansal bir araç olmanın ötesine geçip, fiziksel ve kimyasal özelliklerinden dolayı aranan bir malzeme olarak konumlandırılmıştır. Altına olan ilginin artması zengin ve kolay işlenebilir altın kaynaklarının tükenmesine neden olmuştur. Buna bağlı olarak; zengin ve kolay zenginleştirilebilir altın yataklarının keşfi her geçen gün daha da zorlaşmaktadır. Bu durum altın üretiminin, atıkların geri dönüşümüne, zor zenginleşebilen altın yataklarından sağlanmasına itmektedir. Literatürde yapılan tanımlara göre standart yoldan yapılan bir siyanürleme liçinde altın verimi %80-90'dan düşükse o cevher refrakter cevher olarak tanımlanır. Mevcut jeolojik ve ekonomik sebepler çağdaş altın madenciliğinde refrakter altının önemini her geçen gün daha da artırmakta olup bu durum refrakter altının zenginleştirilmesi için yeni prosesler ve teçhizatlar tasarlanmasını sağlamaktadır.

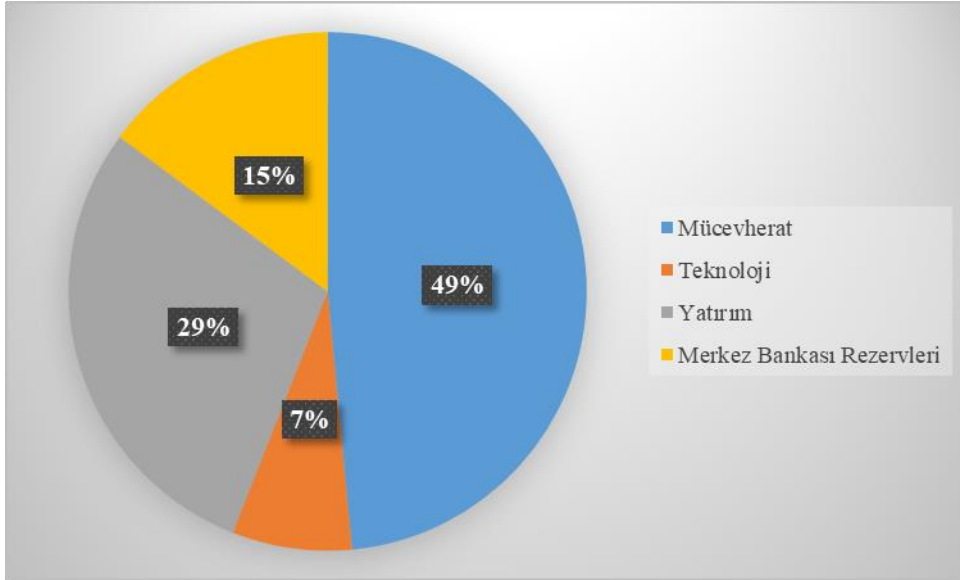
Bu çalışmada Koza Altın İşletmeleri'ne ait yüksek refrakter yapılı bir cevherde, altın kazanımını artırmak için çeşitli deneyler ve testler denenmiştir. Bu işlemler kapsamında öncelikle yüksek sülfür barındıran cevhere, toplu sülfür flotasyonu yapılmış, üretilen konsantre, diagnostik liçe tabi tutulmuştur. Cevhere ait flotasyon artığı ise siyanür liçine tabi tutulmuştur. Çalışmanın sağladığı verilere göre cevherin mineralojisini, sülfür flotasyonuna verdiği tepki ve diagnostik liç ile ön zenginleştirme işlemine uygunluğunu analiz ederek ideal bir prosesin tavsiye edilmesi hedeflenmiştir.

1.1 Altının Ekonomik Önemi

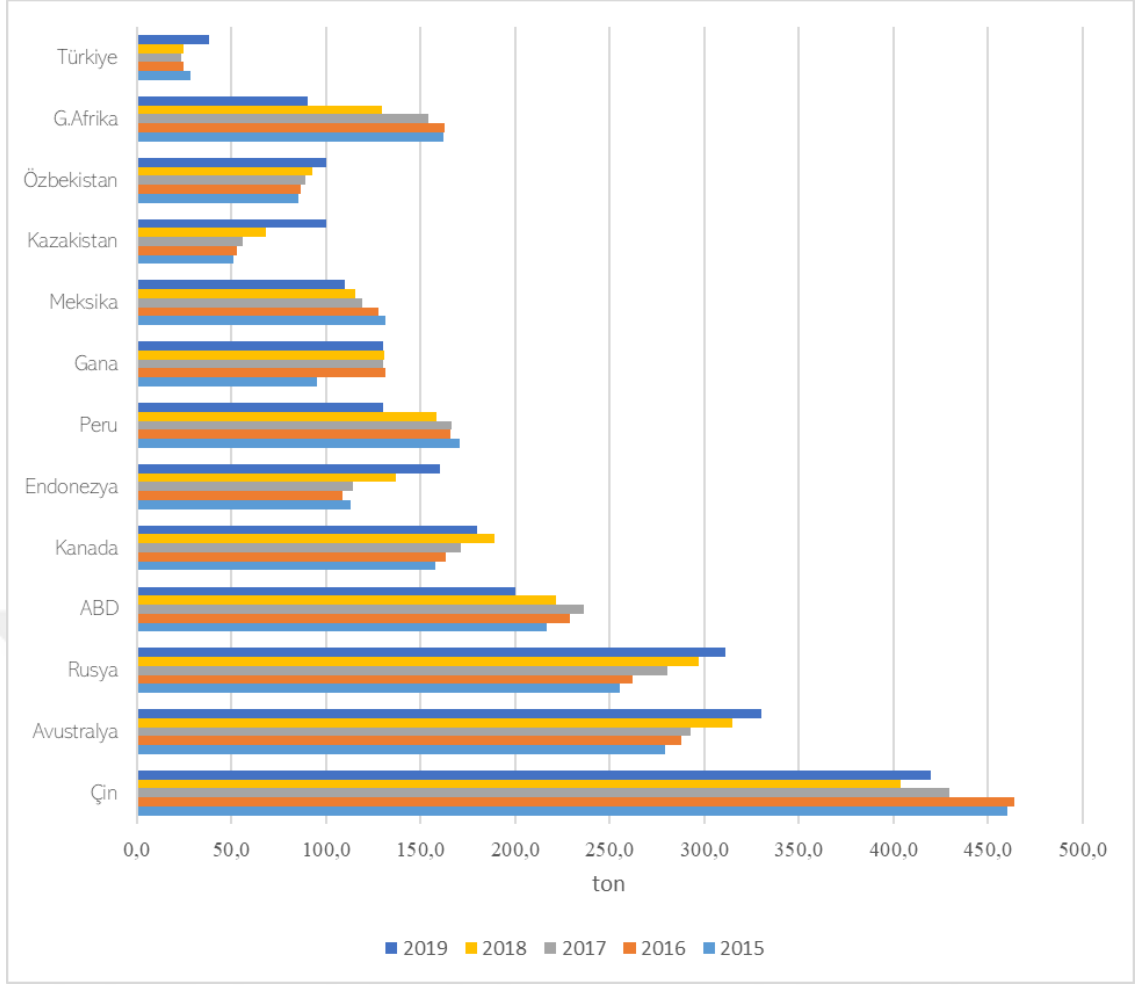
Artan altın fiyatları altın madenciliğine olan ilgiyi artırmıştır. Son 5 yılda % 46,21 oranında değer kazanan altın fiyatları, 2020'nin Mayıs ayında ons başına yaklaşık olarak 1.700 \$ bandındadır. Bu yükseliş kurumsal veya küçük ölçekli pek çok

madencilik firmasının altın üretimine yatırım yapmasına sebep olmuştur. 70’li yılların sonunda dünya geneli altın üretiminde sürekli bir artış trendi hakimdir. Bu artışın sebebi Çin, Peru, Endonezya, Papua Yeni Gine ve ABD’nin, altın üretiminde teknolojik gelişmelerin sağladığı avantajla ciddi yatırımlar yapmasıdır (Aydın, 2015). 2019 yılı itibarıyla sektörlere göre altın talebi Şekil 1.1’de gösterilmiştir (Stockton, 2020).

Ülkelere göre altın üretimi ise Şekil 1.2’de gösterilmiştir (World Gold Council, 2020). Altının ekonomik anlamda pek çok kullanım alanı bulunmaktadır. Yatırım, merkez bankası rezervi, teknoloji endüstrisi ve mücevherat altını çoğunlukla talep eden sektörlerdir.



Şekil 1.1 : Sektörlere göre altın talebi.



Şekil 1.2 : Ülkelere göre altın üretimleri.

1.2 Altının Özellikleri

Altın, periyodik cetvelde 6. periyot 11. grupta (1B) bulunan, yoğun parlak sarı renge sahip değerli bir metaldir. Altını geçmişte insanlık için önemli kılan özellikleri, rengi, parlaklığı, korozyona olan dayanıklılığı, yumuşak ve kolay şekillendirilebiliyor oluşudur. Pek çok metalin aksine doğada nabit halde bulunabilir (Britannica, 2020). Çizelge 1.1’de altının malzeme özellikleri verilmiştir (Marsden ve House, 2006). Altın iyi bir elektrik ve ısı iletkenidir. Atmosferik koşullara ve pek çok reaktife karşı dayanıklıdır. İnerttir ve kızılötesi radyasyonun iyi bir reflektörüdür. Ek olarak altın, düşük sertlik ve kolay dövülebilirliği olan bir malzemedir (Aydın, 2015) bu da altına kolay şekil verilebilme özelliği katar.

Çizelge 1.1 : Altının fiziksel ve kimyasal özellikleri.

Özellikler	Değer
Atom Ağırlığı	196,9665
Erime Noktası	1064 °C
Kaynama Noktası	2808 °C
Atom Çapı	0,1422 nm
Kristal Sistem	Yüzey-Merkezli Kübik
Yoğunluk	19,32 g/cm ³
Brinell Sertliği	25 MPa
Elastiklik Katsayısı	7,747x10 ⁻¹² MPa
Gerilme Dayanımı	123,6-137,3 MPa
Sıkıştırılabilirlik	6,01 x10 ⁻¹² 1/Pa
Ergime Isısı	1,288 x10 ⁴ J/mol
Buharlaşma Isısı	3,653 x10 ⁵ J/mol
Termal İletkenlik	311.4 W/(m·K)).
Elektriksel Özdirenci	2,05 x10 ⁻⁵ Ω·cm
Entropi	47,33 J/K

1.3 Türkiye'deki Altın Madenciliği

Türkiye'nin altın üretim haritası Şekil.1.3'de verilmiştir (Ünal ve diğ, 2016). Türkiye yüz ölçümü ve sahip olduğu altın rezervi oranı bakımından dünya geneline kıyaslandığında, altın kaynakları açısından zengin bir ülke olarak sınıflandırılmıştır (Ünal ve diğ, 2016). Türkiye'de altın üretimi 2000'li yıllar sonrasında artış trendi göstermektedir. 2019 yılında Türkiye'de yaklaşık 38 ton altın üretimi gerçekleştirilmiştir. Bu rakam Türkiye için üretim rekoru olmakla beraber Avrupa'daki en yüksek üretim miktarıdır (World Gold Council, 2020). Altın Madenciliği Derneği'nin 2019 yılında yaptığı çalışmaya göre altın madenciliğinin 1,5M\$ arama, 4,5M\$ tesis yatırımı olmak üzere toplam 6M\$ yatırım ve 12.300 personel istihdamı ile Türkiye ekonomisine toplamda 1.7M\$ katkısı olduğu iddia edilmiştir (Altın Madenciliği Derneği, 2019). Türkiye'de modern madencilik faaliyeti adı altında, altın üretimi ilk olarak 1989 yılında İzmir Bergama'da başlamıştır (Aydın, 2015). Türkiye üzerinde, aktif faaliyeti olan altın tesisleri Çizelge 1.2'de verilmiştir (Türkiye'deki altın madenleri listesi, 2020).



Şekil 1.3 : Türkiye altın üretim haritası.

Çizelge 1.2 : Türkiye’deki altın madenler.

İsim	Lokasyon	Şirket	Kuruluş Tarihi
Kışladağ Altın Madeni	Uşak	Tüprag	2006
Çöpler Altın Madeni	Erzincan	Anagold	2010
Ovacık Altın Madeni	İzmir	Koza Altın	2001
Sart Altın Madeni	Manisa	Pomza	2002
Mastra Altın Madeni	Gümüşhane	Koza Altın	2009
Çukuralan Altın Madeni	İzmir	Koza Altın	2009
Efemçukuru Altın Madeni	İzmir	Tüprag	2011
Kaymaz Altın Madeni	Eskişehir	Koza Altın	2011
Bolkardağ Altın Madeni	Niğde	Gümüştaş Madencilik	2012
Midi Altın Madeni	Gümüşhane	Yıldızbakır	2012
Himmetdede Altın Madeni	Kayseri	Koza Altın	2013
Çoraklık Altın Madeni	Balıkesir	Koza Altın	2021+
Kubaşlar Altın Madeni	Balıkesir	Koza Altın	2021+
Bakırtepe Altın İşletmesi	Sivas	Demirexport	2015
Altıntepe Madencilik	Fatsa	Stratex	2015
Bakırtepe Altın İşletmesi	Sivas	Demirexport	2015
Kaş Altın Madeni	Kayseri	Demirexport	2016
İnlice Altın Madeni	Konya	Esan	2016
Kızıltepe Altın Madeni	Balıkesir	Zenit Altın	2017
Lapseki Altın Madeni	Çanakkale	Tümad Madencilik	2018
İvrindi Altın Madeni	Balıkesir	Tümad Madencilik	2019
Öksüt Altın Madeni	Kayseri	Öksüt Madencilik Centerra	2020

1.4 Altın Cevherleri Hakkında Genel Bilgi

Cevher üretiminde, yüzeyden derinliğe gidildikçe sırasıyla, oksitli zon, geçiş zonu ve sülfürlü zon konumlanır. Derine inildikçe sülfürleşmeye bağlı olarak liç verimi de düşmektedir. Genel anlamda altın 3-6 ppm arasında ekonomik olarak değerlendirilmesine rağmen günümüz koşullarında artan teknolojik imkanlar ve altın fiyatlarının yükselmesi bu durumu 0.5 ppm'in altına bile düşürmüştür. Mineralojik olarak altınlaşma, nabit olarak silikat damarlarında, alluviyonal ve plaser yataklarda, sülfür minerallerinin içerisinde, gümüş, bakır, antimon, tellür, selenyum ve PGM grubu ile alaşım meydana getirmektedir (Bulatovic ve Wyslouzil, 2000). Altın cevherlerinin pek çok farklı sınıflandırması bulunmaktadır. Bu sınıflandırmalar, cevherin altın kazanım verimi, cevherleşme ve altın taşıyan minerallere göre farklı parametreler baz alınarak yapılabilir. Çizelge 1.3'de cevher tipine bağlı altın oluşumu gösterilmektedir (Adams, 2005).

Çizelge 1.3 : Cevher tipine bağlı altın oluşumu.

Cevher tipi	Tasvir
Manyetik	Nikel, Bakır ve PGM grubu minerallerinde alaşımlı altınlaşma
Klastik Sedimenter Kayalarındaki Cevherler	Plaser yataklar, genel olarak kuvars, serisit, klorit, turmalin ve bazen rutil ve graphite içeren konglomeralar. Altın nabit olarak bulunabilir. Bazı yataklar %3 pirit içerebilir. Pirit içerisinde altın tanelerin boyutu 0,01-0,07µm boyutundandır
Hidrotermal	Bu tip cevherler çeşitli cevher tipleri içerir; Altın-pirit Altın-Bakır Altın-polimetallik cevherler Altın-oksitli mineraller
Metasomatik Cevherler	Pirit içeriği %3-90 arasında değişmektedir. Gang minerali olarak kuvars, serisit, dolomit içerir. Refrakter altın cevherleri genelde bu kategoriye girer.

Madencilikte kullanılacak olan zenginleştirme prosesinin tasarımı, cevherin mineralojik karakterine bağlıdır. Tek bir proses akım şeması ve benzer tipte teçhizatın, hedef ürün aynı olsa bile her mineral için kullanılması mümkün değildir. Her bir altın minerali benzersiz özelliğe sahiptir ve zenginleştirme için kullanılacak yöntemin seçimi altının mineralojik oluşumuna, tane boyut dağılımına, taşıyıcı ve gang mineraline, cevherdeki diğer mineral topluluklarına ve alterasyona bağlıdır. Bütün bu parametrelerin varyasyonu altın cevherinin, teknik ve ekonomik değerini oluşturur (Marsden ve House, 2006). Altın için yapılan karakterizasyon çalışmaları iki ana parçadan oluşmaktadır. İlk parça, altın mineralinin mineralojik dağılımının ve altın içeren minerallerin belirlenmesi ile bunların miktar analizinin yapılmasıdır. İkinci kısım ise olası altın kazanım verimini düşürecek sebeplerin belirlenmesi ve listelenmesidir (Adams, 2005). Altının kristal şekli, kübik, oktahedral ya da dodekahedral formda olabilir (Aydın, 2015). Yüksek sülfür içeren cevherler de genellikle altın için refrakterleşme sebebidir. Oksit zonu ve geçiş zonundan çıkarılan cevherler çoğunlukla yüksek verimle zenginleştirilirken, sülfür zonundan çıkarılan cevherlerin veriminde ciddi düşüşler olabilmektedir. Stibnit, kalkozit ve pirotit gibi bazı cevherlerin verime negatif etki ettiği, ikinci bir grup olarak pirit, kalkopirit, arsenopirit ve sfaleritin ise verimde ciddi düşüşlere sebep olmadığı, galen cevherinin ise verimde artışa sebep olduğu Yen ve Aghamirian tarafından iddia edilmiş (2002) ancak literatürdeki pek çok çalışmada arsenopirit, pirit gibi minerallerin liç verimini oldukça etkilediği de görülmektedir.

1.4.1 Nabit Altın

Nabit altın genellikle 85-95% Au içeriğine sahiptir. Ana impüritesi Ag olup, Au içeriğinin %99,8 kadar yükselebildiği altın mineralleri olarak tanımlanır. Saf altının yoğunluğu $19,3\text{g/cm}^3$ iken nabit altın genellikle yaklaşık $15,0\text{g/cm}^3$ yoğunluğuna sahiptir (Kelly, 2014; Marsden ve House, 2006). Nabit altın, yüksek yoğunluğundan dolayı zenginleştirilmesi kolay bir altın cevheridir. Örneğin; cevherde gang minerali olarak silikat bulunduğu (yoğunluk: $2,7\text{ g/cm}^3$) durumda, aradaki yüksek yoğunluk farkı selektif bir ayırmayı mümkün kılar ancak unutulmamalıdır ki; geçmişteki endüstriyel faaliyetlerden dolayı günümüzde nabit altın içeren yataklar oldukça az bulunmaktadır.

1.4.2 Elektum

Altın genelde gümüş ile bulunmaktadır. Gümüşün miktarca oranı ise elektum oluşumunu belirlemektedir. Elektumun miktarca gümüş içeriği %25-55 arasındadır. Elektumda altının saflığı aşağıdaki formülle belirlenmektedir.

$$Saflık Derecesi = \frac{(wt \% Au) \times 1000}{(wt\% Au + wt\% Ag)} \quad (1.1)$$

Yukarıda gösterilen saflık derecesi formülü, cevher içerisinde diğer metallerin olduğu durumda çok kullanışlı değildir. Ancak bu formül, altın tesislerinin nihai üretimi olan doredeki altın oranında kullanılmaktadır (Marsden ve House, 2006).

1.4.3 Altın Tellür

Altın-Tellür farklı mineral formunda bulunan tüm Au ve Te içeren mineraller için kullanılan tanımlamadır. Au'a ek olarak Ag ve Cu da mineral içeriğinde bulunabilir. Altın-tellürler genelde serbest altın ve sülfür mineralleriyle beraber bulunurlar. Yaygın altın tellürler şunlardır; Silvanit $[(Au,Ag)_2Te_4]$, kalverit $(AuTe_2)$ ve petzit (Ag_3AuTe_2) . Altın tellürlerin yoğunlukları $8-10 \text{ g/cm}^3$ aralığında değişmektedir (Marsden ve House, 2006).

1.4.4 Sülfürlü Altın Mineralleri

Altın, aşırı ince boyutlarda, sülfürlü yapıların içerisinde bulunabilmektedir. Örnek olarak; arsenopirit içerisinde altın oranı 0,2 ppm'den %1,5'e kadar çıkabilmekte, pirit için ise bu aralık 0,2 ppm ile 132 ppm olabilmektedir. 2020 yılı koşullarında, altının ekonomik işlenebilirliğinin yaklaşık olarak 0,5 ppm'e kadar düştüğü varsayılırsa, sülfürlü altın minerallerinin ne denli önemli olduğu anlaşılabilmektedir.

1.4.5 Diğer Altın Mineralleri

Altın bizmut ile oluşturduğu Au_2Bi (Maldonit), ve bakırlı altın bileşikler Auricupride $(AuCu_3)$, tetra-auricupride $(AuCu)$ diğer altın minerallerine bazı örneklerdir.

1.5 Altın İçeren Minerallerin Sınıflandırılması

Madencilikte, Altın içeren mineraller tarihsel ve mineralojik bakımdan birincil ve ikincil cevherler olarak gruplandırılabilir (Marsden ve House, 2006).

Birincil Cevherler

- Plaserler
- Doğrudan İşlenebilir Cevherler
- Oksitli Cevherler
- Zengin Gümüş İçeren Cevherler
- Demir Sülfürler
- Arsenik Sülfürler
- Bakır Sülfürler
- Antimoan Sülfürler
- Tellüridler
- Karbonlu Cevherle

İkincil Cevherler

- Gravite Konsantreleri
- Flotasyon Konsantreleri
- Artıklar
- Rafine Edilmiş Malzemeler
- Geri dönüşüme tabi tutulmuş altın

1.5.1 Plaserler

Alüvyonal, elüvial çökelti ve kolüviyal malzeme içerisinde oluşan plaserler, yaygın endüstriyel aktiveler (Kırma-Öğütme) olmadan, konumuna göre ilkel yollardan zenginleştirilmeye müsaittir. Plaserler, geçmiş yüzyıllarda altın üretimi için en önemli kaynaklardan biri olsa da günümüzde altın üretimi içerisindeki oranı %2 civarındadır (Marsden ve House, 2006).

1.5.2 Kolay Zenginleşen Cevherler

Free-Milling olarak da bilinen Kolay Zenginleşen Cevherler, genel olarak yaklaşık $d_{80}:75 \mu\text{m}$ tane boyunda standart siyanür liçinde %90 üzerinde verime sahip olan altın cevherleri için tanımlanır (Zhou ve Cabri 2004). “Palaeoplacers”, altın içeren kuvars damarları ise temel free-milling altın cevheri kaynaklarıdır. Ancak oksitli ve yüksek gümüş içeren altın cevherlerinin, *Kolay Zenginleşen Altın Cevherleri* olarak literatürde tanımlanmaları için gravite ve siyanür liçinde yukarıda belirtilen %90 üstü verimi sağlamaları gerekmektedir (Adams, 2005; Marsden ve House, 2006; Zhou ve Cabri, 2004).

1.5.3 Oksitlenmiş Altın Cevherleri

Oksitlenmiş altın cevheri, oksitli altın cevherlerinden farklı olarak, altere olmuş (muhtemelen farklı bir yapıya sahip) birincil sülfür yataklarından oluşmaktadır. Bu alterasyon, genellikle özel ekipmanlar gerektirmektedir (Marsden ve House, 2006). Oksidasyon ve diğer hidrotermal alterasyon prosesleri, kaya yapısını bozup kayadaki gözeneklilik yapısını artırır. Bu da tüvenan cevherin olduğu gibi yığın liçine beslenmesini mümkün kılar. Kaya oksitlenmesi ve alterasyonunun problemliliği yanı sıra, cevher içerisinde; hidratlaşmış, amorf ve zayıf kristalleşmiş silikatların miktarı ile kil mineralleri, sülfürlü tuzlar, oksit ve hidrooksit gang fazlarının yüksek oranda bulunmasıdır. Belirtilen bu yapıların bazıları göreceli olarak yüksek çözünülebilirliğe sahiptir. Bu durum, öğütme ve siyanürizasyon aşamasında, siyanür tüketici yapılara sebebiyet verir. Yüksek yüzey alanı, anormal seviyelerde siyanür tüketimine neden olur (Wolfgang, 1988). Oksitlenmiş cevherlerde yüksek oranda kil mineralleri bulunabilmektedir. Profilit ($\text{Al}_2\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$), talk ($\text{Mg}_3\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$), kaolonit ($\text{Al}_4\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$) ve montmorillonit ($\text{Al}_4\text{Si}_8\text{O}_{20}(\text{OH})_4.n\text{H}_2\text{O}$) prosesi negatif yönde etkileyen, kil minerallerinin başında gelmektedir. Bu mineraller, prosesin;

- Yığında veya teknede geçirgenliği azaltarak,
- Şlam viskozitesini artırarak,
- Aktif karbon yüzeylerini doldurarak,

altın kazanımında verim düşüşlerine sebep olmaktadır.

Karbonat mineralleri ise (kalsit (CaCO_3), dolomit ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$ ve siderit (FeCO_3)), pH kontrolünü zorlaştıran, oksitlenmiş cevherdeki diğer sorunlu yapılardır (Marsden ve House, 2006).

1.5.4 Yüksek Gümüş İçeren Altın Cevherleri

Gümüş neredeyse tamamen altın ile alaşım halinde bulunmaktadır. Gümüş konsantresi 10 ppm'in üstünde olduğu zaman, mineral "Elektrum" olarak adlandırılır. Gümüşün reaktivitesi altından yüksek olduğu için, flotasyon, liç ve sıyırma işlemlerinde bazı modifikasyonlara ihtiyaç duymaktadır (Marsden ve House, 2006). Eğer proses ve tesis tasarımı aşamalarında gümüşün etkileri düzgün bir şekilde etüt edilmezse, liç veriminde ve sıyırma işleminde altın kazanımı beklenenden daha düşük ve döküm sonrası doredeki gümüş içeriği hedeflenenden yüksek olabilir.

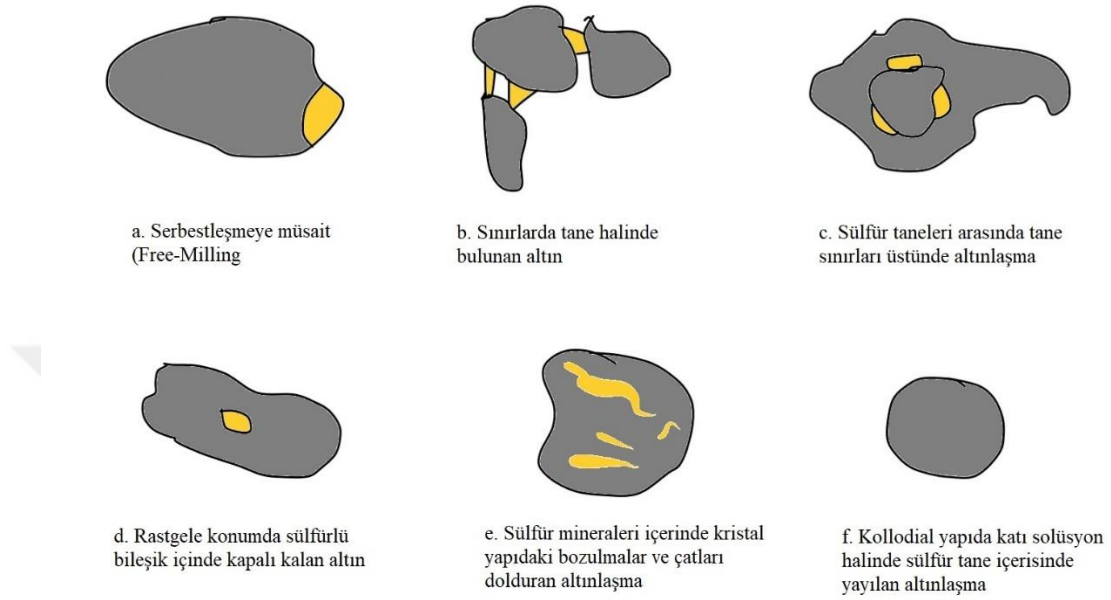
1.5.5 Demir Sülfürler

Altın taneleri demir sülfür matrisi içinde serbest halde bulunmadığı koşulda, hedef altın, demir sülfürlerin yüzey özelliklerine sahiptir. Altın içeren en yaygın demir sülfür mineralleri pirit (FeS_2), markazit (FeS_2) ve de pirotin (Fe_{1-x}S) dir. Pirit düşük reaktif özellik gösteren oldukça zor çözünen stabil bir mineraldir. Bu yüzden pirit içerisinde bulunan altının siyanürle teması için aşırı ölçüde öğütme veya güçlü oksidasyon şartları ya da bu iki şartın beraber sağlanması gereklidir. Ancak bu durum, piritin mevcut reaktif olmama özelliği, altın tanelerinin iri olduğu durumda avantaj yaratabilir. Bunun sebebi ise siyanürün altın ile temasının daha kolay olması ve piritin geç çözünmesine bağlı olarak siyanür tüketiminin azalmasıdır. Bu durum, çözeltide altın dışında daha az miktarda çözünmüş demir anlamına gelmektedir. Bu yüzden piritin varlığı sadece öğütme boyutunun düşüklüğüne bağlı bir dezavantajdır (Marsden ve House, 2006).

1.5.6 Arsenik Sülfürler

Arsenik, altın üretiminde proses kontrolü ve literatür çalışmalarında, demir, bakır nikel, civa gibi sıklıkla kontrol edilen bir elementtir. Arsenopirit (AsFeS_2), realgar (As_2S_3 , AsS) ve orpiment (As_2S_3) altın içeren yaygın arsenikli sülfür mineralleridir. Arsenopirit en yaygın altın barındıran sülfürlü arsenik mineralidir ve piritten sonra altın konsantresi bakımından ikinci sıradadır. Arsenopirit, pirit ile pek çok açıdan benzer özelliklere sahiptir. Piritten daha az sert ve daha kırılkan yapıda olduğu için

öğütmeye daha elverişli bir mineraldir (Marsden ve House, 2006). Altının mineral içerisinde kolloidal formda bulunması, arsenopirite, pirit göre daha yaygın bir durumdur. Bunun nedeni ise arsenopiritin mineralleşme koşullarının altın ile aynı sıcaklıkta oluşmasıdır (Marsden ve House, 2006).



Şekil 1.4 : Altının sülfürlü taneler içerisindeki formasyonu.

Şekil 1.4, altın ve sülfür mineralleri arasındaki ilişkiyi göstermektedir. Bu görselde sülfürlü mineralleri, pirit ve arsenopirit mineralleri temsil etmektedir. Şekil 1.4’de **a** ve **b**’de gösterilen taneler serbestleşme için oldukça müsaitken, **d** için genellikle zorlayıcı öğütme koşulları gereklidir. **c** için her zaman geçerli olmamakla birlikte **c** ve **e**’nin zenginleştirilmesi aşırı derecede zordur. **f**’nin ise ekonomik zenginleştirilmesi günümüz koşullarında imkan dahilinde değildir.

1.5.7 Bakır Sülfürler

Sülfür içerisinde bakırın varlığı, proses tasarımı ve üretim koşullarını oldukça önemli ölçüde etkiler. Bakır sülfürlerin, tek başlarına bir kaynak olarak işlenmeleri pek karşılaşılan bir durum değildir. Bakır mineralleri genelde yanında yüksek miktarda pirit ile bulunurlar. Altın ise bakır mineralleri içerisinde genelde kalkopirit (CuFeS_2), kalkozin (Cu_2S), bornit (Cu_5FeS_4) ve kovalit (CuS) içerisinde yer almaktadır. Bakır sülfür içerisindeki altın konsantrasyonu, pirit ve arsenopirite oranla çok daha azdır (>1 ppm). Altının bakırdan kazanımı, genelde bakır konsantrelerinin yan ürünü olarak

gerçekleşir. Yüksek tonajda bakır konsantresinin olduğu koşullarda bu durum oldukça karlı olabilir (Marsden ve House, 2006).

1.5.8 Antimon Sülfürler

Antimon da tıpkı bakır gibi proses tasarımı ve kontrol koşullarını doğrudan etkiler. En yaygın formu, stibnit (Sb_2S_3)'tir. Stibnit kuvars damarlarında, kurşun-çinko yapılarıyla beraber bulunur. Altın ile yaptığı alaşımlar nadir olarak görülür ve yüksek siyanür tüketimine neden olur (Marsden ve House, 2006). Aurostibnit ($AuSb_3$), düşük çözünürlüğü yüzünden siyanür liçinde düşük verime sebep olmaktadır ve bunun yanında da düşük amalgamlaşma özelliğine sahiptir. Genelde flotasyon konsantrelerinde stibnitin içerisinde yer alır.

