

170917

**KARADENİZ TEKNİK ÜNİVERSİTESİ
FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ**

MADEN MÜHENDİSLİĞİ ANABİLİM DALI

**MASTRA VE KALETAS (GÜMÜŞHANE) CEVHERLERİNDEN ALTIN
KAZANIMI**

Maden Müh. Oktay CELEP

**Karadeniz Teknik Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsünde
“Maden Yüksek Mühendisi”
Unvanı Verilmesi İçin Kabul Edilen Tezdir.**

Tezin Enstitüye Verildiği Tarih : 15.06.2005

Tezin Savunma Tarihi : 07.07.2005

Tez Danışmanı : Yrd. Doç. Dr. İbrahim ALP

Jüri Üyesi : Prof. Dr. Necati TÜYSÜZ

Jüri Üyesi : Yrd. Doç. Dr. Hacı DEVECİ

Enstitü Müdürü : Prof. Dr. Emin Zeki BAŞKENT

Trabzon 2005

ÖNSÖZ

Akademik yaşamı birer basamaklar toplamı olarak tanımlayacak olursak, ilk basamağı olan yüksek lisans tamamlamak için gerekli olan bu tez çalışmamı bitirmenin gurur ve heyecanıyla, bu yolculukta yanımda olup destekleriyle güç veren tüm güzel insanlara saygı, sevgi ve şükranlarımı sunuyorum.

Tez danışmanlığımı yapan, önerileriyle destekleyen sayın hocam Yrd. Doç. Dr. İbrahim ALP'e saygı ve teşekkürlerimi sunuyorum. Mineralojik incelemelerde büyük katkıları olan sayın Yrd. Doç. Dr. Mithat VICİL'a, önerilerinden yararlandığım Yrd. Doç. Dr. Hacı DEVECİ ve Yrd. Doç. Dr. Cengiz DEMİR'e, kimyasal analizlerimde yardımlarından dolayı Öğr. Gör. Celal DURAN'a, manevi desteklerinden dolayı arkadaşlarım Arş. Gör. Tuğba YILMAZ, Maden Müh. İbrahim ÇAVUŞOĞLU ve Arş. Gör. Ersin Y. YAZICI'ya, değerli aileme ve sözlüm Hümeysra'ya saygı, sevgi ve şükranlarımı sunuyorum.

“Mastra ve Kaletaş Cevherlerinden Altın Kazanımı” adını taşıyan bu çalışma K.T.Ü. Fen Bilimleri Enstitüsü Maden Anabilim dalında yüksek lisans tezi olarak hazırlanmıştır. Tezin hazırlanmasında K.T.Ü Bilimsel Araştırma Fonunun 20.112.005.2 nolu “Gümüşhane-Kaletaş Epitermal Altın Cevherinden Siyanür ve Thiourea Liçi ile Altın Kazanımı” adlı projeden yararlandığı için K.T.Ü Bilimsel Araştırma Fonuna teşekkür ederim.

Arş. Gör. Oktay CELEP
TRABZON-2005

İÇİNDEKİLER

	<u>Sayfa No</u>
ÖNSÖZ	II
İÇİNDEKİLER.....	III
ÖZET.....	V
SUMMARY.....	VI
ŞEKİLLER DİZİNİ.....	VII
TABLolar DİZİNİ.....	IX
1. GENEL BİLGİLER.....	1
1.1. Giriş	1
1.2. Dünya’da ve Türkiye’de Altın Madenciliği	2
1.3. Altın Cevherleri ve Zenginleştirmeye Yönelik Sınıflandırılması.....	11
1.3.1. Serbest Altın Taneli Cevherler	15
1.3.2. Kompleks Altın Cevherleri.....	17
1.3.3. Refrakter Altın Cevherleri	20
1.4. Cevherlerden Altın ve Gümüş Kazanma Yöntemleri.....	29
1.4.1. Gravite ile Altın Kazanımı	30
1.4.2. Amalgamasyonla ile Altın Kazanımı	37
1.4.3. Flotasyon ile Altın Kazanımı.....	39
1.4.4. Aglomerasyon ile Altın Kazanımı.....	43
1.4.5. Çözündürme (Liç) İşlemler	45
1.4.5.1. Liç Yöntemleri.....	45
1.4.5.2. Siyanür Liçi	49
1.4.5.3. Siyanüre Alternatif Reaktifler	54
1.4.5.4. Sıvı Fazdan Altın Kazanma Yöntemleri.....	66
1.5. Türkiye’de ve Dünya’da Altın Cevherleri Üzerine Yapılan Çalışmalar	71
2. YAPILAN ÇALIŞMALAR.....	76
2.1. Örnek Alma ve Hazırlama İşlemleri.....	76
2.2. Kimyasal ve Mineralojik Analiz.....	77
2.3. Gravite ile Kazanım Deneyleri	78
2.4. Siyanür Liç Deneyleri.....	79

2.5. Flotasyon Deneyleri.....	81
2.6. Tanımlayıcı Liç Testleri	82
3. BULGULAR VE TARTIŞMA.....	84
3.1. Malzemenin Özellikleri	84
3.1. Mineralojik Bulgular	87
3.1.1. Mastra Cevherinin Mineralojik Özellikleri.....	87
3.1.2. Kaletaş Cevherinin Mineralojik özellikleri.....	90
3.2. Gravite ile Altın Kazanım Deneyleri.....	92
3.3. Siyanür Liç Deney Sonuçları.....	96
3.4. Flotasyon Deney Sonuçları.....	98
3.5. Tanımlayıcı Liç Test Sonuçları	100
3.5.1. Ultra İnce Öğütülmüş Cevherin İki Aşamalı Siyanür Liç Testleri.....	100
3.5.2. Tanımlayıcı (Diagnostik) Liç Testleri.....	100
4. SONUÇ VE ÖNERİLER	102
5. KAYNAKLAR.....	104
6. EKLER	112
ÖZGEÇMİŞ.....	118

ÖZET

Mineralojik özelliklerine bağlı olarak altın cevherlerine ön hazırlık işlemleriyle birlikte farklı zenginleştirme yöntemleri uygulanmaktadır. Bununla birlikte Dünya’da yüzyıldan fazla zamandır uygulanan en yaygın yöntem siyanür liçi yöntemi olmuştur.

Bu çalışmada Mastra ve Kaletaş (Gümüşhane) altın cevherlerinin yapılan mineralojik incelemeler ışığında altın kazanımı araştırılmıştır. Mastra cevheri için gravite ve siyanür liçi yöntemleri uygulanmıştır. Kaletaş cevheri için numune tanıma liç testleri, siyanür liçi, kavurma + siyanür liç testleri ve flotasyon yöntemleri uygulanarak sonuçlar değerlendirilmiştir. Mastra cevherinde altın tanelerinin iri olması (ortalama 30µm) nedeniyle siyanür liç öncesi gravite yönteminin uygulanabileceği görülmüştür. Kaletaş cevherinin mineralojik inceleme ve örnek tanıma liç testleri sonucunda cevherin refrakter karakterli olduğunu görülmüştür. Siyanür liç öncesi kavurmanın liç verimine etkisi incelenmiş ve sonuçlar değerlendirilmiştir.

Mastra cevheriyle Falcon ve Knelson santrifüj seperatörlerle gravite deneyleri yapılmış, Falcon ile birinci kazanım devresinde cevherdeki altının % 81’i 262 gr/t Au tenörlü Konsantre I olarak kazanılmıştır. Knelson Santrifüj Seperatörle gravite zenginleştirme test sonuçlarına göre, cevherdeki altının % 47,15’ si 771,95 gr/ton Au tenörlü konsantre ile alınmıştır.

Siyanür liç testlerinde Mastra cevheri % 90–95 altın kazanımı, Kaletaş cevheriyle ise % 65–70 altın kazanım verimleri elde edilmiştir.

Kaletaş altın cevherinin flotasyon testlerinde 20-30 gr/ton Au tenörlü altın konsantresi elde edilmesine rağmen çinko kazanımından başka Au, Cu ve Fe kazanımları düşük olmuştur. Siyanür liçinden önce ön-işlem olarak farklı sıcaklıklarda kavurma prosesi uygulanmıştır. Sıcaklık artışıyla birlikte altın kazanımında azda olsa bir artış görülmüştür. En yüksek altın kazanımı 550°C’ de elde edilmiştir.

Kaletaş cevherinin örnek tanıma liç testlerinden elde edilen sonuçlar göstermiştir ki, kaletaş cevherinin refrakterlik özelliği altının çok ince taneli, karbonatlı ve oksitli (% 13), sülfütlü (% 13) mineraller ve silikatlar (% 2) ile birlikte bulunmasından kaynaklanmaktadır.

Anahtar Kelimeler: Altın, Refrakter Altın, Mastra, Kaletaş, Siyanür Liçi, Gravite, Flotasyon, Kavurma, Tanımlayıcı Liç

SUMMARY

Gold Recovery from Mastra ve Kaletaş (Gümüřhane) Ores

Gold ores can be processed by different methods based on their mineralogical and metallurgical characteristics. Cyanidation process is traditionally used to treat gold ores since times much than century.

In this study, Mastra and Kaletaş gold ores were mineralogically investigated in order to determine their ore processing characteristics. Gravity tests and cyanide leach tests were carried out for Mastra ore. Diagnostic leach tests, cyanidation, roasting + cyanidation and flotation tests were investigated for Kaletaş.

Amenability of Mastra (Gümüřhane) gold ore to gravity recovery using a Falcon and Knelson Concentrator were examined. In Falcon gravity tests, a concentrate (Cons.1) with a grade of 262 ppm Au was produced at 81 % recovery and 7.2 % yield. In the Knelson gravity test, a concentrate containing 771.95 ppm Au was produced at 47.15 % recovery and 1.58 % yield.

In the cyanide leach test, the gold recovery for Mastra and Kaletaş are 90-95 % and 65-70 % respectively. In flotation tests for Kaletaş ore, apart from zinc, consistently unsatisfactory recoveries for gold, copper and iron was obtained despite the production of concentrates with a gold content of 20-30 ppm.

Roasting of the Kaletaş ore was carried out as a pretreatment step prior to cyanidation at different temperatures. As the temperature increased only a limited improvement in the extraction of gold was noted and highest gold recovery was obtained in the cyanide leaching of the calcine produced at 550°C.

It could be estimated from the diagnostic leaching data that the refractoriness of the ore is caused by fine dissemination and association of gold particle within carbonates and oxides (~13%), sulfides (~13%) and silicates (~2%).

Key Words: Gold, Refractory Gold, Mastra, Kaletaş, Cyanide Leach, Gravity, Flotation, Roasting, Diagnostic Leach

ŞEKİLLER DİZİNİ

Sayfa No

Şekil 1.1. Altın üretiminde kullanılan yöntemler ve üretimdeki payları.....	3
Şekil 1.2. Ülkelere göre altın üretimi	4
Şekil 1.3. Kıtalara göre altın üretimi	4
Şekil 1.4. Altın üreticisi şirketlerin üretim miktarları	5
Şekil 1.5. Dünya altın rezervlerinin ülkelere göre durumu	6
Şekil 1.6. Dünya altın imalatı	7
Şekil 1.7. Dünya mücevher tüketimi	8
Şekil 1.8. Türkiye altın ithalatı	10
Şekil 1.9. Mineralojik özelliklere ve siyanür liçi Au verimine bağlı olarak altın cevherlerinin sınıflandırılması	14
Şekil 1.10. Altının gang, sülfür ya da diğer minerallerle birlikte bulunuş şekilleri.....	15
Şekil 1.11. Serbest altın cevherlerden altın kazanımı akım şeması.....	16
Şekil 1.12. Siyanür tüketen kompleks altın cevherlerinin zenginleştirme akım şeması.....	18
Şekil 1.13. Oksijen tüketen kompleks altın cevherlerinin zenginleştirme akım şeması.....	18
Şekil 1.14. Altın adsorplayan kompleks altın cevherlerinin zenginleştirme akım şeması ..	19
Şekil 1.15. Refrakter altın cevherlerine uygulanan ön-işlemler	21
Şekil 1.16. Refrakter cevherler için uygulanan termal ön-işlem akım şeması	24
Şekil 1.17. Biyolojik ön-oksidasyon işleminin akım şeması.....	27
Şekil 1.18. Refrakter altın cevherleri için basınç ön-oksidasyon işlemi akım şeması.....	28
Şekil 1.19. Altın zenginleştirme yöntemleri.....	29
Şekil 1.20. Tane boyutuna bağlı olarak uygulanan gravite yöntemleri	31
Şekil 1.21. Knelson Konsantratörünün (a) düşey ve yatay kesiti, (b) genel görünümü	34
Şekil 1.22. Knelson Konsantratör iç koniğinin şekli ve oluklardaki su girişinin şematik görüntüsü	34
Şekil 1.23. 76cm Manuel Boşaltmalı Knelson Konsantratör	35
Şekil 1.24. (a) Falcon Konsantratörün (FC) bir görünümü, (b) FC'nin çalışma şematik resmi, (c) Konik içerisinde kalma ve tabakalaşma zonları	37
Şekil 1.25. Kimyasal çözündürme metotları	45
Şekil 1.26. Yığın liçi yöntemiyle altın zenginleştirmesinin akım şeması	47
Şekil 1.27. Karıştırmalı liç yöntemiyle altın kazanım akım şeması	48
Şekil 1.28. Siyanürle altın çözünmesinde oluşan katı-sıvı reaksiyon diyagramı.	50

Şekil 1.29. Çinko tozu ile çöktürme (Merrill Crown Prosesi) akım şeması.....	68
Şekil 1.30. Karbon adsorpsiyonu ile cevherlerden altın kazanma akım şeması.....	70
Şekil 2.1. Mastra ve Kaletaş altın yataklarının yer bulduru haritası.....	76
Şekil 2.2. Örnek hazırlama işlemleri akım şeması	77
Şekil 2.3. Gravite testleri için öğütülen Mastra altın cevher kümülatif elek altı grafiği.....	78
Şekil 2.4. Karıştırmalı liç deney düzeneği.....	79
Şekil 3.1. Mastra altın cevherinin kırma sonrası kümülatif elek altı ve elek üstü grafiği ...	86
Şekil 3.2. Kaletaş altın cevherinin kırma sonrası kümülatif elek altı ve eleküstü grafiği ...	86
Şekil 3.3. Mastra altın cevherinin farklı öğütme sürelerinde kümülatif elek üstü ve elekaltı grafiği	87
Şekil 3.4. (a) Kuvars içerisinde altın taneleri (204µm) (b) Kalkopirit, galen ve pirit ile ilişkili altın taneleri (95µm)	88
Şekil 3.5. Cevherde altın oluşumu.....	88
Şekil 3.6. Mastra altın cevherindeki altın tanelerinin kümülatif boyut (a) ve hacim (b) dağılımı	89
Şekil 3.7. (a) Kuvars matriksi içerisinde elektrik Au tanesi (9 µm) ve realgar tanesi, (b) Kuvars matriksi içinde Au tanesi (3,5µm) ve pirit (Pr) tanesi.....	90
Şekil 3.8. (a) Yarı özşekilli piritler (140-2µm); (b) Kuvars matriks içinde realgar kristali (Re); (c) Kuvars matriks içinde orpiment (Orp) kristali; (d) Kuvars gangi içinde siyah renkli organik malzeme (Org. C) (35 µm)	91
Şekil 3.9. Kaletaş cevheri altın tanelerinin boyutları ve sayısı.....	92
Şekil 3.10. Knelson gravite test sonuçlarının genel akım şeması.....	93
Şekil 3.11. Knelson besleme ve konsantre tenörlerinin karşılaştırılması	94
Şekil 3.12. Mastra cevherinin Falcon gravite zenginleştirme test sonuçları ve genel akım şeması	95
Şekil 3.13. Mastra Falcon konsantresinin tenör-verim ilişkisi	95
Şekil 3.14. Öğütme süresinin Mastra (a) ve Kaletaş (b) cevherlerinden Au kazanımı ve NaCN tüketimine etkisi	96
Şekil 3.15. Mastra (a) ve Kaletaş (b) altın cevherlerinin siyanür liç kinetikleri	97
Şekil 3.16. Kaletaş cevherinin farklı kavurma sıcaklıklarında altın kazanımı ve siyanür tüketimi (a) ve liç kinetiği grafiği (b)	98
Şekil 3.17. Kaletaş cevherinin flotasyon verim grafiği	99
Şekil 3.18. Kaletaş cevherinin flotasyon verim-tenör korelasyon grafiği.....	99
Şekil 3.19. Ultra ince öğütme birlikte (6 saat) iki aşamalı siyanür liçinin altın kazanım grafiği	100
Şekil 3.20. Kaletaş cevherinin numune tanıma liç test sonuçları	101

TABLolar DİZİNİ

	<u>Sayfa No</u>
Tablo 1.1. Ükelere göre altın üretimi	3
Tablo 1.2. Dünya altın arz –talep dengesi	7
Tablo 1.3. İşletilebilirliği söz konusu olan altın yataklarının rezerv durumu.....	9
Tablo 1.4. İşletmeye hazır altın yataklarındaki rezervin yıllara göre artışı	10
Tablo 1.5. Refrakter altın cevherlerinin refrakterlik derecesi	20
Tablo 2.1. Siyanür liç deney parametreleri.....	80
Tablo 2.2. Kaletaş cevheri için flotasyon öğütme parametreleri	81
Tablo 2.3. Kaletaş cevheri için flotasyon deney parametreleri	81
Tablo 2.4. Ultra ince öğütmeyle (6 saat) birlikte iki aşamalı siyanür liç deney parametreleri	82
Tablo 2.5. Kaletaş cevherinin (% 80'i - 37 µm) tanımlayıcı liç test parametreleri ve sırası.....	83
Tablo 3.1. Mastra ve Kaletaş altın cevherlerinin kimyasal analizleri	84
Tablo 3.2. Mastra cevherinin kümülatif elek altı ve elek üstü elek analiz tablosu.....	85
Tablo 3.3. Kaletaş cevherinin kümülatif elek altı ve elek üstü elek analiz tablosu.....	85
Tablo 3.4. Knelson Konsantresinin kimyasal analizi	93

1. GENEL BİLGİLER

1.1. Giriş

Dünyada altın madenciliğinde yaşanan olumlu gelişmelere bağlı olarak 1985 yılında Maden Kanununda yapılan değişiklikler sonucunda yabancı sermayeli şirketlerin katkılarıyla Türkiye’de bu tarihten itibaren önemli miktarda altın rezervleri tespit edilmiştir. Türkiye’nin işletmeye hazır toplam altın rezervi 609 tondur. Türkiye mevcut projelerin işletmeye alınmasıyla öngörülen 60 ton/yıl altın üretimiyle Avrupa’nın en fazla altın üreten ülkesi olabilecektir (Oygür ve Zambak, 2005).

Dünyada altın ve gümüş cevherlerinin zenginleştirmesinde cevherin tonajına, tenörüne ve mineralojik yapısına bağlı olarak farklı yöntemler uygulanabilmektedir. Altın cevherlerinin zenginleştirilmesinde iri taneli altın içeren cevherler için gravite, amalgamasyon ve aglomerasyon yöntemleri kullanılırken ince taneli ve düşük tenörlü cevherler için flotasyon ve hidrometalurjik yöntemler kullanılabilmektedir.

Nispeten ince ve serbest taneli altın cevherlerinin zenginleştirilmesinde santrifüjli gravite ayırıcıları kullanılırken, ince taneli cevherler için yaygın olarak siyanür liçi kullanılmaktadır. Siyanürün toksik ve çevreye zararlı olmasından dolayı farklı alternatif reaktiflerin araştırılmasına rağmen cevherlerden altının kazanımında yaygın olarak siyanür kullanılmaktadır.

Mastra Au-Ag epitermal yatağı Mescitli-Gümüşhane yöresinde yer almaktadır ve ortalama 8 gr/ton Au tenöre ve 808.000 ton tahmini rezerve sahiptir (Alp vd., 2002). Mineralojik yapısı, alterasyon ve sıvı kapanım karakterizasyonu adularya serizit tip epitermal yataklar ile benzerlik göstermektedir (Tüysüz vd., 1995). Altın çoğunlukla kuvars içerisinde kapanım halinde 1–100 µm boyutlu taneler olarak bulunmaktadır (Tüysüz vd., 1995; Celep, 2001).

Kaletaş altın sahasında 3,31 gr/ton Au tenörlü 116.000 ton görünür, 3,37 gr/ton Au tenörlü 246.000 muhtemel olmak üzere 362.000 ton (damar+ağsal) toplam rezerve sahiptir. Mümkün rezerv 3,27 gr/ton Au tenörlü 400.000 tondur (Vıçıl ve Alp, 2002; Alp vd., 2003). Kaletaş altın cevherleşmesi oldukça yumuşak, kırıklı, kolaylıkla çözünebilen karbonatlı kayaç parçaları ve organik madde içeren tüfitler içerisinde ve silis merceklerinde oluşmaktadır (Çubukçu ve Tüysüz, 2000).

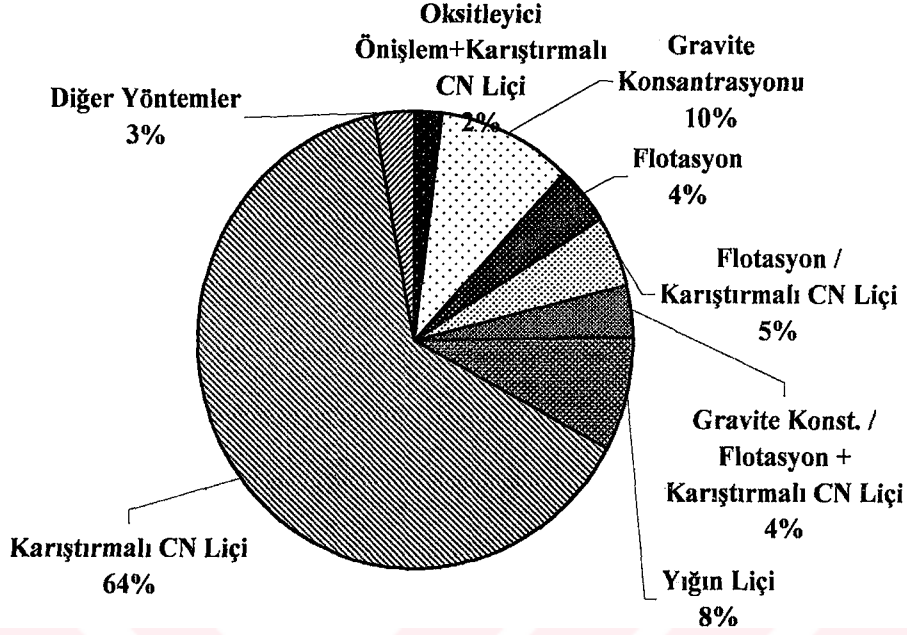
Bu tez kapsamında Mastra ve Kaletaş (Gümüşhane) cevherlerinden yapılan mineralojik incelemeler ışığında siyanür liçi, gravite ve flotasyon yöntemleri ve siyanür liçi öncesi farklı fiziksel ve kimyasal ön hazırlık işlemleri kullanılarak altın kazanımı araştırılmıştır. Mastra cevherinin gravite ve siyanür liçi yöntemleri ile altın kazanımına uygunluğu incelenmiştir. Kaletaş cevheri için tanımlayıcı liç testleri, siyanür liçi, kavurma + siyanür liç testleri ve flotasyon yöntemleri uygulanarak sonuçlar değerlendirilmiştir.

Tezin birinci bölümünde konuyla ilgili olarak literatür incelemesini içeren genel bilgiler, ikinci bölümde deneysel çalışmalar, üçüncü ve dördüncü bölümde ise sonuçlar ve öneriler verilmiştir.

1.2. Dünya’da ve Türkiye’de Altın Madenciliği

Altın madenciliğinde cevher üretimi diğer madencilik çalışmaları gibi açık ocak veya yeraltı madencilik yöntemleriyle yapılmaktadır. Dünyada ekonomik olarak üretim yapılan madenlerde altın içeriği 1 gr/ton ile 20 gr/ton arasında değişmektedir. Altın üretiminin % 84’ü siyanür liçi prosesi kullanılarak gerçekleştirilmektedir (Gönen, 2003). Yüzyıldan fazla bir süredir kullanılan siyanür liçi endüstriyel ölçekte henüz ekonomik alternatifi olmayan tek yöntemdir. Dünya altın üretiminde kullanılan yöntemler ve üretimdeki miktarları Şekil 1.1’de gösterilmektedir.

Dünya altın üretimi 1975 yılından beri artarak devam ederek geçen 30 yıllık süreçte yaklaşık iki kat artmıştır. Dünya altın üretimi 1996 yılında 2289,9 ton iken 2000 yılına gelindiğinde % 11’lik bir artış göstererek 2546,5 ton olmuş ve 2002’ de bu değer 2589 tona gerçekleşmiştir (Url-2, 2005). Dünya altın üretiminde G.Afrika % 17, ABD % 10 ve Avustralya % 10,5’lik payları ile dünya sıralamasındaki yerlerini korumaktadırlar. ABD, Çin, Peru ve Özbekistan’ın üretimi artarken G.Afrika ve Kanada’nın üretimi azalmıştır. 2001, 2003 ve 2004’ teki dünya altın üretimleri sırasıyla 2600, 2550 ve 2478 tondur. Dünya altın üretimi sıralamasındaki ilk altı ülke, sırasıyla G. Afrika, ABD, Avustralya, Çin, Rusya ve Kanada, Dünya altın üretiminin % 57’sini gerçekleştirmektedir. Bu ülkeler dünya altın rezervinin % 46’sına sahiptirler (Oygür ve Zambak, 2005). Tablo 1.1’de 1996–2000 yılları arasındaki ülkelere göre dünya altın üretim miktarları ve Şekil 1.2’de payları verilmektedir (Amey, 2003).



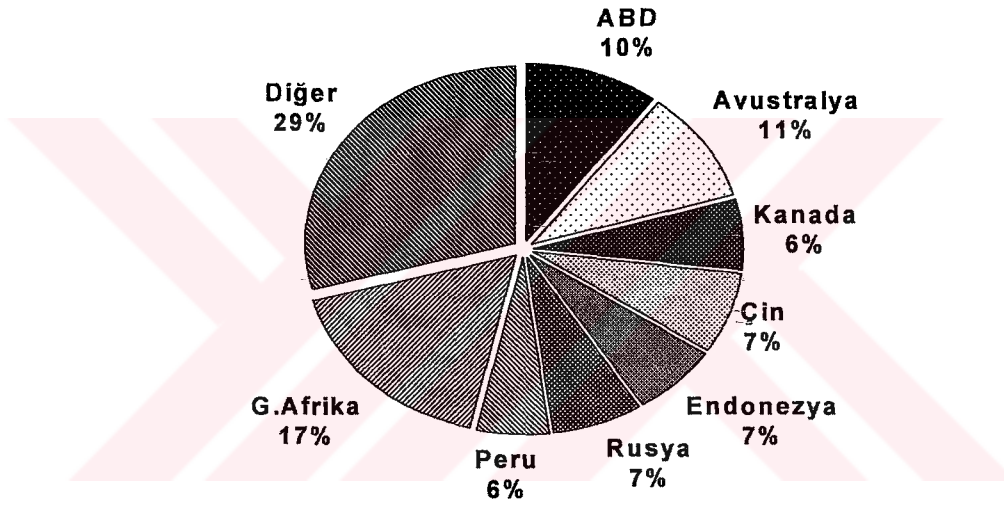
Şekil 1.1. Altın üretiminde kullanılan yöntemler ve üretimdeki payları (Yüce ve Önal, 1997).

Tablo 1.1. Ülkelere göre altın üretimi (kg) (Amev, 2000 ve 2003).

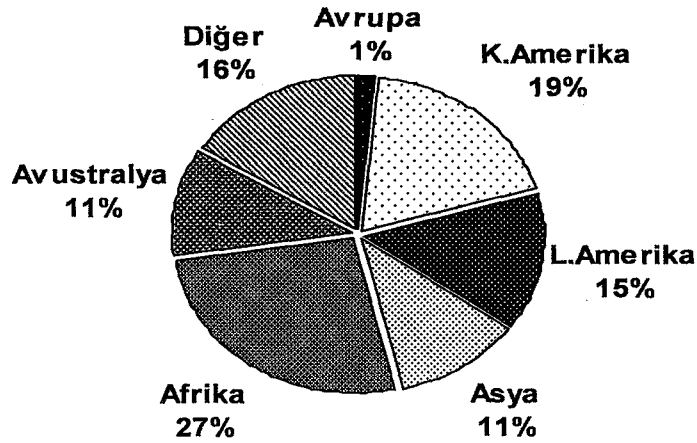
Sıra	ÜLKE	1996	1997	1998	1999	2000
1	Güney Afrika	496846	491680	464319	451300	430778
2	ABD	326000	362000	366000	341000	353000
3	Avustralya	289530	314500	310070	301070	296410
4	Çin	145000	175000	178000	173000	180000
5	Kanada	166378	171479	165599	157617	153781
6	Rusya	123300	124000	114900	125870	140000
7	Peru	64788	79117	94214	128486	132585
8	Endonezya	83564	86927	124018	127184	124596
9	Özbekistan	72000	81700	80000	85000	85000
10	Papua Yeni Gine	51119	45418	64106	61293	74000
11	Gana	49211	54662	72541	79946	72080
12	Şili	53174	49459	44980	45663	54142
13	Brezilya	60011	58488	49567	52634	52000
14	Filipinler	30180	32671	34038	31031	30000
15	Meksika	24477	26001	25427	23755	26375
16	Arjantin	723	2289	20400	38515	26000
17	Güney Kore	14096	14852	22822	25730	25000
18	Mali	4329	16323	20562	23688	25000
19	Zimbabve	24772	24156	25175	27666	22070
20	Kazakistan	12500	18700	18100	19982	20000
21	Kırgızistan	1500	17400	22000	20000	20000
	Diğer	196307	206739	197504	207627	203769
	TOPLAM	2289805	2453561	2514342	2548057	2546586

Dünya altın üretiminde 1980–2004 döneminde, en büyük altın üreticilerinden biri olan G. Afrika'nın payı hızla düşerken, altın üretimi Avustralya'da 14, ABD'de 10, Kanada'da 3,5 ve Rusya'da 2 kat artmıştır. On yıl önce altın üretiminde hiç adı geçmeyen Çin, Brezilya, Endonezya ve Papua Yeni Gine, SSCB'nin dağılmasına bağlı olarak dünya altın üretiminde en üst sıraları paylaşmışlardır (Oygür ve Zambak, 2005).

Yıllık altın üretimi 35 ton olan Avrupa'nın dünya üretimindeki payı sadece % 1,4'dür. Avrupa kıtasında İspanya, Finlandiya ve İtalya'da üretim artışı kaydedilirken, Fransa ve İsveç'te üretim düşmüştür. En büyük altın üretim yüzdesi % 27 ile Afrika'ya ait iken, K. Amerika'nın üretim payı 19,1'dir. Ünelere ve kıtalara göre göre dünya altın üretim yüzdeleri Şekil 1.2 ve Şekil 1.3'de verilmektedir.

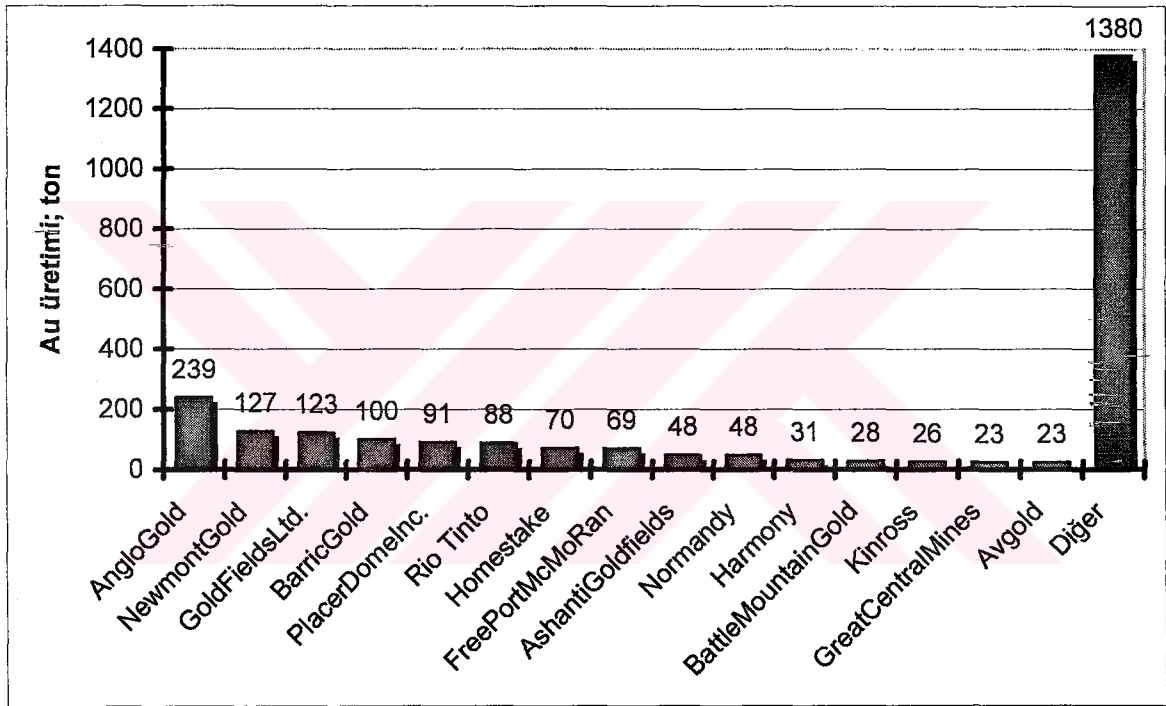


Şekil 1.2. Ünelere göre altın üretimi (2003)(Amey, 2003).



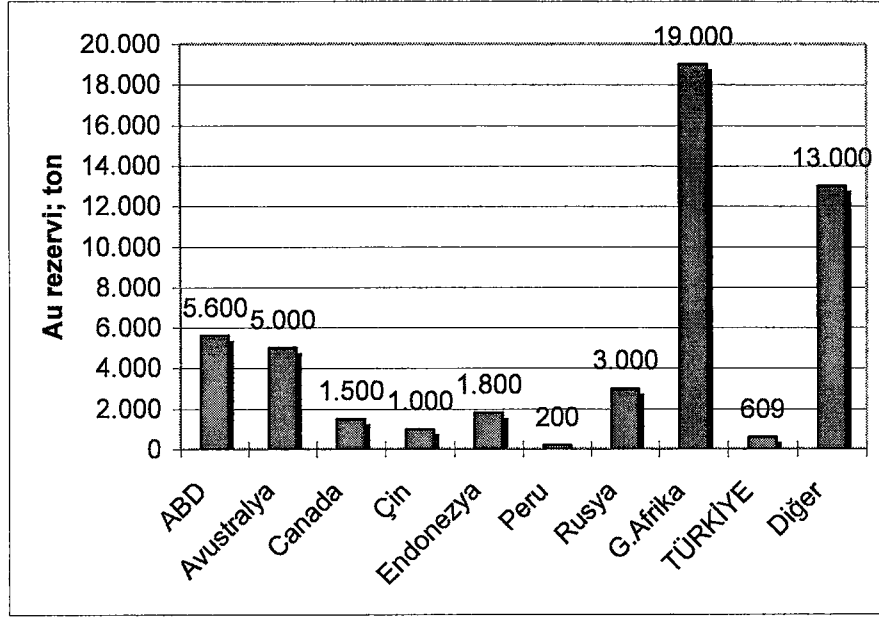
Şekil 1.3. Kıtalara göre altın üretimi (2003)(Url-2, 2005)

Dünya altın üretiminde büyük şirketler faaliyet göstermektedir. Dünya’da 661 adet işleyen altın madeni mevcut olup bunların yaklaşık 400’ü ABD, Kanada, Avustralya ve G.Afrika’da bulunmaktadır. Dünya’da 120’si fizibilite, 56’sı hazırlık ve 32’si kapasite artırma olmak üzere 208 altın işletme yatırımı planlanmıştır (1998). Avustralya 48 projeye 2001 yatırım projelerinde birinci sıradadır. Avustralyayı 28 projeye ABD ve 26 projeye Kanada izlemektedir. Avrupa’da ise 2001 yılı için 25 proje planlanmıştır. Şekil 1.4’de dünya üretiminde ön sıraları paylaşan şirketler ve üretim miktarları verilmiştir (Oygür ve Zambak, 2005).



Şekil 1.4. Altın üreticisi şirketlerin üretim miktarları (1998) (Oygür ve Zambak, 2005).

Dünya rezervleri incelendiğinde; 2001 yılına göre toplam görünür rezerv 50.000 ton’dur. Bu rezervin % 11,2’si ABD’de, % 10’u Avustralya’da, % 3’ü Kanada’da, % 6’sı Rusya’da ve % 38’i G.Afrika’da bulunmaktadır. Türkiye’nin bugünkü altın rezervi 609 ton’dur. Ülkelere göre rezerv miktarları Şekil 1.5’de özetlenmiştir. Günümüze kadar 140.000 ton altın üretildiği tahmin edilmektedir.