1.5.9 Tellürler

Tellür-Altın alaşımlarında altın genellikle nabit halde bulunur. Ekonomik anlamda önemli olan altın kaynaklarındandır. Kalevenit ($AuTe_2$), petzite ($Au.AgTe_2$), hessite ($AgTe_2$) ve krennerite (Au_3AgTe_8), bilinen altın-tellür mineralleridir ve altın-gümüş içerikleri bu minerallerde %12-44 arasında değişebilir. Altın-Tellürler'in siyanürlü çözelti içinde çözünürlüğü oldukça düşüktür ve çözünme süreleri uzundur. Bu yüzden bir oksidasyon ön işlemi ekonomik ve teknik açıdan uygulanabilir bir proses için gereklidir (Marsden ve House, 2006).

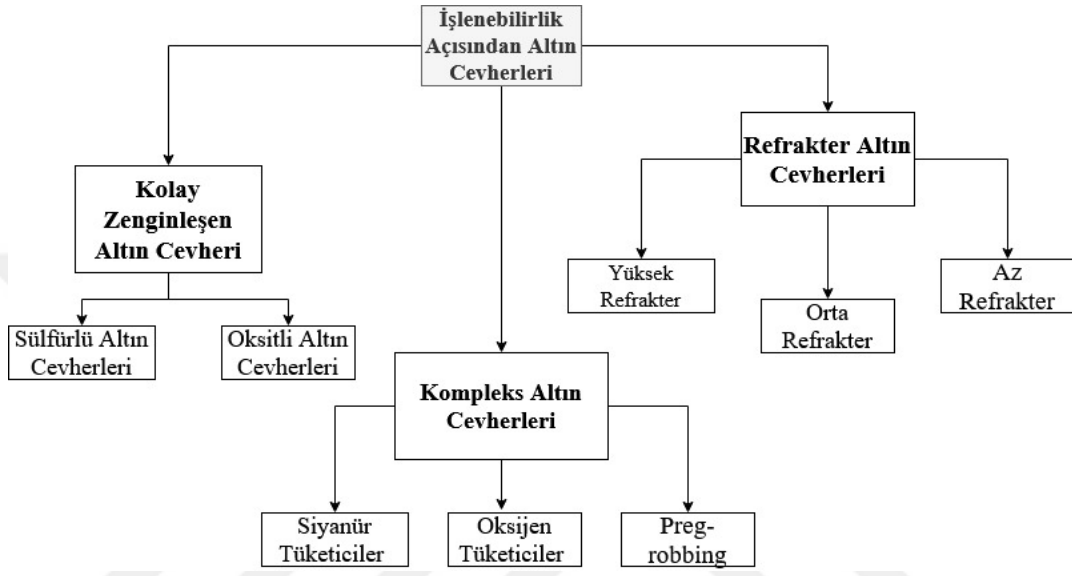
1.5.10 Karbon İçerikli Cevherler

Liç esnasında karbonun varlığı, karbonun yüksek absorpsiyon yeteneğine bağlı olarak verimi düşürür. Aktif karbon kadar yüksek ve taze yüzey alanına sahip olmasa da, bazı cevherlerdeki karbonlu yapılar, altın ekstraksiyonu oldukça düşürecek yüzey özelliklerine sahiptir (Marsden ve House, 2006).

1.6 İşlenebilirlik Açısından Altın Cevherlerinin Sınıflandırılması

Bu sınıflandırmada temel kriter altın cevherinin konvansiyonel yollarla zenginleştirilme verimine göre yapılır. Brooy ve arkadaşlarının yaptığı çalışmaya göre üç adet alt başlık bulunur; Kolay Zenginleştirilebilen Altın Cevherleri, Kompleks Altın Cevherleri ve Refrakter Altın Cevherleri (1994). Ancak literatürde bu sınıflandırma çoğu zaman Kompleks Altın Cevherlerini de Refrakter Altın Cevherleri sınıfına dahil edip, Refrakter Altın Cevherleri ve Refrakter Olmayan Cevherleri olarak yapılmıştır

(Afenya, 1991; Akçıl ve Çiftçi, 2009; Asamoah ve diğ, 2014; Yüce, 2014). Şekil 1.5’de bu sınıflandırma şematize edilmiştir. En genel tabiriyle; yüksek verimli bir altın kazanımı için mevcut cevherin, altın absorbe eden karbonlu yapıların içermemesi, cevher içerisinde asit yapıcı bileşenlerin olmaması (yüksek kireç tüketimini önlemek için), altın üzerinde pasif filmi oluşturacak demir oksit oluşmaması, ve cevherin kilsiz olması gerekmektedir (Oygür, 1996).



Şekil 1.5 : İşlenebilirlik açısından altın cevherlerinin sınıflandırılması.

1.6.1 Kolay Zenginleşen Altın Cevherleri

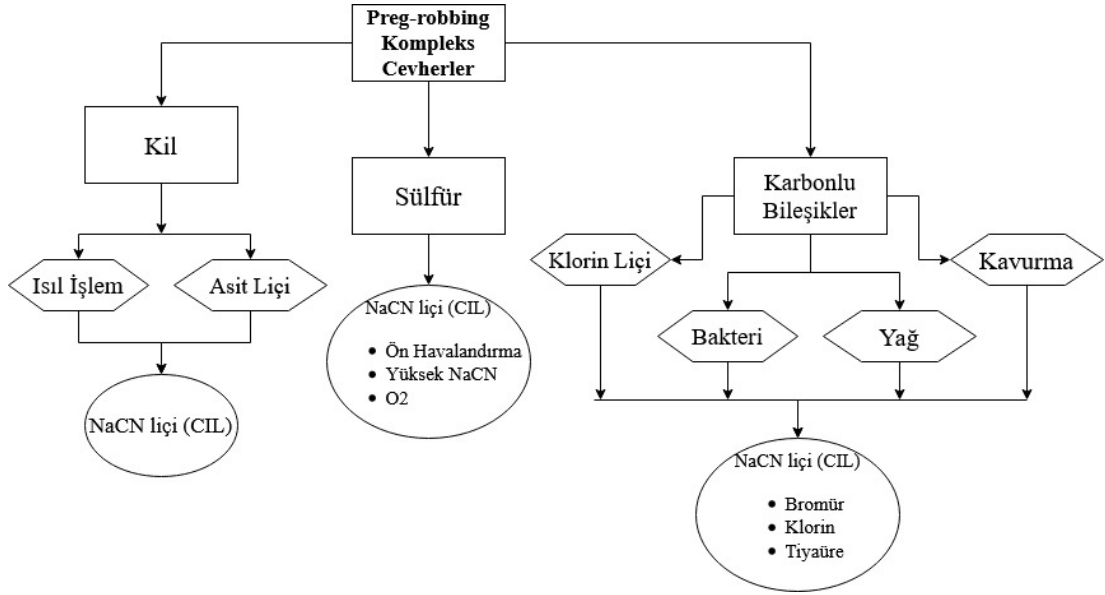
Kolay Zenginleşen Altın Cevherleri için Refrakter Olmayan Altın Cevherleri tanımı da kullanılır. Geleneksel liç koşullarında bu cevherler %90’dan yüksek altın kazanımına sahiptir. Altın tanelerinin kolay serbestleşebilmesi ve/veya serbest altın tanelerinin cevher içerisinde bulunması durumunda altın kolay zenginleşebilir. Plaser altın cevherleri istisnai bir durum oluştursa da Kolay Zenginleşebilen Altın Cevherleri çoğunlukla gravite zenginleştirmesiyle zenginleştirilebilen cevherlerdir. Bu noktada Falcon ve Knelson konsantratörleriyle yüksek verimle zenginleştirilebilirler (Brooy ve diğ, 1994). Bu noktada altının serbestleşme boyutu oldukça önemlidir. Plaser altın cevherler, herhangi bir konsantratöre ihtiyaç duymadan zenginleştirilirken alluvial cevherler serbest altın kömür-yağ agloremasyonu ile de zenginleştirilebilir (Brooy ve diğ, 1994). Bu tip cevherlerin kimyasal yollarla zenginleştirildiği durumlarda verim neredeyse %100’e yakındır. Eğer cevher tenörü düşük ise yığın liçi tavsiye edilir.

1.6.2 Kompleks Altın Cevherleri

Kompleks altın cevherleri altın kazanımında azalmaya sebep olduğu için çoğu zaman refrakter altın olarak tanımlanmaktadır. Üç alt türü bulunur; Preg-robbing cevherler, Siyanür Tüketiciler ve Oksijen Tüketiciler (Brooy ve diğ, 1994).

1.6.2.1 Preg-robbing Altın Cevherleri

Aktif karbonlu yapılar, siyanürde çözünmüş altının absorbe etme yeteneğine sahiptir. Bu yüzden çözünen siyanür vasıtasıyla çözünüp faz değiştirerek solüsyona geçen altın, yüzey aktif karbonlar tarafından emilir (Afenya, 1991). Bu mekanizma “Preg-robbing” olarak tanımlanır. Preg-robbing mekanizmasından dolayı verim %90’ın altına indiği zaman cevher refrakter özellik kazanmaktadır. Karbonlu yapılar, aktif elementel karbon ve de uzun hidrokarbon zincirli organik yapılarla hümitik asit benzeri organik asitlerden meydana gelir (Afenya, 1991). Karbonlu cevherler genelde sülfürlü ve silikatlı cevherlerle beraber bulunmaktadır (Afenya, 1991). Karbonlu yapılara ek olarak killer de benzer mekanizmalarla altın kazanımına engel olmaktadır. $Au(CN)_2^-$ bazı vakalarda kil tarafından absorblanır (Baum, 1990). Aurosiyanür ($Au(CN)_2^-$) ile karbonlu yapılarının etkileşimi günümüzde de tam olarak aydınlatılmış değildir. Bu olayı açıklamak için yapılan bazı çalışmalarda yüzey aktif karbon ile nötr halde bulunan $Mn^+(Au(CN)_2^-)$ ile elektrostatik bir etkileşim önerilmiştir (Afenya, 1991; Cho ve Pitt, 1979; Gross ve Scott, 1927). Ancak aurosiyanür aktif karbon ile etkileşime girerken metalik altının oluşmadığı da pek çok bilim insanı tarafından kabul edilmektedir (Afenya, 1991). Organik bileşik, karbonlu maddenin yüzeyinden benzen ile çıkarıldığı zaman bu organik bileşiğin absorpsiyon kapasitesinin azaldığını ancak böyle bir durumda bu organik bileşiğin aktif karbon gibi davranma olasılığının olduğu söylenmiştir (Asare, 1984). Karbonlu yapılar 1-500 ppm’e kadar altını absorbe edebilmektedir (Dunne ve diğ, 2012). Ek olarak Preg-robbing, düşük siyanür konsantrasyonunda sülfürlü minerallerle de oluşabilmektedir (Dorr ve Bosqui, 1950) ancak bu durum siyanür ve oksijen miktarının artırılmasıyla çözülebilmektedir (Brooy ve diğ, 1994). Preg-robbing cevherler için önerilen prosesler (Brooy ve diğ, 1994) Şekil 1.6’da gösterilmiştir.

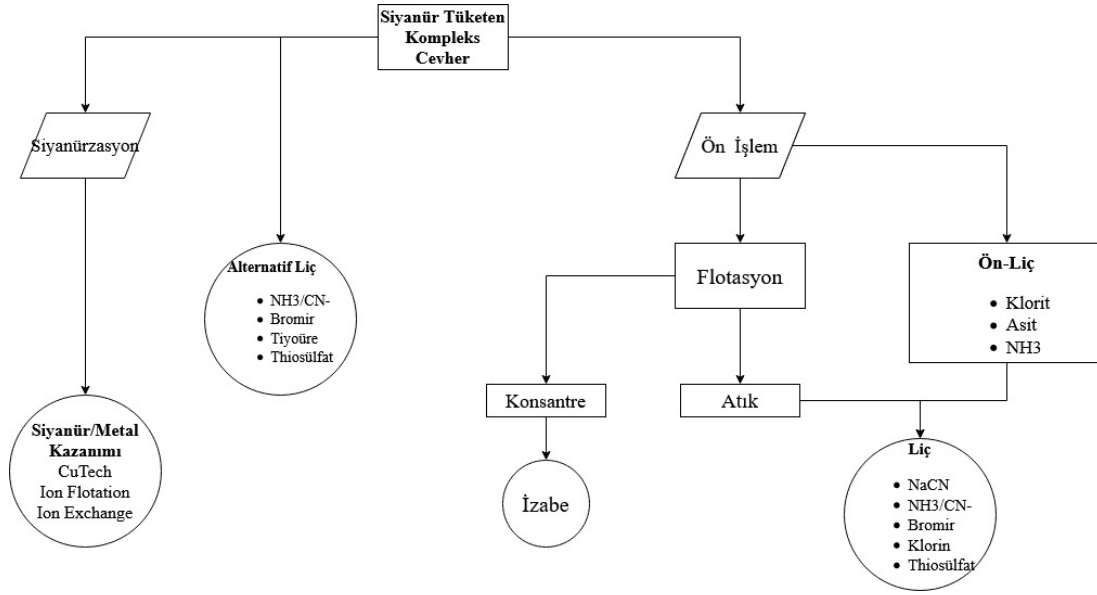


Şekil 1.6 : Preg-robbing kompleks cevherlere uygulanan işlemler.

1.6.2.2 Siyanür tüketiciler

Elektrom tipi altınlar liç kinetiğini yavaşlatır ve siyanür tüketimini artırır ancak asıl ciddi siyanür tüketiminin sebebi sülfür ve oksitli yapıların yan reaksiyonlarıdır. Aşırı miktarda reaktif (siyanür) tüketimi altın kazanımını azalttığı gibi operasyon maliyetini de artırır (Brooy ve diğ, 1994). Siyanür tüketimini artırmada bakır kilit önem taşımakta olup %1'den fazla bakır içerik, yüksek siyanür tüketiminden dolayı altın işlemeye ekonomik anlamda sorun teşkil etmektedir (Brooy ve diğ, 1994). Bu yüzden yüksek bakır içerikli cevherler genelde siyanür liçinden önce sistemden uzaklaştırılır. Genelde en ekonomik yöntem olarak önerilen metot flotasyon ile altın-bakır konsantresini doğrudan izabeye vermek olarak belirtilmiştir (Dunne 2016; Forrest ve diğ, 2001). Bakırın siyanür ile oluşturduğu yapılar şunlardır; CuCN , Cu(CN)_2^- , Cu(CN)_3^{2-} , Cu(CN)_4^{3-} . Oluşan moleküller bakır ile siyanür arasındaki orana göre değişmektedir (Brooy ve diğ 1994), ve bu moleküllerden sadece Cu(CN)_3^{2-} , Cu(CN)_4^{3-} , altını çözme yeteneğine sahiptir (Hedley ve Kentro, 1945).

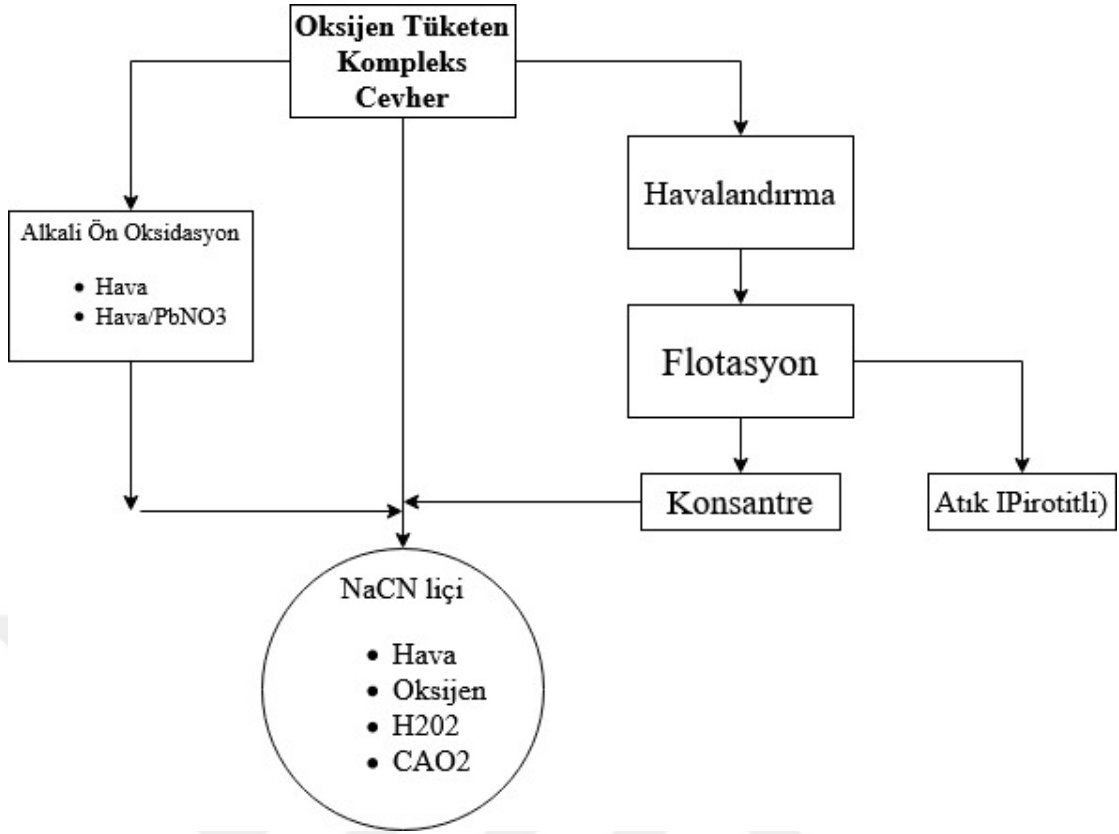
Amonyum-siyanür (Jarman, 1905), bromin (Sehic, 1988) ve tiyoüre (Deschenes ve Ghali, 1988) bakır varlığında altını çözmek için alternatif reaktif olarak önerilmiştir, ancak bromir bakıra karşı selektif olarak altını çözme konusunda sınırlı yeteneğe sahipken, tiyoüre, siyanüre göre daha başarılıdır (Yüce, 1995). Siyanür tüketici minerallerin cevherde olması durumunda önerilen ön işlemler Şekil 1.7'da verilmiştir (Brooy ve diğ, 1994).



Şekil 1.7 : Siyanür tüketen kompleks cevherlere uygulanan işlemler.

1.6.2.2 Oksijen tüketiciler

Oksijen tüketiminin yüksek olması, cevherin preg-robbing veya yüksek siyanür tüketen bir cevher olmasından daha az sorun yaratan bir durumdur. Yüksek oksijen tüketimi genellikle reaktif sülfürlerin, spesifik olarak yüksek demir içeriğine işaret eder. Pirotit gibi minerallerde sülfiti, sülfata ve demir(II)'i demir(III)'e oksitlemek için yüksek konsantrasyonda oksijen gerekmektedir (Brooy, ve diğ, 1994). Bu oksijen talebi saf oksijen (Brooy ve Komosa, 1992), hidrojen peroksit (Loroesch ve diğ, 1989), ve kalsiyum peroksit (Monhemius, 1992) tarafından karşılanabilmektedir (Brooy ve diğ). Yüksek oksijen tüketen cevherler için uygulanan prosesler Şekil 1.8'de şematize etmiştir.



Şekil 1.8 : Oksijen tüketen kompleks cevherlere uygulanan işlemler.

1.6.3 Refrakter Altın Cevherleri

Refrakter altın cevherinin en geniş tanımı; yaygın ve kabul görmüş konvansiyonel siyanür liçi koşullarında %90 altın kazanım veriminden daha düşük verime sahip altın cevherleri olarak yapılmıştır. Refrakterliğe göre altın cevherleri “Refrakter olmayan”, “Az Refrakter”, “Orta Refrakter” ve “Yüksek Refrakter” olarak sınıflandırılmıştır (Çizelge 1.4).

Çizelge 1.4 : Refrakter altının sınıflandırma koşulları.

Tür	Koşul
Yüksek Refrakter	Verim < %50
Orta Refrakter	%50 < Verim < %80
Az Refrakter	%80 < Verim < %90
Refrakter Olmayan	Verim > %90

Yüksek refrakter altın cevherinde altın, mineral matrisinin içerisinde yer almakta olup reaktif ile altın taneleri arasında bir etkileşim söz konusu değildir (Brooy ve diğ, 1994).

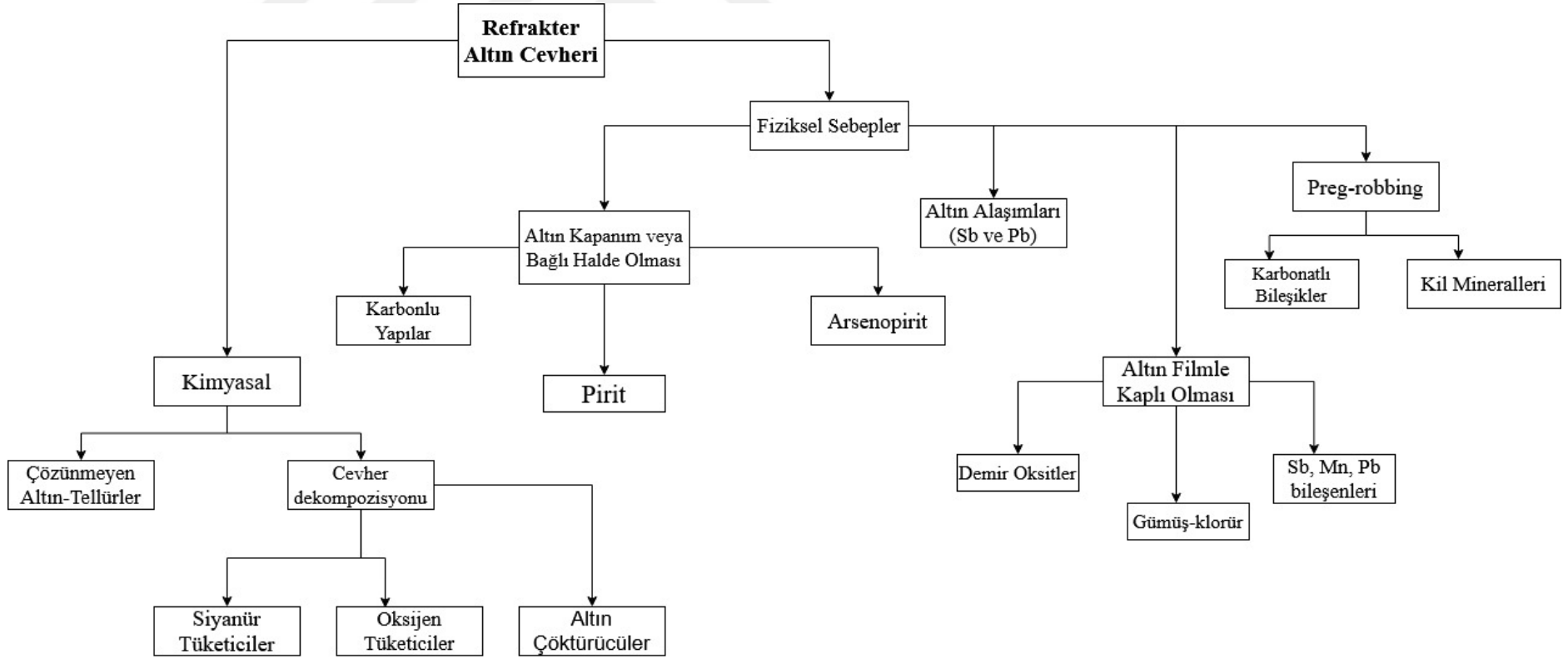
Mineralojik perspektiften bakıldığında bir altın cevherini refrakter yapan bazı koşullar bulunmaktadır. Bu koşullar aşağıda sıralanmıştır.

- i. Altın tanelerinin fiziksel olarak kapanım halinde sülfürlü, oksitli mineralin ve silikatlı yapılarının içerisinde bulunması (Afenya 1991; Brooy ve diğ, 1994).
- ii. Altının alaşım halinde kimyasal kapanım ile kitli olması (Afenya 1991; Brooy ve diğ, 1994).
- iii. Altın tanelerinin sub-mikroskopit boyutlarda “görünmez altın” veya “katı solüsyon” halde sülfürlü yapılarda (çoğunlukla arsenopirit) bulunması (Brooy ve diğ, 1994; Chen ve diğ, 2002; Komnitsas ve Pooley, 1989).
- iv. Yüksek miktarda siyanür tüketimine sebep olan bazı yapıların cevher içerisinde yer alması (Komnitsas ve Pooley, 1989).
- v. Yüksek miktarda oksijen tüketimine sebep olan bazı yapıların cevher içerisinde yer alması (Komnitsas ve Pooley, 1989).
- vi. Altının aktif karbonatlı yapıların içerisinde bulunması (Afenya, 1991).
- vii. Altın taneleri üzerinde pasif katmanların bulunması (Brooy ve diğ, 1994).

Literatürdeki yorumlara göre tüm bu koşulların bir veya birden fazlası altın kazanım veriminin %90-80’in altına inmesine sebep oluyorsa, bu cevhere refrakter altın cevheri denilebilir. Yapılan çalışmalardaki genel çıkarım cevheri refrakter yapan en önemli sebepler ilk üç maddede belirtildiği gibi cevherin bağlı halde bulunmasıdır. Öğütme boyutu incelidikçe çoğunlukla altın kazanımının artması beklenir ancak ince öğütme kapanım halindeki altının refrakter özelliğini genelde değiştiremez. İlk maddede belirtilen cevher tipi aşırı ince öğütme ile yüksek kazanıma ulaşabilir ancak ikinci ve üçüncü maddede belirtilen cevher yapıları için oksidasyon işlemler gereklidir (Afenya 1991; Brooy ve diğ, 1994; Chen ve diğ, 2002; Komnitsas ve Pooley, 1989). Üçüncü maddede belirtilen “görünmez altın” olarak tanımlanan altınlar konvansiyonel optik ve elektron mikroskopları ile görünmemektedir ve genelde arsenopirit ve arsenik ile beraber bulunan pirit içerisinde yer alır (Chen ve diğ, 2002). Yüksek siyanür ve oksijen tüketen cevherler (Brooy ve diğ, 1994) çalışmada kompleks yapıları cevherler olarak

kategorize edilmiştir. Bu sınıflandırmadaki temel kriter altın kazanım verimidir. Preg-robbing, siyanür tüketiciler ve oksijen tüketiciler Bölüm 1.8.2’de anlatılmıştır. Altın cevherlerindeki refrakterleşmeler Şekil 1.9’da gösterilmiştir.

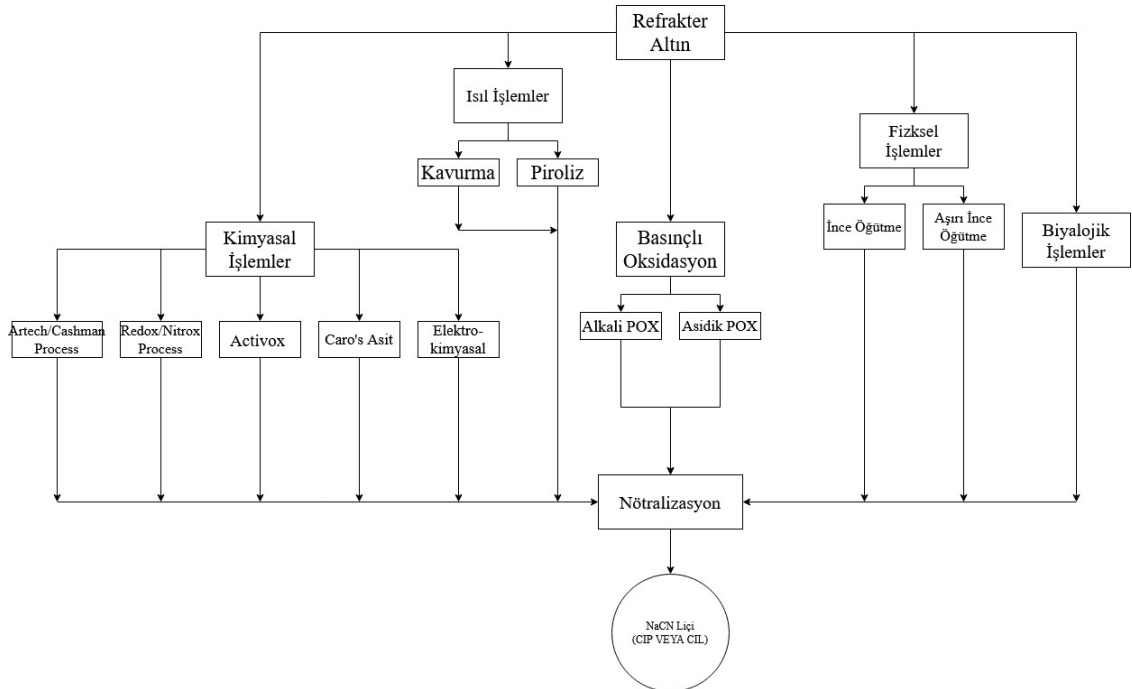




Şekil 1.9 : Altın cevherinin refrakterleşme sebeplerine göre sınıflandırılması.

1.7 Refrakter Altınlar İçin Uygulanan Ön İşlemler

Refrakter altın, NaCN liçi öncesi, cevhere refrakter karakter katan unsurlardan arındırılmak için oksidasyona maruz bırakılır. Refrakter altına uygulanan ön işlemler; ısıtma işlemi, basınçlı oksidasyon, biyolojik işlemler, kimyasal ve fiziksel işlemler olarak ana gruplara ayrılabilir. Refrakter altına uygulanan ön işlemler Şekil 1.10'da şematize edilmiştir (Brooy ve diğ, 1994). Bu şemada belirtilen fiziksel işlemler aşırı ince öğütme ve ince öğütmeyi kapsar. Kimyasal ön işlemlere hidro-kimyasal işlemler de denmektedir ve klorin gazı, nitrik asit gibi güçlü reaktif gerektirmektedir (Afenya, 1991). Basınçlı oksidasyonda ise otoklav (autoclave) kullanılır. Yüksek sıcaklık ve basınçta oksidasyon yapılır. Firmaların iş güvenliği açısından oldukça temkinli olması gerekmektedir. Son derece yüksek verimli bir prosestir. Bakteri liçinde ise oldukça çevreci ve yeni nesil bir yaklaşım sergilenmektedir. Ancak bakterilerin canlı olması, onların yaşam ve gelişim koşullarının stabil tutulması zorunluluğunu doğurur. Bu sebeple oldukça yavaş gerçekleşen bir prosestir. Isıl işlemlerde genellikle piroliz ve kavurma prosesleri kullanılır. Bu sistemler yüksek enerji maliyetinin yanında, çevre düzenlemeleri konusunda oldukça problemlidir.



Şekil 1.10 : Refrakter altına uygulanan ön işlemler.

1.7.1 Fiziksel İşlemler

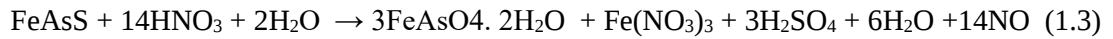
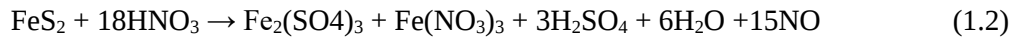
Altının mineral matrislerinden kurtulması için öğütme gereklidir. Refrakterleşme nedenleri arasındaki 1. madde fiziksel kapanımdan bahsetmektedir. Fiziksel kapanımı aşmak için ince öğütme en sorunsuz metottur. Ancak konvansiyonel teçhizat ile, ince öğütme ve aşırı ince öğütme boyutlarına inmek hem teknik hem de ekonomik sorunlar meydana getirir. Bu yüzden, geleneksel çubuklu ve bilyeli değirmenlerin ötesinde, ince ve aşırı ince öğütme için tasarlanmış, kısmen yeni tasarımlara ve ekipmana gerek vardır. Aşırı ince öğütme ve ince öğütmenin bir diğer dezavantajı ise mineral tanelerinde yüzey alanını artırmasıdır. İlk aşamada ortamdaki tüm minerallerin olduğu gibi altının yüzeyinin artması, siyanür ile temas eden altın miktarını artırmakta ancak benzer durum aşırı siyanür ve oksijen tüketen, ek olarak altın üstünde pasif film oluşturabilecek diğer bileşenlerin de yüzeyinin artmasına sebep olmaktadır. Aşırı ince öğütmenin en önemli parametrelerinden biri mekanik aktivasyondur. Mekanik aktivasyon iki aşamalı bir prosestir. İlk aşamada öğütmeye bağlı olarak tanelerin yüzey ve iç enerjilerinde artış olmaktadır. Buna ek olarak yüzey alanı ve kohezyon enerjisinde azalma olur ve genellikle tanelerin reaktif özelliği artar. İkinci aşamada ise ilk aşamaya bağlı olarak, spontane şekilde taneler arasında absorpsiyon, agregasyon ve bazı tanelerde tekrar kristalleşme meydana gelir (Baláz, 2003). Perek ve Arslan'ın 2010 yılındaki yaptığı çalışmaya göre; ince tane boyutlarının bariz bir şekilde liç işlemlerine yardımcı olduğunu, ultra ince öğütmeyi içeren mekanik aktivasyon, Cu ekstraksiyonunu ve basınçlı ekstraksiyon aşamasında kalkopirit ile ilişkili kobalt ve çinko sülfid minerallerini demir ekstraksiyonunu etkilemeden arttırdığını göstermektedir (Perek ve Arslan, 2010).

1.7.2 Kimyasal İşlemler

Bütün yaş oksidasyon prosesleri, metal sülfidlerin okstilenmesine dayanmamaktadır (Brooy ve diğ, 1994). Endüstride, Nitrox/Redox, Artech/Cashman, Activox Caro's Acid ve elektrokimyasal proses olarak (Yüce, 2014) uygulanırlar, bu prosesler ince öğütme, ısı, reaktif ve basıncın belirli kombinasyonlar ve miktarlar ile uygulanmasıyla oluşmakta ve farklılaşmaktadır.

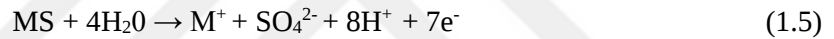
1.7.2.1 Nitrox/Redox Prosesi

Tüm Nitrox/Redox prosesleri temelde aynıdır, sadece cevherin tipine göre basınç ve sıcaklık değişmektedir (Beattie ve diğ, 1988). Bu prosesin oksidantı nitrik asittir ve nitrik asit geri dönüştürülür. Prosesin şartları; 100-400 kPa basınç, 90-110°C sıcaklık ve 1<pH (Brooy ve diğ, 1994), pirit ve arsenopirit için reaksiyon denklem 1.2 ve 1.3’de verilmiştir (Akçıl ve Çiftçi, 2009). Ucuz ve hızlı olarak bilinen bir prosestir, ayrıca nitrik asitten dolayı oksijen tüketimi de azdır.

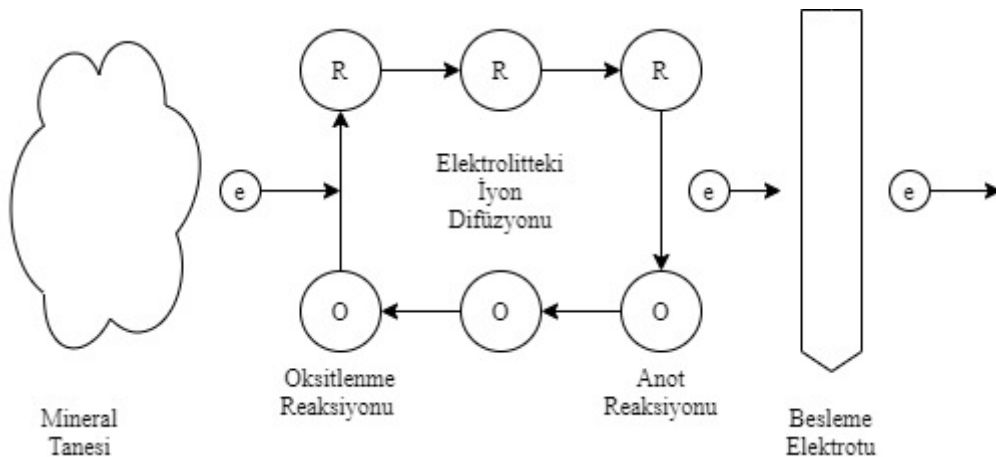


1.7.2.2 Elektro Kimyasal Proses

Metal sülfatlar ile altın tellür ve karbonlu altın cevherleri için uygundur çünkü bu minerallerin iletkenlik özellikleri vardır (Arslan, 2012; Dunn ve diğ, 1989).



Mineral taneleri sabit bir reaktif beslemesi yapan elektrot ile temas ederek toplanır. Mekanizma Şekil 1.11’de şematize edilmiştir (Brooy ve diğ, 1994). Şekildeki R indirgeme tepkimesini O ise oksitlenmeyi sembolize etmektedir.



Şekil 1.11 : Mineral tanesinin oksitlenmesi

1.7.2.3 Activox Prosesi

Aşırı ince öğütmeden yararlanan procestir. Sülfür matrislerini bozmak için tanelerin d_{80} 'i 5 mikrona kadar indirilir. Bu durumda taneler mekanik aktivasyona sahip olmaktadır. Son derece başarılı bir proses olarak kabul görür ve pirit arsonopirit minerallerinden laboratuvar ortamında altın kazanımı %98-99 değerlerine kadar çıkmaktadır (Brooy ve diğ, 1994). Proses elementel kükürt oluşturmaktadır ancak 120°C ergime noktasına sahip sülfür altın yüzeylerini kaplamamaktadır (Akçıl ve Çiftçi, 2009; Brooy ve diğ, 1994).

1.7.2.4 Artech/Cashman Prosesi

Son derece asidik ortamda (pH 1-2) hidroklorik asitle Ca^{2+} olduğu durumda otoklav vasıtasıyla gerçekleştirilen bir procestir (Akçıl ve Çiftçi, 2009). Prosesin sıcaklığı 110°C ve basınç 350KPa'dır. Liç süresi yarım ila 1 saat arasında değişmektedir (Canterford, 1988).

Çizelge 1.5'de Artech/Cashman, Activox, Nitrox/Redox, HMC ve Caro's Asit proseslerinin sıcaklık, basınç, pH ile kullanılan reaktifler ve süre bakımından karşılaştırılmıştır.

Çizelge 1.5 : Refrakter altın cevherlerine uygulanan ön işlemler ve koşulları

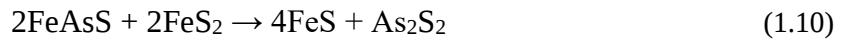
Proses Parametreleri	Artech/Cashman	Activox	Nitrox Redox	HMC Prosesi	Caro's Asit
Sıcaklık °C	110	100	90-110	100	60-80
Basınç kPa	350	900	100-400	1400	Atmosfer
pH	1-2	-	<1	1	-
Reaktif	Ca^{2+} , HCl	-	HNO_3	%10-30 HNO_3 + %10 HCl	H_2O_5 + H_2O_2
Süre saat	0,5-1	0,5-1	-	0,5-1	

1.7.3 Isıl İşlemler

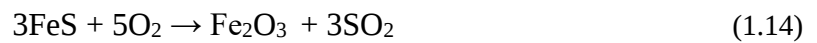
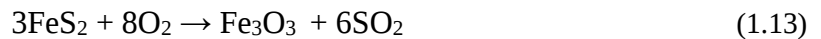
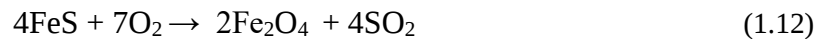
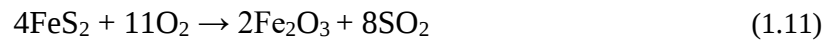
Isıl işlemler, ısı enerjisiyle sülfür matrislerini parçalayıp, altının siyanür ile temas olanağını artırmayı hedefler. İşlemlerin oksijen varlığında yapılması kavurma, oksijen beslemeden yapılması piroliz olarak isimlendirilir. Kavurma, sülfürlü cevherleri oksitlemek için uygulanan en geleneksel yöntemlerden biridir ancak dezavantajı SO₂ gazlarının emülsiyonu ve fırın maliyetidir. Günümüzde modern tesisler, sabit yataklı fırınlar yerine artık akışkan yataklı fırınları tercih etmektedir. Akışkan yataklı fırınlar, altın taşıyan pirit ve arsenopirit içeren flotasyon konsantrelerini kavurmak için tercih edilmektedir (Akçıl ve Çiftçi, 2009).

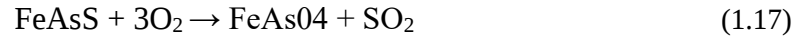
Kavurma işlemi için standart sıcaklık aralığı 450-820 °C, akışkan yataklarda ise 550 °C kullanılır (Brown, 1984; Wright, 1961). Pirit mineralinin yoğunlukta olduğu cevher beslemeleri için tek kademeli kavurma işlemi kullanılır. Ancak arsenopirit cevheri içeriğindeki arsenikten dolayı, 425 °C'de As₂O₃ gazı uzaklaştırılır ve akabinde ikinci bir kademe daha uygulanır (Akçıl ve Çiftçi, 2009). Piritin kavrulması, 650-700°C “dead roast” olarak tanımlanır (Brooy ve diğ.,1994).

Ortamda oksijen olmadığı zaman sülfürlerin parçalanma reaksiyonu aşağıdaki gibidir (Yannopoulos, 1991).

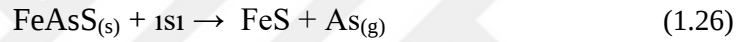


Ortamda oksijen olduğu zaman ise tepkimeler şu şekilde gerçekleşir (Yannopoulos, 1991);





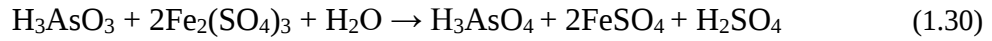
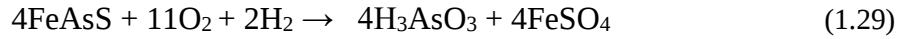
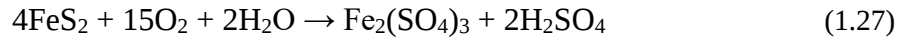
Piriliz prosesinde pirit oksitlenmesi aşağıdaki gibidir (Brooy ve diğ, 1994);



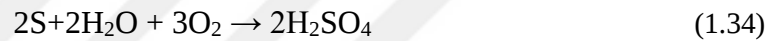
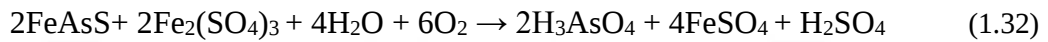
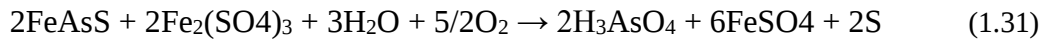
1.7.4 Bakteri Oksidasyonu

Bakteri oksidasyonunda ilk karar verilmesi gereken nokta tüm cevherin ön zenginleştirme yapılmamış halde mi yoksa sülfür konsantrasyonunun mi işleme tabi tutulacağıdır. Bakteri oksidasyonunun temelinde, bakterilerin sülfürleri besin olarak tüketmesi ve böylelikle sülfür matrislerinin parçalanmasıyla altının kitli pozisyonundan kurtulmasına dayanır. Hidrometalurjik uygulamalar için en önemli bakteri Thiobacillus, Sulfolobus ve Acidianus'tur (Iglesias ve Carranza, 1994). Bu mikroorganizma pirit ve arsenopirit cevherleri üzerinde kolayca yetiştirilebilir. Orta sıcaklıklarda büyür ve çoğalır, ancak 40 °C'den yüksek sıcaklıklarda inaktive edilir (Yannopoulos, 1991). pH 1-3.5 aralığında 20-40 °C sıcaklıklarda bakterilerinin gelişmesi için ideal parametrelerdir, bu bakteriler besin olarak demirli ve sülfürlü yapıları okside ederek karşılarlar (Pooley, 1987). Bakteri oksidasyonunda dolaylı ve doğrudan olarak iki temel mekanizma mevcuttur. Doğrudan bakteri oksidasyonunda indirgenme sırasında oluşan elektronların kaynağı direkt olarak metal-sülfürlerdir. Doğrudan bakteri oksidasyonunda ara ürün oluşmadan mineraller oksitlenir. Dolaylı oksidasyonda ise piritin oksitlenmesi sonucu ferrik iyonları açığa çıkar ve bu (Fe^{+3}) iyonu oksidat görevi görür, işlem sırasında sülfürik asit oluşmaktadır (Çelik, 2005).

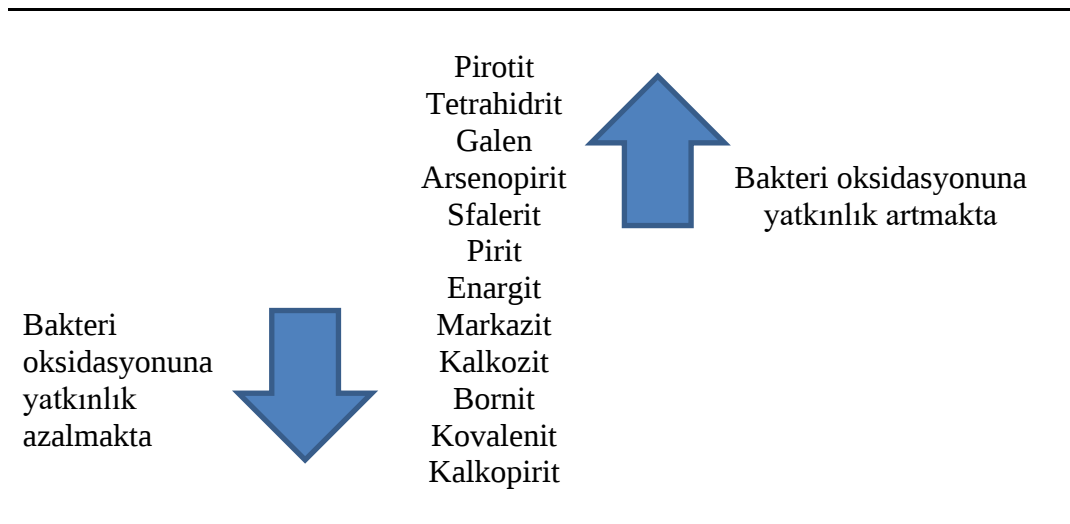
Bakterilerin çalışma doğrudan-mekanizması aşağıdaki gibidir (Iglesias ve Carranza, 1994);



Dolaylı (indirekt)-mekanizma reaksiyonları ise (Iglesias ve Carranza, 1994);



Minerallerin, bakteri oksidasyonuna olan yatkınlığı Şekil 1.12'deki gibidir, pirotit, tetrahidrit ve galen bakteri oksidasyonuna yatkınken, kalkopirit ve kovalenit bakteri oksidasyonu için uygun olmayan mineraller olarak sınıflandırılmamıştır (Marsden ve House, 2006).



Şekil 1.12 : Minerallerin bakteri oksidasyonuna yatkınlığı.

Biyooksidasyonun pek çok avantajı ve dezavantajı vardır. İlk olarak biyooksidasyon hidrometalurjik uygulamalar arasında en doğa dostu proseslerden biridir. Bunun dışında modüler bir prostestir ve selektif oksidasyon yapmaya olanak verir (Brooy, ve diğ, 1994). Dezavantajları arasında ise reaksiyon hızının düşük olması, bakterilerin yaşamsal koşullarının hassas olması, asidik ortamın yarattığı korozyon, CIP (Pülpde karbon) prosesinde karbonların deaktive olması ve olası köpürmelere sebep olması sayılabilir (Brooy ve diğ, 1994).

1.7.5 Basınçlı Oksidasyon

Basınçlı oksidasyon, asidik ve alkali ortamda gerçekleşen, oksidant olarak oksijen kullanılan, (Akçıl ve Çiftçi, 2009; Yüce, 2014) asidik oksidasyon, pirit, arsenopirit, stibnit, realgar, orpiment ve karbonlu malzemelere uygulanır. %18-86 arası verimden %92-99,5 liç verimine kadar bir sıçrama olduğu görülmüştür (Yannopoulos, 1991). 170-225°C arasında 1100-3200 kPa total basınç aralığında gerçekleşir (Berezowsky ve diğ, 1991). Altında geri dönüşümsüz olarak sülfat oluşumu için en düşük sıcaklık 160°C derecedir, 160°C altında gerçekleşen oksidasyonda, siyanürlü liç esnasında çökme meydana gelir buna ek olarak gerekli redoks potansiyeli için otoklavlardaki pH'ın 2'den düşük olması gerekmektedir (Yüce, 2014).

Asidik basınçlı oksidasyonda, 170-225°C, 1-3 saat arasında, 4 veya 5 parçalı otoklav ünitesinde gerçekleşir (Brooy ve diğ, 1994). 200°C en optimize sıcaklıktır (Berezowsky ve Weir, 1984). Alkali basınçlı oksidasyon ise, nötral veya az alkali ortamda, düşük sülfürlü (<%2), yüksek karbon içerikli cevherler için uygundur. 220°C'de 140-180 kPa parçalı, 3300 kPa total basınçta gerçekleşir (Brooy ve diğ, 1994).

Basınçlı oksidasyon yüksek tenörlü ve sülfür mineralleri tamamen oksidasyon gerektiren cevherler için idealdir ancak otoklav kullanmanın operasyonel zorluğu, yüksek yatırım maliyeti ile iş ve işçi sağlığı ve güvenliği açısından dezavantajlıdır (Akçıl ve Çiftçi, 2009; Brooy ve diğ, 1994). Çizelge 1.6'da biyooksidasyon, basınçlı oksidasyon ve kavurma işlemleriyle ilgili tablo verilmiştir (Adams, 2005).

Çizelge 1.6 : Refrakter altın cevherlerine uygulanan ön işlemlerin karşılaştırılması

	Biooksidasyon	Basınçlı Oksidasyon	Kavurma
Proses Tasarımı	Büyük çaplı ölçekte tam olarak bilinmiyor	Bilinen	Bilinen
Yüksek hassasiyetli Kontrol	Gerekli Değil	Gerekli	Gerekli Değil
Yatırım Maliyeti	Düşük	Yüksek	Yüksek
Selektif Oksidasyon	Mümkün	Yok	Yok
Operasyon Maliyeti	Yüksek	Yüksek	Yüksek
Altın Kazanımı	Yüksek	Yüksek	Yüksek
Gümüş Kazanı	İyi	Düşük	Orta
Ticari yan ürün	Yok	Yok	H ₂ SO ₄ , As ₂ O ₃
Çevre duyarlılı	Etkisiz	Etkisiz	As ve SO içeren gazlar
İş Güvenliği	Düşük	Yüksek	Yüksek



2. ALTIN FLOTASYONU

Altın cevheri içerisinde nabit altın olduğu sürece kazanım kolaydır ve gravite ile hem teknik hem de ekonomik olarak daha kolay bir ayırma yapılabilir. Ancak altın tanelerinin boyutunun küçülmesi ve diğer mineraller arasında zenginleştirme sürecini zorlayacak birliktelikler olması, farklı zenginleştirme yöntemlerinin gerekliliğini doğurur. Flotasyonun altın cevherleri için uygulandığı cevher tipleri; kolay zenginleşen (free-milling) altın cevheri, altın-bakır cevheri, refrakter ve kısmi refrakter cevherler (Forrest ve diğ, 2001) olarak sınıflandırılmıştır. Altın içeren PGM grubu mineraller için flotasyon bilinen en ideal metottur (Bulatovic ve Wyslouzil, 2000). Altın flotasyonu genelde altın içeren bakır, nikel ve PGM grubunu zenginleştirmek için kullanılır. Bunun yanı sıra düşük sülfürlü refrakter altın cevherleri zenginleştirmek için de kullanılmaktadır (Bulatovic ve Wyslouzil, 2000). Refrakter altın cevherlerinde altın taneleri oldukça ufaktır ve genelde sülfür matrisinde yer alır, bu durumda flotasyon ile konsantre alınır ve bir sonraki prosese (biyooksidasyon, kavurma, POX vb) beslenir (Adams, 2005). Altın flotasyonunun ilk çalışmalarında kollektör ile altın tanesi etkileşimin mekanizmasını anlamak için yüksek saflıkta altın kullanılmıştır. Metalik saf altın bilinen hiç bir sülfid kollektörüyle yüzdürülemez (Nagaraj ve diğ, 1992), ancak az oranda gümüşün varlığı absorpsiyonu geliştirir ve altının genelde gümüşle beraber alaşım halinde bulunması altının flotasyonunu kolaylaştırır (Day ve diğ, 2002). Altın taşıyan minerallerin flotasyonunda uygulanacak metot altının mineralleşme tipine ve tenörüne bağlıdır (Thomas, 2010). Altın cevherleşmesinin yanında, su kimyası flotasyonun önemli parametrelerinden biridir (Bulut ve diğ, 2019) ancak altın flotasyonunda doğrudan ilişkisini gösteren çalışmalar henüz tam olarak bilinmemektedir.

2.1 Altın Flotasyonunun Uygulandığı Cevher Tipleri

Altın flotasyonunda seçilecek metot, altının bağlı olduğu mineralin flotasyon özelliklerine göre belirlenmektedir. Altın minerallere göre dağılımı bu aşamada kritik rol oynamaktadır. Altın tek tip mineralden ziyade tüm cevher içinde miktarca belirli bir dağılım ile konumlandığı için, hangi şartlarda hangi mineralin yüzdürülmesi ve

elde edilen konsantrenin sonraki işlemlere uygunluğu, flotasyon tasarımında en önemli aşamaların başında gelir.

- Nabit altın ve elektrumun öğütme sonrası nihai tane şekli oldukça önemlidir ve bu maddelerin yüksek yumuşaklık özelliği nedeniyle nihai şeklinin plaka şeklinde olması, tanelerin kabarcığa tutunmasını zorlaştırır.
- Öğütme sırasında veya doğal olarak, altın tanelerinin yüzeyi demir bileşikleriyle kaplanmaktadır. Yüzeyi kaplanmış tanelerinin flotasyonu zor ve düzensizdir
- Altın-tellürler kolay yüzdürülür.
- Altın-pirit ara ürünleri, iyi tasarlanmış bir temizleme devresiyle selektif kazanım mümkündür

Yukarıdaki vurgular yapılmıştır (Bulatovic, 1997).

2.1.1 Serbest Altın Tanelerinin Flotasyonu

Yapılan çalışmalarda serbestleşmiş altın tanelerinin piritte karşı selektif olarak yüzdürüldüğü, altın tanelerinin şlamdan ve diğer tüm organik yapılı impuritelere arındırıldığında görülmüştür (Klimpel, 1997). Selektif altın yüzdürmek için kollektörler şunlardır; alkoli veya fenoksil karbonil alkali dithiokarbonat, dialkali veya diarly monothiofosfat ve monodithiofosfonat, monothiofosforik asit, glikoaldonin and amino dithiofenol (Marabini ve diğ, 1991; Nagaraj ve Avotins, 1988). Hidrojen peroksit oksidasyon reaktifi olarak KAX (Potasyum Amil Ksantat) ile bile kullanılmış ve olumlu sonuç vermiştir (Monte ve diğ, 1997). Aminotiyofenol (ATP) de PAX gibi nabit ve elektrum altını yüzdürmekte başarılıdır ve KAX ile beraber kullanımı oldukça yaygındır (Acarkan ve diğ, 2010).

2.1.2 Tellür Minerallerinin Flotasyonu

Uygulamada pH 7-9 arasında altın tellür minerallerinin flotasyonun sadece köpürtücü ile oldukça kolay olduğu göstermiştir (Colbert, 1980; Singh, 1956; Smith, 1963). Az miktarda bakır sülfatın eklemesi verimi artırabilir (Adams, 2005) ve az asidik ortam gereklidir (Smith, 1963). Altın-tellürlerin yüzdürülmesi oldukça basit ancak verimi düşüren pek çok neden vardır. Bunlardan en önemlisi çözünebilir ağır metal tuzlarının cevherdeki varlığıdır (Bulatovic, 1997).

2.1.3 Altın İçeren Demir Sülfürlerin Flotasyonu

Yüzeyinde oksidasyon olmadığı durumda pirit hidrofobiktir (Kocabağ ve diğ, 1990), ancak çoğunlukla piriti yüzdürmek için kollektör kullanılır (Dunne, 2016). Tiyo kollektörler (Crozier, 1992; Poling, 1976; Wang ve Forssberg, 1991) ve ksantatlar en yaygın kullanılan kollektörlerdir. Piriti asidik veya alkali bir ortamda yüzdürmek mümkündür, ksantatlar alkali ortamda çalışırken, MBT ise asidik pH'da etkilidir (Dunne, 2016). Dithiofosfatlar ise arsenopirit karşı piriti alkali ortamda daha selektif şekilde yüzdürmektedir. Arsenopirit, pirit ile benzer yüzey özellikleri göstermektedir. Oksidasyon şartında yüksek miktarda PAX, arsenopiriti yüksek verimde yüzdürebilir (Monte ve diğ, 2002). Pirit ve serbest altın bulunması durumunda ise pH 11.5 üstünde yapılan flotasyon piritten serbest altını selektif olarak yüzdürmeye yardımcı olur (Forrest ve diğ, 2001).

2.1.4 Aurostibnit Stibnit ve Maldonite Flotasyonu

Stibnit (Sb_2S_3) zor yüzen bir mineral olarak bilinir, kurşun ve bakır ile aktivasyonu yapıldıktan sonra asidik ve natürel pH'larda yüzdürülmesi mümkündür (Dunne, 2016) ancak genel olarak aurostibnit, maldonit gibi minerallerin flotasyonu hakkında literatürde çok fazla bilgi bulunmamaktadır.

2.1.5 Bakır-Altın Mineralleri Flotasyonu

Sülfürlü bakır minerallerini yüzdürmek için genel prosedür, ksantat ile toplu sülfür flotasyonu ve sonrasında alkali ortamda dithiyofosfat kullanmaktır. Buradaki bağlı durum bakırı selektif olarak kazanmak olduğu için ksantata kıyasla toplayıcı özelliği daha düşük bir kollektör kullanmaktır. Düşük pirit konsantrasyonu olması durumunda; uzun karbon zincirli ksantatlar en yüksek altın verimini sağlarken yüksek miktarda pirit içeren cevherler için kollektör bakır ve serbest altın tanelerine göre seçilmelidir (Dunne, 2016), bu durumda ksantat yerine daha yüksek selektif özelliği olan ditiyofosfatlar, alkali ortamda -piriti bastırma amacıyla- işe yarabilir (Güner ve diğ, 2019).

2.2 Altın Flotasyonunda Kullanılan Reaktifler

2.2.1 Kollektörler

Genelde altın tesislerinde kollektörler birden fazla çeşitle karışım halinde olarak beslenmektedir. Çok az altın flotasyon tesisi sadece tek bir kollektör kullanmaktadır. Genelde tercih edilen yöntem az miktarda ancak yüksek çeşitlilikte kollektör kullanılmaktadır (Dunne, 2016). Ditiyofosfatlar ise en yaygın kullanılan kollektördür (O'Connor ve diğ, 1990). Düşük konsantrasyonlu ksantat ve ditiyofosfatlar, doğal hidrofobik olan nabit altın flotasyon katsayısını azalmaktadır (Klimpel, 1997). Selektif altın flotasyonu için (Klimpel ve Isherwood, 1993; Nagaraj ve diğ, 1991) Dicresyl Monothiophosphoric Acid önerilmiştir. Kollektör dozajı artıkça verim artmaktadır ancak fazla kullanımda zararlı olduğu vurgulanmıştır (Forrest ve diğ, 2001).

2.2.1.1 Serbest altın taneleri için kollektörler

Altın serbest tane halindeyken hidrofobik olduğu kabul edilmektedir. Buna rağmen serbest altının flotasyonunda hidrofobiteyi artırmak adına kollektörler genellikle kullanılmaktadır. Düşük miktarda kollektör ve pülpün doğal pH'ında serbest altının yüzdürülmesi mümkündür (Dunne, 2016). Plaser altın ile yapılan flotasyonda, ince plaser altın taneleri %77-99 arası verimle yaygın köpürtücüler ve thiol kollektörlerle yüzdürülmüştür (Aksoy ve Yarar 1989; Dunne, 2016; Wang ve Poling, 1983).

2.2.1.2 Altın taşıyıcılar için kollektörler

Altın gümüş ile genelde alaşım halinde bulunması flotasyona olumlu yönde etki etmektedir (Dunne, 2016). Ksantatlar taneler üzerine kimyasal absorpsiyon olarak yüzeyde diksantogen oluşturur ve yüzeyi hidrofobik yapar. Monodithiofosfatlar ksantatlardan ve dithiofsfat ksantojen formlarından daha stabil ve güçlüdür, birincil altın kaynakları için selektif flotasyon ve alkali ortamda baz metal flotasyonunda altın verimini artırır. Monodithiofosfatlar ise genel olarak bakır-altın flotasyonu yapan tesislerde kullanılmaktadır (Dunne, 2016). MBT (mercaptobenzothiazole, Aeropromoter 404) asidik pH altın ve altın taşıyan pirit yüzdürmekte kullanılır (O'Connor ve Dunne, 1991). Fosforin bazlı kollektörler (3418A), gümüş ve gümüş-sülfürler için genelde kullanılır (Mingione, 1990) bunun dışında alkali ortamda bakır kazanımında da kullanılır

2.2.2 Köpürtücüler

Güçlü ve stabil köpük serbest altın tanelerini yüzdürmek için oldukça önemlidir. Genelde poliglikol eter bazlı köpürtücülerin tek veya birden fazla şekilde karıştırılarak altın tesislerinde kullanılmaktadır. Selektivitenin önemli olduğu proseslerde (bakır-altın), eğer bakır konsatresi izabe fırına satılacaksa daha zayıf köpürtücüler tercih edilir, örnek olarak; MIBC (metil izobutil karbinol) (Dunne, 2016). Tane boyutu ve köpürtücü seçimi birbiriyle bağlantılıdır, genelde süpürme devreleri için glikol veya polipropin glikol tercih edilir (Klimpel, 1997).

2.2.3 Canlandırıcılar

Canlandırıcılar (aktivatörler) tanelerinin kollektör ile daha kolay etkileşime geçirerek flotasyon yeteneklerini artırmaktadır. Genelde metal tuzlar ve sülfürleyici kimyasallar tercih edilir. Suda çözündükten sonra mineral üzerine tutunan bu canlandırıcı flotasyon yapılacak pH aralığını esnetmeye yardım ettiği gibi hem daha selektif ve hem de kolektif flotasyon yapma imkânı da sunar.

Güçlü ve stabil köpük serbest altın tanelerini yüzdürmek için oldukça önemlidir. Genelde poliglikol eter bazlı köpürtücülerin tek veya birden fazla şekilde karıştırılarak altın tesislerinde kullanılmaktadır. Selektivitenin önemli olduğu proseslerde (bakır-altın), eğer bakır konsatresi izabe fırına satılacaksa daha zayıf köpürtücüler tercih edilir, örnek olarak; MIBC (Dunne, 2016). Tane boyutu ve köpürtücü seçimi birbiriyle bağlantılıdır, genelde süpürme devreleri için glikol veya polipropin glikol tercih edilir (Klimpel, 1997).

2.2.4 Bastırıcılar

Altın flotasyonunda kullanılacak bastırıcılar (depresantlar), altın taşımayan gang mineraline göre belirlenir. Örnek olarak pirit bastırılmak isteniyorsa Ca^{+2} iyonları, alkali ortamda pirit ve Ca^{+2} arasındaki elektrostatik yük farkından dolayı oluşan fiziksel adsorpsiyondan faydalanılır (Forrest ve diğ, 2001; Fuerstenau, 1982). pH 11'den yukarı çıkıldıkça pirit bastırılmakta ve amin ksantat ile altın kazanımı sağlanabilmektedir, etil ksantant ise amil ksantata göre daha zayıf kalmakta ve ortama CaO eklendikçe altın kazanımında bir düşüş beklenmektedir (Forrest, ve diğ, 2001). Kirecin pH yükseltilmesi piriti bastırırken altın kazanımı etkilememektedir (Forrest ve diğ, 2001).