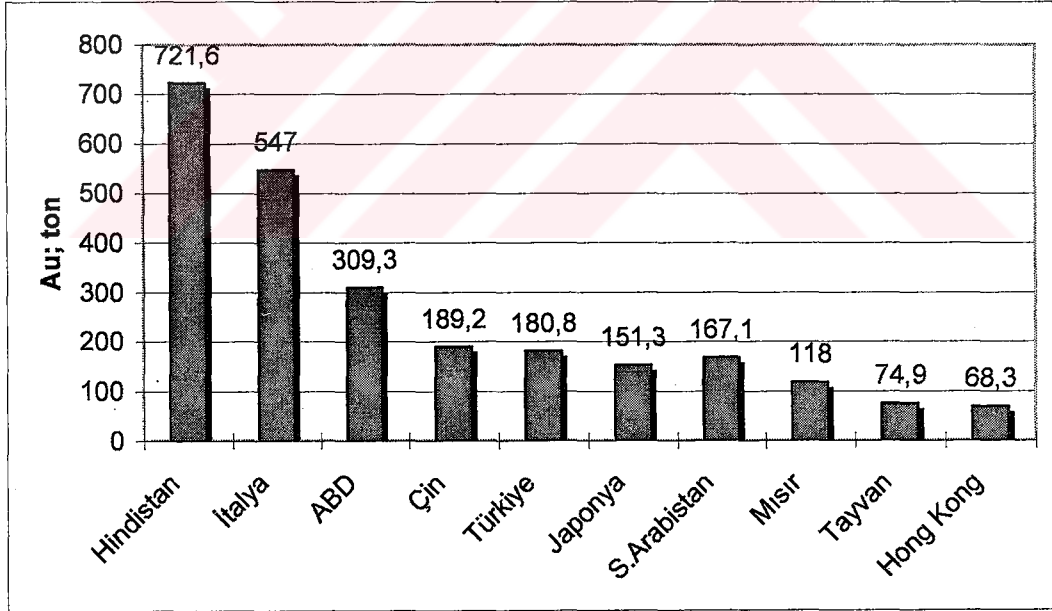
Şekil 1.5. Dünya altın rezervlerinin ülkelere göre durumu (2001)(Amey, 2002; Oygür ve Zambak, 2005).

Dünyada altın talebi, altın üretiminden daha hızlı artmaktadır. 1980–2004 döneminde üretim 2 kat artarken, altın talebi 3 kat artmıştır. 1990 yılında ortalama 384 ABD \$/ons seviyesindeki altın fiyatları hızlı bir inişle 1999’da ortalama 279 \$/oz’a kadar düşmüş ve bu seviye fiyatların yükselmeye başladığı 1978 yılından (193 \$/oz) itibaren görülen en düşük seviye olmuştur. 1998 yılı için 294 \$ olarak gerçekleşen altın fiyatı 1999 yılında 290 \$, 2000’de 280 \$, 2001’de 300 \$ ve 2002’de ise 322 \$/oz seviyesine çıkmış ve 2003’te 383 \$/oz olmuştur (Url-3, 2005). Altın fiyatları 2004 yılında ortalama 410 \$/oz seviyesinde gerçekleşmiş ve 2005 yılında 439 \$/oz olmuştur (Oygür ve Zambak, 2005). Altın talebi 1990 yılından itibaren sürekli % 15 seviyesinde artmakta olup, 1999 yılının ilk üçeyreğindeki altın talebi rekor bir artışla toplam 2472 tona ulaşmış ve 1998 yılına göre % 22 artmıştır. 2004 yılında altın talebi toplam 3848 tona ulaşmıştır. Dünya arz-talep dengesi Tablo 1.2’de verilmektedir.

Toplam dünya altın imalatı 1998’de % 5 ve hurda altın kullanımı da dâhil olmak üzere mücevhercilik talebi % 6 düşmüştür. Dünya altın arz-talep arasındaki 300 tonluk talep lehine olan fark, 1998 yılından beri korunmaktadır. 1998 yılı belli başlı ülkelerin altın imalatı Şekil 1.6’da gösterilmektedir (DPT, 2001). En büyük ilk üç altın imalatçısı ülke sırayla Hindistan, İtalya ve ABD’dir.

Tablo 1.2. Dünya altın arz –talep dengesi (DPT, 2001).

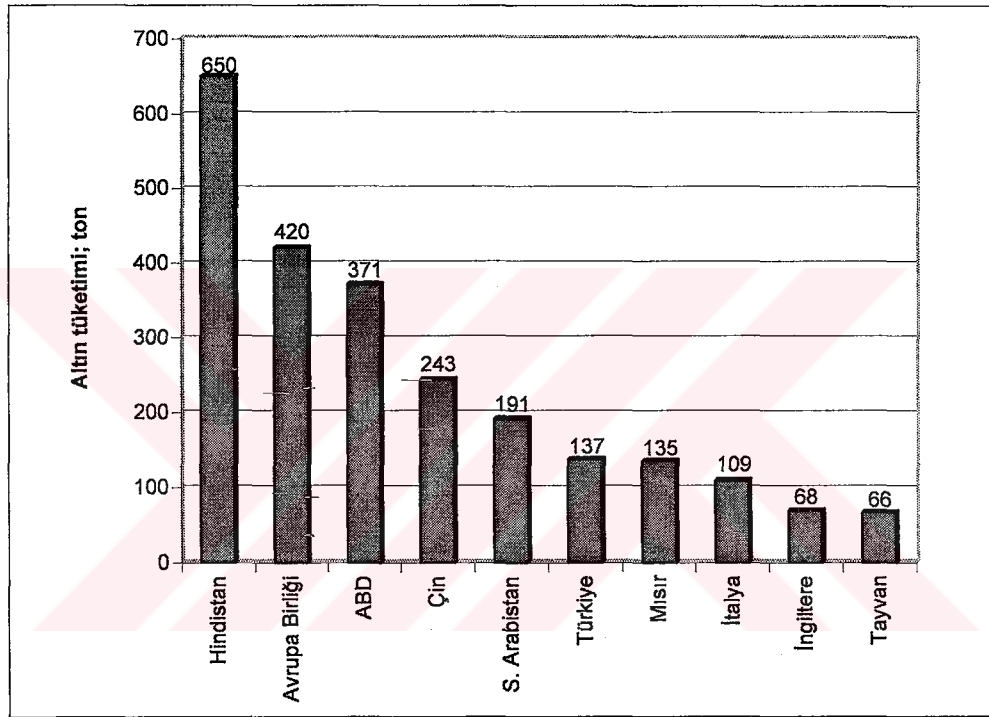
Arz (ton)	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
Cevher Üretimi	2063	2133	2159	2234	2287	2279	2274	2357	2480	2555
Resmi Satışlar	434	198	111	622	464	81	173	275	376	412
Hurda Altın	40	531	482	488	576	617	625	641	629	1098
İleri Dönük Satış	178	234	66	174	116	163	535	125	472	58
Yatırımdan Ayırma	1	-	310	-	-	165	-	119	271	-
TOPLAM ARZ	3076	3096	3128	3518	3442	3305	3606	3518	4228	4123
Talep (ton)										
Mücevher İmalatı	2048	2188	2358	2760	2533	2618	2791	2850	3342	3145
Diğer imalat	499	495	518	446	488	457	503	486	563	564
Toplam İmalat	2547	2684	2876	3206	3041	3074	3294	3336	305	3709
Külçe	530	224	252	282	162	231	306	182	323	155
Yatırım	-	189	-	30	239	-	6	-	-	260
TOPLAM TALEP	3076	3096	3128	3518	3442	3305	3606	3518	4228	4123



Şekil 1.6. Dünya altın imalatı (1998)(DPT, 2001).

Dünya altın tüketimi sıralamasında ilk sıralarda bulunan ülkelerden ABD ve Çin tüketimde de en başlarda yer almaktadır. Dünya altın talebi 2003 yılının ilk çeyreğine göre % 11 artarak 2004' ün ilk çeyreğinde 780 ton olmuştur. Dünyanın en büyük altın tüketicisi olan Hindistan'ın talebi % 38 seviyesine artarak 650 tona yükselmiş olup

Güneydoğu Asya ve Kore’de talep artışı % 70, Japonya’da % 64 oranındadır (1998). İtalya, Fransa, İngiltere ve Almanya’nın 1998 yılı talebi 309 ton olup dünya talebindeki payı % 12,5’dir. Bu ülkelerin talebi 1999 yılı ilk çeyreği itibariyle % 9’a kadar gerilemiştir. Dünya mücevher talebi 2003’te 604 ton’dur. Mücevhercilik talebindeki artış 1998’e göre % 22 ve yatırımdaki artış % 19 seviyesinde olmuştur. 2004 itibariyle Çin en büyük altın tüketicisi konumundadır. 1998 yılı Dünya mücevher tüketimi Şekil 1.7’de verilmektedir. Altın tüketim sıralamasında Türkiye altıncı sırada yer almaktadır.



Şekil 1.7. Dünya mücevher tüketimi (1998)(DPT, 2001)

Altın madenciliği yapmakta olan şirketlerin rakamlarına ve yayımlanmış verilere göre Türkiye’nin bilinen ve envanteri yapılmış olup toplam görünür altın rezervi 609 ton, potansiyel rezervi ise 6500 tondur (MTA, 1993; Oygür ve Zambak, 2005). Arama çalışmaları süren yataklar ve bilinen zuhurlar Ege ve Doğu Karadeniz bölgelerinde belirgin biçimde yoğunlaşmıştır. Bergama-Ovacık, Havran-Küçükdere, Gümüşhane-Mastra, Sivrihisar-Kaymaz ve Uşak-Eşme epitermal tipte yataklardır. Yine işletilmesi planlanan yataklar arasında Artvin-Cerattepe ise bir masif sülfid yatağının oksitlenmiş demir şapkasıdır. İzmir-Efemçukuru ise skarn tipi bir yataktır. Türkiye’ nin işletilebilirliği söz konusu olan altın yataklarının rezerv durumu Tablo 1.3’ de verilmektedir.

Tablo 1.3. İşletilebilirliği söz konusu olan altın yataklarının rezerv durumu (Önal vd., 1995; Arslan vd., 2005).

Yatak	Cevher Tipi	Tenör (gr/t)	Metal İçeriği (ton)	Projenin Durumu
Uşak-Eşme-Kışladağ	Epitermal	1.43	340	Yatırım
İzmir-Bergama-Ovacık	Epitermal	9	24	İşletiliyor
İzmir-Seferihisar-Efemçukuru	Skarn	12.65	32	Fizibilite
Eskişehir-Sivrihisar-Kaymaz	Lisvenit/Epitermal	6.04	7	Askıda
Artvin-Cerattepe	Oksitli/sülfürlü	1.2-4	35	Fizibilite
Balıkesir-Havran-Küçükdere	Epitermal	6.43	9	Askıda
Gümüşhane-Mescitli-Mastra	Epitermal	12	12	Fizibilite
Çanakkale-Kirazlı-Akbaba	Epitermal	1.25	10	Fizibilite
Erzincan-Çöpler	Epitermal	?	130	Fizibilite
Manisa-Sart	Plaser	?	10	Deneme
Toplam			609	

Türkiye’de halen faaliyette olan tek altın işletmesi İzmir-Bergama-Ovacık’ta bulunmaktadır. Ovacık Altın Madeni’nin 8 yıl süre ile işletilmesi ve yılda 300.000 ton cevher çıkarılması planlanmıştır. Ovacık’tan başka Manisa-Salihli’deki Sart Çayı’nın eski plaserlerinden altın üretimi amacıyla bir Türk şirketi tarafından üretime başlanmıştır. Uşak’taki Kışladağ projesinin tesis yatırım çalışmalarına Haziran 2004’te başlanmıştır. 2005 yılında başlanması planlanan üretimin ilk yıllarında yılda 5 ton ve daha sonra 10 ton/yıl altın üretimi gerçekleşecektir (Oygür ve Zambak, 2005).

Bu projelerin tamamının faaliyete girmesi ile birlikte yıllık ortalama 20 ton altın üretimi ile 10 yıllık bir çalışma öngörülmektedir. Bu projeler için 450 milyon ABD\$ bir yatırımın yapılması ve 2,25 milyar ABD\$’ı değerinde altın üretileceği öngörülmektedir (Oygür ve Zambak, 2005).

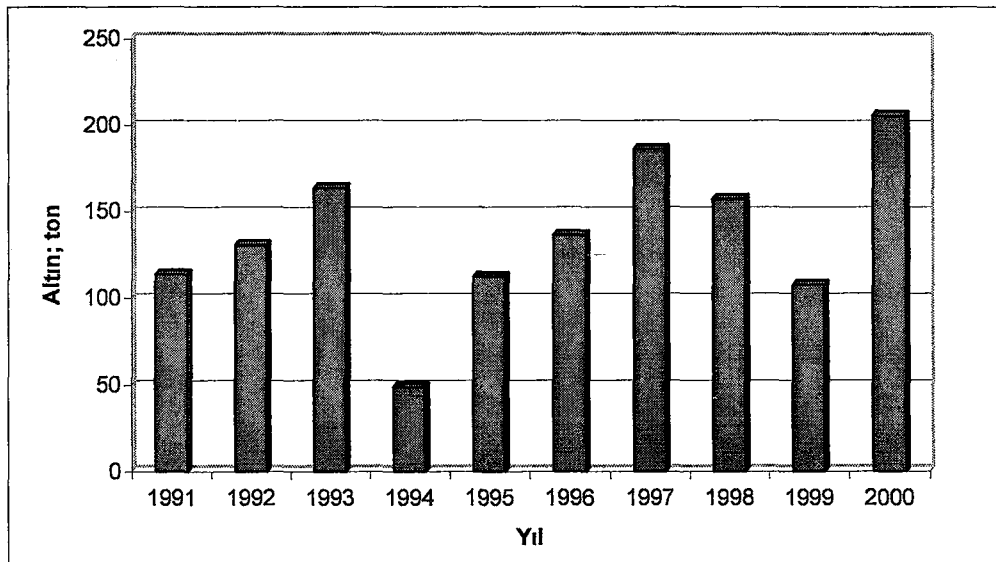
Yapılan arama çalışmaları ile bilinen rezervlere yenileri eklenmektedir. Arama çalışmalarının teşvik edilerek hızlandırılması, beklenen büyük rezervlerin daha çabuk ortaya çıkmasına sebep olabilecektir. Türkiye’ nin işletmeye hazır altın yataklarındaki rezervin yıllara göre değişimi Tablo 1.4’ de verilmektedir.

Tablo 1.4. İşletmeye hazır altın yataklarındaki rezervin yıllara göre artışı (Önal vd., 1995; Oygür ve Zanbak, 2005).

Yıl	İşletmeye Hazır Altın Rezervi (ton)	% Artış
1994	45.8	
1995	76.5	67
1997	100	33
1999	240	140
2000	340	42
2002	450	32
2003	509	13
2004	609	20

Türkiye dünya altın üretiminde önemli ölçüde yer bulamazken, tüketimde altıncı sırada yer almaktadır. Türkiye'nin 1980' den 2004'e kadar toplam altın ithalatı 2750 ton ve parasal karşılığı 31,4 milyar dolar olurken, 2004 ithalatı 251 ton olmuştur (Oygür ve Zanbak, 2005).

Altın tüketiminde dünyada ilk sıralarda yer alan Türkiye'nin 1997 yılı talebi rekor artışla 186 ton ve 1998 yılında ise gerileyerek 156 ton olmuştur. 1999 yılının ilk üçeyreğindeki talebi, 1998'deki aynı döneme oranla % 20 gerileyerek 117 tona düşmüştür. İthal edilen bu altının tahmini yarısına yakın bir kısmı işlendikten sonra mücevherat biçiminde kayıtlara girmeksizin yeniden ihraç edilmektedir. Türkiye'nin altın ithalatı Şekil 1.8'de verilmektedir (Oygür ve Zanbak, 2005).



Şekil 1.8. Türkiye altın ithalatı (İAB, 2000)

Mevcut projelerin işletmeye alınması ile Türkiye, Avrupa'da altın üreten ülkeler içerisinde girecektir. 160 ton/yıl olan altın ithalatımızın bir kısmı yerli üretimle sağlanabilecektir. Yüksek yatırım maliyeti ve riskli arama sermayesi nedeniyle sektörden kaçan Türk girişimcilerin ikna edilmesi kolaylaşacaktır.

1.3. Altın Cevherleri ve Zenginleştirmeye Yönelik Sınıflandırılması

Altın cevherlerinin mineralojik özellikleri uygun ve etkin bir üretim yönteminin seçimi için büyük önem taşımaktadır. Optimum yöntem seçimi mineralojik yapının iyi analiz edilmesine bağlıdır. Bu yönüyle 'nasıl bir mineralojik yapı var?, ve bu yapı zenginleştirme yöntemlerini nasıl etkileyecek?' sorularına yanıt vereceği için önem arz etmektedir. Jeolojik açıdan altın cevherleşmesi konglomeratik tip denilen plaser yataklarda oluşur. Altın cevherleşmesinin oluşum şekilleri aşağıda sıralanmaktadır (Çilingir, 1996; Henley, 1975).

- ↓ Konglomeratik tip altın cevherler
- ↓ Plaser tip altın yatakları
- ↓ Gang tipi altın yatakları
- ↓ Stokwork tip altın yatakları
- ↓ Altın içeren metalik sülfür cevherleri
- ↓ Altın kuvars damarları
- ↓ Epitermal yataklar
- ↓ Genç plaserler
- ↓ Fosil plaserler
- ↓ Saçınımlı altın yatakları
- ↓ Yan ürün eldesi-altın
- ↓ Deniz suyundaki altın (0,050 ppb)

Mineralojik yapıya bağlı olarak altın içeren malzemeler şöyle sınıflandırılabilirler (Çilingir, 1996; Henley, 1975):

Birincil Cevherler

- ✚ Plaserler
- ✚ Serbest altın taneli cevherler
- ✚ Oksitli cevherler
- ✚ Gümüşçe zengin cevherler
- ✚ Demir sülfidler
- ✚ Arsenik sülfidler
- ✚ Bakır sülfidler
- ✚ Antimon sülfidler
- ✚ Tellüritler
- ✚ Karbonatlı cevherler

Ürün ve Yanürün Kaynaklar

- ✚ Gravite konsantreleri
- ✚ Flotasyon konsantreleri
- ✚ Atıklar
- ✚ Rafinasyon malzemeleri (anad çamuru)

Altın cevherlerinin cevher zenginleştirilebilirlik yönünden aşağıdaki gibi sınıflandırılabilir (Henley, 1975);

- a) Serbest nabit altın içeren damar tipi cevherler
- b) İnce taneli serbest nabit altın cevherleri ($< 1-2 \mu\text{m}$)
- c) Pirit, markasit, pirotin ve arsenopirit ile birlikte bulunan altın cevherleri
- d) Bakır mineralleriyle birlikte bulunan altın cevherleri
- e) Altın tellür cevherleri
- f) Karbon içeren altın cevherleri
- g) Gang olarak kuvars veya kireçtaşı içeren oksit cevherleri içinde ince olarak dağılmış nabit altın şeklinde

Altın zenginleştirme yönteminin seçiminde rol oynayan bir diğer cevher özelliği tane boyutudur. Altın cevherlerinde altının tane boyutuna göre aşağıdaki gibi sınıflandırılabilir (Çilingir, 1996);

- a. **İri nabit altın ($>75 \mu\text{m}$)** : İri nabit altın geleneksel gravite yöntemleriyle ve amalgamasyonla kazanılabilmektedir. Son zamanlarda bu alanda kullanılmakta olan santrifüj seperatörler mevcuttur.
- b. **İnce nabit altın ($<75 \mu\text{m}$)** : İnce nabit altın siyanür liçi – CIP (pulp içinde karbon) ya da flotasyon-siyanürleme-CIP prosesleriyle kazanılabilmektedir. Tüm aşamalarda yeni

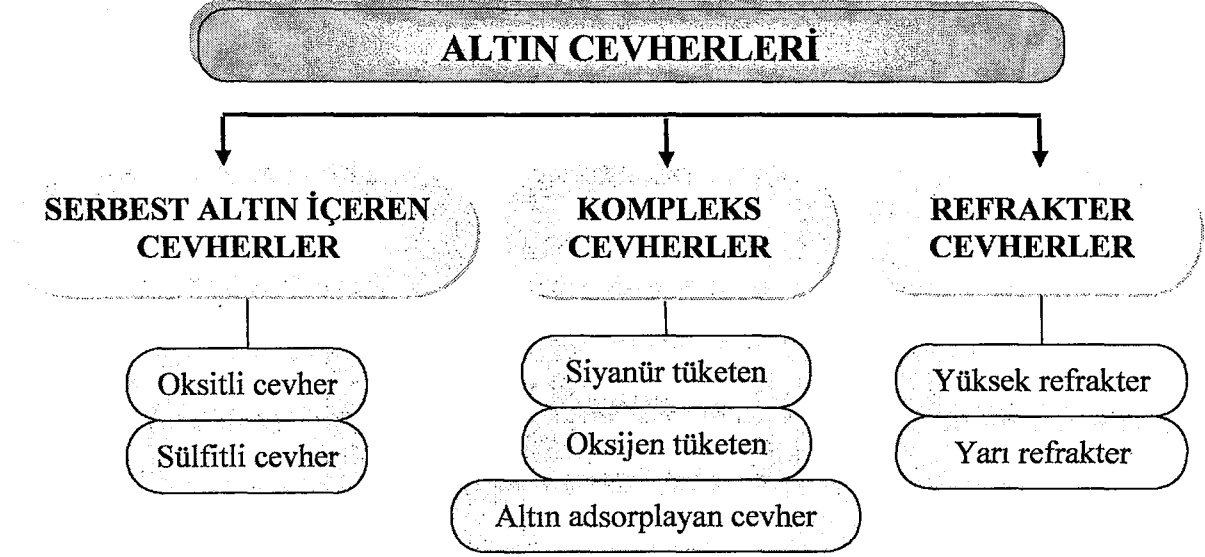
teknikler (Falcon ve Knelson gibi seperatörler) ve alternatif reaktifler kullanılabilir (Örgül, 1999).

- c. **Sub – mikroskobik altın:** Pirit ve arsenopirit içerisinde mikroskopla görülemeyecek kadar küçük boyuttaki (kapanım halinde) altın genellikle flotasyon – kavurma – siyanür liçi – CIP prosesleriyle kazanılırlar. Ayrıca siyanür – CIP aşamaları dahil kavurma işleminde yerini alacak prosesler geliştirilmektedir.
- d. **Tellüritler:** Altın tellüritler yaygın olarak flotasyon - kavurma/siyanür liçi - CIP prosesleriyle kazanılmaktadır.
- e. **Baz sülfid mineralleri içerisindeki altın:** Baz metal sülfidler içindeki altının kazanımı flotasyon – ergitme – rafinasyon prosesleriyle yapılmaktadır. Fakat okside baz metal mineralleri içindeki altının kazanımı daha zordur.

Altın kazanım prosesinin seçimini ve etkinliğini belirleyecek olan özellikler söz konusudur (Yüce vd., 1994);

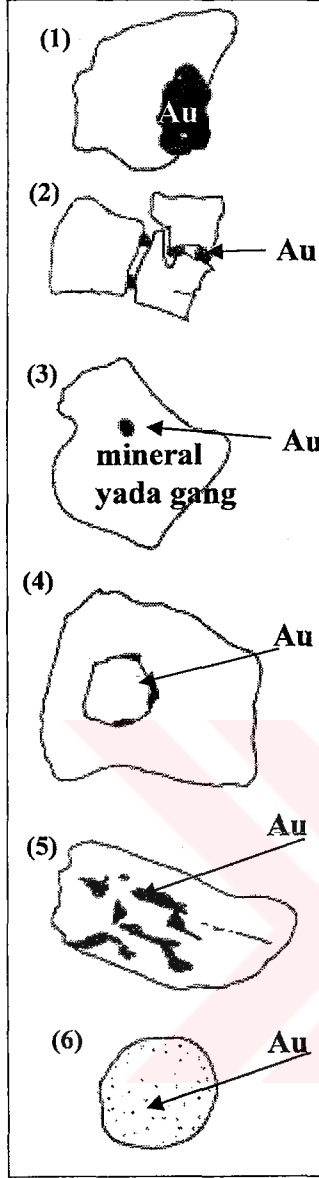
- ✦ Altın cevher tenörü
- ✦ Cevherin mineralojik özellikleri
- ✦ Diğer minerallerin konsantrasyonları
- ✦ Altın tane boyutu
- ✦ Altının bulunuş şekli (nabit, elektrüm, tellürid vs.)
- ✦ Altın içeren minerallerin serbestleşme özellikleri
- ✦ Proses de dezavantaj getirecek olan minerallerin konsantrasyonu
- ✦ Gang mineral türleri ve altın içeren minerallerin oranı

Altın cevherleri metalurjik açıdan genellikle “serbest altın içeren cevher”, “kompleks” ve “refrakter” olmak üzere sınıflandırılırlar. Serbest altın içeren cevherlerden (%-80 <75 µm) siyanür liçiyle Au >% 90 verimle kazanılabilir. Yüksek siyanür ve oksijen tüketimiyle beraber kabul edilebilir ekonomik altın kazanımı elde edilen cevherlere ise “kompleks altın cevherleri” denir. İlave reaktifle dahi kazanılamayan ve ekonomik olmayan cevherlere de “refrakter” cevherler denilmektedir. Altın cevherlerinin direk siyanür liçinde elde edilen Au verimi esas alınarak genel sınıflandırılması Şekil 1.9’da verilmektedir (La Brooy vd., 1994).



Şekil 1.9. Mineralojik özelliklere ve siyanür liçi Au verimine bağlı olarak altın cevherlerinin sınıflandırılması (La Brooy vd., 1994).

Cevherde altının bulunuş şekli, boyutu ve mineralojisi altın kazanım yönteminin belirlenmesindeki etkili faktörlerdir. Şekil 1.10'da altının gang ya da minerallerle bulunuş şekilleri görülmektedir. Eğer altın taneleri yeterince serbest ve iri boyutlu ise bu cevherlere gravite ya da flotasyon gibi yöntemler uygulanırken, daha ince ve düşük tenörlü cevherler için hidrometalurjik işlemler uygulanmaktadır.



- (1) Kolayca serbestleşebilen altın tanesi
- (2) Kristal tane sınırı boyunca oluşan altın tanesi
- (3) Tane içinde kapanım haldeki altın tanesi
- (4) İç içe tane sınırı boyunca oluşan altın tanesi
- (5) Mineral kristal kafes yapısı boyunca oluşan altın tanesi
- (6) Kolloid ya da katı solüsyon şeklinde tane içerisinde kapanım haldeki altın tanesi

Şekil 1.10. Altının gang, sülfür ya da diğer minerallerle birlikte bulunuş şekilleri (Lan, 2001; Ling, 1994).

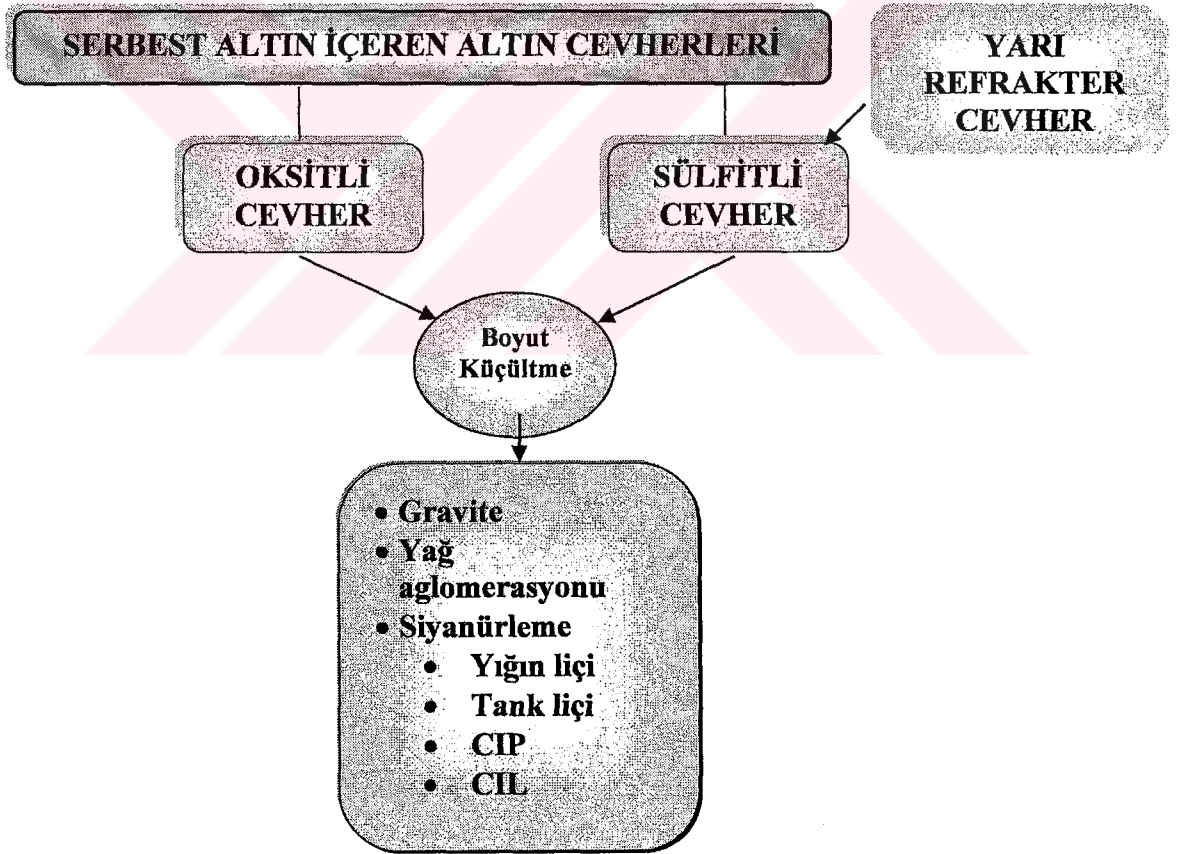
1.3.1. Serbest Altın Cevherleri

Altın tanelerinin serbest olarak bulunduğu cevherlerdir. Plaser cevherler serbest altın cevherleri olup hiçbir ön-işlem gerektirmeden altının kazanılabildiği cevher tipidir. Genel olarak bu plaserler; oluklar ya da sallantılı masalarda gravite yöntemleriyle zenginleştirilmektedir. Bu cevherler için Knelson ya da Falcon gibi modern gravite ayırıcıları kullanılmaktadır. Diğer bir fiziksel proses kömür-yağ aglomerasyonudur. Bu

yöntem diğer serbest altın taneli cevherlerle beraber alüvyal cevherlere de uygulanmaktadır.

Kimyasal zenginleştirme için bu cevherlerin ön hazırlık işlemleri kırma ve öğütmeyle sınırlıdır. Liç hızı ve altın kazanım verimi öğütme inceliğine bağlıdır. Cevher hazırlama işlemleri genellikle Au tenörüne bağlı olarak kırma aşaması ve 1–2 SAG (yarı otojen öğütme) ya da çubuklu ve bilyalı öğütme işlemlerini içerir. Bu işlemlerde cevher tane boyutu % 80'i $<75 \mu\text{m}$ ' a indirilir. Düşük tenörlü cevherler daha çok yığın liçiyle değerlendirilir.

Bazı sülfid cevherleri aslında serbest taneli ve oksitli cevherlere benzer şekilde zenginleştirilirler. Fakat tenörleri genellikle daha yüksektir ve sıklıkla refrakter bir bileşen içerirler. Serbest altın cevherlerinden altın kazanım akım şeması Şekil 1.11' de verilmektedir.



Şekil 1.11. Serbest altın cevherlerinden altın kazanım akım şeması (La Brooy vd., 1994).

1.3.2. Kompleks Altın Cevherleri

Kompleks altın cevherleri yüksek siyanür - oksijen tüketen ve karbonatlı cevherler olmak üzere üç grupta karakterize edilirler.

- ✚ Siyanür tüketen kompleks altın cevherleri (sülfidler)
- ✚ Oksijen tüketen kompleks altın cevherleri (pirotin, sülfidler)
- ✚ Altın adsorplayan kompleks altın cevherleri (karbon içeren cevherler ve killer)

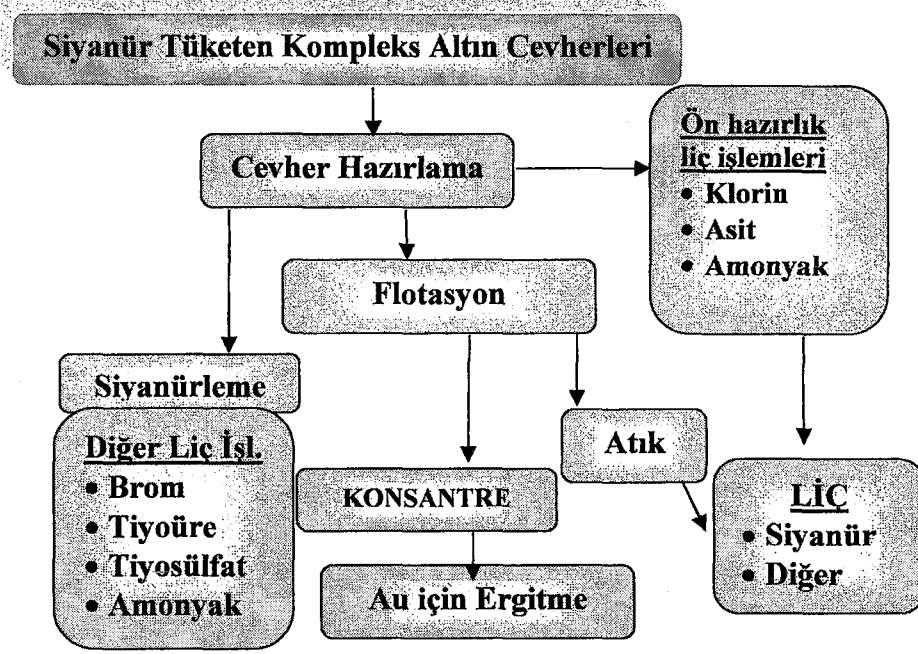
Siyanür Tüketen Kompleks Altın Cevherleri

Siyanür tüketen kompleks altın cevherleri (oksitler ya da sülfidler) siyanürle ve oksijenle yan reaksiyonlar oluşturarak altın verimini düşürmekle beraber, üretim maliyetini artıran aşırı reaktif tüketimine neden olurlar. Bu kompleks cevherler genellikle pirotin ($\text{Fe}_{(1-x)}\text{S}$), markazit (FeS_2), kovellin (CuS), dijenit ($\text{Cu}_{1,8}\text{S}$), kalkozin (Cu_2S), arsenik-antimuan-çinko sülfid gibi sülfid mineralleri içerirler. Fazlaca bakır-sülfid mineralizasyonuna sahip altın madenlerde (>% 1), siyanürle altın kazanımı genellikle ekonomik değildir (La Brooy vd., 1994). Bu durumda bakır uzaklaştırmak için kimyasal ön işlem ya da bakır flotasyonu yapmak gerekmektedir.

Bakır mineralleri değişik bakır(I) siyanür kompleksleri [CuCN , $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$, $\text{Cu}(\text{CN})_4^{-3}$, $\text{Cu}(\text{CN})_4^{-3}$] oluşturarak büyük ölçüde siyanür tüketirler. Genellikle sülfid cevherleri için en ekonomik yaklaşım ergitmeyle metal kazanımı elde edecek altın-bakır flotasyon konsantreleri üretmek olmuştur. Siyanür tüketen altın cevherlerinin zenginleştirme akım şeması Şekil 1.12'de verilmektedir.

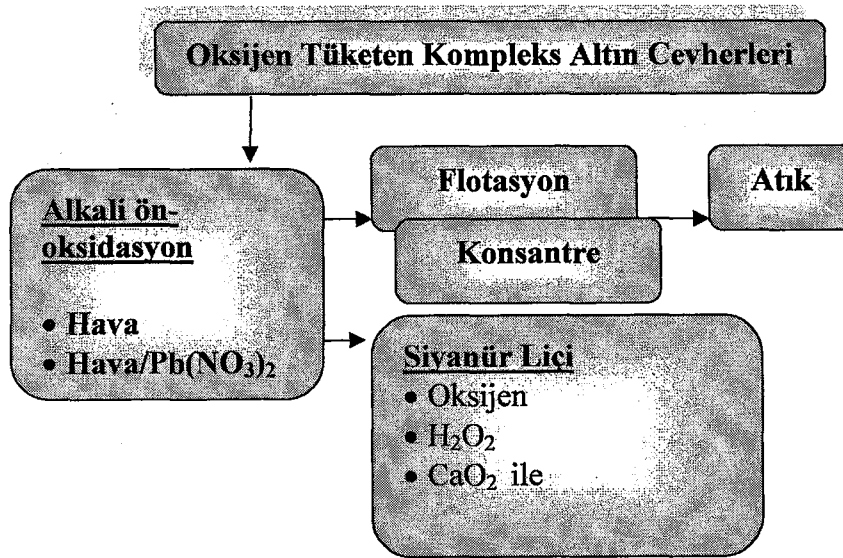
Oksijen Tüketen Kompleks Cevherler

Pirotin gibi reaktif sülfidler kolayca oksitlendiklerinden yüksek oksijen tüketimine neden olurlar. Liç için gerekli olan aşırı oksijen talebi saf oksijen, hidrojen peroksit ya da kalsiyum peroksit gibi oksidantlarla karşılanır. Ayrıca sülfid iyonları Au liçini olumsuz etkileyerek siyanürle reaksiyona girer ve tiyosiyanata dönüşür.



Şekil 1.12. Siyanür tüketen kompleks altın cevherlerinin zenginleştirme akım şeması (La Brooy vd., 1994).

Bu cevherlerde selektif flotasyonla pirotin veya sülfidler uzaklaştırılmaktadır. Düşük pirotin miktarında, alkali ortamda ön havalandırma işlemiyle Fe(III) oksit/hidroksit film tabakası oluşumu sayesinde pirotinin yüzeyi pasifleştirilmektedir. Oksijen tüketen altın cevherlerinin zenginleştirme akım şeması Şekil 1.13’de verilmektedir.