Bulatovic, 1997 yılında altın taşıyan refrakter sülfür cevherlerinin flotasyon davranışlarını araştırmıştır. Bu çalışmada, Nevada'dan gelen, yüksek karbon içeriği nedeniyle refrakter özellikteki bir cevher numunesi kullanılmıştır, Altının minerallere göre dağılımı; %50'si 'piritte, %18,5 markazit içerisinde, %10,8'i grafitit karbondan kalan %20,7 oranındaki altın ise sülfürsüz gang minerallerinde konumlanmıştır. Bu deneysel çalışmada Bulatovic öncelikle kollektör etkisini araştırmış PAX, dithiyofosfat ve bu iki kollektörün karışımları ve dizel yağı ile kerosen de denemiştir. PAX ve dithiyofosfat ile yapılan deneylerde altın verimi genel olarak 50g/t'dan 250g/t a kadar artış göstermiş ve %66 ile başlayan verimler %80 civarına gelmiş, 50g/t PAX + 100g/t dithiyofosfat ile yapılan deneyde %88 ile en yüksek verim elde edilmiştir. Kerosen ve dizel yağ ile yapılan deneyde verim eğrisi birbirine oldukça yakındır, 0g/t'dan 500g/t kadar 100g/t artırarak yapılan deneylerde, 300g/t civarlarında iki kollektör için tepe noktası gözlemlenmiştir, en yüksek verim ise %88 ile 400g/t dizel yağı ile yapılan deneyde gerçekleşmiştir. 0-1000g/t miktarlar ile modifikatörler ile yapılan deneylerde CuSO_4 'ün verimi düşürdüğü, HNO_3 verimi yükselttiği ve en yüksek verimin (%88) ise 400g/t ile NH_4Cl ile oluştuğu gözlemlenmiştir. Çalışmanın sonucunda, Bulatovic; kollektör seçiminin ve karışımının ve de modifikatörlerin önemli ölçüde verimi etkilediğini belirtmiştir (Bulatovic, 1997).

Kimpell ve Isherwood S-701, F-100 ve MBT ile selektif olarak piritin içinden altını kazanmayı denemiştir. pH 4-5 aralığında S701 kullanarak %75 ile en yüksek verimi sağlamış ancak pH 6'dan sonra düşmeye başlayan verim pH 8'den sonra %20'nin altına düşmüştür. F-100 ile yapılan deneylerde pH 11'den sonraki bölgede verimin %82'nin üstüne çıktığı gözlemlenmiştir ki bu değer bu çalışmadaki en yüksek değerdir. Asidik pH'da F-100'ün performansı ise oldukça düşüktür. MBT'ise S-701'e benzer bir performans göstermiş en yüksek verimini pH 4-5 aralığında almıştır (Klimpel ve Isherwood, 1993).

Lins ve Adamian'ın (1993) yaptığı çalışmada ise; tane boyu ve katı oranlarını baz alarak deneyler yapmıştır, Çalışmanın sonunda; tane boyutu $160\mu\text{m}$ 'in altına indikçe verimdeki değişimin çok düşük olduğu gözlemlenmiş, 710 ve $500\mu\text{m}$ arasında yapılan deneylerde ise katı oranının verimi son derece etkilediği gösterilmiştir. $500\mu\text{m}$ 'da yapılan deneyde PKO %33'den 18'e düşürüldüğü zaman verim %30'dan %80'e fırlamıştır (Lins ve Adamian, 1993). Bu sonuçlar Weiss'in (1985) yüksek özgül ağırlıklı ve iri öğütme boyutundaki taneler için yüksek pülp katı oranı gerektiği

önermesiyle ters düşmektedir (Forrest ve diğ, 2001a; Weissi 1985). Tane boyutuyla ilgili yapılan bir diğer deneyde ise $d_{80} = 250\mu\text{m}$ 'da %75,5 verime sahip numune $d_{80} = 104\mu\text{m}$ 'da %92 verime yükselmiştir. Tane boyutu azaldıkça serbestleşmenin artmasından dolayı, tane boyutundaki azalma verimi artırdığı bilinmektedir (Forrest ve diğ, 2001a).

Acarkan ve arkadaşları 2010 yılında kompleks altın cevherinden farklı tipte kollektör karışımlarıyla altın ve gümüş kazanımı artırmayı hedeflemişler. Bu çalışma kapsamında, besleme örneğinde 12,2 ppm Au, 256 ppm Ag, 3,45 ppm Pb ve 3,15 ppm Zn bulunan cevherin $d_{80}=38\mu\text{m}$ olacak şekilde öğütülmüştür ve pülpte katı oranı %20 olarak ayarlanmıştır. Kollektör türü olarak Aminotiyofenol (ATP) ve potasyum amil ksantat (KAX) ve de buna ek olarak Aerophine 3418A ve AERO 208 seçilmiştir ve Na_2SiO_3 silikat bastırıcı Na_2S ise sülfürleme reaktifi olarak kullanılmıştır, köpürtücü olarak metil izobütil karbinol (MIBC) kullanılmıştır. Toplamda 600g/t KAX + 600 g/t ATP, 5000 g/t Na_2S + 1000 g/t Na_2SiO_3 , kullanılarak yapılan 6 kademeli flotasyon deneyleri sonucunda 235 ppm Au, 3740 ppm Ag, %50,6 Pb içeren konsantre elde edilmiştir. 350 g/t Aerophine 3418A + 350 g/t AERO 208 ve 1000 g/t Na_2SiO_3 yapılan deneyde 920 ppm Au, 10100 Ag ve 11,3% Pb içeren konsantre elde edilmiştir (Acarkan ve diğ, 2010).



3. SİYANÜRLÜ ALTIN LIÇİ TEMELERİ VE DİAGNOSTİK LIÇ

3.1 Siyanür ile Altın Kazanımının Tarihi

Alkali siyanür solüsyonunun altın üzerinde etkisi ilk olarak 1840 yılında Elkington tarafından tanımlanmıştır ancak bu çalışma cevher zenginleştirme yönteminden ziyade elektroliz yöntemiyle kaplama (elektrokaplama) olarak tanıtılmıştır (Fleming, 1992). Madencilik anlamında siyanürü ile altın kazanımını, Birleşik Krallık'ta 1884 yılında John Steward MacArthur tarafından "Process of Obtaining Gold and Silver" başlığı ile 14174 patent numarası ile alınmıştır (Habashi, 1987). MacArthur'un patentinden önce bazı döneminin önde gelen kimyagerleri Bargar 1884-Rusya, Elsner 1846 Almanya ve 1857'de Faraday Birleşik Krallık'ta siyanürün altını çözmesi üzerinde önemli çalışmalar yapmıştır (Habashi ve Celep, 2013). Siyanürzasyon prosesinin ilk endüstriyel uygulaması 1889'da Yeni Zelanda ve 1890'da Güney Afrika'da başlamıştır ve bu uygulamalarda alkali siyanür reaktifi kullanılmaktadır (Habashi, 1987).

3.2 Siyanür Altın Liçi Kimyası

Altın ekstraksiyonunda, liç bir metalin veya mineralin çözücü vasıtasıyla pülp içinde faz değiştirerek solüsyona geçmesidir (Marsden ve House, 2006). Çözücü olarak günümüzde çoğunlukla siyanürlü birleşikler (NaCN, KCN, Ca(CN)₂) kullanılır, en yaygın reaktif ise NaCN'dir. Alkali siyanür çözeltisinin altını çözmesi anodik bir reaksiyon ve ortam içerisindeki oksijen katodik redüksiyon yapar ve böylelikle Au(CN)₂⁻ bileşiği oluşur (Yüce, 2014).

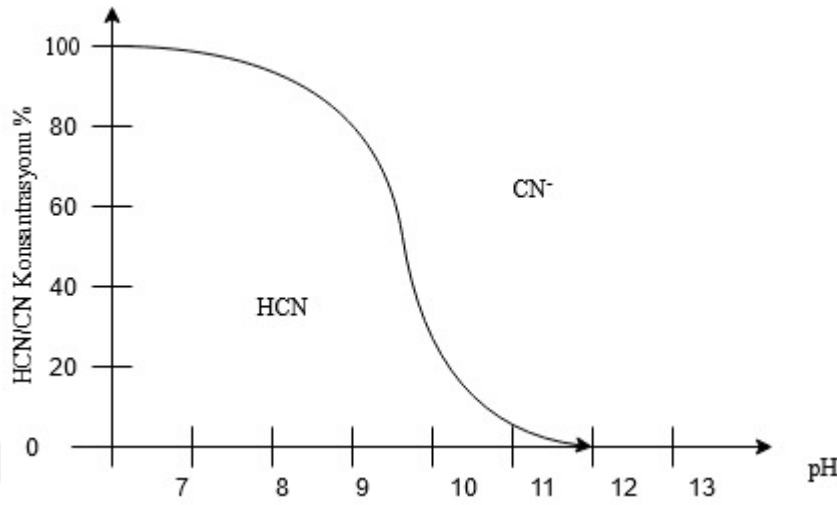
NaCN tuzunun iyonize hali aşağıdaki gibidir (Marsden ve House, 2006);



Siyanür iyonun suda hidrolizi ise;



Zayıf bir asit olan HCN su içerisinde pH bağlı bozunması ise (Şekil 3.3);

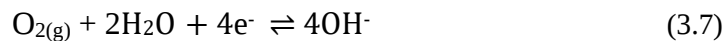
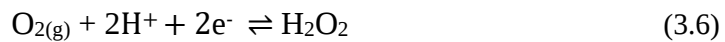
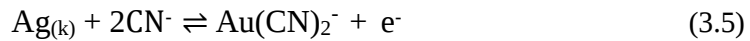
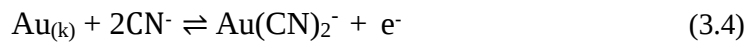


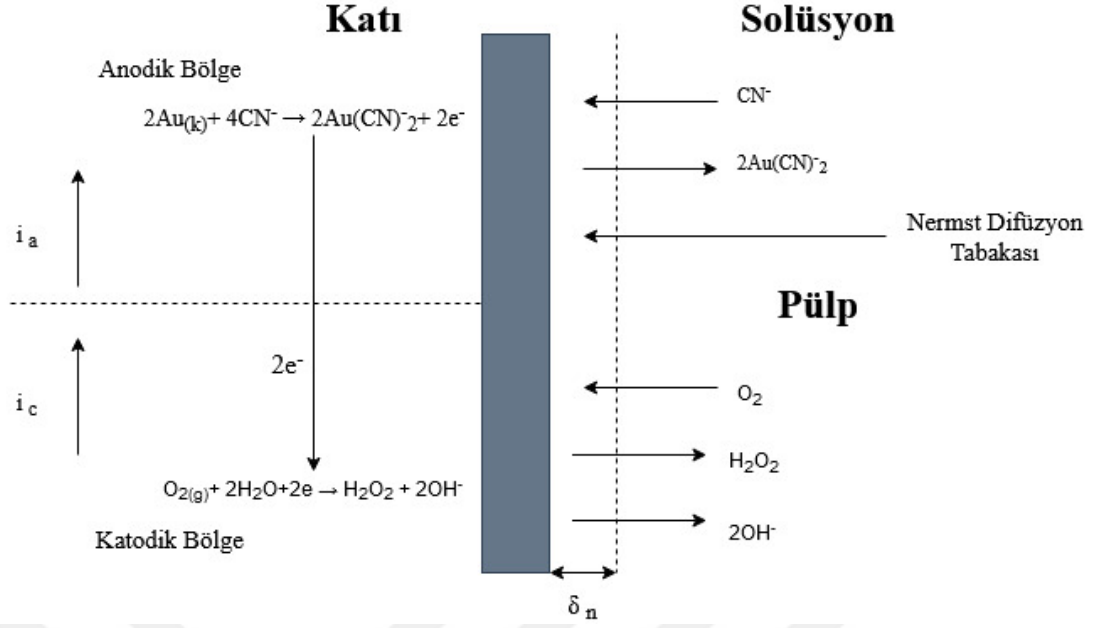
Şekil 3.1 : HCN ve CN⁻ nin pH'a bağlı oluşumu

HCN asidi ile CN⁻ iyonun konsantrasyonu Şekil 3.1'da gösterilmiştir (Marsden ve House 2006), Au(CN)₂⁻ bileşiğinin oluşması ve öldürücü HCN gazının emülsiyonunu engellemek için, liç işlemi alkali pH (9.5-12) arasında gerçekleştirilir.

Altın ve gümüşün siyanürlü tuzlar tarafından çözünme mekanizmasıyla alakalı belirli teoriler vardır bu teoriler, oksijen teorisi, hidrojen teorisi, hidrojen peroksit teorisi ve siyanojen teorisi (Dorr ve Bosqui, 1950; Marsden ve House, 2006; Yannopoulos, 1991; Yüce, 2014).

Altın ve gümüşün siyanür ile tepkimesi ve oksijenin tepkimeleri aşağıdaki gibidir (Zhang ve diğ, 1997) mekanizma Şekil 3.2'de şematize edilmiştir;





Şekil 3.2 : Altının korozyon mekanizması

Sonuç olarak altının siyanürizasyonu (Yannopoulos, 1991);

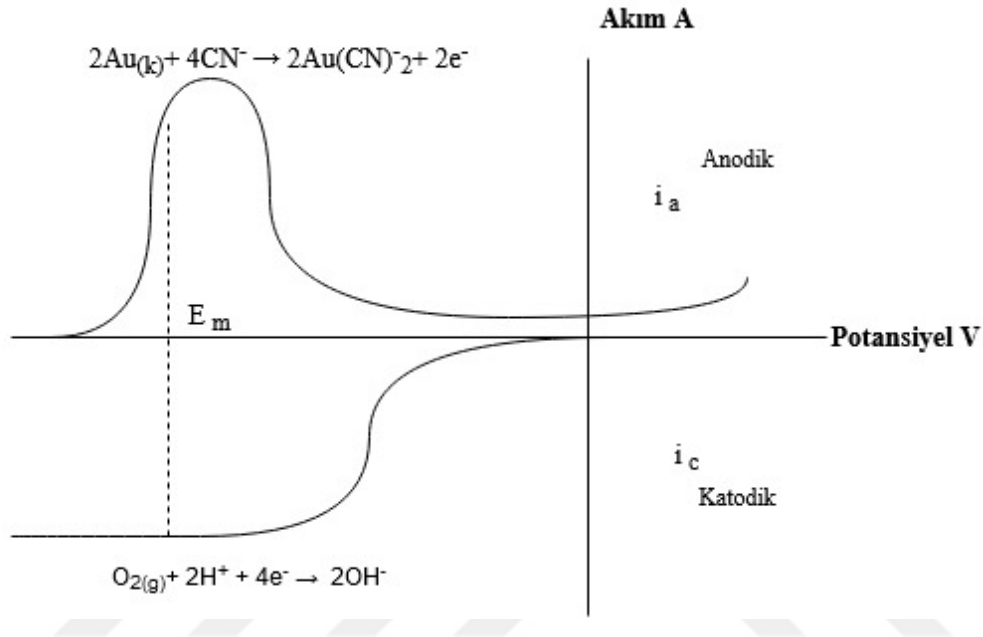
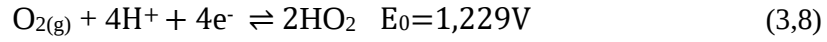
- Oksijenin absorpsiyonu
- Çözülmüş oksijen ve siyanürün katı-sıvı yüzler arası transferi
- CN⁻ ile çözülmüş oksijenin katı yüzeyi tarafından absorbe edilmesi
- Elektrokimyasal reaksiyon
- Çözünabilir altın-siyanür kompleksinin tane yüzeyinden desorpsiyonu
- Desorbe olmuş yapının pülpe geçişi

Şeklinde sıralanabilir. Liç kinetiğini etkileyen pek çok faktör vardır bunlar, siyanür ve çözülmüş oksijen konsantrasyonu, sıcaklık, pH, yüzey alanı ve diğer metallerin pülpteki varlığıdır.

3.2.1 Siyanür ve Çözülmüş Oksijen Konsantrasyonu

Normal durumlarda, endüstride pülpteki siyanür konsantrasyonu 0.15-0.5 g/l civarında tutulmaktadır (Aydın ve diğ., 2015) ancak siyanür altının çözünmesini tek başına gerçekleştiremez. Altının çözünmesi, çözülmüş oksijenin indirgenmesine bağlı olarak gerçekleşir. Altının siyanür ile çözünmesini gösteren denklemde açıkça görülmektedir ki 1 mol altını çözmek için ½ mol O₂ ve 2 mol CN⁻ gerekmektedir. Oksijen ve siyanürün difüzyon hızı eşit olduğu zaman, korozyon için hız sınırlayıcı

durum oluşur, bu durum en az difüzyon hızına sahip olan türün, tüm difüzyon hızını belirlemesi demektir., “Mixed Potential” noktasında, i_c (katodik akım) ile i_a (anodik akım) eşit olur (Marsden ve House, 2006). “Mixed Potential” noktası Şekil 3.3’de görselleştirilmiştir.



Şekil 3.3 : “Mixed Potential” noktası

Bu eşitlikten yola çıkarak hesaplanmış D_{CN^-} (CN^- difüzyon katsayısı) ile D_{O_2} ‘nin değerleri sırasıyla yaklaşık olarak $1,83 \times 10^{-8}$ ile $2,76 \times 10^{-9}$ hesaplanmıştır ve aralarındaki oran ise 6 olarak bulunmuştur (Habashi, 1966). Çözünmüş oksijen miktarındaki artış liç kinetiğini pozitif yönde etkiler, pülpteki en yüksek çözünmüş oksijen miktarı 32mg/L’dir (Marsden ve House, 2006). Buradan çıkan sonuca göre, altının çözünme oranı, siyanür ve oksijenin kütle aktarımı ile doğrudan orantılıdır. Örnek olarak atmosferik koşullarda 0,05g/l fazla miktarda NaCN konsantrasyonu liç kinetiğini artıramaz. Atmosferik basınçta altının çözünme hızı doğrudan çözünmüş oksijen konsantrasyonuna bağlıdır (Yannopoulos, 1991), yüksek çözünmüş oksijen ve yüksek siyanür miktarı çözünmeyi hızlandırır ancak siyanür tüketimi de buna bağlı olarak artmaktadır (Ellis ve Senanayake, 2004).

Çözünmüş oksijen miktarını ayarlamaktaki en önemli noktalardan biri liç süresiyle, oksijen konsantrasyonunu optimize etmektir. Yüksek oranda çözünmüş oksijen hızlı bir çözünmeye neden olabilir ancak, liç sonrasındaki nihai verim düşük orandaki ve yüksek orandaki çözünmüş oksijen ile aynıdır (Cathro ve Koch, 1964). Unutulmamalıdır ki siyanür ve oksijen diğer minerallerin çözünmesinde rol oynamaktadır. Endüstride başlangıç NaCN konsantrasyonu altın cevherleri için 1000-500ppm arasındadır ve tüketimin ise yaklaşık 0,2-0,5 kg/t değişmektedir (Yüce, 2014), liç sonrasında ise 100-200ppm siyanürün solüsyonda olması beklenmektedir (Brooy ve diğ,1994). Sonuç olarak, liç süresi, çözünmüş oksijen ve siyanür miktarı ideal bir altın kazanımı için beraber optimize edilmelidir.

3.2.2 Sıcaklık

Sıcaklık altının çözünmesini artırmaktadır (max 85°C), bu sıcaklıktan yukarıda oksijenin çözünürlüğü azalmaya başlamaktadır (Marsden ve House, 2006). Caruso, (1975) yaptığı çalışmada, 25 °C ile 85°C arasındaki sıcaklık artışı çözünme oranında sadece %5'lik bir artışa neden olmuştur. Yüksek sıcaklık sağlamanın maliyeti düşünüldüğü sadece refrakter altına uygulanan bazı ön işlemler dışında, siyanürlü altın liçinde genelde atmosferik sıcaklık kullanılır (Marsden ve House, 2006).

3.2.3 pH

Şekil 3.3'de siyanürün hidrolizi gösterilmiştir, pH 9.5 altında HCN konsantrasyonu artar. HCN konsantrasyonunun artması iki temel probleme sebep olur, bunlardan ilki HCN altın çözme yeteneği olsa bile liç kinetiğini önemli ölçüde azaltması (Marsden ve House, 2006) ve iş ve işçi sağlığı ve güvenliği açısından oldukça problemli olan öldürücü bir gaz HCN'nin oluşumudur. Siyanürlü altın liçinde ideal pH aralığı 9,5-12 olarak tanımlanır ve CaO tüketimi altın cevherleri için 0,5-2,0 kg/t aralığındadır (Yüce, 2014). İdeal pH değeri, diğer metallerin çözünme durumuna, pülpün çökelti oluşturmaya, pülp viskozitesine, solüsyonda çökmeye neden olan türlere (demir, kalsiyum gibi) ve bunlarla bağlantılı olarak pH reaktifinin maliyetine göre seçilir (Marsden ve House, 2006).

3.2.4 Yüzey Alanı

Genelde tane boyutu inceldikçe altın kazanımının arttığı gözlenmiştir bunun sebebi ise siyanür ile temas edecek toplam altın yüzey alanının artmasıdır. Ayrıca tane boyutu inceldikçe fiziksel kapanım halindeki altının bağlı konumundan serbest tane haline geçer. Ancak tane boyutundaki incelme tüm cevherdeki mineraller için yüzey alanında artışa sebep olduğu için liç reaktifinden fazladan tüketime ve istenmeyen reaksiyonları da artırmaktadır (Marsden ve House, 2006).

3.2.5 Karıştırma Hızı

Karıştırma hızı, homojen olarak dağılımı olmayan pülplerde önemli altın çözünmesini artırır, bunun sebebi ise karıştırma hızı arttıkça difüzyon tabaksının incelmektedir ve pülp daha homojen hale gelmektedir ancak homojen olarak beslenmiş pülplerde karıştırma hızının önemi yüksek değildir. Yığın liçi, tekne liçi veya In-situ liç uygulamalarında difüzyon tabakasının kalınlığı akış hızıyla belirlenmektedir (Marsden ve House, 2006)

3.2.6 Diğer Metallerin Etkisi

Metal iyonları arasındaki en önemli iyon Pb^{+2} dir. Fe^{+2} Cu^{+2} Zn^{+2} Ni^{+2} Mn^{+2} iyonları altın çözünmesini negatif yönde etkiler, kalsiyum ve baryum iyonları ise yüksek pH bu negatif etkiyi gösterir (Yannopoulos, 1991). Pb^{+2} iyonunun siyanür iyonlarına göre solüsyonda daha az bulunması, altının çözünmesini artırır ancak Pb^{2+}/CN^- belirli bir orana geldiği zaman altının çözünme hızı azalmaktadır (Habashi ve Celep, 2013).

2015 yılında Aydın ve arkadaşlarının yaptığı çalışmada, sülfür altın cevheri $PbNO_3$ ve ön havalandırmanın liçe verimine olan etkisi araştırılmıştır. Bu çalışmada belirtilenen göre $PbNO_3$, bileşiği bünyesindeki kurşun vasıtasıyla sülfürler bağ oluşturarak altın üzerinde pasif sülfür katmanlarını oluşmasını engellemektedir. Pasif bir katmanın liç sisteminde bulunmaması NaCN tüketimini daha verimli hale getirmektedir (Aydın, ve diğ, 2015).

3.3 Siyanürlü Altın Liçi Teknolojisi

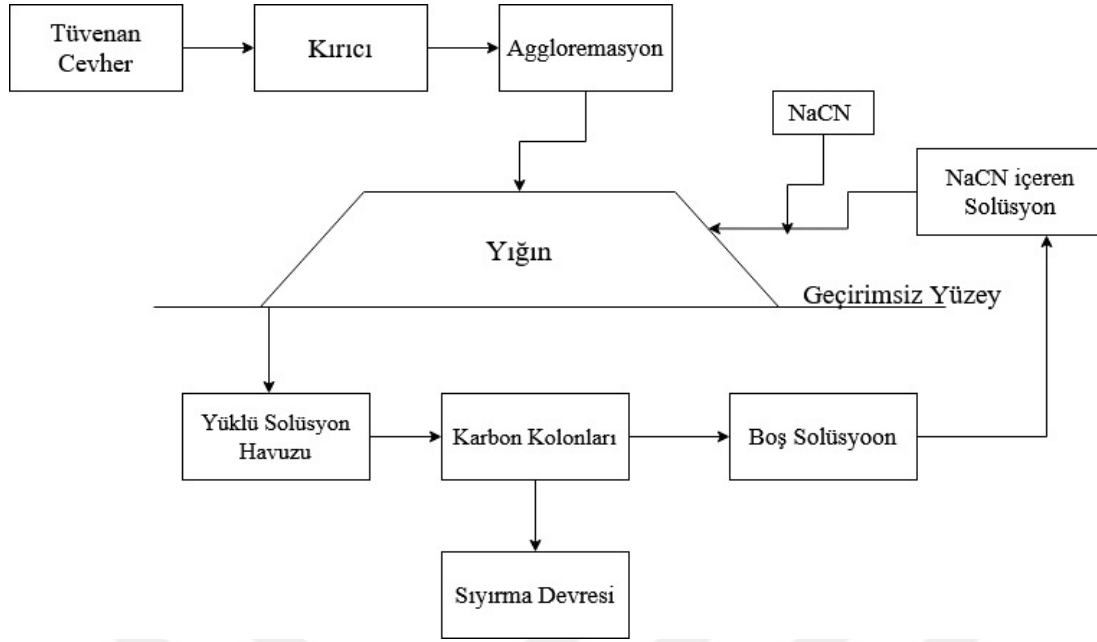
3.3.1 Yığın Liçi

Yığın liçine olan ilgi her geçen yıl artmaktadır, altın fiyatlarındaki artış, ekonomik bir proses için oksitli altın cevherleri için besleme tenörü 0.5-0.75ppm'e kadar

düşebilmektedir. Bu proses genellikle düşük tenörlü altın cevherlere uygulanmaktadır ve oldukça düşük maliyetli bir prosestir; ve günlük 5ton'dan 10000tona kadar cevher işlenebilir (Potter ve GM, 1974). Yığın liçinin en büyük avantajı, siyanürün iri gözenekli yapıdaki iri tanelerin içine sızıp altın ile temas edebilmesidir (Prasad ve diğ, 1991). Uygulamada, kırılmış cevher geçirimsiz bir yüzeye yerleştirilir üstü yığın haline getirilir. Bu noktada tanelerinin porozitesi kritik öneme sahiptir, eğer cevherin porozitesi yüksek ise kırma işlemi uygulanmayabilir (Fleming, 1992) ancak genelde 10cm altına kırma işlemi uygulanır (Yüce, 2014). Kil miktarı da porozite gibi önemli faktörlerden biridir, ince tanelerde kil miktarı çok yüksek ise kil cevherden uzaklaştırılır ve yığın oluşturma işlemi öncesi agloremasyon işlemi uygulanır (Fleming, 1992; Yüce, 2014). Yığınlar oluşturulurken, ince tanelerin ve iri tanelerin farklı bölgelerde yığılması engellemelidir, bunun sebebi iri tanelerde liç solüsyonun hızlı akarken ince tanelerde sızma işleminin daha yavaş olmasıdır (Girgin ve Kırşan, 1990).

Yığın hazırlanırken, “pad” adı verilen bir sızdırmaz üzerine işletme kapasitesine bağlı olarak yerleştirilir, siyanürlü çözelti yığına püskürtülür ve çözelti yığın içerisine sızarak altını çözüp, katı altını sıvı faza geçirerek yüklü solüsyona dönüşür. Ardından yüklü solüsyon sızdırmaz tabaka ile kaplanmış yüklü solüsyon toplama havuza şarj edilir ve bu solüsyon duruma göre tekrar siyanür ilavesi veya altın konsantrasyonu yüksek, sıyırma ünitesine gönderilir (Yüce, 2014). Yığın liçi refrakter altın cevherler için uygun bir yöntemi değildir, refrakter altına ek olarak yüksek miktarda As, Sb, Zn Fe, Cu içeren cevherler için siyanür tüketiminin kontrolü zorlaşacağı için, yığın liçinde genelde tercih edilmezler (Fleming, 1992).

Tanelerin boyutuna, içeriğine, mineralojisi ve yığındaki kütleyle göre 30 ila 150 gün (genelde 30-60 gün) boyunca siyanürlü solüsyon yığın içerisinde süzme yoluyla devridaim ettirilir. Genel olarak, yığın liçi tekniği ile altının geri kazanımı yüzde 60 ila 80 arasındadır (Prasad ve diğ,1991). İri taneli cevherler için verim %40'a kadar düşebilmektedir (Yüce, 2014). Yığın liçi altın gümüşe ek olarak bakır, nikel, çinko, uranyum ve nadir toprak metalleri gibi değerli metallerin liçinde yaygın olarak kullanılır (Thenepalli ve diğ, 2019). Şekil 2.1'de yığın liçinin genel akım şeması verilmiştir (Zanbak, 2012).



Şekil 3.4 : Yığın liçi genel akım şeması.

3.3.2 Tekne Liçi

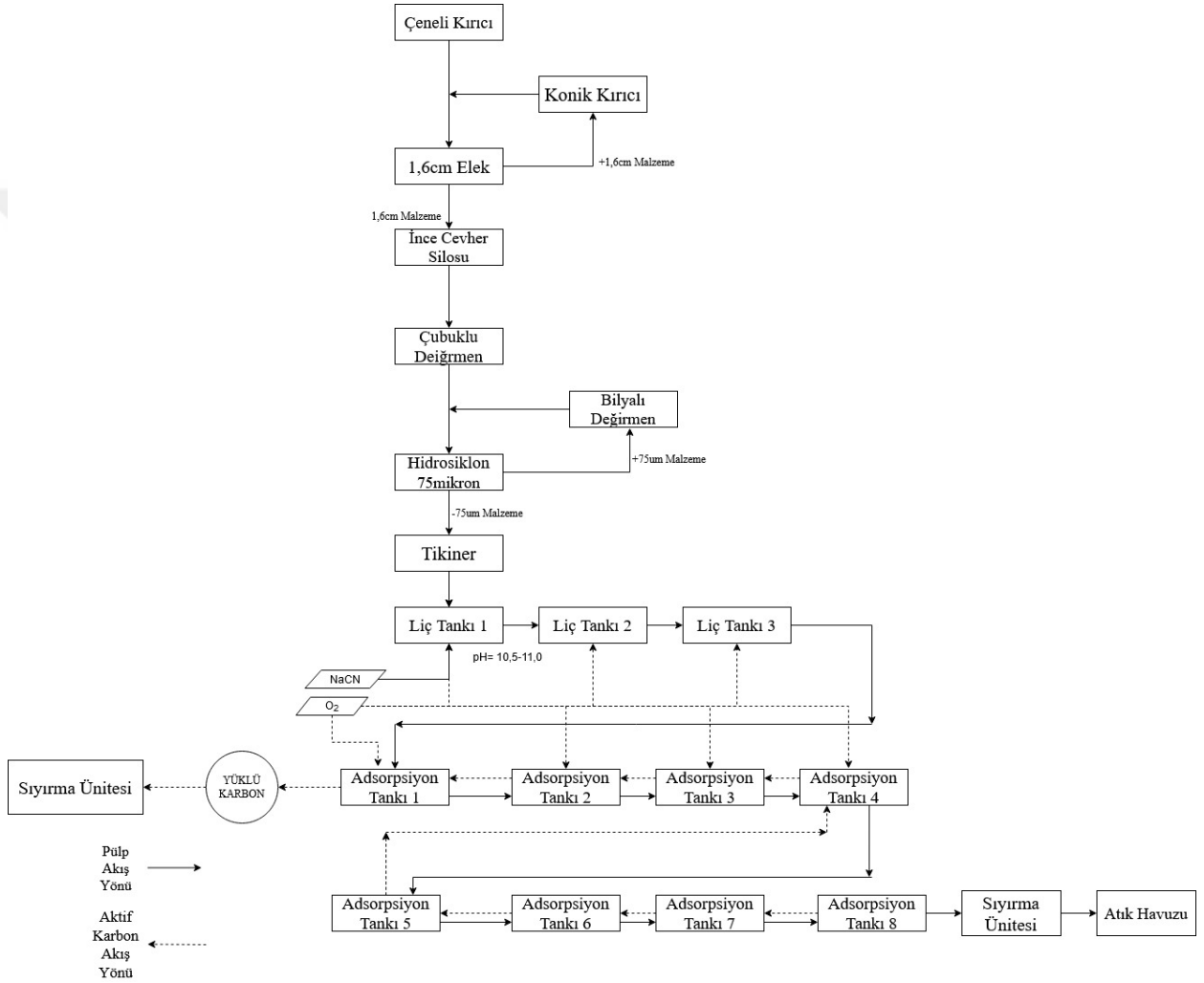
Günümüzde artık terk edilmiş proseslerden biridir. Yığın liçine benzer olarak, taneler sabit halde dururken akış siyanürlü solüsyonla sağlanır.