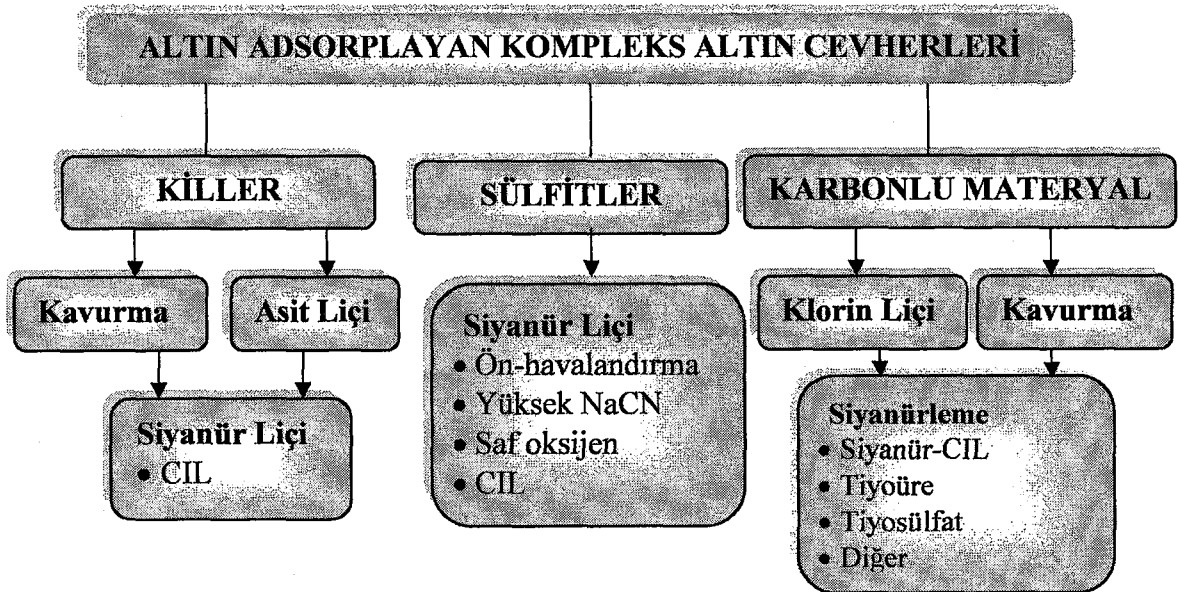
Şekil 1.13. Oksijen tüketen kompleks altın cevherlerinin zenginleştirme akım şeması (La Brooy vd., 1994).

Altın Adsorplayan Kompleks Altın Cevherleri

Bu tür altın cevherleri yapısındaki karbonlu materyaller altını adsorblayarak çözeltiden altını adsorbe ettiklerinden altın kayıplarına neden olmaktadır. Bu cevherler Cl_2 gibi oksitleyiciler veya gazyağı ile muamele edilerek karbonlu materyaller pasifleştirilirler. Ancak bu proses CIP/CIL prosesinde karbon üzerine $Au(CN)_2^-$ 'nin adsorpsiyonunu etkilemektedir. Alternatif olarak kavurma ya da bio-oksidasyon bu durumu ortadan kaldırmakta ve altın siyanür liçiyile kazanılabilmektedir.

Ayrıca altın cevherlerindeki bazı killer $Au(CN)_2^-$ 'i adsorblayabilmektedir. Killer ayrıca tane yüzeyini kaplayarak ve şlam oluşumuyla siyanür liçini olumsuz etkilemektedir. Aktif karbonun bu cevherlerdeki doğal karbondan daha hızlı yükleme/adsorplama kinetiğine sahip olduğu için CIL prosesiyle bu olumsuz durum ortadan kaldırılmaktadır.

Killerin çözeltiden altın kaybına neden olması durumuna katyonik tiyoüre kompleksleri, anyonik siyanür komplekslerinden daha duyarlıdır. Pirotin ve pirit gibi bazı sülfütlü altın cevherlerinde düşük siyanür konsantrasyonlarında da çözeltiden altın kayıpları oluşmaktadır. Bu durumda $(AuCN)$ sülfid mineralleri üzerine çökeler ve bu problem ön havalandırmayla pirit ve pirotinin oksitlenmesi ya da siyanür miktarını artırarak kontrol edilebilir. Altın adsorplayan kompleks altın cevherlerinin zenginleştirme akım şeması Şekil 1.14' de verilmektedir (La Brooy vd., 1994).



Şekil 1.14. Altın adsorplayan kompleks altın cevherlerinin zenginleştirme akım şeması (La Brooy vd., 1994).

1.3.3. Refrakter Altın Cevherleri

Altın ana kayaç içerisinde pek çok şekilde bulunabilmektedir. “Refrakter” terimi altının cevherde aşağıdaki şekillerde bulunması durumunda kullanılmaktadır (Sinadinovic vd., 1999). Refrakter altın cevherlerinden altın kazanımının düşük olması nedeniyle ön-işlem gerektirirler. Bulunuş şekline göre altın cevherlerinin geleneksel siyanür yöntemiyle kazanımı düşük olmaktadır:

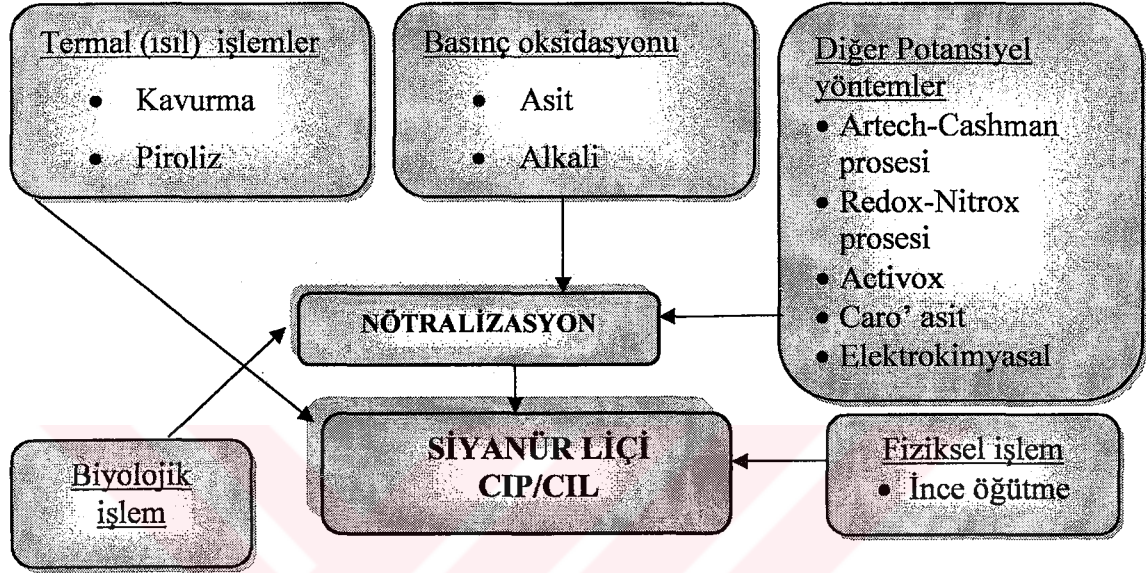
- ✚ Altın sülfidler, oksitler ve silikatların içerisinde fiziksel kapanım halinde bulunmaktadır. Refrakter cevherlerde mineral matriksi içinde kapanım halinde bulunan altına liç reaktifi ulaşamaz ve Au kazanımı düşük olmaktadır.
- ✚ Refrakter cevherlerde reaktif mineraller yan reaksiyonlarla liç reaktifini tüketirler ve pulpte altını liç edecek yeterince siyanür ve/veya oksijen bulunmaz.
- ✚ Cevher bileşenleri/mineralleri liç sıvısındaki altın-siyanür komplekslerini çöktürerek ya da adsorblayarak altın kayıplarına neden olurlar.
- ✚ Elektrum, altın tellüritler, $AuSb_2$ (aurositibnit), Au_2Bi gibi zor çözünen alaşımlardan dolayı Au verimi düşük olur.
- ✚ Sülfid kafes yapısı içerisindeki altının yerdeğiřtirmesi (örg. arsenopirit içerisindeki katı altın solüsyonu) nedeniyle Au verimi düşük olur.
- ✚ Farklı kimyasal bileşenlerle tane yüzeyinde film tabakası oluşumundan dolayı altın yüzeyinin pasifleşmesi Au veriminin düşük olmasına neden olur.

Bazı cevherler bu faktörlerin her birine maruz kalır ki bu da proses seçimini belirleyen en önemli etmendir. Cevherin mineralojisine ve altın kazanım miktarına bağı olarak refrakterlik derecesi belirlenir.

Tablo 1.5. Refrakter altın cevherlerinin refrakterlik derecesi (La Brooy vd., 1994).

Kazanım oranı; %	Refrakterlik Derecesi
< % 50 kazanım	Yüksek refrakter
% 50-80 kazanım	Orta refrakter
% 80-90 kazanım	Düşük refrakter
% 90-100 kazanım	Refrakter değıl

Refrakter altın cevherlerine siyanür ve oksijenin altın tanelerine temasını sağlayacak şekilde sülfid matriksini bozundurmak amacıyla kavurma, basınç oksidasyonu ve bakteriyel oksidasyon gibi ön-işlemler uygulanmaktadır (Şekil 1.15)(Gunyanga vd., 1999; Ubaldini vd., 1994; Sinadinovic vd., 1999; Costa, 1997; Iglesias ve Carranza, 1994).



Şekil 1.15. Refrakter altın cevherlerine uygulanan ön-işlemler (La Brooy vd., 1994).

Refrakter altın cevherleri ya da konsantreleri için pirometalurjik ve hidrometalurjik proseslerin her ikisini de içeren ön hazırlık işlemleri uygulanmaktadır. Pirometalurjik yöntem siyanürün altın tanesiyle temasını sağlamak amacıyla gözenekli kalsin üretmek amacıyla flotasyon konsantrelerinin oksitleyici kavurması şeklinde gerçekleştirilir. Hidrometalurjik yöntemler basınç oksidasyonu, biyo-oksidasyon ve kimyasal oksidasyonu içermektedir (Long, 2000; Costa, 1997). Bu işlemler aşağıda özetlenmektedir (La Brooy vd., 1994).

Fiziksel ön-işlem

Zenginleştirilecek olan altın cevherinin altın tane boyutu küçük olduğunda yeterli serbestleşme sağlanamadığından dolayı konsantrasyon verimi düşük olur. Bu nedenle altın kazanma verimi artırmak için fiziksel ön işlem uygulanmaktadır (Sinadinovic vd, 1999). Fiziksel ön-işlem % 100'ü <38 µm olacak şekilde ürün veren geleneksel öğütme ve 1–20

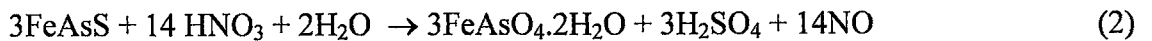
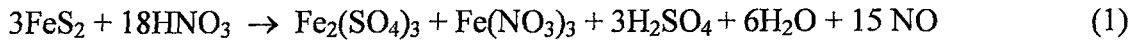
um boyuta ince öğütme işlemlerini içerir. İnce öğütme işleminin maliyetinin yüksek olması prosesin dezavantajını oluşturur.

Kimyasal ön-işlem

Çeşitli yaş oksidasyon prosesleri metal sülfütlü oksitlemek için kullanılmaktadır. Bu kategoride en iyi bilenen endüstriyel prosesler “basınç oksidasyonu ve biyooksidasyon” dur. Nitrox-Redox, Artech-Cashman, Aktivox, Caro’s asit prosesi, HMC reaktör prosesi ve elektrokimyasal pulp proseslerinin tümü altını açığa çıkarmak için sülfid matriksini bozundurmak için asit ortamda gerçekleşen deneme aşamasındaki potansiyel proseslerdir. Bu prosesler klorin, bromin yada tiyoüre gibi reaktiflerle asidik şartlarda liçe uygulanabilirler (siyanürizasyon + nötralizasyon). Aktivox, Nitrox-Redox, Artech-Cashman prosesleri yüksek basınç oksidasyon proseslerinden daha az etkin oksidasyon şartlarında gerçekleştirilir.

Aktivox prosesinde, Au içeren sülfürlü mineralleri daha etkin bozundurmak “aşırı ince öğütme” işlemi kullanılır. Nitrox-redox prosesleri nitrik asit oksidasyonu, Artech-Cashman prosesi HCl asit basınç liç prosesleridir. Bir oksidant olarak Caro’s asidi (H_2SO_5) 60-80°C’ de atmosferik basınç altında metal sülfütlü oksitlemek için kullanılmaktadır.

Nitrox-redox ve Aktivox proseslerinin kimyası aynı olmakla birlikte sıcaklık ve basınç uygulamalarında farklılıklar vardır. Bu proseslerdeki oksidantlar nitrik asittir. Nitrox prosesi çözünmüş kalsiyum nitrat kullanırken, redox prosesi oksijenle birlikte nitrik asit üretmektedir.



Her iki prosesinde operasyon şartları 100–400 kPa, 90-110°C ve pH < 1’dir. Nitrik asit oksijenden daha güçlü oksidant olduğu için daha düşük oksijen konsantrasyonu gerektirir (La Brooy vd., 1994).

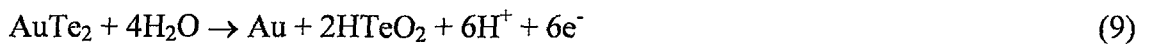
HMC prosesi bir boru reaktör içerisinde 1400 kPa'ya kadar basınç ve 100°C'de gerçekleşen tek aşamalı nitrik asit liç prosesidir. Oksidasyon solüsyonu % 10–30 HNO₃ ve % 10 sodyum klorit solüsyonudur. Tipik cevher mineralleri (kalkopirit, pirit ve arsenopirit) ve ince altın taneleri (<50 µm) % 30–60 katı oranındaki pulpta 1 saat içerisinde çözünebilmektedir. Solüsyondaki altın kompleksi Au(CI)₄⁻'dir ve karbon taneleri üzerine metalik altın olarak kaplanır ve altını kazanmak için yüklü karbon yakılır.

Artech – Cashman prosesinde arsenik içeren baz metal cevher/konsantre fırın tozlarını işlemek için (110°C'de, 350 kPa basınçta, pH 1–2 ve reaksiyon zamanı 0,5–1 saattir) asidik klorit solüsyonunda reaktif olarak Ca⁺⁺ kullanılır. Otoklav HCl ile reaktörün korozyonunu önlemek için titanyumdan yapılmıştır. Arsenik-demir-kalsiyum kalıntısı olarak bağlanır. Proses arsenopiritik altın cevherinin zenginleştirilmesi için uygundur (La Brooy vd., 1994).

Caro's asit prosesinde oksidant olarak Caro's asidi kullanılır ve sülfürik asitle sülfite işleme tabi tutulur. Caro' asidi H₂SO₄ ve H₂O₂ türevleri içerir. Sülfite oksidasyon ürünleri sülfat, arsenat ve elementel sülfittir.



Elektro-kimyasal proseste metal sülfidler ve tellürit taneler elektriksel bir şekilde iletken yapırlar. Sülfite oksidasyonu ya sülfür ya da sülfat şeklinde, altın tellürit oksidasyonu ise şu şekilde olur:



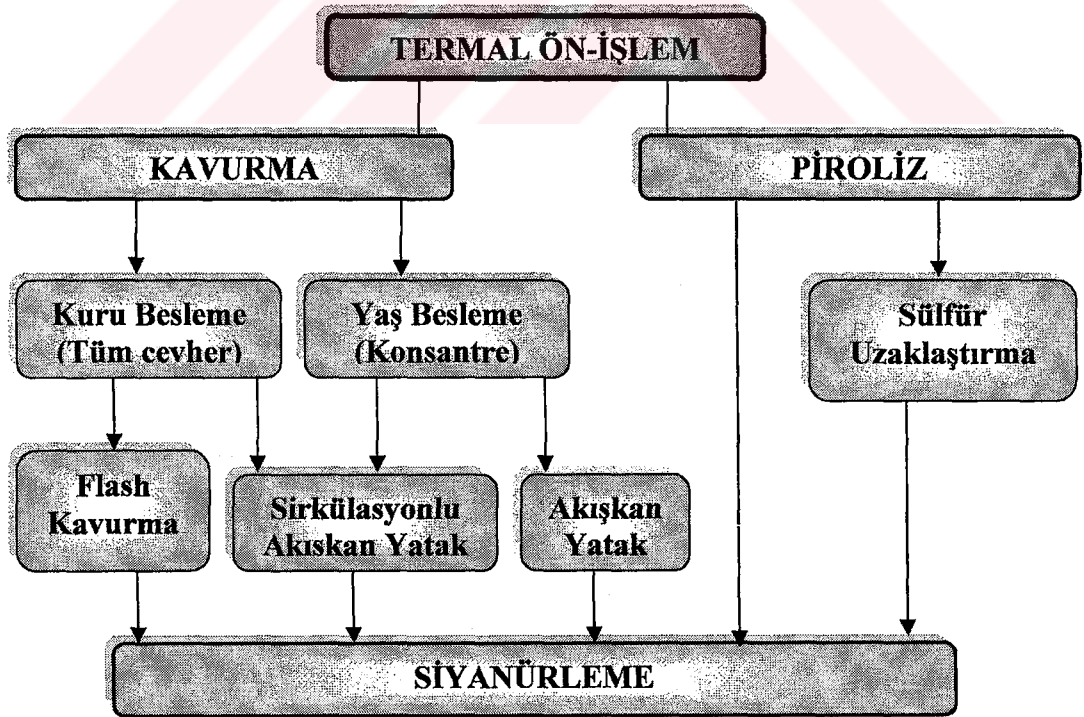
Cevherlerden elektrot yada konsantre yapmak güçtür. Pulpun direkt elektrolizi daha pratiktir. Pulpun elektrolizi şu avantajları sağlar:

- ⚡ Reaksiyona tabi tutulan materyal elde edilen form olarak kullanılır.
- ⚡ Pulp edilen tanelerin yüzey alanı elektrot dökümünden daha büyüktür. Bu özellik tesis yatırım maliyetini ve kalma zamanını azaltır.

Aktivox prosesi yüksek basınç oksidasyonu için gerekli olan şartlardan daha ılıman şartlar altında sülfid çözünmesi sağlamak için bir ön-işlem olarak “ince öğütme” kullanılır. Sülfid konsantreleri düşey karıştırımlı değirmende öğütülür ($d_{80}=50 \mu\text{m}$; 50–120 kWh/t enerji). Aktif hale getirilen materyal <900 kPa oksijen basıncı ve <100°C sıcaklıkta liç edilir (kalma süresi 0,5–1 saat). Prosesde biraz sülfür oluşur fakat bu altın yüzeyini kaplamaz, çünkü proses sülfürün ergime noktasından (120°C) düşük sıcaklıkta gerçekleşir.

Termal Ön-işlem

Isıl işlem cevherdeki altına ulaşmak için sülfid matriksini bozundurmak için uygulanmaktadır. Sülfid oksitlenerek oksitli forma dönüştürülmektedir. Termal ön-işlemin akış şeması Şekil 1.16’de verilmektedir (La Brooy vd., 1994).



Şekil 1.16. Refrakter cevherler için uygulanan termal ön-işlem akım şeması (La Brooy vd., 1994).

Kavurma refrakter altın cevherleri ya da konsantrelerinin ön-işlem için kullanılan pahalı ancak etkin geleneksel metotlardan biridir (Sinadinovic vd., 1999). Prosesde amaç liç solüsyonunun altın tanelerine temasını sağlamaktır. Bunun için yaklaşık 450-650°C'de kavurma fırınlarında sülfid matriksi bozundurulmuş liç verimi artırılmak istenmektedir (Roshan, 1990). Prosesde SO₂ oluşumu çevresel problemler yaratır ki bu prosesin dezavantajını oluşturur. Arsenopiritik altın cevherleri için kavurma prosesi dikkatli bir şekilde kontrol edildiği takdirde daha yüksek altın kazanımı elde edilmektedir (La Brooy vd., 1994).

Kavurma prosesinin amaçları şunlardır :

- ⬇ Metal - sülfid fazını bozundurup yüksek yüzey alanı oluşturarak (yüksek porozitedeki hematit, Fe₂O₃) sülfidlerdeki altını açığa çıkarmak
- ⬇ Kalsinedeki reaktif tüketen bileşenleri azaltmak (örneğin pirotin)
- ⬇ Organik karbon fazını pasifleştirmek

Sülfürlü cevherlerinin kavrulmasında iki yaygın tip kavurucu kullanılmaktadır:

- ⬇ Akışkan yataklı kavurma fırını
- ⬇ Çok katlı kavurma fırını

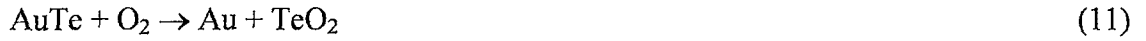
Akışkan yataklı kavurucularda hava akış hızı ve cevher besleme hızı düzenlidir. Kalsine söndürme tankı içerisine kavurucunun dip kısmındaki kapak aracılığıyla kaba kalsine alınır. Gaz daha ince tanelerin kazanıldığı bir siklon içinden geçirilir. Kavurucudaki gaz akışı nispeten düşüktür ve yataktaki gaz kompozisyonu ve sıcaklık kontrolü zordur. Cevherin aşırı kavrulduğu çok yüksek sıcaklıktaki cepler ve oksijenin yetersiz olduğu bölgeler vardır (Xu vd., 2000).

Çok katlı kavurucuda reaktör ve siklon odaları ayrılmıştır ve kavurma esnasındaki cevherin sirkülasyonu sürekli. Bu kavurma odasındaki türbülans artırır ve sabit akış yataklı kavurucudan daha yüksek ısı ve kütle transferi oluşumuna neden olur. Gaz ve cevher besleme hızı kavurmanın performansını optimize etmek için değiştirilebilir.

Piritin kavrulması genellikle 650-700°C arasında yapılmaktadır. Bu işlemde pirit hematite (Fe_2O_3) dönüşerek gözenekli bir yapı kazanır ve siyanür çözeltisinin altın tanelerine nüfuzuna imkân verir. Dönüşüm reaksiyonu şu şekildedir:



Reaksiyon iki aşamada gerçekleşir. Önce pirotin (FeS) oluşur, daha sonra hematite dönüşür ve sülfür SO_2 olarak uzaklaşır. Kavurmada iki önemli parametre vardır: oksijen ve sıcaklık. Kavurma aynı zamanda 450°C'nin üzerinde piritik konsantrelerde altın tellüritleride bozundurur.



Arsenopiritik cevherler için iki aşamalı kavurma uygulanmaktadır. Oksitlenme esnasında önce pirotin oluşur ve ikinci aşamada pirotin hematite dönüşmektedir (Dunn and Chamberlain, 1997). Arsenopiritin kavrulması yaklaşık 650°C'de tek veya iki aşamada gerçekleşir. Arsenopirit hematite, arsenik trioksit (As_2O_3) ve SO_2 'ye dönüşür.



Arsenik trioksit soğutulur ve katı olarak toplanır ve SO_2 atmosfere gönderilir. Kavurma odasındaki sıcaklık ve oksijen basıncı son ürünün kontrolüyle beraber esas proses değişkenleri tekrar düzenlenir. Diğer taraftan çevresel açıdan kavurma işlemi, oluşan gazlardan dolayı (SO_2 , As_2O_3) sorun yaratan bir prosestir (Sinadinovic vd., 1999).

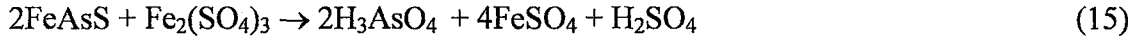
Pirolizde aşağıdaki reaksiyonlar gereği bağlı sülfür kısmen uzaklaştırılarak pirotin oluşur ve altın serbestleşir. Ayrıca oluşan metal sülfidler siyanür solüsyonunda çözünürler.



Biyooksidasyon

Biyooksidasyon refrakter cevherler için ön işlem olarak uygulanmaktadır. Bazı bakterilerin sülfürlü minerallerin endüstriyel çapta çözündürülmelerinde kullanılmaları

1670 yılından bu yana bilinmektedir. Biyo-oksidasyon prosesi, asidik solüsyonda 35-40°C sıcaklık ve atmosferik basınçta pulpteki sülfidin bakteriler yardımıyla oksitlenmesidir. pH 1,2-2,8'de ekzotermik oksidasyon sonucunda sülfidli mineraller çözünür (Sevgen, 1993). *Acidithiobacillus ferrooxidans*, *Leptospirillum ferrooxidans* ve *Acidithiobacillus thiooxidans* gibi değişik bakteriler kullanılmaktadır. Biyolojik ön-oksidasyon işleminin akım şeması Şekil 1.17'de verilmektedir.

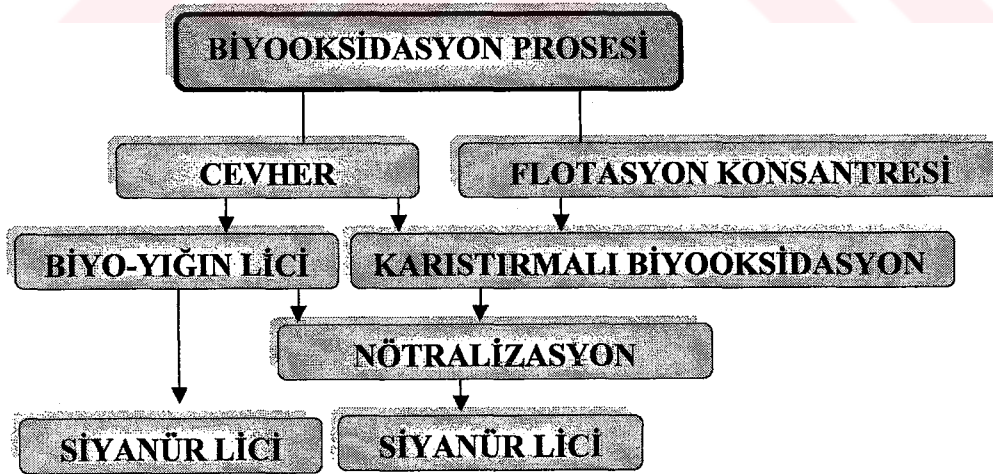


Prosesin avantajları

- ✚ Yatırım giderleri düşük
- ✚ Çevresel sorunlar az (SO₂)
- ✚ Atmosferik koşullarda gerçekleştirilir

Prosesin dezavantajları

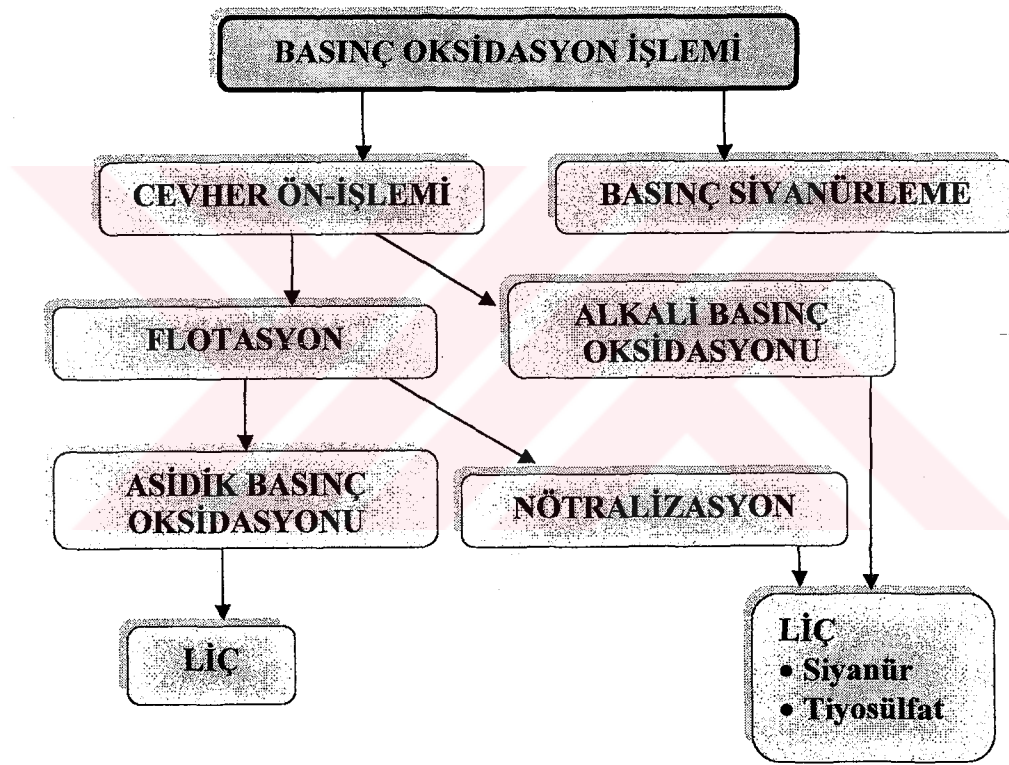
- ✚ Düşük reaksiyon hızı
- ✚ Katı oranı % 20 ile sınırlı
- ✚ Diğer proseslere göre daha dikkatli sıcaklık kontrolü gerektirir



Şekil 1.17. Biyolojik ön-oksidasyon işleminin akım şeması (La Brooy vd., 1994).

Basınç Oksidasyon Ön-işlem

Basınç oksidasyon ön-işlemi komple sülfür bozundurma gerektiren cevhalere daha uygundur. **Asidik basınç oksidasyonunda** dört-beş kompartımanlı otoklav içinde 1–3 saat kalma zamanıyla 170-225°C sıcaklıklarda gerçekleşir. İşlem sonunda pirit ve arsenopirit ferrik, sülfat ve arsenat iyonlarına çözünürler (Xu vd., 2000). Reaksiyon hızı mineral yüzeyine oksijen kütle transferiyle kontrol edilir. İnce öğütmeye de yüzey alanını artırmak reaksiyon hızını artırır (Sinadinovic vd., 1999). Refrakter altın cevherleri için basınç ön-oksidasyon işlemi akım şeması Şekil 1.18’ de verilmektedir.



Şekil 1.18. Refrakter altın cevherleri için basınç ön-oksidasyon işlemi akım şeması (La Brooy vd., 1994).

Alkali basınç oksidasyonunda yüksek karbonatlı ve düşük sülfür içerikli cevherler için nötr yada biraz alkali şartlar altında oksidasyon uygulanır. 140-180 kPa oksijen basıncında ve 3300 kPa toplam basınçta, 220°C de proses gerçekleşir ve pirit çözünerek sülfirik asit, demir oksit/hidroksit oluşur (La Brooy vd., 1994).

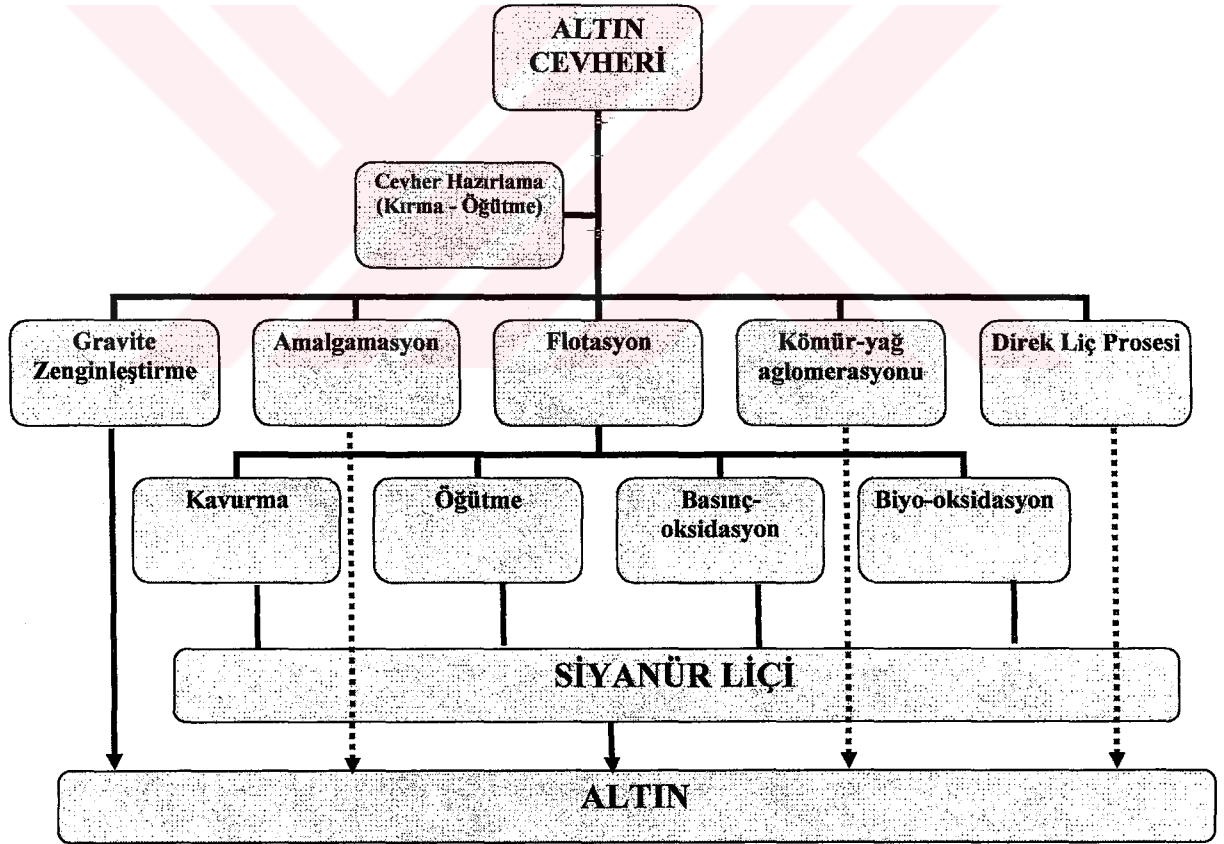
Alkali basınç oksidasyonunun yatırım maliyeti asit basınç oksidasyonundan daha azdır. Çünkü paslanmaz çelik otoklav içinde kullanılır, yinede altın kazanımı daha düşüktür.

Çünkü çözünmez demir oksitler/hidroksitler oluşur ve sülfür mineral yüzeylerini ve altını kaplar.

Basınçlı – siyanürleme işleminde reaksiyon boru reaktörde ya da otoklavda gerçekleşir. Teknik atmosferik şartlar altında düşük altın kazanımı veren sitibnit içeren cevherlerin ya da konsantrelerin siyanürizasyonuna uygulanmıştır. Antimonitlerin oluşumuna bağlı olarak oksijen azlığı problemi ($pH < 10$). Stibnit konsantrelerinde % 90Au kazanımı, arsenikçe zengin cevherlerde daha düşük kazanım vardır (Xu vd., 2000).

1.4. Cevherlerden Altın ve Gümüş Kazanma Yöntemleri

Altının kazanılması onun mineralojik yapısına, tenörüne ve rezervine bağlı olarak değişik yöntemlerle yapılabilmektedir (Şen, 2000):



Şekil 1.19. Altın zenginleştirme yöntemleri

Altın kazanma yöntemleri aşağıda özetlenmektedir.

- ✚ Gravite zenginleştirme
- ✚ Flotasyon
- ✚ Amalgamasyon
- ✚ Aglomerasyon
- ✚ Hidrometalurjik İşlemler

1.4.1. Gravite ile Altın Kazanımı

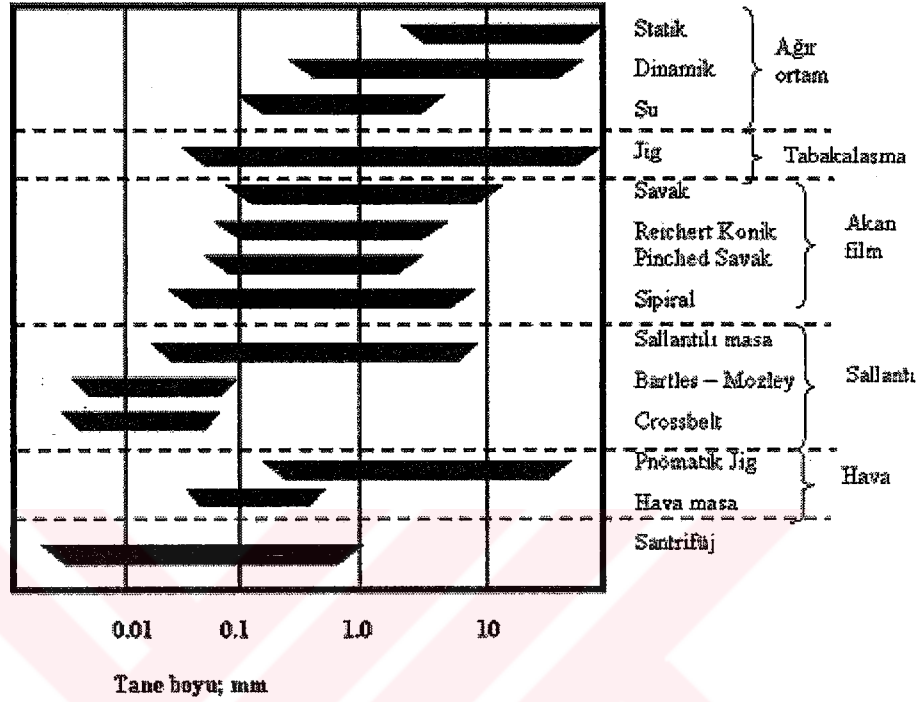
Gravite ile zenginleştirme, ayrılması gereken bileşenlerin özgül ağırlık farklarına göre yapılmaktadır. Bir akışkan içerisindeki iki farklı yoğunluktaki tanelerin hareketleri farklı olacaktır. Ağır tane batarken hafif tane ya askıda kalır ya da pulp akışıyla beraber uzaklaştırılmaktadır. Cevher içerisindeki gang mineralleriyle (özgül ağırlık 2,7–3,5) altın (≈ 19) arasındaki büyük farklardan dolayı altın zenginleştirilmesinde yaygın bir şekilde kullanılmaktadır (Kongold ve Mwema, 1998).