3.3.3 Karıştırılmalı Liç

Karıştırılmalı liç, cevher ile suyun pülp halinde tanklar içerisinde, bir karıştırıcı vasıtasıyla liç solüsyonu ile temas etmesi olarak tanımlanabilir. Yığın, tekne ve yerinde liçte farklı olarak akış sadece solüsyon tarafından sağlanmamaktadır. Karıştırılmalı liçte cevher de hareket halindedir ve bu hareketi sağlayan karıştırıcı mekanik veya pünomatik olabilir. Bu proses, diğer altın proseslerine kıyasla en hızlı altın kazanımını sağlar ve verim %80'in üzerindedir. Besleme genelde ince tanelerden oluşur, tanklardan önce muhakkak bir öğütme ünitesi vardır, zenginleştirme boyutu cevherin yapısına göre değişse de genelde üst tane boyu 0,3mm'dir (Yüce, 2014). İşlem süresi yaklaşık olarak 16-48saat arasındadır (Subrahmanyam ve Forssberg, 1988).

Şekil 2.2'de Koza Altın İşletmeleri A.Ş. Kaymaz Altın Madeni'nin karıştırılmalı tank liçi ile yapılan altın üretimi gösterilmiştir. Siyanür liçi işlemi sırasında pH 10,5-11,0 aralığında tutulmaktadır ve bu kontrolü sağlamak için öğütme devresinden önce sisteme kireç ilavesi yapılmaktadır. Tesiste CIP prosesi (pülp içinde karbon) uygulanmaktadır ve karbon akış yönü ile pülpün akış yönü ters istikamettir.

Siyanürleme işleme ilk üç liç tankında oksijen ve NaCN ilavesiyle gerçekleşir akabinde pülp içinde çözünen altın aktif karbon ile temas etmek için 8 adet adsorpsiyon tankına beslenir. Aktif karbon ile pülpün akış yönü ters istikamettir ve bu süre zarfında aktif karbon pülp içinde bulunan çözünmüş altını absorbe eder. Yüklenmiş karbon 1. adsorpsiyon tankından sıyırma devresine giderken, atık 8. adsorpsiyon tankından siyanür bozundurma işlemi için DETOX ünitesine pompalanır (Güner, 2016).



Şekil 3.5.. Koza Altın Kaymaz Altın Madeni genel akım şeması.

3.3.4 Yerinde (In-situ) Liç

Yerinde liç, maden çıkartma faaliyeti olmadan doğrudan zenginleştirme yapmaya müsaade eden genelde uranyum çıkartmak için kullanılır. Kaya içerisine borular vasıtasıyla liç solüsyonu pompalanır, liç solüsyonu ile temas eden altın faz değiştirir ve yüklü solüsyon oluşturulur. Yüklü solüsyon ise sonraki işlemler için gerekli yüklü

solüsyon havuzuna pompalanır ancak endüstride pilot ölçek dışında yerinde liç ile üretim yapan bir tesis bulunmamaktadır.



4. DİAGNOSTİK LİÇ

Leon Lorenzen metalürjistlerin ilk sorusunu “Tane serbestleşmesi için hangi boyuta kadar öğütme yapmalıyım?” dır, eğer mineralojik çalışmalar cevher ile ilgili kesin verileri ortaya çıkartmışsa “altın hangi minerallere bağlı ve seçtiğim yöntem bunu nasıl etkileyecek?” olarak betimlemiştir (Lorenzen, 1995). Diagnostik liç Anglo Amerikan Araştırma Laboratuvarları tarafından geliştirmiştir (Lorenzen ve Tumilty, 1992), diagnostik liç altın metalürjisine altının hangi minerallere bağlı olduğunu hızlı ve pratik şekilde bulma olanağı kazandırmıştır. Diagnostik liçte amaç hedef mineralleri gerekli reaktif ile çözüp, altının serbest hale geçmesini sağlayıp analizle eşliğinde altının hangi mineral içinde olduğunu ortaya çıkartmaktır. Her liç aşamasından sonra kalan atık bir sonraki liçin beslemesine dönüşmektedir. Bu işlemin genel prosedürü her aşamada mineralleri farklı asitli ortamda çözüp sonrasında tekrar siyanürizasyona tabi tutmaktır bu işlem cevherdeki refrakter yapı kaybolana kadar tekrar edilir. Her aşamada kullanılacak reaktifler, reaktif konsantrasyonları ve liç koşulları Çizelge 4.1’de verilmiştir (Celep ve diğ, 2009; Celep ve diğ, 2019; Lorenzen, 1995; Saba ve diğ, 2011; Tumilty ve diğ, 1987). Bu tez kapsamında, zenginleştirme aşaması flotasyon ve diagnostik liçten oluşmaktadır. Altın flotasyonu her ne kadar son derece bilinen ve uzun zamandır uygulanan bir metot olsa bile diagnostik liç geliştirilmesinden uzun süre geçmesine rağmen halen daha emekleme aşamasındadır. Metalürjistler halen daha ideal bir diagnostik liç optimizasyonu için literatürün yanında kendi inisiyatiflerini kullanarak değişiklik yapmaktadır. Genel olarak altın flotasyonu için deneysel parametreler, pH, kollektör tipi, modeli ve karışımları, canlandırıcı ve bastırıcılar ve proses akım şemalardır. Bilim insanları bu parametreleri değiştirerek altın kazamın verimini ve konsantredeki altın içeriğini artırmayı hedeflemektedir. Diagnostik liç için ise araştırmacıları, liç reaktiflerini (NaCN, HCl, HNO₃, HF vb), liç koşulları (sıcaklık, liç süresi, pH vb) ile oynayarak optimum bir liç verimini ulaşmayı denemişlerdir.

Çizelge 4.1 : Diagnostik liç koşulları

Aşamaa	Reaktif	Sistemi Terkeden Mineraller	Reaktif Konsantrasyonu	Liç Koşullar
1	NaCN	Altın	5kg/t	24-48s, %50 PKO pH 10.5 25°C
2	Na ₂ CO ₃	Jibsum ve Arsenatlar	60g/l Na ₂ CO ₃	2s kaynatma %10 PKO
3	HCl	Pirotit, Kalsit, Dolomit, Galen, Götit, Kalsiyum-karbonat	%12 V/V	7s, %33 PKO 50- 80 °C
4	HCl/SnCl ₂	Kalsin, Hematit, Ferritler	15g/l /SnCl ₂ %30 HCl w/w	6-24s, %10 PKO Eh 500-700 Mv 80-98°C
5	H ₂ SO ₄	Uranitit, Sfalerit, kolay çözünen bakır, kolay çözünen baz metal sülfürler, kolay çözünen pirit	%48 V/V	5s, %33 PKO 80°C
6	FeCl ₃	Sfalerit, Galen, kolay çözünen sülfürler, Tetrahidrit, Sülfür konsantreleri	100g/l + 2M HCl	8s, %33 PKO 95°C
7	HNO ₃	Pirit, Arsenppirit, Markazit	%55 V/V	6s, %10 PKO 60°C
8	Oksalik Asit	Oksit film kaplı yapılar	%5	30d, %33 PKO 80°C
9	HF	Silikatlar	%20 V/V	6s, %33 PKO
10	Asetonitril Elüsyon	Altın absorbe eden organik yapılar	%40 V/V+ 10g/l NaCN+2g/l kostik	16s, %10 PKO

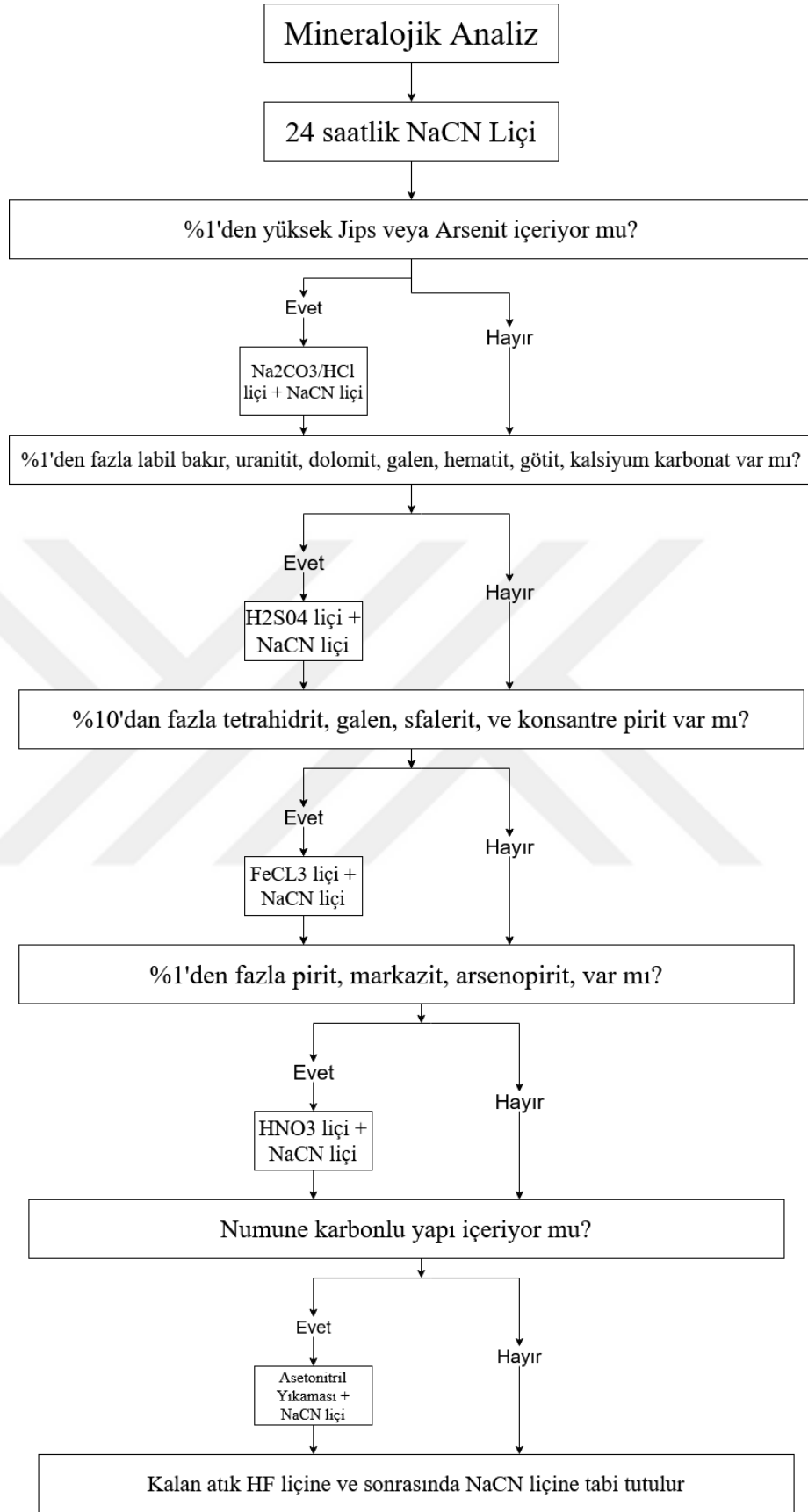
Celep ve arkadaşları, liç testleri için 9.3g/t Au, 52 g/t. d80=40µm olarak flotasyon atığı kullanılmıştır. Liç testlerinde 1L hacimli Pyrex Reaktör kullanılmıştır. Reaktörlerin karıştırıcı olarak, 600 rpm'de çalışan mekanik bir karıştırıcı sistemi kullanılmıştır. Başlangıçtaki siyanür konsantrasyonu ve katı oranı, sırasıyla 2 g / L NaCN'de ve ağırlıkça %50'de (250 g numune kullanılarak) sabit tutulmuştur. 24 saatlik liç süresi boyunca reaktörlere hava (1.8 L/dk) üflenmiştir. Tüm çözeltiler deiyonize damıtılmış su kullanılarak hazırlanmıştır. Kireç ilavesiyle pH 10.5-11'de kontrol edilmiştir. Bütün liç deneyleri atmosferik koşullar altında gerçekleştirilmiştir. Numuneler önceden belirlenmiş aralıklarla (yani 0.5, 2, 4, 8 ve 24 saat) alınmıştır. Gerekirse, siyanürün başlangıçtaki seviyede tutulması için siyanür (NaCN olarak) ilave edilmiştir. Süzme dönemi boyunca siyanür tüketimi, siyanür ilavesine göre hesaplanmıştır.

Altın ve gümüşün liç profilleri, atıkların 24 saat boyunca sadece %86 Au ve %89 Ag ekstraksiyonu ile hafif refrakter olduğunu göstermektedir. Altın ve gümüşün liçinin ilk 8 saatlik bir süre zarfında meydana geldiği gözlenmiştir. Akabinde yapılan HCl + NaCN liçi ile %6, HNO₃+NaCN ile %5 ve HF+NaCN ile %3 değerlerinde altın kazanımında artma olmuştur. Bir miktar altın ve gümüş, sfalerit ve pirit gibi sülfür minerallerine bağlı olduğu görünmektedir (Celep ve diğ, 2019).

Tumilty ve arkadaşlarının 1987'de yaptığı çalışmada beslemede altın 8,9 g/t, gümüş 88 g/t olan kalkosit cevheri NaCN liçine tabi tutulduğunda elde edilen geri kazanımlar altın için %35,8, gümüş için ise %49,7 olarak hesaplanmıştır. Galen, pirotin ve sfalerit, HCl ile asit liçi ardından NaCN liçine tabi tutulduğunda elde edilen altın verim i %39,7, gümüş için ise verim %83,6'e yükselmiştir. Sfalerit, karasız sülfat tetraedrit ve galen, 90°C'de FeCl₃ liçi ardından NaCN liçine tabi tutulduğunda elde edilen geri altın kazanımı, Au %53,8, Ag %91,5'e yükselmiştir. Pirit ve geri kalan tüm sülfatlar, HNO₃ + NaCN liçi sonrası kümülatif altın verimi %96,1, gümüş ise %95,5'e kadar çıkmıştır (Tumilty ve diğ, 1987).

2008 yılında Deveci ve arkadaşlarının çalışmasında ise %72 NaCN liçi verimi olan refrakter altın cevherine, sırasıyla HCl + NaCN, H₂SO₄+NaCN, HNO₃+NaCN ve HF+NaCN ile verimlerde sırasıyla %13, %9, %4, %2'lik artış olmuştur. Çalışmanın sonucunda cevherin refrakter olmasının sebebi; karbonatlar ve oksitler (%13), sülfidler (%13) ve silikatlardan (%2) oluşması, ince yayılması ve bağlı olmasından kaynaklandığı tahmin edilmiştir (Deveci ve diğ, 2008).

Altın flotasyonu her ne kadar son derece bilinen ve uzun zamandır uygulanan bir metot olsa bile diagnostik li geliştirilmesinden uzun süre geçmesine rağmen halen daha emekleme aşamasındadır. Metalürjistler halen daha ideal bir diagnostik li optimizasyonu için literatürün yanında kendi inisiyatiflerini kullanarak deęişiklik yapmaktadır. Genel olarak altın flotasyonu için deneysel parametreler, pH, kollektör tipi, modeli ve karışımları, canlandırıcı ve bastırıcılar ve proses akım şemalarıdır. Bilim insanları bu parametreleri deęiştirerek altın kazamın verimini ve konsantredeki altın içeriğini artırmayı hedeflemektedir. Diagnostik li için araştırmacıları, li reaktiflerini (NaCN, HCl, HNO₃, HF vb), li koşulları (sıcaklık, li süresi, pH vb) deęiştirerek optimum bir li verimini ulaşmayı denemişlerdir. Lorenzen, 1995’de diagnostik li için koşullara baęlı bir akım şeması oluşturmuştur, bu akım şeması Şekil 4.1’de verilmiştir (Lorenzen, 1995).



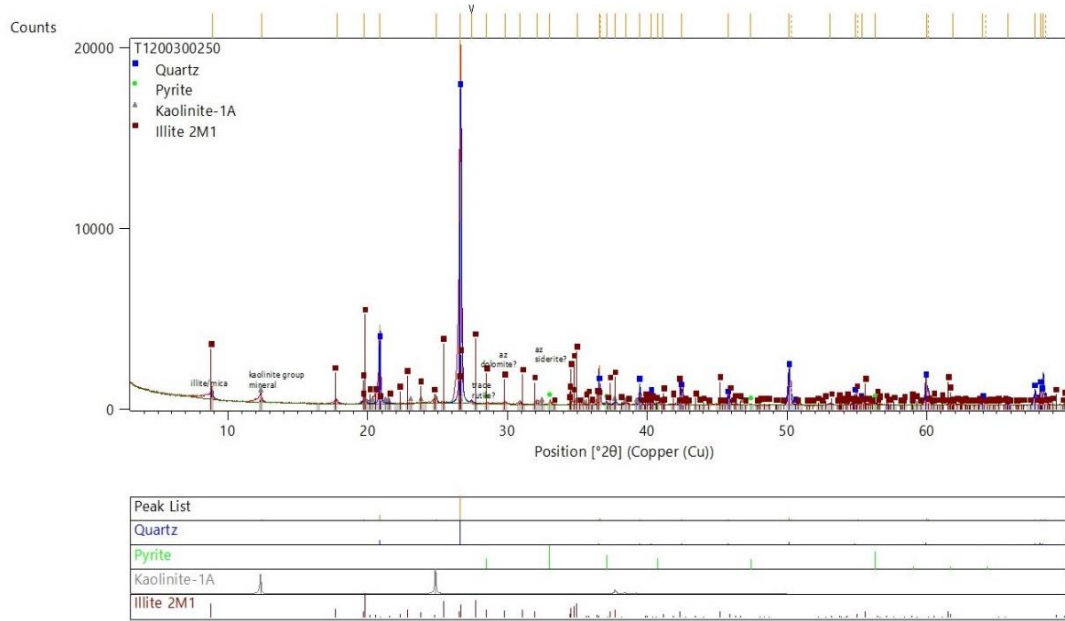
Şekil 4.1 : Diagnostik Liç Akım Şeması



5. DENEYSEL ÇALIŞMALAR

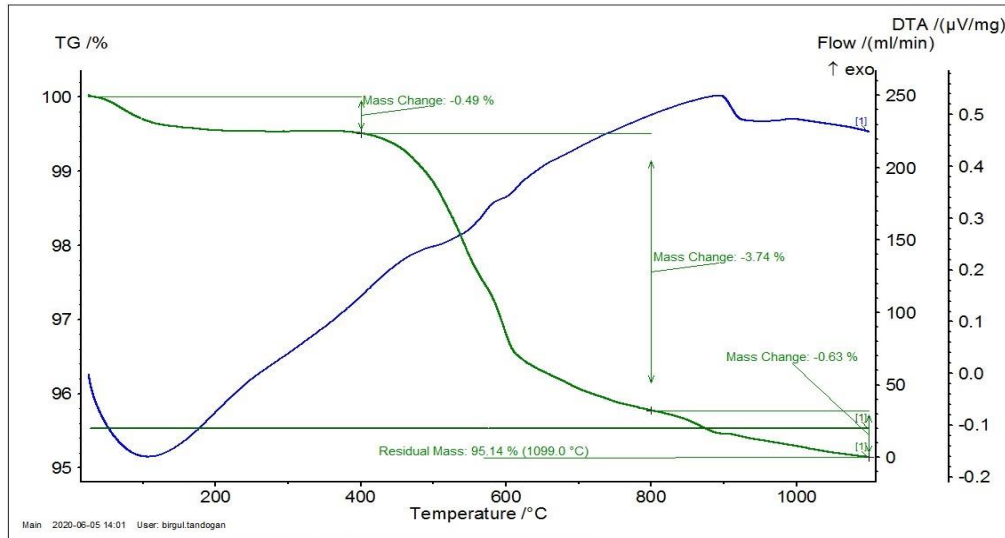
5.1 Materyal ve Yöntem

Bu çalışmada Koza Altın İşletmelerine ait, lokasyonu şirket tarafından gizli tutulan, farklı derinlikteki sülfür zonlarından yapılmış sondaj numuneleriyle çalışılmıştır. Çalışmada öncelikle farklı numuneler birleştirilerek bir nihai kompozit oluşturulmuştur. Kimyasal analiz, XRD (X ışını kristalografisi) analizi, DTA diferansiyel termal analiz) ESAN Eczacıbaşı Ar-Ge Laboratuvarın'da yapılmıştır. Bu ölçümlerden elde edilen sonuçlar sırasıyla Şekil 5.1 ve Şekil 5.2’de verilmiştir.



Şekil 5.1 : Tüvenan cevherin XRD sonuçları.

Yapılan XRD analize göre cevherin mineral içeriği; %59,2 kuvars, %10,4 kaolin, %25,1 illit, %1,4 pirit, %1,7 dolomit %2,2 sideritten meydana gelmektedir.



Şekil 5.2 : Tüvenan cevherin DTA sonuçları.

Çizelge 5.1 : Tüvenan cevherin kimyasal içeriği.

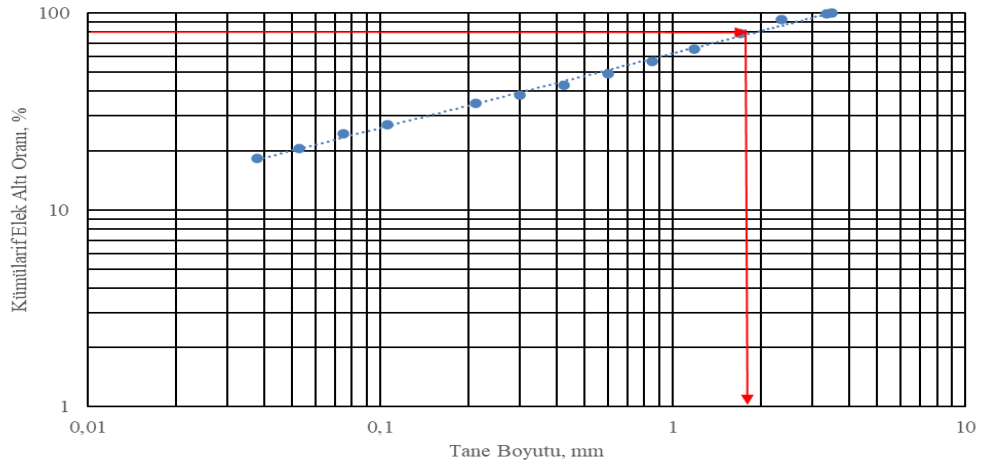
Bileşen	İçerik	Bileşen	İçerik
Au, ppm	0,70	Fe, %	3,42
Ag, ppm	1,25	S, %	2,51
Cu, ppm	73,11	C, %	0,36
As, ppm	449,81	Al ₂ O ₃ , %	10,77
Ni, ppm	93,12	SiO ₂ , %	73,68
Pb, ppm	94,51	K ₂ O, %	2,15
Zn, ppm	95,14	SO ₃ , %	2,51
Mo, ppm	13,0	CO ₂ , %	4,82
Cr, ppm	28,30	MgO, %	0,83
Sn, ppm	<10	TiO ₂ , %	0,39
Sb, ppm	21,65	Na ₂ O, %	0,24

Flotasyon ve liç deneylerinde, beslemeler, konsantreler, atıklar ve yüklü solüsyonlardan yapılan analiz Koza Altın İşletmeleri Kaymaz Kimya Laboratuvarı tarafından yapılmıştır. Au ve Ag analizleri için PinAAcle 900f AAS (atomik absorpsiyon spektroskopisi) cihazı kullanılmıştır. S ve C analizlerinde ise LECO CS230SH cihazı kullanılmıştır, Cu, Ni, Zn, Pb AS, Fe için ise Agilent 5110 marka ICP-OES cihazı kullanılmıştır. Kullanılan analiz cihazları Şekil 5.3’de gösterilmiştir. Şekil 5.3’de soldan birinci görsel S ve C analizleri için kullanmış LECO CS230SH, ortadaki görselde Agilent 5110 ICP-OES, sağdaki görsel PinAAcle 900f AAS cihazı verilmiştir. Kimyasal analiz sonuçları Çizelge 5.1’de verilmiştir.



Şekil 5.3 : Kimyasal analiz için kullanılan cihazlar.

Cevherin henüz yeni elde edildiği ve üzerinde daha öncesinde detaylı bir çalışma yapılmadığı için pek çok özelliği bilinmemektedir. Birleştirme işlemi sonrası homojen hale getirilen nihai kompozit karelej yöntemiyle örneklendirilip element analizine ve boyut analizine tabi tutulmuştur. Nihai kompozite yapılmış element analiz sonuçları Çizelge 5.1’de verilmiştir. Şekil 5.7’de kuru elek analizi için kullanılan Retsch AS200 TAP, örnek alma işlemi için Retsch PT 100 otomatik numune bölücü kullanmıştır. Ayrıca, cevherin özgül ağırlığı ve yüzey alanı ölçülmüştür. Özgül ağırlık ölçümü için “piknometre ile özgül ağırlık ölçümü” yöntemi uygulanmıştır ve 3 paralel test sonucunda çıkan ortalama 2,71 cevherin özgül ağırlığı olarak ölçülmüştür. Özgül ağırlık ölçümünde ISOLAB 100cl’lik 3 adet piknometre ve 5 haneli Mettler Toledo hassas terazi kullanılmıştır. Yüzey alanı ölçümü BET metodu ile Eczacıbaşı ESAN Ar-Ge Laboratuvarında ölçülmüş ve çıkan sonuç $6,6955 \text{ m}^2/\text{g}$ olarak hesaplanmıştır. Öğütme işlemlerinin tamamı Laboratuvar ölçekli ESSA çubuklu değirmen ile yapılmıştır.

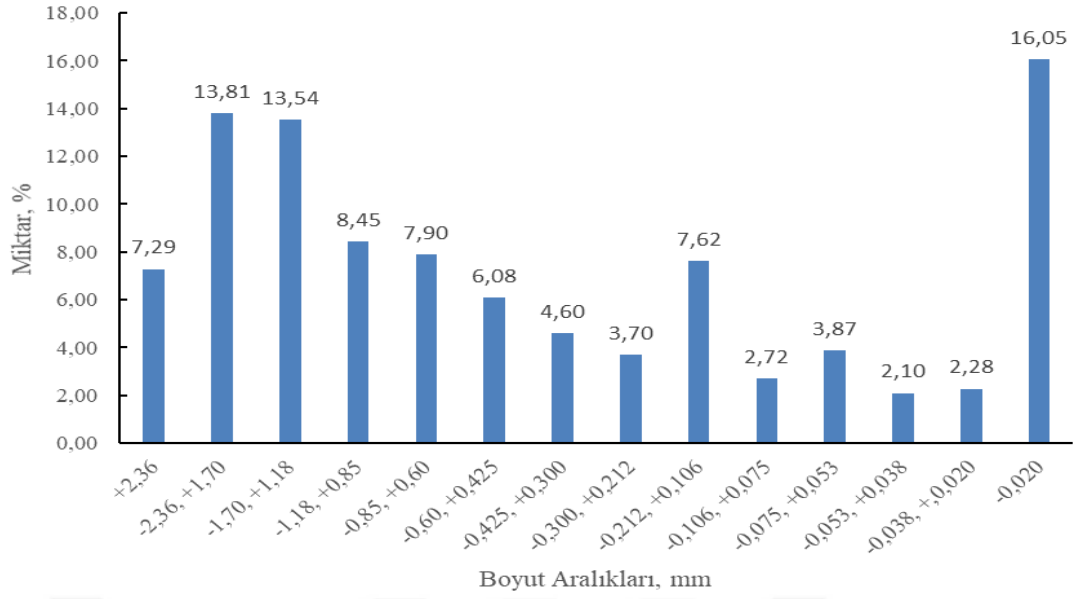


Şekil 5.4 : Tüvenan cevher elek altı eğrisi.

Tüvenan cevherin, elek analizi ve her boyut fraksiyonu için element analiz yapılmıştır. Eleme işlemi sırasında 600 µm'a kadar Retsch AS200 TAP cihazı ile kuru eleme, -600 µm malzeme ise Retsch AS200 Basic modeli ile yaş eleme işlemi yapılmıştır. Elek analiz sonuçlarına göre tüvenan cevherin d₈₀'ni 1,75 mm olarak çıkmıştır (Şekil 5.4). Katı sıvı ayrımı, numuneyi önce Tubefit basınçlı filtrede kek haline getirip, sonrasında 100°C'de Memmert etüvde 24 saat bekletilerek yapılmıştır. Altının hangi boyut gruplarında ne şekilde dağıldığını anlamak için ise ayrıca bir elek analizi yapılmış ve boyut gruplarında Au analizi yapılmıştır. Sonuçlar Şekil 5.5'de gösterilmektedir. Yapılan analiz sonucunda tüvenan cevherde, altının %16,9'unun -20µm altında olduğu görülmüştür. Altının %22'si ise 1,7 cm üzerindeki boyutta olan malzemenin içerisinde dir.

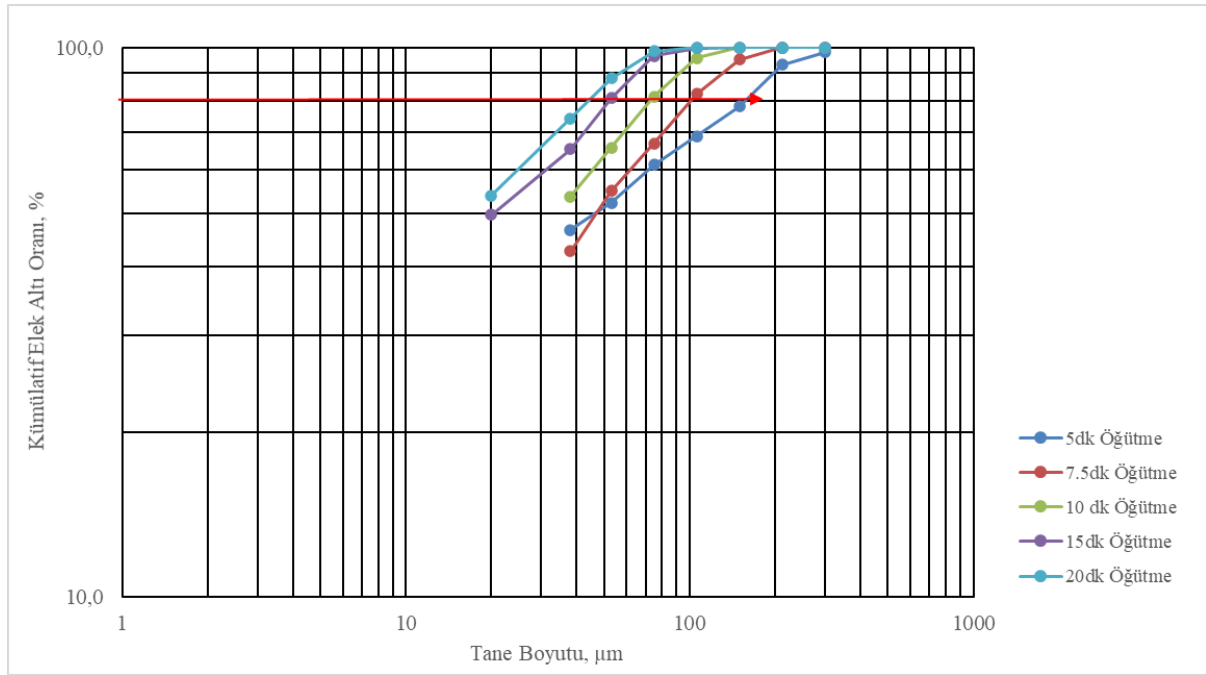
Çizelge 5.2 : Tüvenan cevherde boyut gruplarına göre altın miktarı.