Mineral tanelerinin iyi ayrılması için serbestleşmenin iyi olması gerekir. Bu da cevher hazırlama ve öğütlemeyle ilgilidir. Aşırı öğütme etkin bir serbestleşme sağlarken maliyeti artırmaktadır. Gravite ayırmanın etkinliği tane boyutunun azalmasıyla azalır. Buna rağmen yeni geliştirilen santrifüjlü ayırıcılar ile ince taneli cevherler etkin bir şekilde zenginleştirilebilmektedir (Xiao, 1998; Huang, 1996; Knelson ve Jones, 1993; Ling, 1994; Ren vd., 1994; Laplante vd., 1995). Pratikte 40 μm – 1–2 mm arasındaki taneler iri tanelerdir. Altın taneleri için tercih edilen cevherin serbestleşmiş olması gerekir ve daha çok plaser yataklardan altın kazanımı gravite yöntemleriyle yapılmaktadır.

Gravite zenginleştirmede en çok kullanılan makineler savaklar, düz ya da çıtalı masalar, silindirik Johnson seperatörü, Reichert konileri, sallantılı masalar ve jiglerdir. Bunların tümünde ayırma işlemi akışkan bir ortamda gerçekleştirilir. Tane boyuna bağlı olarak uygulanan gravite yöntemini gösteren diyagram Şekil 1.20'de verilmektedir. Knelson ve Falcon gibi santrifüjlü seperatörler yeni teknolojiler olarak gravite ayırıcılar arasında yerlerini almışlardır. Bunlar < 30 μm boyutunda çok ince tanelerin zenginleştirilmesinde etkindirler (Xiao, 1998; Huang, 1996; Knelson ve Jones, 1993; Ling, 1994; Ren vd., 1994; Laplante vd., 1995).

Bazen gravite altın konsantreleri amalgamasyonla temizlenir. Bu işlem esnasında serbest altın taneleri civa ile muamele edilir ve oda sıcaklığında bir alaşım bileşik

oluşturarak diğer bileşenlerden ayrılırlar. Daha sonra distilasyonla civa altından ayrılır. Bu proses önceleri yaygın bir şekilde kullanılmasına rağmen toksik ve çevresel nedenlerden dolayı kullanılmamaktadır (Çilingir, 1996).



Şekil 1.20. Tane boyutuna bağlı olarak uygulanan gravite yöntemleri (Çilingir, 1996).

Gravite zenginleştirmede altın taneleri tercihen serbest ve iri olmalıdır. Serbestleşen altının hemen devreden alınmasında yarar vardır. Ön zenginleştirme işlemi olarak gravite zenginleştirmenin kullanımı şu avantajları sağlamaktadır.

- ✚ İri altın tanelerinin siyanür çözeltilerinde tamamen çözünmesi uzun zaman alır. Örneğin 150 µm boyutunda saf altın tanesi için teorik çözünme süresi 44 saattir. Gravite yöntemlerle büyük tanelerin önceden ayrılması liç işlemlerinin süresini kısaltmaktadır.
- ✚ Altın tanelerinin yüzeyleri siyanürle çözünmeyi engelleyecek düzeyde kirli, kaplanmış (özellikle demir oksit ya da organik bileşiklerle) olabilir. Bu tip konsantrelerde altın yüzeylerinin ek bir işlemle temizlenmesi gerekir. Gravite yöntemle alınan konsantre miktarı toplam cevher kütlelerinin küçük bir bölümü olduğundan bu tür ikincil işlemlerin uygulanmasını ekonomik açıdan engellemez.

- ↓ Doğal altının özgül ağırlığının çok yüksek olması nedeniyle kapalı öğütme devrelerinde devreden yükün gravite zenginleştirmeye tutulması gerekir. Gravite yöntemle elde edilen konsantreler doğrudan izabe edilemeyecek nitelikte ise amalgamlanır ve atıkları siyanür liçi yapılıır.

İnce taneli minerallerin gravite ile kazanımı bazı zorlukları içermektedir. Jigler, oluklar ve spirallerin <100 µm tane boyutundan alt boyutlarda zenginleştirme etkinlikleri azalmaktadır (Şekil 1.20). Bu yüzden yeni gravite ekipmanlarına ihtiyaç duyulmuş ve son yıllarda yeni gelişmeler kaydedilmiştir (Xiao, 1998).

Santrifüj ayırıcılar ince boyutlu ağır minerallerin etkin olarak kazanımı için uygulama alanı sağlamıştır. Taneye etkiyen merkezkaç kuvveti yerçekimi kuvvetinden 50 kat daha artırılabilir. Merkezkaç kuvvetiyle etkilenen tane boyutu oluşturulan santrifüj kuvvete bağlıdır. Santrifüj film tabakasında askıda kalan kritik tane boyutu aşağıda verilmektedir (Xiao, 1998).

$$d_{cr} = k_0 \sqrt[4]{\frac{g}{w^2 r}}$$

Burada; ' d_{cr} ' kritik tane boyutu, ' k_0 ' çalışma parametrelerine bağlı oransal sabit, ' r ' tanenin dönme ekseninden bulunduğu nokta arasındaki yer değiştirme mesafesi, ' w ' tanenin açısal hızı, ' $w^2 r$ ' merkezkaç ivme ve ' g ' gravite kuvvettir.

Santrifüj konsantratörde oluşturulan santrifüj kuvvet (F_c) şu şekilde ifade edilmektedir:

$$F_c = \left(\frac{\pi}{6}\right) (d_p)^3 (\delta_s - \delta_l) r \cdot \omega^2$$

Burada ' r ' tanenin dönme ekseninden bulunduğu yer arasındaki yer değiştirme mesafesi, ' d_p ' tanenin çapı, ' δ_s ' tanenin yoğunluğu, ' δ_l ' ortamın yoğunluğu ve ' ω ' tanenin açısal hızıdır (Huang, 1996).

Santrifüj gravite ayırıcılarının sağladığı avantajlar şunlardır (Parekh vd, 2002):

- ↓ Metalurjik kazanımda artış
- ↓ Ekonomik kazanımda artış

- ↓ İlk yatırım ve işletme maliyetlerinde azalma
- ↓ Masalarda kazanılamayan kayıp değerlerin gravite kazanımını sağlar
- ↓ Flotasyona ya da liç devrelerine daha düşük tenörlü malzeme gider
- ↓ Daha az çözelti işlenir ve daha az katı atık geride kalır
- ↓ Toplam tesis kapasitesinde artış
- ↓ Yüksek tenörlü konsantre eldesi
- ↓ Basit, ucuz ve pratik bir işlem olması
- ↓ Sağladığı yüksek merkezkaç kuvveti sayesinde ince tane kazanımına olanak verir. Bu merkezkaç kuvveti zenginleştirilen tanelere ≤ 300 G' lik bir yerçekimi kuvveti uygular.
- ↓ Su tüketim oranı düşüktür.

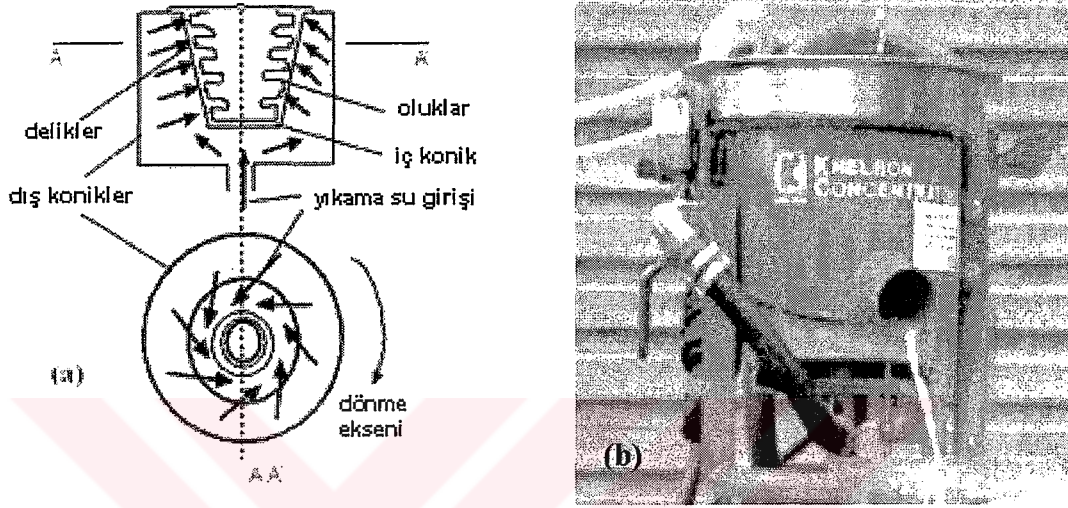
Knelson Konsantratörü (KC) Byron Knelson tarafından 1988 yılında Kanada da patenti alınmış, dünyada damar tipi ve alüvyal altın üretiminde uygulama alanına sahip yüksek hızlı santrifüj seperatördür. Standart Knelson Konsantratörü, 6 mm ya da daha az üst besleme boyutuyla çalışabilmektedir. Basit yapısı, yüksek kapasite, geniş tane boyut aralığında çalışabilmesi ve çok yüksek zenginleştirme oranlarında ayırım yapabilmesi en büyük avantajlarını oluşturmaktadır (Alp vd., 2004; Celep vd., 2005).

KC dönme işlemini gerçekleştiren üniteyle birlikte, yüksek hızda dönen bir yataktan oluşur (Şekil 1.21). Üstten beslenen pulpten santrifüj kuvvetinin etkisiyle ağır taneler konsantre olarak yatağın oluklarına takılır. Ve gang mineralleri ise atık olarak pulpun üst akışıyla birlikte atılır (Xiao, 1998). Besleme standart model Knelson konsantratörün haznesi içine düşey bir tüp vasıtasıyla gravite olarak yapılmaktadır. Besleme % 0–70 pulp yoğunluğunda yapılabilmektedir. Konsantratör haznesinin dibinde beslemeyi dağıtacak olan bir pervane mevcuttur (Knelson ve Jones, 1993; Ling, 1994; Ren vd., 1994; Laplante vd., 1995).

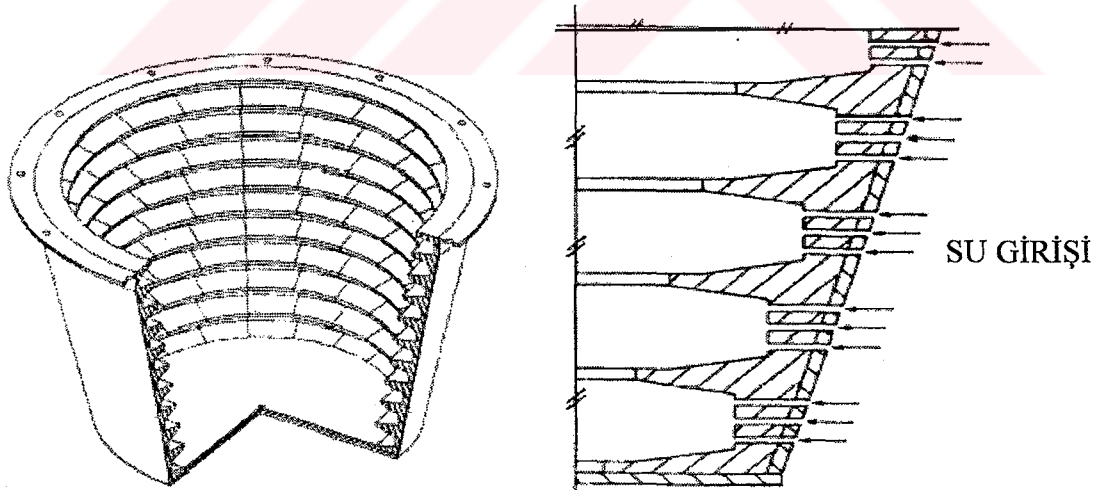
KC'nin ana operasyon değişkenleri; yıkama suyu miktarı, besleme pulp yoğunluğu ve alıkonma süresidir (Magumbe, 2002). Knelson Konsantratör altın cevherleri için ön zenginleştirici olarak dizayn edilmiştir ve ortalama 60 G oluşturabilmektedir (Huang, 1996). Şekil 1.21'de KC'nin yatay-düşey kesitleri ve genel görünüşü gösterilmektedir.

Haznenin içindeki paralel olukların içindeki küçük deliklerden hazneye su enjekte edilerek malzemenin hem yıkanması hem de haznenin dibinde toplanması sağlanır. Diğer santrifüjlerle kıyaslandığında, ayırma mekanizması yada dizayn özellikleri açısından

oldukça farklıdır. Jigler ve spiraller gibi gravite ile zenginleştirme yapabilen ünitelerden daha ince altın taneleri kazanılabilmektedir (Knelson ve Jones, 1996; Zhang, 1998). Knelsonun diğer avantajı, bazı diğer santrifüj makinalarının yapamadığı, şlamsızlaştırma yapmaksızın malzemeyi zenginleştirmesidir. Knelson Konsantratör iç koniğinin şekli ve oluklardaki su girişinin şematik görüntüsü Şekil 1.22’de gösterilmektedir.



Şekil 1.21. Knelson Konsantratörünün (a) düşey ve yatay kesiti, (b) genel görünümü (Ling, 1998; Alp vd., 2004; Celep vd., 2005).



Şekil 1.22. Knelson Konsantratör iç koniğinin şekli ve oluklardaki su girişinin şematik görüntüsü (Vincent, 1997).

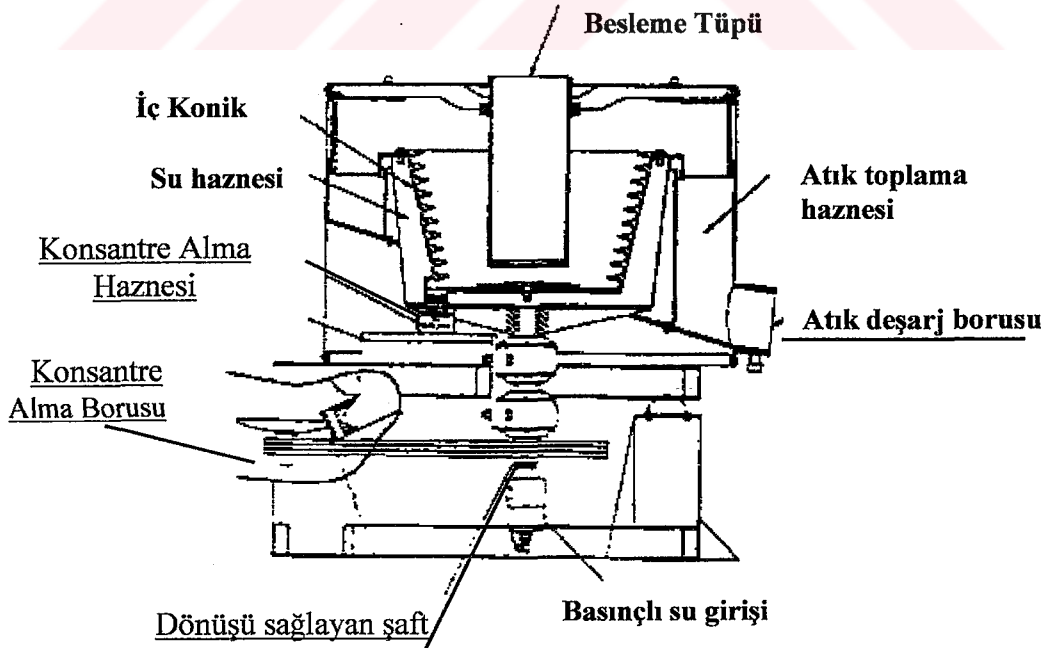
Knelson Konsantratörün etkinliği gangın yoğunluğu ve besleme hızının etkisiyle değişmektedir. Besleme boyut dağılımının, (gang yoğunluğunun düşük olması şartıyla)

Knelson Konsantratörü ile zenginleştirme üzerine çok az etkisi olduğu belirlenmiştir (Laplante vd., 1995; Huang, 1996; Vincent, 1997; Zhang, 1998; Xiao, 2000; Magumbe, 2002).

Gang yoğunluğu ya da besleme hızı arttıkça gravite ile kazanılabilen altın (GRG) kazanımı düşmektedir. Bunun nedeni düşük karıştırma hızı ve konsantrite yatağındaki aşınmanın yüksek olmasıdır (Laplante vd., 1995). Besleme yoğunluğunun operasyon etkinliğine herhangi bir olumsuz etkisi olmadığı açıklanmıştır (Knelson ve Jones, 1993; Xiao, 1998).

Konsantrinin otomatik ve elle boşaltma esasına göre; kesikli (Semi continuous / SC) ve sürekli (Continuous) olmak üzere ikiye ayrılmaktadır. Boşaltma şekline göre manuel boşaltma, merkezi boşaltma (CD) ve değişken boşaltma modelleri olarak sınıflandırılmaktadır.

Standart KC kesikli çalışan bir santrifüj konsantratördür (Şekil 1.23). Konsantrite alınırken beslemenin kesilmesi gerekmektedir. Bu işlem 10–15 dk. sürmektedir. KC sabit hızda çalıştığı için operasyon prosedürü oldukça basittir. Sadece bir hareketli kısma sahip olduğu için bakımı kolaydır. Elle boşaltmalı KC özellikle çok düşük tenörlü yüksek yoğunluklu tanelerin kazanımı için uygundur. Konsantrinin elle boşaltılması 2 saat ya da daha fazla periyotlarla yapılmaktadır.



Şekil 1.23. 76cm elle boşaltmalı Knelson Konsantratör (Knelson ve Jones, 1994)

Bir cevherde graviteyle zenginleştirebilen altın (GRG: Gravity Recoverable Gold) miktarı, gravite kazanımı için belirleyici en önemli faktördür. GRG'nin çoğu 10–100 mikron boyut aralığında serbest altın içerir. 25 µm den küçük serbest altın tanesi gravite kazanımına cevap veremeyebilir.