Boyut Aralıkları, mm	Miktar %	Au içerik, ppm	Au dağılımı, %	Kümülatif Au miktarı %
-3,36, +2,38	7,3	0,73	7,5	7,5
-2,38, +1,70	13,8	0,75	14,5	22,0
-1,7, +1,18	13,5	0,73	13,8	35,8
-1,18, +0,85	8,4	0,66	7,8	43,6
-0,85, +0,60	7,9	0,69	7,6	51,3
-0,60,+0,425	6,1	0,64	5,5	56,7
-0,425,+0,30	4,6	0,63	4,1	60,8
-0,30,+0,212	3,7	0,69	3,6	64,4
-0,212,+0,106	7,6	0,69	7,4	71,7
-0,106,+0,075	2,7	0,76	2,9	74,6
-0,075+0,053	3,9	0,65	3,5	78,1
-0,053+0,038	2,1	0,64	1,9	80,0
-0,038+0,020	2,3	0,97	3,1	83,1
-0,020	16,1	0,75	16,9	100,0
Toplam	100,0	0,71	100,0	100,0

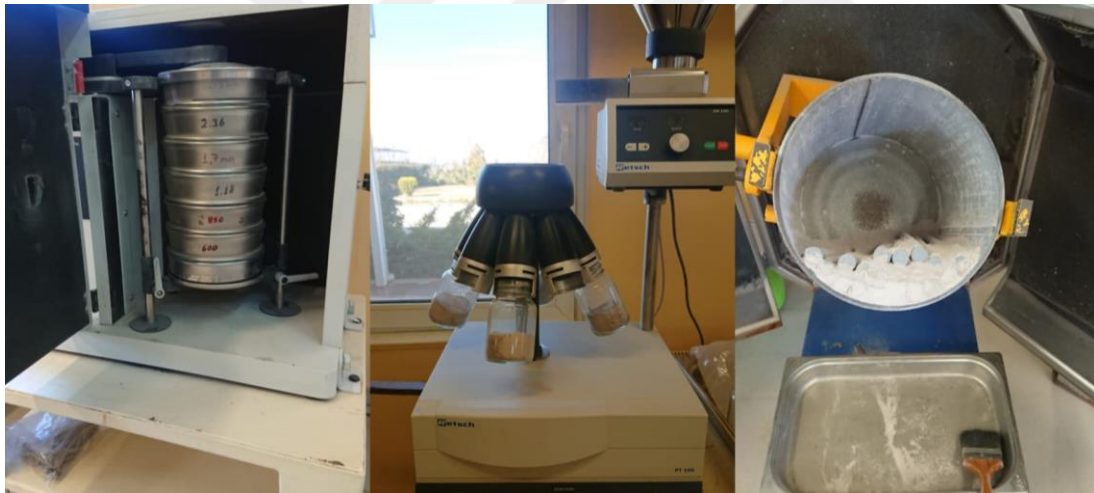


Şekil 5.5 : Tüvenan cevherde boyut gruplarına göre Au dağılımı

Sonraki aşamada, cevherin süreye bağlı öğütme karakterini ortaya çıkartmak ve buna bağlı olarak cevherin ideal zenginleştirme boyutuna ulaşmak hedeflenmiştir. Öğütme kalibrasyonu için farklı zaman aralıklarında, öğütme işlemleri gerçekleştirilip, öğütme eğrileri oluşturulmuştur. Homojen olacak şekilde 1kg olarak bölünmüş cevherler sırasıyla 3, 5, 7.5, 10, 15 ve 20 dk öğütülmüş ve her sürenin sonunda öğütülen cevhere elek analizi yapılmıştır (Şekil 5.6). Bu verilere göre; en düşük öğütme süresi olan 3dk için $d_{80}=238 \mu\text{m}$, en uzun öğütme süresi olan 20dk için $d_{80}=45 \mu\text{m}$ olarak bulunmuştur. Zenginleştirme boyutu olarak karar verilen $d_{80}=75 \mu\text{m}$ için gerekli öğütme süresi hesaplanmıştır. Süreye bağlı öğütme eğrisi Şekil 5.6'de verilmiştir. Bu işlemlerde kullanılan cihazlar ise Şekil 5.7de verilmiştir.



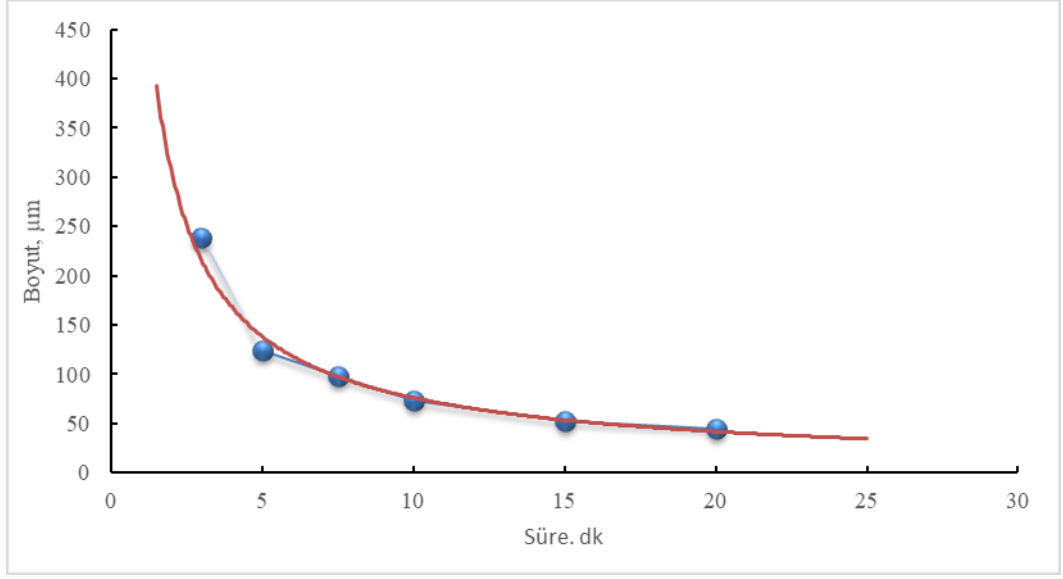
Şekil 5.6 : 5, 7,5, 10, 15 ve 20 dk'lık öğütmelerin elek altı eğrileri



Şekil 5.7: Retsch AS200 TAP, Retsch numune bölücü ve ESSA çubuklu değirmen.

Çizelge 5.3 : Öğütme süresine bağlı d_{80} değerleri.

Süre, dk	d_{80}
3	238
5	124
7.5	98
10	73
15	52
20	45



Şekil 5.8 : Öğütme süresine bağlı d_{80} eğrisi

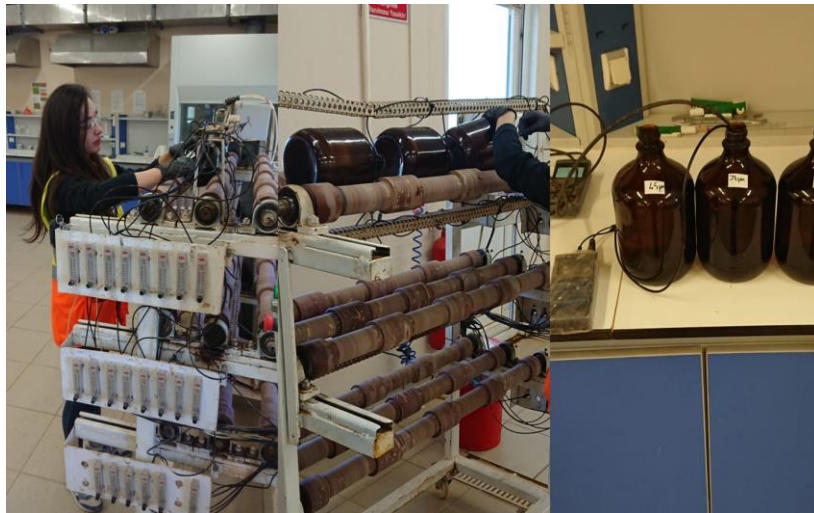
Sonraki aşama zenginleştirme deneylerinden oluşmaktadır. Zenginleştirme deneyleri öncesi yapılan çalışmalarda tüvenan cevherin d_{80} boyutunu, altının miktarca hangi boyutlarda nasıl bir dağılım gösterdiği, cevherin içinde altın dışında ne tür yapılar olduğu ve öğütme sürelerine bağlı olarak hangi d_{80} değerine ulaşılacağı tespit edilmiştir. Bu bilgilerden yararlanarak zenginleştirme deneyleri tasarlanmıştır.

Siyanür liçi deneylerinde, standart şişe çevirme (bottle roll) testi uygulanmıştır. Bu testler, başlangıç siyanür konsantrasyonu 1000 ppm, pH: 10.5-11.0 ve çözünmüş oksijen (15-25 ppm) test boyunca pülpe verilecek şekilde yapılmıştır. Belirli sürelerde pH, çözünmüş oksijen ve solüsyona geçen serbest siyanür kontrol edilmiştir. pH düşmesi durumunda kireç, oksijen konsantrasyonuna bağlı olarak oksijen ve serbest siyanür tüketimine bağlı olarak ise NaCN ilavesi yapılmıştır. Siyanür ve pH ayarlama için Merck marka NaCN ve kireç kullanılmıştır. pH ölçümlerinde WTW 315i pH metre, oksijen ölçümlerinde WTW Oxi 3205 cihazları kullanılmıştır. Serbest siyanür ölçümü için Bottle-Top Burette Titrette cihazı kullanılarak $AgNO_3$ titrasyonu yapılmıştır.



Şekil 5.9 : AgNO_3 Titrasyonu ile serbest siyanür ölçümü

Çözünmüş oksijen ve pH ölçümleri doğrudan probun pülpe daldırılmasıyla yapılabilir ancak sistemdeki serbest CN^- ve solüsyona geçen altın miktarının tayini için berrak solüsyon gereklidir. Bu yüzden belirlenen sürelerde pülpten, pH ve oksijen ölçümü yapıldıktan sonra vakum pompa veya tane çöktürme yöntemiyle berrak solüsyon alınır. Çekilen bu solüsyonla AgNO_3 titrasyonu yapıp serbest CN^- konsantrasyonu ölçülür ve solüsyona geçen altın miktarının tayini için solüsyon kimyasal analize yollanır. Solüsyon içine renk katalizörü olarak radon eklendikten sonra solüsyona AgNO_3 damlatılmış ve sarı rengin kızarmaya başladığı noktadaki AgNO_3 miktarından serbest siyanür konsantrasyonu tayin edilmiştir. Şekil 5.9’de titrasyon cihazları gösterilmiştir; sol baştaki berrak solüsyon, ortadaki solüsyon + radon en sağdaki ise doygunluğa ulaşmış solüsyon + radon+ AgNO_3 ‘ü göstermektedir.



Şekil 5.10 : Şişe çevirme test düzeneği.

Bu tez kapsamında farklı tane boyları (45 µm, 75 µm ve 106 µm) ile, farklı sürelerde (2 s, 8 s, 24 s, 48 s ve 72 s), sabit katı oranında (%45), aynı başlangıç siyanür konsantrasyonunun (1 g/L) ve pH aralığında (11,0-11,5) şişe çevirme testleri yapılmıştır. Belirtilen sürelerde 15 ml temiz solüsyon çekilmiş, 10 ml Au ve Ag analizi için 5 ml ise serbest siyanür ölçümü için kullanılmıştır. Test düzeneği Şekil 5.10'da verilmiştir; ilk görselde şişe çevirme düzeneğine yatay olarak konulan şişenin içindeki pülpe oksijen beslemesi yerleştirilmektedir, en sağdaki görsel oksijen ve pH ölçümlerini göstermektedir. Bu üç testteki amaç, tezin devamında kullanılacak ideal zenginleştirme boyutunu seçmek ve cevherin tane boyutuna bağlı olarak siyanür tüketimini görmektir.

Şişe çevirme siyanürlü liç testleri, flotasyon atıklarına da yapılmıştır. 5 farklı flotasyon deneyinin atıklarına 48 saatlik, pH 11,0-11,5 aralığında olacak şekilde başlangıç 1 g/L NaCN konsantrasyonunda liç yapılmıştır. Çıkan verimler ile flotasyon konsantresinin verimleri toplanmıştır ve en yüksek verime sahip proses belirlendikten sonra, flotasyon konsantresine diagnostik liç yapılmıştır. Tüm şişe çevirme deneylerinin başlangıç koşulları Çizelge 5.4'de verilmiştir. Liç deneyleri sonucunda, ideal zenginleştirme boyutunun 75 µm olduğuna karar verilmiştir. Flotasyon deneyleri için malzeme 75 µm'a öğütülmüştür.

Çizelge 5.4 : Liç deneyleri koşulları

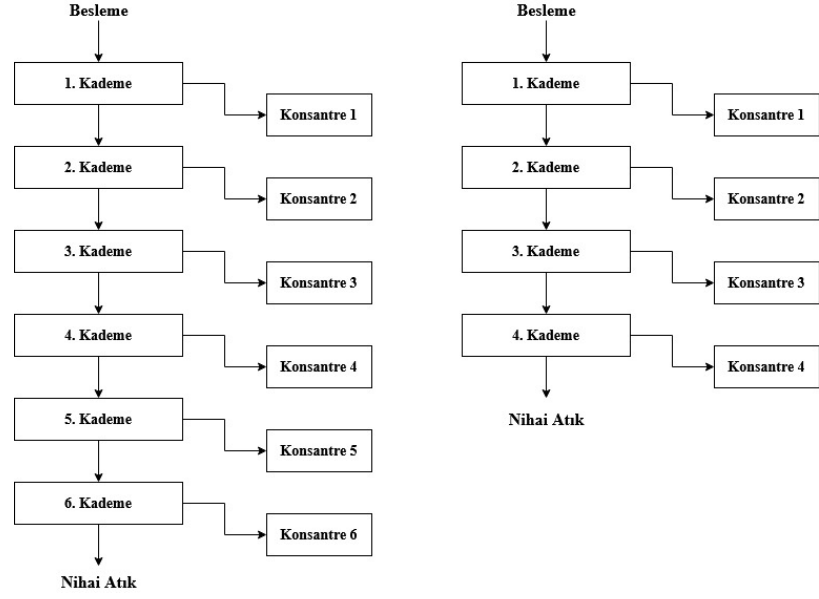
Parametre	1.Liç Testi	2.Liç Testi	3.Liç Testi	5.Liç Testi
Besleme	Tüvenan Cevher	Tüvenan Cevher	Tüvenan Cevher	Flotasyon Atığı
d ₈₀	45µm	75µm	106µm	75µm
Katı Oranı	%45	%45	%45	%45
Liç Süresi	2s 8s 24s 48s 72s	2s 8s 24s 48s 72s	2s 8s 24s 48s 72s	48s
NaCN	1g/L	1g/L	1g/L	1g/L
pH	11,0-11,5	11,0-11,5	11,0-11,5	11,0-11,5
Serbest Oksijen, ppm	20-30	20-30	20-30	20-30

Flotasyon deneyleri, 5 farklı toplu sülfür flotasyonu koşulu ile gerçekleştirilmiştir. Bu koşullar için, literatürde yer alan ve ilgili çalışmada kullanılan cevher tipi ile benzerlik gösteren cevherler ile yapılan deneyler araştırılmış ve en yüksek verimin alındığı deneylerin koşulları seçilmiştir (Acarkan ve diğ, 2010; Bulatovic, 1997; Forrest ve diğ, 2001; Klimpel ve Isherwood, 1993; O'Connor ve Dunne, 1991; Yan, 1997). Her bir deney, gereken ideal reaktif miktarının tespiti amacı ile kademeli reaktif ilavesi

yapılarak gerçekleştirilmiştir. Her kademe için 5 dakika kondisyon, 3 dakika da flotasyon süresi uygulanmıştır. Reaktiflerden, pH ayarlamak için Ca(OH)_2 ve H_2SO_4 , köpürtücü olarak MIBC (10 g/ton) ve kollektör olarak ise PAX, Aero 7249, Aero 208 ve MX980 kullanılmıştır. 1. deneyde, cevherin doğal pH'ı (pH 7,0) korunarak, her kademede 50 g/ton PAX eklenecek şekilde toplam 6 kademeli flotasyon gerçekleştirilmiştir. 2. deneyde, Ca(OH)_2 kullanılarak pH 12-12,3'e yükseltilmiş ardından her kademede 50 g/ton Aero 7249 eklenecek şekilde toplam 6 kademeli flotasyon gerçekleştirilmiştir. 3. deneyde, H_2SO_4 kullanılarak pH 4-4,5'a düşürülmüş devamında her kademede 25 g/t Aero 208 ve 25 g/t PAX karışımı eklenerek toplam 6 kademeli flotasyon deneyi gerçekleştirilmiştir. 4. deneyde, Ca(OH)_2 kullanılarak pH=8-9'a ayarlanmış sonrasında her kademede 25 g/t MX980 ve 25 g/t PAX karışımı eklenerek toplam 4 kademeli flotasyon deneyi gerçekleştirilmiştir. 5. deneyde ise, Ca(OH)_2 kullanılarak pH 12'e ayarlanmış sonrasında 2 kademe için her kademede 50 g/t Aero 7249, ardından H_2SO_4 kullanılarak pH 7,5'a düşürülmüş ve 2 kademe için her kademede 50 g/t PAX eklenecek şekilde toplam 4 kademeli flotasyon deneyi gerçekleştirilmiştir. Her kademede elde edilen ürünler miktarı tartılarak kimyasal analize verilmiştir. Deneylerin koşulları Tablo 5.5 ve 5.6'da, akım şemaları Şekil 5.11 ve 5.12'de verilmektedir.

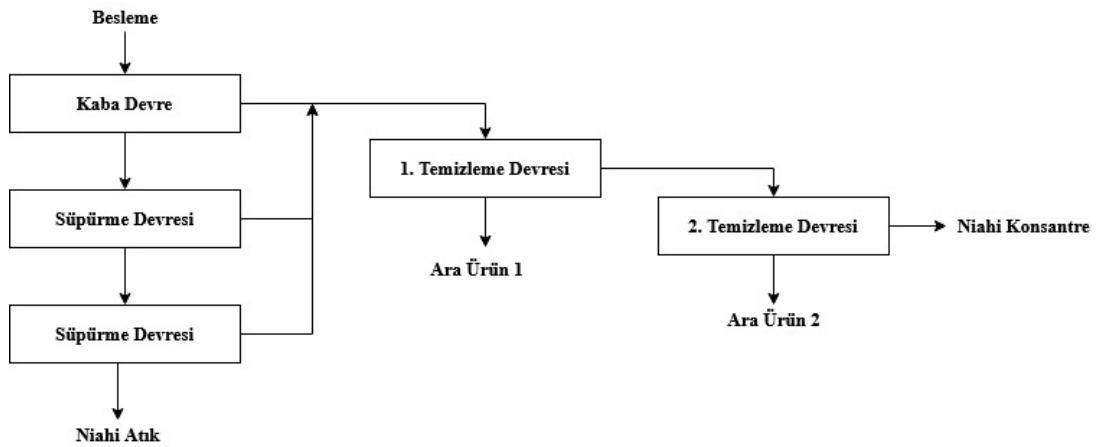
Çizelge 5.5 : Flotasyon deneyleri koşulları

Parametre	Deney 1	Deney 2	Deney 3	Deney 4	Deney 5
Kollektör	PAX	Aero 7249	Aero 208+PAX	MX 980+PAX	Aero 7249+PAX
Miktar	6 x 50g/t	6 x 50g/t	6 x 50g/t	4 x 50 g/t	4 x 50 g/t
pH	7-7,5	12-12,3	4-4,5	8,0-9,0	12-7,5
Köpürtücü	MIBC (10g/t)	MIBC (10g/t)	MIBC (10g/t)	MIBC (10g/t)	MIBC (10g/t)
Kondisyon Süresi	6x 5dk	6x 5dk	6x 5dk	6x 5dk	4x 5dk
Flotasyon Süresi	6x 3dk	6x 3dk	6x 3dk	6x 3dk	4x 3dk
İlave Reaktif	-	Kireç	H_2SO_4	Kireç	Kireç + H_2SO_4



Şekil 5.11: 6 ve 4 kademeli flotasyon deneyleri genel akım şemaları.

Kademeli flotasyon deneylerinde ideal flotasyon için kollektör miktarı ve kondisyon ve flotasyon süreleri tespit edilmiştir. Yapılan 5 adet kademeli flotasyon içerisinde en yüksek verime sahip olan deneye (Deney 2) daha sonrasında temizleme devresi eklenerek yeni bir deney yapılmıştır. Kollektör miktarı sabit tutularak iki adet süpürme iki adet temizleme devresi eklemiştir. Temizleme devreli deneyin yapılma amacı nihai konsantredeki altın konsantrisini görmektir. Deney sonunda nihai atık, iki adet ara ürün ve bir adet nihai konsantre elde edilmiştir. Deneyin akım şeması Şekil 5.12’de koşulları ise Çizelge 5.6’de verilmiştir.



Şekil 5.12 : Temizleme devreli flotasyon deneyi akım şeması

Çizelge 5.6 : Temizleme devreli flotasyon deneyi koşulları

Parametre	Kaba Devre	Süpürme Devresi 1	Süpürme Devresi 2	Temizleme Devresi 1	Temizleme Devresi 2
Kollektör	100g/t Aero 7249	50g/t Aero 7249	50g/t Aero 7249	-	25g/t Aero 7249
pH	12-12,5	12-12,5	12-12,5	12-12,5	12-12,5
Köpürtücü	MIBC (10g/t)	-	-	-	MIBC (5 g/t)
Kondisyon Süresi	10dk	7dk	7dk	5dk	5dk
Flotasyon Süresi	6dk	3dk	3dk	3dk	3dk
İlave Reaktif	Kireç	Kireç	Kireç	Kireç	Kireç

Tüm flotasyon atıklarına, 48 saat süreli başlangıç 1g/L NaCN konsantrasyonunda, pH 10.5-11.0 aralığında liç işlemi uygulanmıştır (Çizelge 5.4).

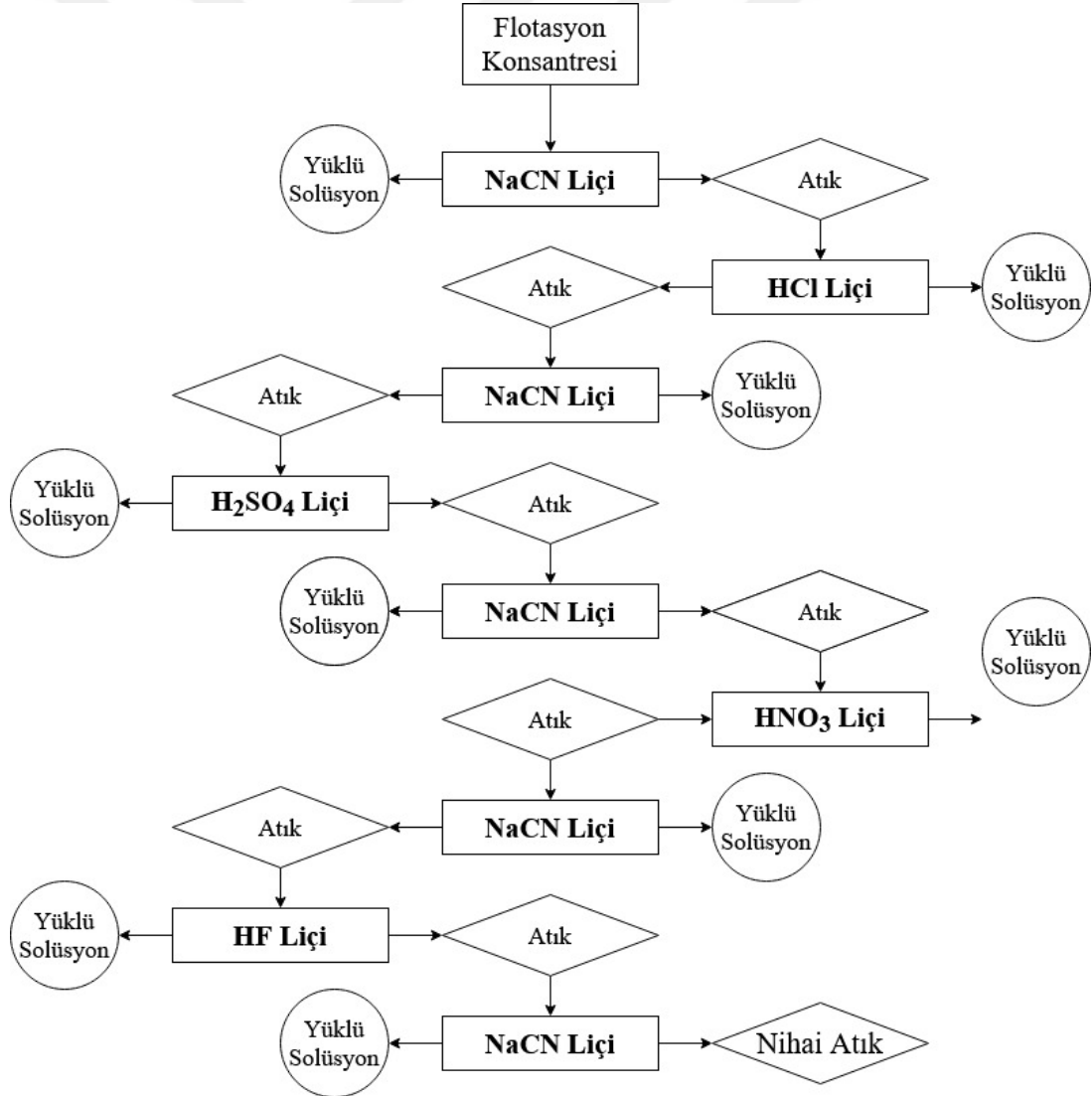
Diagnostik liç işlemleri için IKA laboratuvar ölçekli reaktör kullanılmıştır (Şekil 5.13). Asit liçi esansında çıkan gazı emilimi için ise Modkim çeker ocak kullanılmıştır. HCl, H₂SO₄, HNO₃ ve HF Merck firması tarafından temin edildikten sonra hacimce derişimler sırasıyla, %12, %48, %55 ve %20 olacak şekilde saf su ile ayarlanmıştır.



Şekil 5.13 : IKA laboratuvar ölçekli reaktör

Diagnostik liç birden fazla aşamadan oluşmaktadır. Diagnostik liç deneylerini tasarlarken (aşama sayısı, kullanılacak reaktifler vb.) cevherin mineralojisine göre işlem yapılır. Bu çalışmada uygulanacak prosedür Şekil 4.1'deki akım şeması göre oluşturulmuştur. Birinci aşamada, katı oranı %45 olacak şekilde pülp hazırlanmıştır. 24 saatlik liç süresi, 5kg/t başlangıç NaCN konsantrasyonu kullanılmış ve liç işlemi pH 11.0-11.5 aralığında gerçekleştirilmiştir. Birinci aşamanın atığından kimyasal

analiz için örnek alınmıştır, atığın dışında yüklü solüsyon da Au ve Ag analizine tabi tutulmuştur. İkinci aşamada, birinci aşamanın atığı ile gerçekleştirilmiştir. Bu aşamada siyanür ile işlem yapılmamış, hacimce %12'lik HCl derişimi ile katı oranı %33 olacak şekilde asit liçi yapılmıştır. HCl liçi sonrası atıktan altın analizi için örnek alındıktan sonra 3 aşama olan NaCN liçi (2kg/t NaCN, 24 saat pH 11.0-11.5) yapılmıştır. Her aşama sonrasında solüsyondan ve atıktan örnek alınarak işlemler devam etmiştir. 4 aşamada saf su ile hacimce %48 H₂SO₄ olacak şekilde 24 saatlik liç yapılmıştır. Asit liçlerinde pH kontrol edilmemiştir ancak asit liçlerini takiben yapılan tüm NaCN liçlerinde pH 11.0-11.5 aralığında gerçekleştirilmiştir. Katı sıvı ayırımında basınçlı pres filtre kullanılmıştır ve asit liçleri sonrasında pülpün pH'sını doğal pH değerine getirmek için 2 veya 3 kademe yıkama işlemi yapılmıştır. Diagnostik liç deneyi akım şeması Şekil 5.14'de, deney koşulları Çizelge 5.7'de verilmiştir.



Şekil 5.14. : Diagnostik liç akım şeması.

Çizelge 5.7 : Diagnostik liç deneyleri koşulları.

Parametre	1.Liç Testi	2.Liç Testi	3.Liç Testi	4. Liç Testi	5.Liç Testi	6.Liç Testi	7.Liç Testi	8.Liç Testi	9.Liç Testi
Besleme	Flotasyon Konsantresi	Aşama 1'in atığı	Aşama 2'in atığı	Aşama 3'in atığı	Aşama 4'in atığı	Aşama 5'in atığı	Aşama 6'in atığı	Aşama 7'in atığı	Aşama 8'in atığı
d ₈₀	75µm	-	-	-	-	-	-	-	-
Katı Oranı	%45	%33	%45	%33	%45	%33	%45	%33	%45
Liç Süresi	48s	24s	48s	24s	48s	24s	48s	24s	48s
Reaktif	NaCN 5kg/t	HCl %12V/V	NaCN 1kg/t	H ₂ SO ₄ %48V/V	NaCN 1kg/t	HNO ₃ %55 V/V	NaCN 1kg/t	HF %20 V/V	NaCN 1kg/t
Sıcaklık	25°C	70°C	25°C	80°C	25°C	95°C	25°C	25°C	25°C
pH	10,5-11	-	10,5-11	-	10,5-11	-	10,5-11	-	10,5-11
Çözülmüş Oksijen	20-30 ppm	-	20-30 ppm	-	20-30 ppm	-	20-30 ppm	-	20-30 ppm

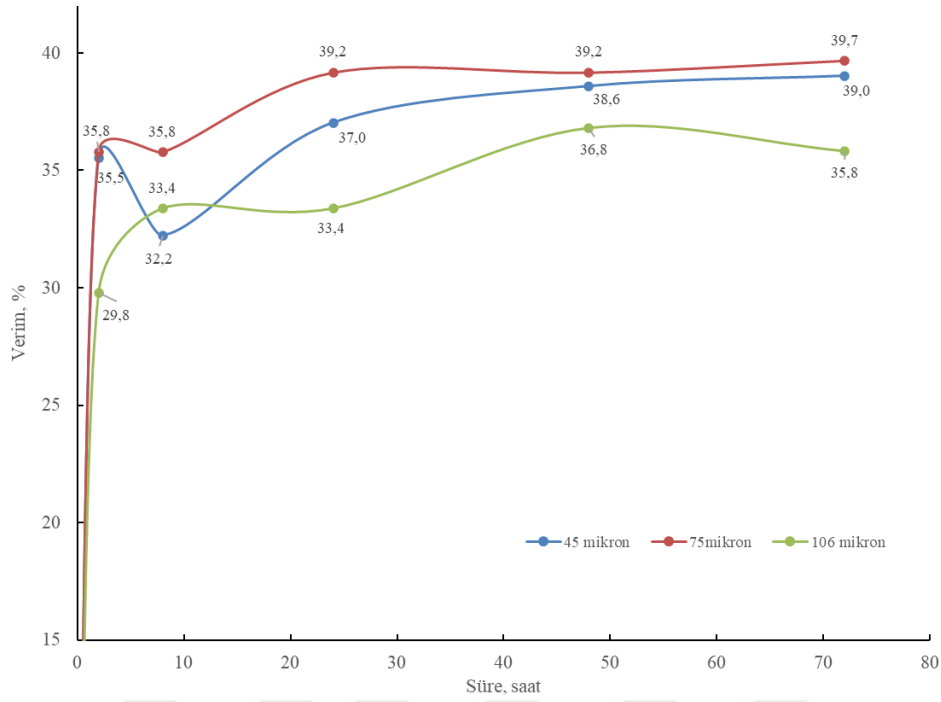
5.2 Sonuçlar ve Tartışma

5.2.1 Farklı Boyutlarda Yapılan Liç Deneyleri Sonuçları

Farklı boyutlarda yapılan liç deneyleri amacı cevherin ideal zenginleştirme boyutunu bulmaktır. Tezin tamamında yapılan deneyler flotasyon ve liç işlemlerinden oluştuğu için ince boyutta zenginleştirme zorunluluk haline gelmiştir. Bu yüzden en iri boyut 106µm en düşük boyut ise 45 µm olacak şekilde üç farklı boyutta 72 saatlik kinetik liç deneyi yapılmıştır. Çizelge 5.4’de deney şartları verilmiştir. Deneyde 2, 8, 24, 48 ve 72 saatlik liç sürelerinde çekilen solüsyonlar üzerinde analiz yapılarak, verimler hesaplanmıştır ve sonuçlar Çizelge 5.8’de sunulmuştur.

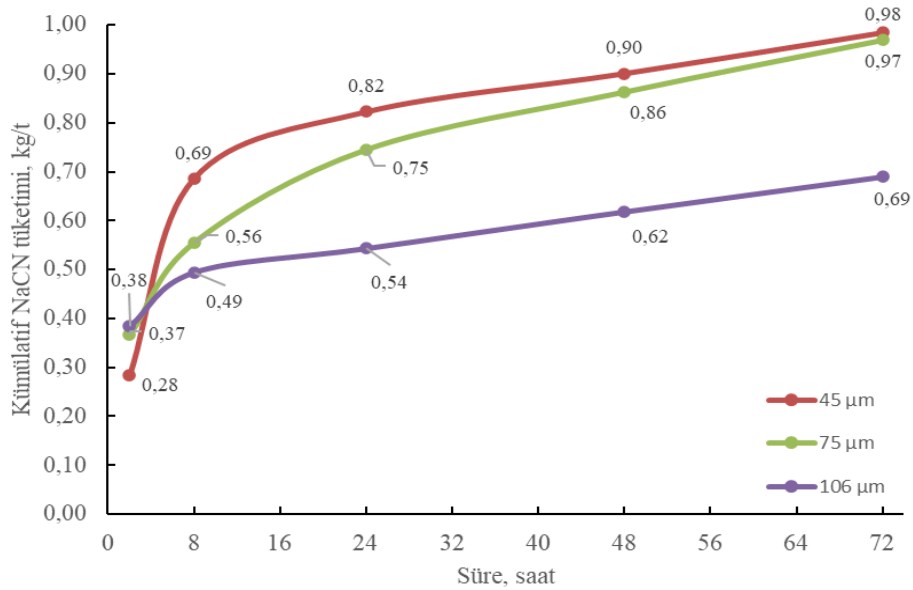
Çizelge 5.8 : Farklı tane boyutlarında yapılan kinetik liç deneyleri sonuçları.

Numune	Süre	Au İçerik, ppm	Au Verim, %	NaCN Tüketimi kg/t	Kümülatif NaCN Tüketimi kg/t
45 µm	2	0,21	35,5	0,28	0,28
	8	0,19	32,2	0,40	0,69
	24	0,22	37,0	0,14	0,82
	48	0,23	38,6	0,08	0,90
	72	0,24	39,0	0,08	0,98
75 µm	2	0,20	35,8	0,37	0,37
	8	0,20	35,8	0,19	0,56
	24	0,22	39,2	0,19	0,75
	48	0,22	39,2	0,12	0,86
	72	0,23	39,7	0,11	0,97
106 µm	2	0,16	29,8	0,38	0,38
	8	0,18	33,4	0,11	0,49
	24	0,18	33,4	0,05	0,54
	48	0,2	36,8	0,07	0,62
	72	0,2	35,8	0,07	0,69



Şekil 5.15 : Farklı boyutlarda yapılan liç deneyleri sonucu

45 μ m'a öğütülmüş cevher 2, 8, 24, 48 ve 72 saatlik altın kazanım verimleri sırasıyla %35,5, %32,2, %37,0, %38,6 ve %39,0 olarak hesaplanmıştır. 75 μ m cevher için verimler %35,8, %35,8, %39,2, %39,2 ve %39,7 olarak 106 μ m'luk cevher için ise %29,8, %33,4, %33,4, %36,8 ve %35,8 olarak bulunmuştur. 106 μ m boyuttaki verimler çalışmadaki en düşük değerler olarak hesaplanmıştır (Şekil 5.15).



Şekil 5.16 : Farklı boyutlarda yapılan liç deneylerindeki siyanür tüketiminin kıyaslanması.

Siyanür tüketiminde 45 µm'a öğütülmüş cevherin yüksek yüzey alanından ötürü aşırı yüksek bir siyanür tüketimine neden olmuştur.

Özetle, 75 µm ve 45 µm ile yapılan deney sonuçları birbirine yakın çıkmıştır ve 24. saatten sonraki verim artışları oldukça düşük seviyededir. En yüksek verim (%39,7), 75 µm ile yapılan 72. saatin sonunda gözlemlenmiştir. 24. saatten sonra 75 µm için bir plato gözlemlenmiştir. 72. saatin sonunda %0,5 puanlık bir artış olsa bile, fazladan 48 saatlik liç süresi fazladan siyanür tüketimine sebep olmaktadır. 45 µm ile yapılan deneyde en yüksek verim 72 saatte elde edilmiştir. 106µm yapılan liç işleminde 48 saatten sonra verimde düşüş başlamıştır. 106µm ile yapılan deney sonuçları açık bir şekilde diğer iki boyutla yapılan deneylerden düşüktür. Endüstriyel açıdan bakılacak olursa 45 µm inmek için harcanacak enerji, liç işlemi için fazladan 48 saatlik sürenin yaratacağı kapasitedeki düşüş ve 75 µm hali hazırda diğer örneklerle göre daha yüksek verim içermesi nedeniyle tez kapsamında yapılan zenginleştirme deneylerinde öğütme boyutu olarak 75 µm seçilmiştir. Çıkan sonuçlar, çalışmada kullanılan altın cevherin yüksek refrakter altın cevheri olduğu çıkarımını kanıtlamaktadır.

5.2.2 Flotasyon Deneyleri Sonuçları

Flotasyon deneylerinin amacı, cevherdeki sülfürlü yapıyı tamamen ayırıp, bu sülfürlü yapıyı diagnostik liçe beslemektir. Öncelikle ideal bir proses aranmıştır, bunun için literatürde piritli cevherle yapılmış deneylerde en yüksek verimin elde edildiği koşullarla 5 farklı deney yapılmıştır. Deney şartları Çizelge 5.5'de verilmiştir. Deney sonuçları Çizelge 5.9-5.13'te verilmektedir.

Çizelge 5.9 : 1. Flotasyon deney sonuçları.

Ürün	Miktar %	Au		Ag		S	
		İçerik, ppm	Verim, %	İçerik, ppm	Verim, %	İçerik, %	Verim, %
Konsantre 1	12,0	1,41	34,0	5,02	49,5	18,7	78,9
Konsantre 2	3,8	2,09	15,9	3,45	10,8	6,77	9,0
Konsantre 3	4,4	0,91	8,0	1,66	6,0	1,83	2,8
Konsantre 4	3,6	0,53	3,8	0,98	2,9	0,76	0,9
Konsantre 5	4,1	0,88	7,3	1,64	5,5	2,16	3,1
Konsantre 6	2,5	0,61	3,1	1,15	2,4	0,85	0,8
Artık	69,7	0,20	28,0	0,4	22,9	0,18	4,4
Toplam	100,0	0,50	100,0	1,22	100,0	2,84	100,0

Birinci deneyin sonuçlarına (Çizelge 5.9) göre ilk iki kademede 1,41 ppm ve 2,09 ppm Au içeriğine sahip konsantre (%49,9 verimle) alınmıştır. Kollektör miktarı artıkça

verimin de artığı görülmektedir ancak 3. kademedan sonra yüzdürülen konsantredeki altın içeriği tatmin edici seviyede değildir ve atık miktarı (%69,7) diğer deneylere kıyasla yüksektir.

Çizelge 5.10 : 2. Flotasyon deney sonuçları.

Ürün	Miktar %	Au		Ag		S	
		İçerik, ppm	Verim, %	İçerik, ppm	Verim, %	İçerik, ppm	Verim, %
Konsantre 1	39,4	1,06	57,4	1,71	56,5	3,58	53,0
Konsantre 2	9,5	0,78	10,2	1,33	10,6	2,5	9,0
Konsantre 3	6,6	0,47	4,2	0,87	4,8	1,17	2,9
Konsantre 4	3,9	0,42	2,2	0,72	2,3	0,95	1,4
Konsantre 5	3,8	0,38	2,0	0,64	2,0	0,77	1,1
Konsantre 6	2,7	0,38	1,4	0,53	1,2	0,59	0,6
Artık	34,1	0,48	22,5	0,79	22,6	2,5	32,0
Toplam	100,0	0,73	100,0	1,19	100,0	2,66	100,0

İkinci deneyde (Çizelge 5.10), toplam konsantre verimi %77,5 ile birinci ve üçüncü deney göre yüksektir bunun sebebi yüzen konsantre miktarı (%65,9) fazla olmasıdır ancak bu deneyde sülfür verimi yapılan beş deney arasında en düşük seviyededir. pH 12’de piritlerin bastırılmış olmasından dolayı, yüzen sülfür miktarı da azalmıştır. Bu yüzden, yüksek konsantre miktarına rağmen piritte bağlı altınlar yüzdürülemedi. pH 12’de yapılan flotasyondan sonra, piritin tekrar aktif olduğu pH’a inilerek, atıkta kalan piritin de yüzdürülmesi gerekmektedir. Bu yüzden 5. deney tasarlanmış ve pH 12’de iki kademe flotasyon yapıldıktan sonra pH 7’ye düşürülüp, PAX ile iki kademeli yüzdürme işlemi yapılmıştır.

Çizelge 5.11 : 3. Flotasyon deney sonuçları.

Ürün	Miktar %	Au		Ag		S	
		İçerik, ppm	Verim, %	İçerik, ppm	Verim, %	İçerik, ppm	Verim, %
Konsantre 1	14,0	1,05	33,1	4,27	48,9	15,00	82,8
Konsantre 2	4,5	1,78	17,9	3,68	13,4	3,60	6,3
Konsantre 3	8,2	0,53	9,8	1,10	7,4	0,84	2,7
Konsantre 4	12,3	0,29	8,1	0,74	7,5	0,55	2,7
Konsantre 5	6,5	0,33	4,9	0,63	3,4	0,51	1,3
Konsantre 6	2,8	0,29	1,8	0,55	1,3	0,48	0,5
Artık	51,7	0,21	24,5	0,43	18,2	0,18	3,7
Toplam	100,0	0,44	100,0	1,22	100,0	2,54	100,0

Üçüncü deneyin sonuçları (Çizelge 5.11); ilk deneye benzer şekilde ilk iki kademede iyi bir konsantre içeriğine sahiptir (1,05 ppm ve 1,78 ppm Au). İlk iki kademelinin

verimi %53'tür. Bu deneyde verim göreceli olarak yüksek olmasına rağmen konsantredeki Au içeriği yeterli bulunmamıştır.

Çizelge 5.12 : 4. Flotasyon deney sonuçları.

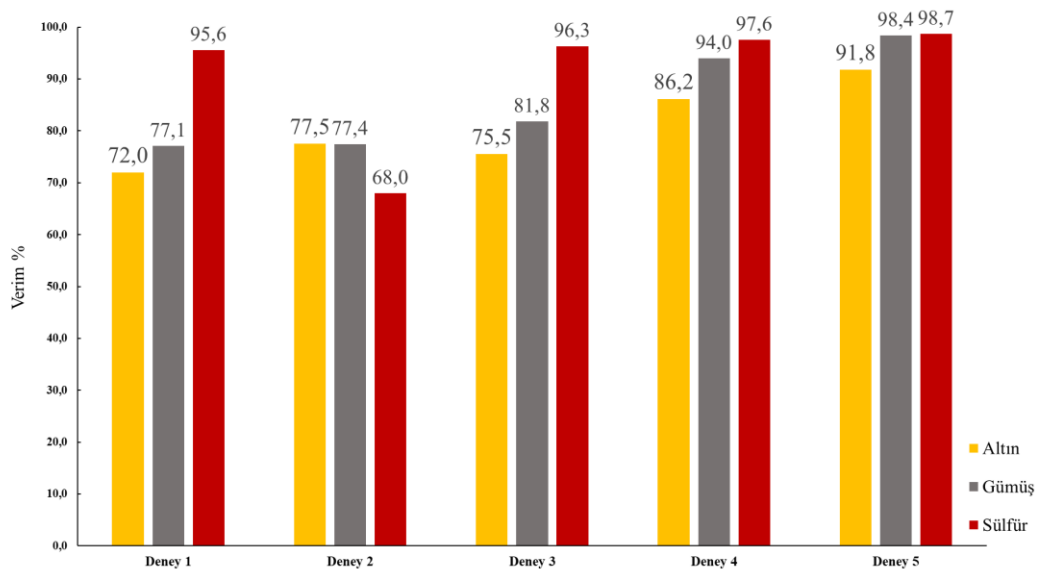
Ürün	Miktar %	Au		Ag		S	
		İçerik, ppm	Verim, %	İçerik, ppm	Verim, %	İçerik, ppm	Verim, %
Konsantre 1	18,8	2,31	62,9	0,72	50,6	12,30	85,9
Konsantre 2	7,7	1,21	13,5	2,37	35,9	3,29	9,5
Konsantre 3	9,4	0,50	6,8	0,98	7,5	0,62	2,2
Konsantre 4	4,5	0,45	2,9	0,96	3,1	0,43	0,7
Artık	59,6	0,16	13,8	0,39	6,0	0,11	2,4
Toplam	100,0	0,69	100,0	0,89	100,0	2,69	85,9

Dördüncü deneyde, altın flotasyonunda yaygın olarak kullanılan MX 980 kullanılmıştır. PAX'ın neredeyse her deneyde kullanılmasının sebebi cevherin içerisindeki yüksek sülfür miktarıdır (Çizelge 5.12). Dördüncü deney içerik açısından en yüksek konsantrenin elde edildiği deney olmuştur. İlk kademede 2,31 ppm Au içeriğine %62,9 verimle ulaşılmıştır. Bu yüzden diagnostik liçin beslemesi olarak dördüncü deneyin birinci konsantresi seçilmiştir.

Çizelge 5.13 : 5. Flotasyon deney sonuçları.

Ürün	Miktar %	Au		Ag		S	
		İçerik, ppm	Verim, %	İçerik, ppm	Verim, %	İçerik, ppm	Verim, %
Konsantre 1	54,0	0,83	69,4	1,67	69,2	2,86	64,4
Konsantre 2	10,1	0,69	10,8	1,39	8,9	2,33	9,8
Konsantre 3	3,3	2,07	10,6	3,18	20,2	17,70	24,5
Konsantre 4	1,3	0,50	1,0	0,96	0,6	0,82	0,4
Artık	31,3	0,17	8,2	0,33	1,6	0,10	1,3
Toplam	100,0	0,65	100,0	1,67	100,0	2,40	100,0

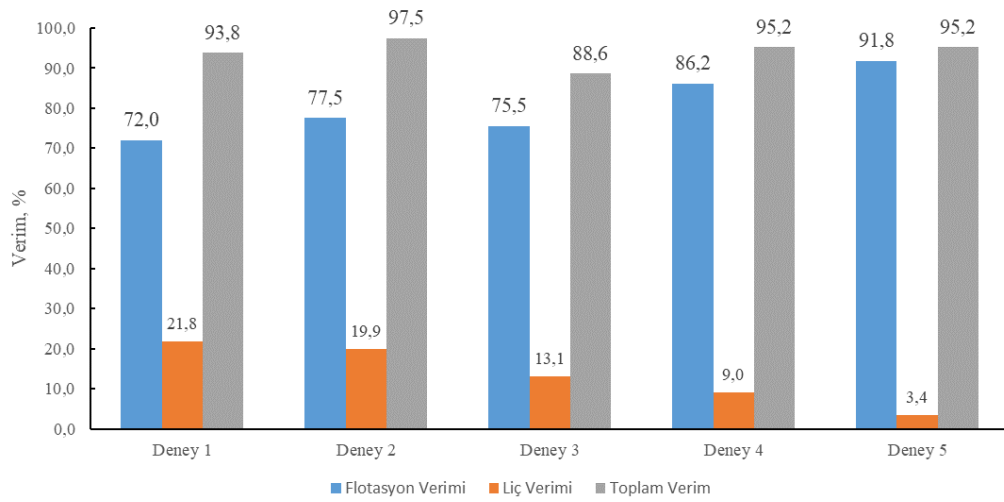
Beşinci deney, ikinci deneydeki yüksek verimden dolayı tasarlanmıştır. pH 12'de iki kademe yüzdürme yapıldıktan sonra, pülpün içerisinde kalan bastırılmış piritin de yüzdürülmesine gerek duyulmuştur. pH 7'e düşürülerek pirit tekrar aktive edilmiş ve PAX ile iki kademeli flotasyon gerçekleşmiştir. Altın, gümüş ve sülfür verimi açısından en yüksek verime sahip olan çalışma beşinci deneydir. Buna rağmen, konsantre içeriğindeki altın içeriği, dördüncü deneye kıyasla düşük olduğundan diagnostik liçin beslemesi dördüncü deneyden üretilmiştir (Çizelge 5.13). Flotasyon deney sonuçlarının Au, Ag ve S verimleri açısından değerlendirilmesi Şekil 5.17'de verilmektedir.



Şekil 5.17 : Flotasyon deney verimlerinin kıyaslaması.

İlk deneyde pH ve kullanılan kollektörden (pH 7, PAX) dolayı yüksek sülfür verimi görülmektedir. İkinci deneyde ise pH 12’de pirit bastırılmış, sülfür veriminde yaklaşık %28’lik bir düşüş olmuş ancak altın verimi yaklaşık 5 puan artmıştır. Buradan altının çoğunlukla pirit ile beraber olduğu, fakat pirit dışında diğer minerallerinde önemli ölçüde altın barındırdığı sonucu çıkarılabilir. Deney 1 ve deney 2’nin birleştirilmiş hali olan deney 5, tüm ürünler bakımından en yüksek verime sahiptir. Deney 5’deki konsantre hem alkali ortamda yüzen altın içeren mineralleri kapsarken, cevher içerisinde yüksek miktarda bulunan ve altın içeren piriti de yüzdürmeyi başarmıştır. Diagnostik liç çalışması için seçilen ürün 4. deneyin 1.kademede yüzen konsantresidir. Yüksek altın içeriği bu kararın verilmesinin nedenidir.

Tüm flotasyon deneylerinin atıkları koşulları Çizelge 5.4’de verilmiş olan liç işlemine tabi tutulmuştur. Buradaki amaç; sülfürden arındırılmış atıktaki kalan silikat ve oksitlerden mümkün olduğu kadar altın kazanmaktır. Flotasyon ve flotasyon atıklarına uygulanan liç işlemi sonucunda nihai verimler Şekil 5.18’de verilmiştir.



Şekil 5.18 : Flotasyon ve flotasyon atıklarına uygulanan liç işlemi sonrası nihai verimler.

Toplam verim açısından en yüksek değer (%97,5) ikinci flotasyon deney grubuna aittir. Flotasyon atıklarına yapılan liç işlemleri sonrası en yüksek verim 1. deney grubunda (%21,8), en düşük verim ise 5. deney grubunda (%3,4) gözlemlenmiştir.

En yüksek toplam verim (Şekil 5.18) ikinci flotasyon deneyinde olduğu için bu deneye temizleme devresi eklenerek yeni bir deney yapılmıştır. Nihai konsantrenin Au içeriği 10,98 ppm'e kadar yükselmiştir ancak miktarı çok düşük olduğu için verim %10,3'de kalmıştır. Bu deneyin sonuçları Çizelge 5.14'de verilmektedir. Temizleme devresinin koşullar Çizelge 5,6'de verilmiştir.

Çizelge 5.14 : Temizleme devreli flotasyon deneyi sonuçları.

Ürün	Miktar %	Au		Ag		Sülfür	
		İçerik, ppm	Verim, %	İçerik, ppm	Verim, %	İçerik, ppm	Verim, %
Konsantre	0,6	10,98	10,3	24,6	68,2	5,40	1,3
Ara Ürün 2	11,1	0,92	16,5	2,36	10,5	2,05	9,1
Ara Ürün 1	58,6	0,51	48,6	1,15	15,0	2,43	57,1
Artık	29,7	0,51	24,6	0,95	6,3	2,73	32,5
Toplam	100,0	0,62	100,0	3,72	100,0	2,49	100,0

5.2.3 Diagnostik Liç Deneyleri Sonuçları

5.2.3.1 Diagnostik liç konsantresinin hazırlanması

Diagnostik liçe beslenecek konsantrenin üretimi için seçilen koşullar Çizelge 5.5'deki verilen dördüncü flotasyon deneyindeki gibidir. Deneyin sonuçları Çizelge 5.15'de verilmiştir. Aynı koşullarda yapılan bir dizi flotasyon işlemi sonrasında gerekli

konsantre miktarı biriktirilmiştir. Flotasyon atıklarına liç işlemi yapılmıştır. Bu koşullara göre diagnostik liçe beslenecek olacak malzeme 2,49 ppm Au içeriğine sahip, %59,7 verimle kazanılmış ve miktarca tüvenan cevherin %15,9 kadardır (Çizelge 5.15).

Çizelge 5.15 : Diagnostik liç beslemesi için yapılan flotasyon.

Ürün	Miktar %	Au		Ag		Sülfür	
		İçerik, ppm	Verim, %	İçerik, ppm	Verim, %	İçerik, ppm	Verim, %
Konsantre	15,9	2,49	59,7	3,26	41,4	14,00	91,7
Artık	84,1	0,32	40,3	0,87	58,6	0,24	8,3
Toplam	100	0,66	100,0	1,25	100,0	2,438	100,0

Flotasyon sonrası miktarca %84,1'lik olan atığın tenörü ise 0,32 ppm Au, 0,87 ppm Ag ve %0,23 S olarak hesaplanmıştır. Bu atığa yapılan 48 saatlik, Çizelge 5.4'de verilen liç işlemiyle ise bir adet nihai atık ve bir adet yüklü solüsyon elde edilmiştir. Nihai atığın altın tenörü 0,09 ppm olarak okunmuştur ve flotasyon ile atığa yapılan liç sonrası nihai verim %88,53 yükselmiştir.

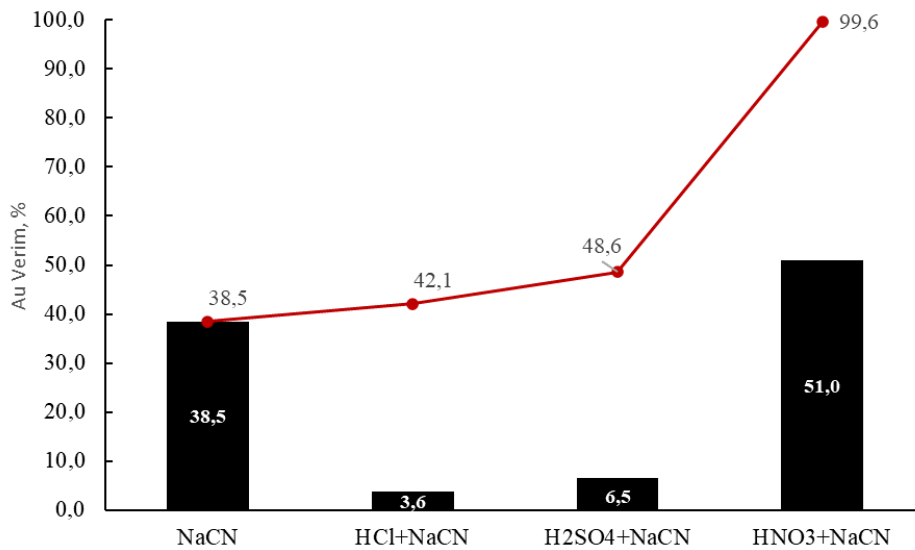
5.2.3.2 Diagnostik liç deneyleri

Diagnostik liç koşulları Çizelge 5.7'de verilmiştir. Çıkarılan bu prosedüre göre ilk aşama olarak flotasyon konsantresi olarak üretilen 2,49 ppm Au, 1,23 ppm Ag, ve %14,0 S içeren ürün, Çizelge 5.7'de gösterildiği gibi 24 saatlik liç süresi, başlangıç NaCN konsantrasyonu 5kg/t, pH 10,5-11,0 aralığı olacak şekilde liç işlemine tabi tutulmuştur. Liç işlemi boyunca 25-35 ppm aralığında çözünmüş oksijen pülpe beslenmiştir. Reaktiflerin bu kadar yüksek olmasının sebebi liç kinetiğini yüksek seviyede tutup 24 saatte maksimum altının çözünmesini sağlamaktır.

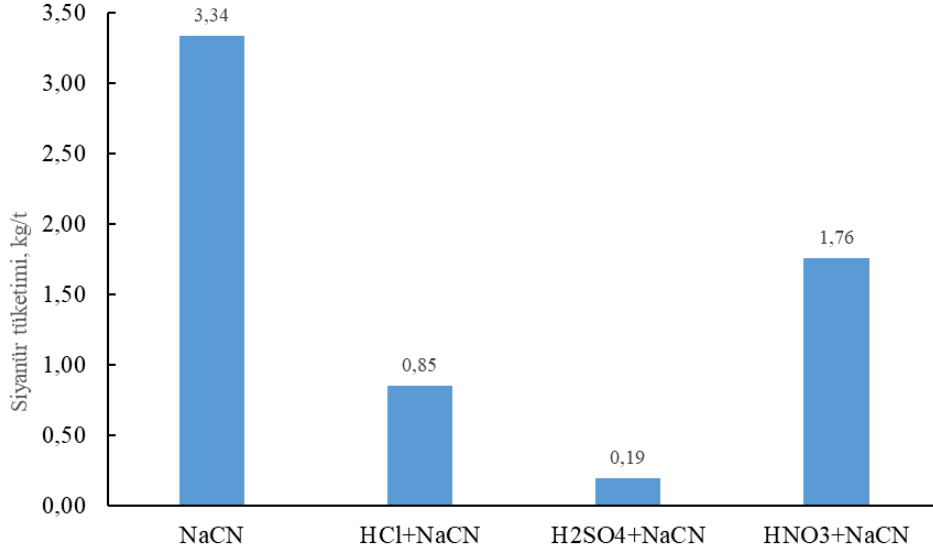
Çizelge 5.16 : Diagnostik liç sonuçları

Ürün	Au		Ag	
	İçerik, ppm	Verim, %	İçerik, ppm	Verim, %
NaCN	1,52	38,5	2,48	25,6
HCl	1,49	39,7	2,38	28,4
NaCN	1,43	42,1	2,34	29,7
H ₂ SO ₄	1,42	42,5	2,23	33,1
NaCN	1,27	48,6	2,14	35,6
HNO ₃	0,23	90,7	1,48	55,5
NaCN	0,01	99,6	0,09	97,2
HF	-	-	-	-
NaCN	-	-	-	-

Çıkan sonuca göre birinci aşama NaCN liçi verimi %38,5 olarak bulunmuştur. Bir sonraki aşamanın beslemesi olacak, birinci aşamanın atığındaki altın içeriği 2,49 ppm'den 1,52'ppm'e düşmüştür. Bu yeni ürün HCl ile ilk asit liçinin beslemesi olmuştur. HCl ile yapılan liç esnasında 0,03 ppm oranında altın kaybı yaşanmıştır. Bunun sebebi olarak HCl altını çözmesi veya reaksiyon sırasında altının gaz fazından sistemi terk etmesidir. HCl liçi sonrası yapılan NaCN liçi (24 saat, 2 kg/t NaCN, 25-35 ppm oksijen, pH 10,5-11,0) sonucunda altın için verim artışı %3,6 olarak hesaplanmıştır. Bu sonuç altın veriminin az olmasının sebebinin pirotit, kalsit, dolomanit, galen ve götit ve kalsiyum karbonatlardan kaynaklanmadığını göstermektedir. H₂SO₄ ile yapılan liç işleminde, sfalerit, galen, kolay çözünen bakır, kolay çözünen metal sülfürler ve kolay çözünen pirit çözünmesi beklenir. Deney sonucunda altın verimindeki artış %6,5 olmuştur. Bu sonuç; konsantredeki altının az miktarda kolay çözünen sülfürlü metaller (çoğunlukla pirit) içerisinde yer aldığını göstermektedir. Altını serbestleştiren en önemli reaktif HNO₃ olmuştur. HNO₃ liçi sonrasındaki siyanür liçinde çözünme verimi %51,0 artış göstermiş ve toplam verim %99'un üstüne çıkmıştır. Nitrik asitin sebep olduğu yüksek verim artışı konsantredeki altının önemli kısmının pirit, arsenopirit, markazit (çoğunlukla pirit) içerisinde olduğunu göstermiştir. Asit ve NaCN liçleri sonucunda sistemde sadece silikatlar kalmıştır, toplam verim %99,6 ve nihai atığın Au içeriği 0,01 ppm olarak bulunmuştur. Bu yüzden HF liçine ihtiyaç duyulmamıştır. Altın ve gümüşteki verim artışı Çizelge 5.16 ve Şekil 5.19'da verilmiştir.



Şekil 5.19 : Diagnostik liç aşamalarındaki verimler.



Şekil 5.20 : Diagnostik liç aşamalarındaki siyanür tüketimleri.

Asit liçleri sonrasında yapılan siyanür liçinde çıkan siyanür tüketimleri Şekil 5.20’de verilmiştir. Siyanür tüketimleriyle Au verimi arasında tutarlı bir bağlantı bulunmaktadır. Birinci aşamadaki 5 kg/t başlangıç kontrasyonunda siyanür tüketimi 3,34 kg/t olarak bulunmuştur. Konsantredeki yüksek sülfür içeriği baz alınır bu yüksek tüketim olağan bir durumdur. İlk asit liçi olan HCl liçi sonrasındaki gerçekleştirilen siyanür liçi başlangıç konsantrasyonu 2 kg/t olarak başlatılmıştır ve tüketim 0,85 kg/t olarak hesaplanmıştır.

Son kademe nitrik asit ile liç yapılmış olup en fazla sülfürlü yapı bu aşamada çözünmüştür. Sonrasında yapılan NaCN liçinde Au verimi %51 artmış ve buna bağlı olarak da siyanür tüketimi göreceli olarak 1,76 kg/t olmuştur.



Şekil 5.21 : Tüvenan, flotasyon konsantresi ve liç işlemleri sonrası numunelerin genel görünüşleri

Şekil 5.21 cevherde, flotasyon ile zenginleştirildikten ve asit liçlerine tabi tutulduktan sonraki numuneler göstermektedir. HNO_3 liçinden sonra sistemin tamamının silikata dönüşmesi çıplak gözle de gözlemlenebilmektedir.

Tüm işlemler bittiğinde; flotasyon atığına yapılan liç sonucunda Au içeriği 0,09 ppm olan beslemenin miktarda %84,1'ini oluşturan bir atık ve ek olarak beslemenin %15,9'unu oluşturan Au içeriği 0,01 ppm olan diagnostik liç atığı kalmıştır. Tüm bu atıklar, beslemedeki altının %7,73'ünü oluşturmaktadır. Beslemedeki altının %83,7'si katı fazı terk ederek (asit liçleri esnasında sistemi gaz fazında terk eden altınlar ihmal edildiğinde) sıvı faza aktarılmıştır.





6. SONUÇLAR VE TARTIŞMA

- Bu çalışmada kullanılan cevher 10 farklı sondaj numunesinin birleştirilmesiyle oluşturulmuştur. Sondaj numuneleri sülfür zonundaki farklı derinliklerde çıkarılmış cevherlerdir.
- Tüvenan haldeki cevherin d_{80} 'in 1,75 mm olarak hesaplanmıştır.
- Tüvenan cevheri 0,70 ppm Au, 1,25 ppm Ag, %3,42 Fe, 73,11 ppm Cu, 449,81 ppm As, 93,12 ppm Ni, 94,51 ppm Ni, 94,51 Pb, 95,14 ppm Zn %2,51 S, %0,36 C, %73,68 SiO₂ ve %10,77 Al₂O₃ içermektedir.
- Tüvenan haldeki cevherde altının %33,6'sı + 1.18 mm, %16,1'i ise -20µm boyutunda yer almaktadır.
- Yapılan ölçümlerde numunenin yüzey alanı 6,6955 g/m², özgül ağırlığı 2,71 çıkmıştır.
- Cevhere 45 µm, 75 µm ve 106 µm'da yapılan 2, 8, 24, 48 ve 72 saatlik süre ile yapılan liç deneylerinde; 106 µm boyutundaki cevher için verimler sırasıyla %29,8, %33,4, %33,4, %36,8 ve %35,8 çıkmıştır. 75 µm boyutundaki cevher için verimler sırasıyla %35,5, %35,8, %39,2, %39,2 ve %39,7 çıkmıştır. 45 µm boyutundaki cevher için verimler sırasıyla %35,8, %32,2, %37,0, %38,6 ve %39,0 olarak belirlenmiştir. Verimlerde 45 µm ve 75 µm sonuçları birbirine oldukça yakındır.
- Farklı d_{80} boyutlarında, farklı sürelerde yapılan liç deneyleri sonucunda tüm deneylerin veriminin %50'nin altında olduğu tespit edilmiştir. Bu yüzden tezde kullanılan malzeme "yüksek refrakter altın cevheri" olarak sınıflandırılmıştır.
- Boyuta bağlı liç deneylerinde en ideal sonuç 75 µm tane boyutu olarak belirlenmiştir. 75 µm cevherin 45 µm cevherden daha iyi sonuç vermesinin öğütmeye bağlı yüzey alanı artışı ve bu yüzey alanındaki artışın cevherdeki refrakterleşmeyi artırması ile ilişkilendirilebilir.
- 3 farklı boyut arasında en yüksek siyanür tüketimine sebep olan boyut 45 µm'daki cevherdir. Yüksek siyanür tüketiminin sebebi yüksek yüzey alanıdır.

- Liç deneyleri sonucunda; siyanürün altını çözme reaksiyonu ilk 8 saatte oldukça hızlı şekilde gerçekleşirken, 24. saatten sonra altın kazanımındaki verim son derece düşüktür. Bu yüzden ideal liç süresi 24 saat olarak seçilmiştir.
- Bu sonuçtan çıkarılan önerme; cevherin refrakter olmasında cevherin sülfür içeriğinin, ince boyutlarda fiziksel kapanım halde olmasından daha etkili bir rol oynadığıdır.
- Analiz sonuçlarında gözlemlenen yüksek sülfür içeriğinden dolayı cevhere 5 adet farklı toplu sülfür flotasyonu uygulanmıştır.
- Her kademede 50 g/t PAX ilavesiyle, cevherin doğal pH'sında (pH 7) altı kademeli yapılan flotasyon deneyinde (Deney 1); Au verimi %72,0, Ag verimi %77,1 sülfür verimi ise %95,6 olarak hesaplanmıştır. Deney sonunda elde edilen atığa 24 saat süreli, başlangıç 1000 ppm NaCN konsantrasyonunda liç yapılmış ve liç verimi %21,8 olarak hesaplanmıştır. Toplam altın kazanımı %93,8 olarak bulunmuştur.
- Her kademede 50 g/t Aero 7249 ile yapılan 6 kademeli pH 12'de yapılan deneyin (Deney 2) sonucunda; Au verimi %77,5, Ag verimi %77,4 sülfür verimi ise %68,0 çıkmıştır. Deney sonunda elde edilen atığa 24 saat süreli, başlangıç 1000 ppm NaCN konsantrasyonunda liç yapılmış ve liç verimi %19,9 olarak hesaplanmış. Toplam altın kazanımı %97,5 bulunmuştur. Flotasyon ve flotasyon atığına yapılan NaCN liçi sonrası en yüksek verim bu deney grubuna aittir.
- Her kademede 25 g/t Aero 208 ve 25 g/t PAX karışımı ile yapılan altı kademeli pH 4-4,5'de yapılan deneyin (Deney 3) sonucunda; Au verimi %75,5, Ag verimi %81,8 sülfür verimi ise %96,3 olarak hesaplanmıştır. Deney sonunda elde edilen atığa 24 saat süreli, başlangıç 1000 ppm NaCN konsantrasyonunda liç yapılmış ve liç verimi %13,1 olarak hesaplanmıştır. Toplam altın kazanımı %88,6 bulunmuştur.
- Her kademede 25 g/t MX 980 ve 25 g/t PAX karışımı ile yapılan dört kademeli pH 8-9'da yapılan deneyin sonucunda Au verimi %86,2, Ag verimi %94,0 sülfür verimi ise %97,6 olarak hesaplanmıştır. Deney sonunda elde edilen atığa 24 saat süreli, başlangıç 1000 ppm NaCN konsantrasyonunda liç yapılmış ve liç verimi %9,0 olarak hesaplanmıştır. Toplam altın kazanımı %95,2 olarak bulunmuştur.

- pH 12’de ilk iki kademede 50 g/t Aero 7249 sonrasında pH 7’de iki kademe 50 g/t PAX ile yapılan 4 kademeli deneyin sonucunda, Au verimi %91,8, Ag verimi %98,4 sülfür verimi ise %98,7 olarak hesaplanmıştır. En yüksek sülfür verimi bu deneye aittir. Bunun sebebi pH 12’de yapılan ilk iki kademede konsantre miktarının fazla olması ve kalan sülfürlerin ise pH 7’de yeniden yüzdürülmesidir. Deney sonunda elde edilen atığa 24 saat süreli, başlangıç 1000 ppm NaCN konsantrasyonunda liç yapılmış ve liç verimi %3,4 olarak hesaplanmıştır. Toplam altın kazanımı %95,2 bulunmuştur.
- Cevher flotasyona uygun bir cevher olarak sınıflandırılabilir. Tüvenan altın tenörü 0,7 ppm’dir. Temizleme devreli flotasyon işlemi sonucunda 10,98 ppm’lik konsantre üretilmiştir. Yapılan 5 farklı toplu sülfür flotasyonunda en yüksek verim %91,8’e kadar çıkabilmektedir.
- Cevherin flotasyona uygun olmasının sebebi içerisindeki sülfürlü yapılar ve yüksek pirit içeriğidir. Cevherdeki altının çoğunluğu sülfürle beraber yüzdürülmüştür. Yüzen altının önemli bir kısmının pirit ile, kalan altının ise yüksek pH’da diğer sülfürlü yapılarla beraber hareket ettiği gözlemlenmiştir.
- Altın flotasyonunda öne sürülen; kollektör miktarı arttıkça verimin de arttığı önermesi bu çalışmada da gözlemlenmiştir.
- Flotasyon işlemleri sonrasında toplayıcı özelliği bakımından en başarılı kollektör Aero 7249, selektivite açısından en başarılı kollektör ise MX 980 olarak gözlemlenmiştir.
- Her kademede 25 g/t MX 980 ve 25 g/t PAX karışımı ile pH 8-9’da yapılan 4 kademeli flotasyon işleminin ilk iki kademesinden konsantre alınmıştır ve alınan bu konsantre diagnostik liçe beslenmiştir. Diagnostik liç beslemesi olan bu konsantre %59,7 Au verimi ile kazanılmış olup 2,49 ppm Au içeriğine, 3,26 ppm Ag içeriğine ve %14 S içeriğine sahiptir.
- Diagnostik liçin ilk kademesinde 5 kg/t NaCN konsantrasyonu ile 24 saatlik siyanürlü liç işlemi gerçekleştirilmiştir. Çözünmüş oksijen miktarı 25-35 ppm aralığında tutulmuştur. Yüksek siyanür ve oksijen konsantrasyonunun sebebi 24 saatlik liç süresi içinde maksimum çözünmeyi sağlamaktır. Yüksek siyanür ve oksijen konsantrasyonu liç süresini kısaltmıştır. Liç işlemi %38,5 Au, %25,6 Ag ve %14,3 S verimiyle gerçekleşmiştir. Birinci liç işlemi sonucu atıktaki içerik; 1,52 ppm Au, 2,48 ppm Ag ve %11 S olarak analiz edilmiştir.

- Diagnostik liin ikinci kademesinde hacimce %12’lik HCl lii uygulanmıřtır. Li iřlemi sonucu sistemi terk etmesi dūřunūlen mineraller pirotit, kalsit, galen gōtit, kalsiyum-karbonatlardır. İřlem sonunda ok az miktarda altın kaybı yařanmıřtır. Altının, asit lii esnasında gaz faza geerek sistemi terk etmesi H₂SO₄ ve HNO₃ lilerinde de yařanmıřtır. Őnc kademedede HCl liinin atıęı NaCN liine tabi tutulmuřtur. HCl ile yapılan asit lii sistemde belirtilen yapıları ōzmř ve sonrasında yapılan NaCN liinde altın kazanımında %3,6’lık bir artıř olmuřtur. Toplam verim %42,1’e ykselmiřtir. Atık ierisinde bulunan altın konsantrasyonu 1.43 ppm’e dřmřtr.
- HCl’nin altın veriminin %3,6’lık artıřa sebep olması; cevherdeki refrakterleřmenin ana nedeninin altının, pirotit, kalsit, galen gōtit, kalsiyum-karbonatlara baęlı olmadıęını gōstermiřtir. Benzer ıkarım cevhere yapılan XRD ve XRF analizlerinde de gōrlmřtr.
- Dōrdnc ařamada; hacimce %48’lik H₂SO₄ ile yapılan li deneyi sonucunda; kolay ōznen baz metallerin, kolay ōznen bakır ve pirit ieriklerinin ōznmesi ve bu yapılar ierisindeki altının serbestleřmesi hedeflenmiřtir. Beřinci ařama olarak yapılan NaCN lii ile altın kazanımı %48,6’a ykselmiř ve atıęın altın ierięi 1,27 ppm’e dřmřtr.
- H₂SO₄ ile gelen %6,5’lik artıř; asit liinde ōznen yapılarla doęrudan alakalıdır. Sfalerit minerali yapılan XRD ve XRF analizi sonucunda olduka az miktardadır. Bu yzden verimdeki artıřın sebebi kolay ōznen pirit ve kolay ōznen dięer slfrl yapılarıdır.
- Diagnostik liin altıncı ařamasında; HNO₃ lii yapılmıřtır. HNO₃ lii pirit, markazit ve arsenopiriti ōzmek iin uygulanmıřtır. Őnceki asit lileri ve HNO₃ ile yapılan li iřlemi sonrasında sistemdeki slfrlerin tamamına yakını sistemi terk etmiřtir ve oęunlukla silikattan oluřan bir atık kalmıřtır. HNO₃ lii sonrasında yapılan siyanrl li ile altın verimi %51 artarak toplamda %99,6’e ykselmiřtir.
- Cevher ierisinde demir %3,42, arsenik ierięi ise %0,45 oranındadır. XRD sonucuna gōre cevherdeki en yksek slfrl bileřen pirittir. H₂SO₄ kolay ōznen piriti ve slfrl yapıları ōzerken, HNO₃ doęrudan pirit, markazit ve arsenopiriti ōzebilmektedir. Verimdeki %51’lik artıř en fazla piritte sonrasında arsenopirite baęlıdır.

- Yedinci kademenin sonucunda sistemde sadece silikatlar kalmış ve atığın altın içeriği 0,01 ppm, gümüş içeriği 0,09 ppm ve sülfür içeriği ise %0,16'dır.
- Yedinci kademenin sonunda cevherin Au içeriğinin 0,01 ppm ve toplam verimin de %99,0'a çıkması nedeniyle HF liçine ihtiyaç duyulmamıştır.
- Tezin deneysel çalışmaları sonucunda; beslemenin %84,1'i flotasyon atığı olarak ayrılmış ve bu atığa yapılan liç sonucunda nihai atık 0,09 ppm Au içermektedir. Kütlece %14,9'luk konsantre, diagnostik liç sonrası 0,01 ppm Au içeren ikinci nihai atık olmuştur. Tüm atıklardaki altın oranı %7,75 olarak bulunmuştur. Beslemedeki altının %92,25'i kazanılmıştır.
- Flotasyon konsantresine yapılan diagnostik liç sonucunda, konsantre içerisindeki silikatın 0,01 ppm altın içerdiği tespit edilmiştir. Bu sonuca göre cevherin refrakter olmasının sebebinin, altının silikatlara bağlı olduğu önergisini çürütmüştür.
- Cevherdeki kil miktarı %10'un üzerindedir ancak yapılan zenginleştirme deneyleri sonucunda kil minerallerinin preg-robbing efekti yaratmadığı ve yüksek kil içeriğinin mevcut cevher için refrakterleşme sebebi olmadığı görülmüştür.
- Tane boyutu azaldıkça beklenen liç verimi artışı gözlemlenmemiştir. Kesin olmamakla birlikte altın ince boyutta serbestleşmesi cevherin refrakter olarak sınıflandırılmasında önemli bir rol oynamamaktadır.
- Bu çalışmadaki kullanılan cevherin refrakter olarak sınıflandırılmasının temel nedeni, altının çoğunlukla pirit ve arsenopirit cevherine bağlı olmasıdır. HNO_3 ile yapılan liç sonrasındaki verimdeki kritik artış bu tahmini doğrulamıştır.
- Oksidasyon işlemi mevcut cevher için verim artışına neden olmaktadır. Bu tez kapsamında yapılacak proses önerisi, öncelikle toplu sülfür flotasyonu yapıp, konsantreyi Nitrox Prosesine tabi tutmak olarak kararlaştırılmıştır.
- İlerleyen aşamalarda, cevher flotasyona beslenmeden de diagnostik liç tabi tutulmalı ve diğer ön işlemler cevherin üzerinde denenmelidir.



KAYNAKLAR

- Acarkan, N., Bulut, G., Gül, A., Kangal, O., Karakaş, F., Kökkılıç, O., & Önal, G. (2010). The effect of collector's type on gold and silver flotation in a complex ore. *Separation Science and Technology*, 46(2), 283–289.
- Adams, M. D. (2005). *Advances in Gold Ore Processing* (B. A. W. Mike D. Adams (Ed.); 1st ed.). Elsevier. [https://doi.org/10.1016/S0167-4528\(05\)15037-6](https://doi.org/10.1016/S0167-4528(05)15037-6)
- Afenya, P. M. (1991). Treatment of carbonaceous refractory gold ores. *Minerals Engineering*, 4(7–11), 1043–1055.
- Akçıl, A., & Çiftçi, H. (2009). Refrakter Altın Cevherlerine Uygulanan Ön İşlemler.. *Bilimsel Madencilik Dergisi*, 48(1), 17–30.
- Aksoy, B. S., & Yarar, B. (1989). Processing of Complex Ore. In G.S. Dobby, S.R. Rao (Eds.), *Natural hydrophobicity of native gold flakes and their flotation under different conditions*, (pp.19-27). New York: Pergamon Press..
- Altın Madenciliği Derneği, Türkiye ve Dünyada Altın, (2016).
- Arslan, F. (2012). Electrooxidation as a Pretreatment Process Before Cyanidation. *Noble Metals, December*. <https://doi.org/10.5772/32641>
- Asamoah, R., Amankwah, R. K., & Addai-Mensah, J. (2014). Cyanidation of refractory gold ores: A review. *3rd UMaT Biennial International Mining and Mineral Conference*, 204–212.
- Aydin, B., Basturkcü, H., & Gul, A. (2015). The influence of pre-aeration on cyanide leaching of a non-refractory sulphide gold and silver ore. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 51(2), 647–660.
- Aydın, Ş. B. (2015). *Birincil ve İkincil Kaynaklardan Farklı Yöntemlerle Altın ve Gümüş Kazanımı* [İstanbul Teknik Üniversitesi]. <http://repositorio.unan.edu.ni/2986/1/5624.pdf>
- Baláz, P. (2003). Mechanical activation in hydrometallurgy. *International Journal of Mineral Processing*, 72(1–4), 341–354.
- Baum, W. (1990). Mineralogy as a metallurgical tool in refractory gold ore process selection and optimization. In *Randol Gold Forum'90, Squaw Valley Inn* (pp. 35-38). (1990). Mineralogy as a metallurgical tool in refractory gold ore process selection and optimization. *Randol Gold Forum'90, Squaw Valley Inn*, 35–38.
- Baum, W. (1988). Mineralogy-Related Processing Problems of Epithermal Gold--Silver Ores. *Process Mineralogy. VIII. Applications of Mineralogy to Mineral Beneficiation Technology, Metallurgy, and Mineral Exploration and Evaluation, With Emphasis on Precious Metal Ores*, 3-20. (1988).

- Beattie, M., Balderson, G., & Foo, K.** (1988). Application of arseno-process technology to refractory ores and concentrates. In Randol Perth International Gold Conference (p. 123). Randol International Golden Colorado, USA. Application of arseno-process technology to refractory ores and concentrates. *Randol Perth International Gold Conference*, 123.
- Berezowsky, R., Collins, M. J., Kerfoot, D. G. E., & Torres, N.** (1991). The commercial status of pressure leaching technology. *Jom*, 43(2), 9–15. <https://doi.org/10.1007/BF03220132>
- Berezowsky, R., & Weir, D. R.** (1984). Pressure oxidation pretreatment of refractory gold. *Mining, Metallurgy & Exploration*, 1(1), 1–4.
- Britannica**, (2020). Gold. In *Britannica*. Encyclopædia Britannica, inc. <https://www.britannica.com/science/gold-chemical-element>
- Brooy, S. R. La, Linge, H. G. I., & Walker, G. S.** (1994). Review of gold extraction from ores. *Minerals Engineering*, 7(10), 1213–1241. [https://doi.org/10.1016/0892-6875\(94\)90114-7](https://doi.org/10.1016/0892-6875(94)90114-7)
- Brown, A. J.** (1984). Economics of recovering gold from refractory sulfide concentrates. *Pap. Presented at the 1st Int. Symp. Precious Metals Recovery*.
- Bulatovic, S. M.** (1997). Flotation behaviour of gold during processing of porphyry copper-gold ores and refractory gold-bearing sulphides. *Minerals Engineering*, 10(9), 895-908. (1997). [https://doi.org/10.1016/S0892-6875\(97\)00072-1](https://doi.org/10.1016/S0892-6875(97)00072-1)
- Bulatovic, S., & Wyslouzil, D. M.** (2000). Gold Recovery: Flotation. *Encyclopedia of Separation Science*, 2965–2975. <https://doi.org/10.1016/b0-12-226770-2/05871-3>
- Bulut, G., Türk, T., Ersoy, B., Güner, M., Göçer, S., & Kalyoncu, E.** (2019). Developments in Flotation. *IMPC Eurasia Conference*, 386, 420–423.
- Canterford, J. H.** (1988). Application of the Artech/Cashman process for refractory gold recovery. *Randol Perth International Gold Conference*, 343.
- Caruso, S. C.** (1975). The chemistry of cyanide compounds and their behavior in the aquatic environment. *Camige-Mellon Institute of Research, Division of Sponsored Research*, 4400.
- Cathro, K. J., & Koch, D. F. A.** (1964). The anodic dissolution of gold in cyanide solutions. *Journal of the Electrochemical Society*, 111(12), 1416–1420.
- Celep, O., Alp, İ., Deveci, H., & Vıçıl, M.** (2009). Characterization of refractory behaviour of complex gold/silver ore by diagnostic leaching. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China (English Edition)*, 19(3), 707–713. [https://doi.org/10.1016/S1003-6326\(08\)60337-4](https://doi.org/10.1016/S1003-6326(08)60337-4)
- Celep, O., Yazici, E., & Deveci, H.** (2019). Characterization of A Gold and Silver Bearing Refractory Flotation Tailings by Diagnostic Leaching. *IMPC Eurasia Conference*, 533–538.

- Çelik, H.** (2005). Refrakter Altın Cevherlerinin/Konsantrelerinin Ön İyileştirilmesinde Biyooksidasyon Yönteminin Kullanımı. *Bilimsel Madencilik Dergisi*, 44(3), 35–46.
- Chen, T. T., Cabri, L. J., & Dutrizac, J. E.** (2002). Characterizing gold in refractory sulfide gold ores and residues. *Jom*, 54(12), 20–22.
- Cho, E. H., & Pitt, C. H.** (1979). The adsorption of silver cyanide on activated charcoal. *Metallurgical Transactions B*, 10(2), 159–164.
- Colbert, P.** (1980). Gold ore treatment at Emperor Gold Mining Co. Ltd, Vatukoula, Fiji. *Mining and Metallurgical Practices in Australasia* (Ed. JT Woodcock), 492–494.
- Craig, J. R., & Rimstidt, J. D.** (1998). Gold production history of the United States. *Ore Geology Reviews*, 13(6), 407–464.
- Crozier, R. D.** (1992). *Flotation: theory, reagents and ore testing*. Pergamon Oxford.
- Day, A., Briggs, D., & Bruey, F.** (2002). Mining Chemicals Handbook. Revised Edition, CYTEC, Horton Printing Company, Meriden, CT.
- Deschenes, G., & Ghali, E.** (1988). Leaching of gold from a chalcopyrite concentrate by thiourea. *Hydrometallurgy*, 20(2), 179–202.
- Dorr, J. V. N., & Bosqui, F. L.** (1950). *Cyanidation and concentration of gold and silver ores*. McGraw-Hill.
- Dunn, J. G., Graham, J., & Linge, H. G.** (1989). The treatment of refractory gold ore. *Chemistry in Australia*, 56, 401–404.
- Dunne, R.** (2016). *Flotation of Gold and Gold-Bearing Ores* (pp. 315–338). <https://doi.org/10.1016/B978-0-444-63658-4.00020-7>
- Dunne, R., Buda, K., Hill, M., Staunton, W., Wardell-Johnson, G., & Tjandrawan, V.** (2012). Assessment of options for economic processing of preg-robbing gold ores. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy*, 121(4), 217–223.
- Ellis, S., & Senanayake, G.** (2004). The effects of dissolved oxygen and cyanide dosage on gold extraction from a pyrrhotite-rich ore. *Hydrometallurgy*, 72(1–2), 39–50.
- Fleming, C. A.** (1992). Hydrometallurgy of precious metals recovery. *Hydrometallurgy*, 30(1–3), 127–162.
- Forrest, K., Yan, D., & Dunne, R.** (2001). Optimisation of gold recovery by selective gold flotation for copper-gold-pyrite ores. *Minerals Engineering*, 14(2), 227–241.
- Fuerstenau, M. C.** (1982). Sulphide mineral flotation: in Principles of Flotation. *SAIMM Monograph Series*, 3, 159–182.
- Girgin, İ., & Kırşan, H. İ.** (1990). Yığın Liçi Uygulamaları ve Ekonomik Açıdan Önemi. *Bilimsel Madencilik Dergisi*, 29(3), 39–43.
- Gross, J., & Scott, J. W.** (1927). *Precipitation of gold and silver from cyanide solution on charcoal* (Vol. 378). US Government Printing Office.

- Güner, M.** (2016). *Koza Kaymaz Altın İşletmeleri Staj Raporu*. İstanbul Teknik Üniversitesi, Cevher Hazırlama Mühendisliği Bölümü.
- Güner, M., Bulut, G., & Yenial, Ü.** (2019). *Comparison of Different Kind of Waters on Chalcopyrite Flotation*. December, 303–309.
- Habashi, F.** (1966). The theory of cyanidation. *Transactions of the Mineralogical Society of AIME*, 235, 236–239.
- Habashi, F.** (1987). One hundred years of cyanidation. *Can. Min. Metall. Bull.*, 80(905), 108–114.
- Habashi, F. & Celep, O.** (2013). Altın Metalurjisinde Yeni Gelişmeler. *Madencilik*, 52(1), 3–17.
- Hedley, N., & Kentro, D. M.** (1945). Copper cyanogen complexes in cyanidation. *Transactions of Canadian Institute of Mining and Metallurgy*, 48, 237–251.
- Iglesias, N., & Carranza, F.** (1994). Refractory gold-bearing ores: a review of treatment methods and recent advances in biotechnological techniques. *Hydrometallurgy*, 34(3), 383–395.
- Jarman, A.** (1905). *Laboratory experiments on the use of ammonia and its compounds in cyaniding cupriferous ores and tailings*. Institution of Mining and Metallurgy.
- Klimpel, R. R.** (1997). *An Approach to the Flotation of Complex Gold Ores Containing Some Free Gold and/or Some Gold Associated with Easily Floatable Sulphide Minerals*. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy.
- Klimpel, R. R., & Isherwood, S.** (1993). Some new flotation products for improved recovery of gold and platinum. *Proc. Randol Gold Forum, Beaver Creek*, 105–111.
- Kocabag, D., Kelsall, G. H., & Shergold, H. L.** (1990). Natural oleophilicity/hydrophobicity of sulphide minerals, I. Galena. *International Journal of Mineral Processing*, 29(3–4), 195–210. [https://doi.org/10.1016/0301-7516\(90\)90053-2](https://doi.org/10.1016/0301-7516(90)90053-2)
- Komnitsas, C., & Pooley, F. D.** (1989). Mineralogical characteristics and treatment of refractory gold ores. *Minerals Engineering*, 2(4), 449–457.
- La Brooy, S. R., & Komosa, T.** (1992). Oxidant addition during gold ore processing. *International Conference on Extractive Metallurgy of Gold and Base Metals*, 147.
- Lins, F. F., & Adamian, R.** (1993). The influence of some physical variables on gold flotation. *Minerals Engineering*, 6(3), 267–277.
- Lorenzen, L., & Tumilty, J. A.** (1992). Diagnostic leaching as an analytical tool for evaluating the effect of reagents on the performance of a gold plant. *Minerals Engineering*, 5(3–5), 503–512.
- Lorenzen, L.** (1995). Some guidelines to the design of a diagnostic leaching experiment. *Minerals Engineering*, 8(3), 247–256.

- Loroesch, J., Griffiths, A., & Knorre, H.** (1989). Developments in gold leaching using hydrogen peroxide. *Min. Eng.(Colorado)*, 41(9), 963–965.
- Marabini, A. M., Barbaro, M., & Alesse, V.** (1991). New reagents in sulphide mineral flotation. *International Journal of Mineral Processing*, 33(1–4), 291–306.
- Marsden, J., & House, I.** (2006). *The Chemistry of Gold Extraction*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. https://books.google.com.tr/books?id=OuoV-o_Xf-EC
- Mingione, P. A.** (1990). Use of AEROPHINE® 3418A Promoter for Sulfide Minerals Flotation. *American Cyanamid Company, Paper*, 26, 485–508.
- Monhemius, A. J.** (1992). Recent applications of peroxygen reagents in hydrometallurgy. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 8(1–4), 35–46.
- Monte, M. B. M., Dutra, A. J. B., Albuquerque Jr, C. R. F., Tondo, L. A., & Lins, F. F.** (2002). The influence of the oxidation state of pyrite and arsenopyrite on the flotation of an auriferous sulphide ore. *Minerals Engineering*, 15(12), 1113–1120.
- Monte, M. B. M., Lins, F. F., & Oliveira, J. F.** (1997). Selective flotation of gold from pyrite under oxidizing conditions. *International Journal of Mineral Processing*, 51(1–4), 255–267.
- Nagaraj, D. R., & Avotins, P. V.** (1988). Development of New Sulfide and Precious Metals Collectors.(Retroactive Coverage). *II International Mineral Processing Symposium*, 399–410.
- Nagaraj, D. R., Brinen, J., Farinato, R., & Lee, J.** (1991). A study of interactions of dicresyl monothiophosphate with noble metals by electrochemical and spectroscopic methods. *SME Annual Meeting*.
- Nagaraj, D. R., Brinen, J. S., Farinato, R. S., & Lee, J.** (1992). A study of the interaction of di-p-cresyl monothiophosphate with noble metals using electrochemical, wetting, and spectroscopic methods. *Langmuir*, 8(8), 1943–1949.
- O'Connor, C. T., Bradshaw, D. J., & Upton, A. E.** (1990). The use of dithiophosphates and dithiocarbamates for the flotation of arsenopyrite. *Minerals Engineering*, 3(5), 447–459.
- O'Connor, C. T., & Dunne, R. C.** (1991). The practice of pyrite flotation in South Africa and Australia. *Minerals Engineering*, 4(7–11), 1057–1069.
- Osseo-Asare, K. A., Afenya, P. M., & Abotsi, G. M. K.** (1984). Carbonaceous Catter in Gold Ores: Isolation, Characterization and Adsorption Behavior in Aurocyanide Solutions. In *Unknown Host Publication Title* (pp. 125–144). Metallurgical Soc of AIME.
- Oygür, V.** (1996). Dünya altın madenciliği ve Türkiye'nin altın potansiyeli. *Jeoloji Mühendisliği*, 49, 55–62.
- Perek, K. T., & Arslan, F.** (2010). Effect of Mechanical Activation on Pressure Leaching of Küre Massive Rich Copper Ore. *Mineral Processing & Extractive Metallurgy Review*, 31(4), 191–200.

- Poling, G. W.** (1976). Reactions between thiol reagents and sulphide minerals. *Flotation--A. M. Gaudin Memorial*.
- Pooley, F. D.** (1987). Use of bacteria to enhance recovery of gold from refractory ores. *Minprep*, 87, 1–14.
- Potter, G. M.**, (1974). *Innovations in gold metallurgy*.
- Prasad, M. S., Mensah-Biney, R., & Pizarro, R. S.** (1991). Modern trends in gold processing—overview. *Minerals Engineering*, 4(12), 1257–1277.
- Saba, M., MohammadYousefi, A., Rashchi, F., & Moghaddam, J.** (2011). Diagnostic pre-treatment procedure for simultaneous cyanide leaching of gold and silver from a refractory gold/silver ore. *Minerals Engineering*, 24(15), 1703–1709.
- Sehic, O. A.** (1988). An update on the K-process. *Randol Perth International Gold Conference*, 184.
- Singh, S. M.** (1956). Selective grinding of auriferous pyrite at the Wright-Hargreaves Mine Ltd. *Camborne School of Mines Magazine*, 56, 56–58.
- Smith, J. T.** (1963). Selective treatment of tellurides at gold mines of Kalgoorlie,[in]. *Symposium on Selective Treatment of Tellurides 1962*, 3.
- Stockton, C. M.** (2020). Gold Demand Trends 2019. In *The Journal of Gemmology* (Vol. 37, Issue 1). <https://doi.org/10.15506/jog.2020.37.1.3b>
- Subrahmanyam, T. V, & Forssberg, K. S. E.** (1988). Developments in Gold Processing Technology: A Comparison of Methods. *Gold Mining 88: Second International Conference on Gold Mining: November 7, 8, and 9, 1988, Vancouver, British Columbia, Canada*, 265.
- Thenepalli, T., Chilakala, R., Habte, L., Tuan, L. Q., & Kim, C. S.** (2019). A Brief Note on the Heap Leaching Technologies for the Recovery of Valuable Metals. *Sustainability*, 11(12), 3347.
- Thomas, W.** (2010). *Mining Chemical Handbook*. Cytec Industries Inc., USA.
- Tumilty, J. A., Sweeney, A. G., & Lorenzen, L.** (1987). Diagnostic leaching in the development of flowsheets for new ore deposits. In *Proceedings of the Metallurgical Society of the Canadian Institute of Mining and Metallurgy* (pp. 157–167). Elsevier.
- Url-1 <https://tr.wikipedia.org/wiki/Türkiye%27deki_altın_madenleri_listesi> erişim tarihi 20.06.2020
- Wang, W., & Poling, G. W.** (1983). Methods for recovering fine placer gold. *Can. Min. Metall. Bull.*, 76(860), 47–56.
- Wang, X.-H., & Forssberg, K. S. E.** (1991). Mechanisms of pyrite flotation with xanthates. *International Journal of Mineral Processing*, 33(1–4), 275–290.
- Weiss, N. L.** (1985). *SME Mineral Processing Handbook*, SME American Inst. Of Mining, Metallurgical and Petroleum Eng. Inc. USA.
- World Gold Council.** (2020). The World Gold Council 2019 Annual Review. In *World Gold Council Annual Review*, 2018. <https://www.gold.org/goldhub/research/2018-annual-review>

- Wright, K. P.** (1961). Fluid bed roasting in the Red Lake Camp. *CIM Bull.*, Aug, 595–600.
- Yan, D. S.** (1997). Selective flotation of pyrite and gold tellurides. *Minerals Engineering*, 10(3), 327–337.
- Yannopoulos, J. c.** (1991). *The Extractive Metallurgy of Gold Extractive of Gold*.
- Yen, W. T., & Aghamirian, M. M.** (2002). Effect of sulfide minerals and dissolved ions on gold dissolution. *CIM General Annual Meeting, Special*, 51, 79–86.
- Yüce, A. E.** (1995). *Altın Gümüş İçeren Sülfürlü Bakırlı-pirit Cevherlerinden Tiyoüre Liçi ile Altın ve Gümüş Kazanımı* (Doctoral dissertation, Doktora Tezi, İTÜ Fen Bilimleri Enstitüsü, İstanbul, 114s). Yüce, A E. (2014). Cevher hazırlama el kitabı. In G. Önal, G. Ateşok, & K. T. Perek (Eds.), *Cevher Hazırlama El Kitabı* (1st ed., pp. 425–450). Yurt Madencilik Geliştirme Vakfı.
- Zanbak, C.** (2012). Heap Leaching Technique in Mining Within the Context of Bes Available Techniques (BAT). *PhD. Tesis*, 1, 33. <http://www.euromines.org/files/mining-europe/mining-techniques/batforheappleaching-feb2013-c.zanbak-euromines.pdf>
- Zhang, Y., Fang, Z., & Muhammed, M.** (1997). On the solution chemistry of cyanidation of gold and silver bearing sulphide ores. A critical evaluation of thermodynamic calculations. *Hydrometallurgy*, 46(3), 251–269.
- Zhou, J. Y., & Cabri, L. J.** (2004). Gold process mineralogy: Objectives, techniques, and applications. *Jom*, 56(7), 49–52. <https://doi.org/10.1007/s11837-004-0093-7>



ÖZGEÇMİŞ



Ad-Soyad : Mustafa Kadir Güner

Doğum Tarihi ve Yeri : Eskişehir 1992

E-posta : gunermus@itu.edu.tr

ÖĞRENİM DURUMU:

- **Lisans** : 2018, İstanbul Tekni Üniversitesi, Maden Fakültesi, Cevher Hazırma Mühendisliği
- **Yüksek Lisans** : Devam etmekte, , İstanbul Tekni Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Cevher Hazırma Mühendisliği Programı

MESLEKİ DENEYİM VE ÖDÜLLER:

- 2019-devam etmekte, Koza Altın İşletmeleri, Metalurji Laboratuvarı, Proses Mühendisi.

DİĞER YAYINLAR, SUNUMLAR VE PATENTLER:

Güner, M., Bulut, G., & Yenial, Ü. (2019). Comparison of Different Kind of Waters on Chalcopryrite Flotation. December, 303–309.

Bulut, G., Türk, T., Ersoy, B., Güner, M., Göçer, S., ve Kalyoncu, E. (2019). Developments in Flotation. *IMPC Eurasia Conference*, 386, 420–423.