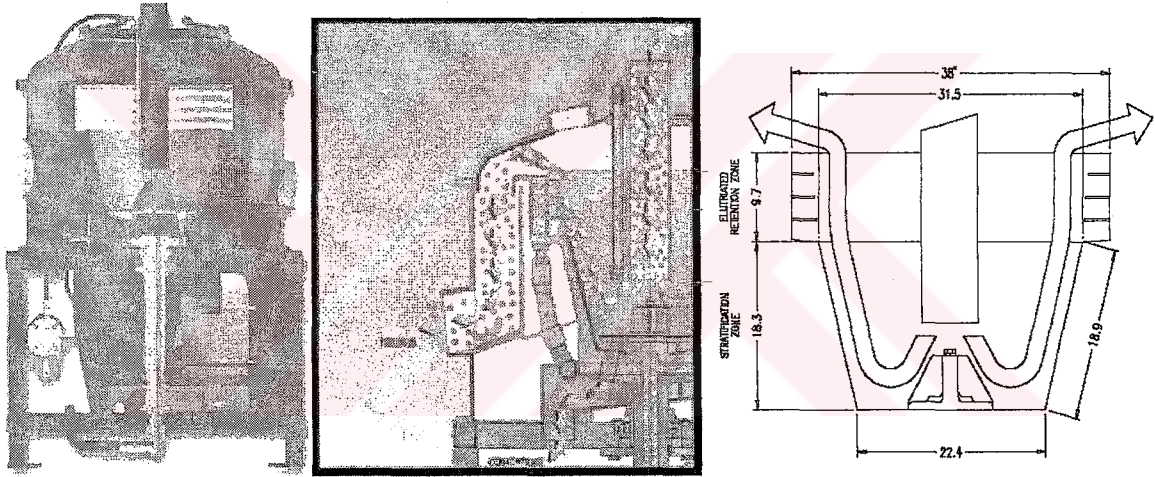
Knelson Konsantratörleri; metalurjik atıklardan, nehir kumlarından ve farklı cevherlerden değerli metallerin kazanımı için endüstride yaygın bir şekilde kullanılmaktadır. Ayrıca Knelson Konsantratörü, plaser ya da cevherlerdeki serbest altın tanelerinin kazanımında da etkin bir şekilde kullanılmaktadır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

Knelson Konsantratörlerinin operasyonu daha basit ve en azından benzer altın kazanımları elde ettiği için, sirkülasyon yükünün bir kısmını zenginleştirdiği zaman bile, gravite ayırmada altın kazanımı için en mantıklı seçim olmuştur. Knelson başlangıçta alüvyal uygulamalar için dizayn edilmiş olmasına rağmen kayaçların zenginleştirilmesinde de kullanılmaktadır. Knelson, graviteyle kazanılabilen altının (GRG) yaklaşık % 90'nını kazanabilmektedir. Elde edilen konsantre genellikle sallantılı masaya gönderilirken, atıklar hidrosiklon beslemesine ya da siyanürleme işlemine gönderilmektedir. Gravite kazanımının tek kazanım metodu olduğu alüvyal zenginleştirmeleri için metalurjik kazanım çok önemli olmaktadır (Huang, 1996; Vincent, 1997; Zhang, 1998; Xiao, 2000; Magumbe, 2002).

Falcon Konsantratör, Knelson Konsantratörlerine benzer şekilde yüksek santrifüj kuvveti oluşturabilen geliştirilmiş gravite seperatördür (Url-1, 2004). Malzeme beslemesi dönen iç konik içerisine yapılır ve iç konik içerisindeki pervane aracılığıyla ivmelendirilerek koniğin çeperi (Şekil 1.26.b) boyunca hareket eder. Hareket eden koniğin üst kısmı bir alı konma zonu (Şekil 1.26.c) olarak işlem görürken dip kısmı hareket zonu sağlamak için belli bir açıda eğimlidir. Daha güçlü santrifüj kuvvetler hareket zonundaki tanenin tabakalaşmasını ve çökmesini engelleyecek şekilde etki yapar (Parekh vd., 2002). Hafif taneler düşük özgül ağırlıkları ya da küçük boyutlarından dolayı koniğin dışına doğru hareket ederler. Ağır taneler ise konsantrasyon (alı konma) zonunda kalarak yıkama suyuyla birlikte yıkanarak temiz konsantre üretilir (Alp vd., 2004 ve 2005; Celep vd., 2005).

Falcon zenginleştiricisinin içerisi düz ve santrifüj haznesi konik şeklindedir. Bu haznenin içersindeki ince tanecikler yüksek santrifüj kuvveti sayesinde yığılır ve tabakalanır. Şekil 1.a'da Falcon ayırıcısının şematik görünümü verilmektedir. İç konik alt kısmında, malzeme dönen bir rotorla karşılaşır ve pervane rotorun duvarlarına doğru

beslenen malzemeyi fırlatır. Rotor hafif bir açıyla eğilendirilmiştir, bu sayede geliştirilmiş gravite çekim alanı iki kuvvet bileşenine ayrılmaktadır. Duvara dik olan güçlü bileşen, engelli çökme işlemi ve beslemenin tabakalanması için gerekli olan güçlü (g) kuvvetini sağlayan konsantrasyon gravite alanıdır. Eğimli rotor yüzeyine paralel olan zayıf sürüklenme bileşeni, tabakalanmış olan katıları rotanın üst kısmına doğru itmektir. Dönüş eksenine paralel hale gelmesi için rotor yüzeyindeki eğim açısı rotanın üst kısmına yakın bölgede değişmektedir. Sonuç olarak, taneleri üste doğru sürükleyen zayıf gravite kuvvet bileşeni yok olmaktadır. Yatağın dış kısmındaki hafif parçacıklar rotanın taşma ağzından yukarıya doğru hareket ederler. Konik yüzeyine yakın bölgedeki ağır parçacıklar ne hızla sahiptirler ne de su filmi tabakasının yardımıyla bu bölgeyi aşabilirler ve bu yüzden yüzeyde birikirler (Parekh vd., 2002; Alp vd., 2004 ve 2005).



Şekil 1.24. (a) Falcon Konsantratorün (FC) bir görünümü, (b) FC'nin çalışma şematik resmi, (c) Konik içerisinde kalma ve tabakalaşma zonları (Url-1, 2004; Alp vd., 2004 ve 2005).

1.4.2. Amalgamasyon ile Altın Kazanımı

Altın kazanımında eski çağlardan beri uygulanan amalgamasyon yöntemi cıvanın zehirli olmasından dolayı işçi ve çevre sağlığı açısından sorun yarattığı için kullanımı son derece azalmıştır. İri altın tanelerinin kazanılmasında kullanılan bu yöntem metalik cıvanın saf altınla temas edip amalgam yapmasına esasına dayanır. Amalgam Au/Hg alaşımıdır (Akdağ, 1986).

Altın ve gümüşün civa ile yüzey gerilimi sudan çok düşüktür. Bu metaller pulp içinde civayla temas edince yüzeyleri civa ile kaplanarak $AuHg_2$, Au_8Hg gibi bileşikler yaparlar. Nabit altın ve elektrik dışındaki altın mineralleri yüzey gerilimlerinin uygun olmaması nedeniyle amalgam yapamazlar. Ayrıca 400 μm den küçük nabit altın tanelerinin amalgamasyonu güçtür ve ortamdaki demir oksitlerin, demir sülfürlerin, tellüritlerin, arsenik, antimuan ve bizmitun varlığı amalgamasyonu güçleştirir, civa sarfiyatı artar.

Bu durumda amalgamasyon artıklarına siyanür liçi uygulanarak kayıplar geri kazanılır. Arsenik ve antimuanın amalgamasyondaki olumsuz etkisini gidermek için cevher kavrulup arsenik ve antimuan ($As_2O_3 - Sb_2O_3$) uzaklaştırılabilir (Akdağ, 1986).

Pulp içerisindeki gang civadan etkilenmez. Nabit altın ve gümüş içeren cevher amalgamasyon masalarında, amalgamasyon tavalarında, amalgamasyon tamburlarında civa ile temas ettirilirler. Au-Ag içeren civa preslenerek veya destile edilerek altın ve gümüş kazanılır. Amalgamasyon tavaasında ıslanacak ön konsantre civa içerisinde 20-30° eğimli döner amalgam tavaasında birkaç büyük bilya ile öğütülür. Daha sonra amalgam tutucusuna boşaltılarak altın ve gümüş amalgam gangdan ayrılır.

Amalgamasyon masası 10°'ye kadar eğimli dar ve uzun bir masa yüzeyinden ibarettir. Masanın üst yüzeyi bir plakayla kaplanır. Bakır plaka üzerine belirli zaman aralıklarında civa sürülerek yüzeyin tamamen civa ile kaplanması sağlanır. Bu plaka yüzeyine Au-Ag içeren pulp beslenir. Pulp masa üzerinden akarken Au-Ag amalgamları oluşur. Bu amalgamların bir kısmı masaya yapışık olarak, bir kısmı da pulp içinde kalır. Akan pulp amalgam tutucusundan geçirilerek amalgam gangdan ayrılır. Masaya yapışık kalan Au-Ag amalgamı ise proses belli aralıklarla durdurularak bakır plakadan sıyrılarak alınır.

Meydana gelen amalgam % 20 – 50 Au içerir. Bakır levhaların üzeri yeniden civa ile kaplanarak işlem devam ettirilir. Amalgamın civadan ayrılması basınçlı filtreyle yapılır. Bundan sonra katı amalgama 375C° nin üstünde damıtma uygulanarak geride altın kalır ve civa buharlaşır. Buharlaşan civada % 0,15 – 0,6 Au içerir.

Kullanılan civanın kolaylıkla amalgam yapabilmesi için Mn, Fe, SO_4 , arsenürler, antimonürler ve tellürür yağ ve greslerle kirletilmemiş olması gerekmektedir. Eğer üzerinde çalışılan cevher bu söylenen empüriteleri içerse civa bir müddet sonra kullanılmaz hale gelir. Bu empüritelerin etkisini azaltmak için amalgamasyon esnasında kireç kullanılır. Kirlenen civa filtre üzerinde zayıf bir asit ile temas ettirilerek temizlenir (Akdağ, 1986).

Nabit gümüş de kolaylıkla oda sıcaklığında ve çabucak cıva ile amalgam yapar. Platin ise saf cıva ile değil sıvı sodyum-amalgamı kullanarak amalgam haline getirilebilir. Amalgamasyon yapılırken normal olarak ton cevher başına 31,1 gr cıva kaybı olur.

Amalgama 60kg kapasitedeki potalarda 2/3 ü dolacak şekilde hazırlanır. Bunlar 3–4 adet pik tava ile montelidir. Altın-gümüş külçesi pota ve tavaların içine yapışmasını diye ağaç külü, ince kül veya tebeşir veya demir oksit boyası ile kaplanır. Kapaklar ve tencereler ağaç külünden yapılmış çamur ile tıkanır. Uzun bir kondansatör ve su ile soğutulan bir ceket bu potaya sabitlendirilir. Isıtmak için herhangi bir çeşit yakıt kullanılabilir. Cıva tekrar yoğunlaşmasını diye potanın üst kısmı kapalı ve sıcak tutulmalıdır. Cıva 350°C buharlaşır ve onun entalpisi kilogram başına 69,3 kCal'dir.

1.4.3. Flotasyon ile Altın Kazanımı

Altın cevherlerinde flotasyon genellikle serbest, ince taneli altının ya da altın içeren sülfürlü, tellürlü minerallerin konsantrelerini elde etmek için uygulanır (Bulatovic, 1997). Bazı özel durumlarda da flotasyon, antimuan ya da arsenikli sülfürlerin siyanürlemeyi engellediklerinden cevherden uzaklaştırılması için kullanılır (Bayraktar ve Yarar, 1985).

Bu yöntemin çok zengin ve kütlesi küçük bir konsantr elde etmek gibi bir avantajına karşılık bu tip konsantrlerden siyanürleme yöntemiyle altın çözündürülmesi zordur. Bunun nedeni altın veya sülfür minerallerinin yüzeylerine soğurulmuş toplayıcıların bu yüzeyleri pasifleştirmesidir (Çilingir, 1996). Ayrıca eğer kullanılan toplayıcı ksantat ise tesiste devreden suda belirli bir düzeyde bulunan bu madde amalgamasyon verimini de cıva-ksantat tepkimesi nedeniyle olumsuz yönde etkiler.

Genelde flotasyon ile altın kazanımında bir ön zenginleştirme prosesi olarak düşünülmektedir. Bazı tesislerde gravite sonrasında uygulanmakta ve böylece amalgamasyon işlemi devre dışı bırakılmaktadır.

Ayrıca altın cevherleri siyanisidler, bitümlü karbon ve grafit içeriyorsa bu elementler siyanür liç işleminde güçlük çıkarırlar ve bunlar altın liçi için gerekli oksijeni ve siyanürü harcarlar. Arsenik ve antimuan, çözülmüş altın ve gümüş bileşiklerindeki altının yerine geçen bileşikler oluştururlar. Bitümlü karbon ve grafit ise altınlı çözeltilerdeki altın iyonlarını adsorbe ederek liç verimini düşürürler ve ayrıca altın cevherlerindeki tellürid minerallerinin siyanür liçi ile çözündürme verimini oldukça azaltır (Forrest vd., 2001).

Bu nedenlerden dolayı aşağıda amaçlarla altın cevherleri flotasyonla zenginleştirilir.

- ✦ Siyanürlenecek cevherdeki elementleri uzaklaştırmak
- ✦ Siyanürde zor çözünen tellüridler kazanmak
- ✦ Gravite zenginleştirilmesi ve amalgamasyon işlemlerinin artıklarındaki altın kaçaklarını geri kazanmak
- ✦ Yüksek tenörlü altın ön konsantreleri üretmek

Az miktarda köpürtücü ve yalnızca grafitte karşı aktif toplayıcı kullanılarak grafit, bitümlü karbon içeren altın-gümüş cevherinin önce grafit ve karbonu yüzdürülür. Daha sonra nabit altın, gümüş ve bu metallerin sülfürleri flotasyonla konsantre edilir. Altınlı pirit cevherleri kollektif flotasyonla konsantre edilirken, altın-gümüş içeren sülfürlü Cu-, Pb-, As-, Sb- cevherleri selektif veya kollektif olarak zenginleştirilirler. Tellürid içeren cevherdeki nabit altın ve gümüş, siyanür liçi ile çözüldürülüp alındıktan sonra liç atıklarındaki tellüritler flotasyonla yüzdürülerek konsantre edilir (Akdağ, 1986; Şen, 2000).

Nabit altın ve gümüşün yüzdürülebilirliği bunların tane iriliklerine ve tane şekillerine bağlıdır. Pulsu taneler, küresel tanelere göre daha kolay yüzerler. 200 µm dan iri nabit altın ve gümüş tanelerini flotasyonla yüzdürmek olanaksızdır. Bu nedenle mikroskobik incelemeler sonunda cevherde serbest halde 200 µm dan iri taneli nabit altın ve gümüş saptanırsa cevher önce gravite yöntemleriyle veya amalgamasyonla zenginleştirilirler. Bu işlemlerin atıklarına gerekirse flotasyon işlemi uygulanır. Amalgamasyonla altın ve gümüşün % 60-70' i alınıp cevherin artıkları yüzdürülerek genel verim % 10-30 artırılabilir. Flotasyonla üretilen altın konsantrelerinde nabit altın ve gümüşün yüzeyini kaplayan ksantojenat filmi siyanürleme işlemini güçleştirir. Bu nedenle flotasyon konsantreleri pirometalurjik işlemlerle değerlendirilirler (Şen, 2000).

Nabit altının, gümüşün, altınlı-gümüşlü sülfürlü minerallerinin birlikte bulunduğu cevherlerin flotasyonla yüzdürülmesinde sülfidril toplayıcılar (ksantatlar, ditiyofosfatlar), köpürtücü olarak krezelik asit ve çamyacı kullanılır. Nabit altın, gümüş ve sülfürlü minerallerin yüzeyleri su ve hava ile hafif temastan sonra toplayıcı reaktiflerle kolayca bağ kurarlar. Metallerin kimyasal aktivitelerinin etkisiyle altın-gümüş iyonları içeren pulpteki oksijen bu ağır metaller tarafından indirgenerek hidrojen peroksit, dolayısıyla aktif oksijen oluşur. Bu aktif oksijen altının gümüşün ve sülfür tanelerinin yüzeylerini etkileyerek toplayıcıların bağlanmasını sağlar. Yani nabit altının, gümüşün, tellüritlerin, sülfürlerin yüzeyi ancak ortamda yeterli oksijen mevcut ise kolaylıkla ksantatlarla kaplanır. Ortamda

nabit altın-gümüşle beraber bakır ve demir sülfür mineralleri varsa bu sülfürler kolay okside olduklarından öncelikle oksijeni tüketirler. Bu nedenle nabit altın ve gümüşün kollektörlerle bağlanması zorlaşır. Bu durumda pulp uzun süreli ve ilave basınçlı hava verilerek şartlandırılır (Akdağ, 1986).

Cevher fazla kil içeriyorsa dispersiyonu sağlamak için ortamın pH' sı çok önemlidir. Zayıf alkali ortamda en yüksek dispersiyon sağlanabilmektedir. Killeri bastırmak için az soda ile Na_2SiO_3 ve bazen Na_2S kullanılır. Bu reaktifler genelde değirmenlere beslenir.

Flotasyonla altın, gümüş, altınlı-gümüşlü sülfürler yüzdürülürken uzun zincirli ksantatlar karıştırılarak kullanılabilirler. Böylece köpük gerilimi artırılır, flotasyon hızlandırılır, seçimlilik artırılır (uzun zincirli ksantatlar topaklanma yaparlar), toplayıcı sarfiyatı azaltılır. Mineral yüzeylerindeki farklı oksidasyon, dolayısıyla toplayıcılarla bağlanma eğilimindeki farklılık, karıştırılmış toplayıcılarla çalışmalardaki başarıyı artırır.

Nabit altın ve gümüş içeren kuvarslı altın cevherlerinden bu metaller hafif alkali ortamda (soda pH 7-9) ksantatlar, ditiyofosfatlar ve köpürtücü olarak krezelik asit kullanılarak kolaylıkla yüzdürülebilirler. Gangın az miktarda camsuyu ile bastırıldığı işlemden yüksek altın tenörlü konsantreler üretilebilir. Fakat bu tip cevherlerin flotasyonla zenginleştirilmeleri pek yaygın değildir. Ancak flotasyonla altın kazanma verimi siyanür liçinden daha düşüktür. Ayrıca flotasyon konsantreleri direkt liç edilemezler, liçten önce ısı işleminden geçirilirler veya pirometalurjik olarak değerlendirilirler. Buna rağmen flotasyon küçük kapasiteli işletmelerde uygulama olanağı bulmuştur (Monte vd., 1997 ve 2002; Teague, 1998, 1999 ve 2000; Şen, 2000).

Altınlı pirit/arsenopirit içeren cevherler hafif asidik ortamda bir miktar canlandırıcı (CuSO_4) ve ksantat yardımıyla kollektif olarak yüzdürülebilirler (Monte vd., 1997 ve 2002). Kollektif konsantrere pirometalurjik yöntemle değerlendirilir. Bu cevherlerden farklı kalitelere altın konsantreleri üretilebilir. Bu amaçla yapılan selektif flotasyonda, önce kostik soda ile (pH 8-9) permanganatlarla pirit, arsenopirit bastırılıp, ditiyofosfatlar ve krezelik asit veya çamyacı ile nabit altın yüzdürülür. Pirit yüzdürme aşamasından önce hafif asidik ortamda pirit yüzeylerindeki oksit filmi tahrip edilir. İkinci bir şartlandırma ortamında pH değeri soda ile hafif bazik olarak ayarlanır, permanganatlarla arsenopirit bastırılır ve soda piriti canlandırır. Canlandırılan pirit ksantatlarla yüzdürülüp altınlı pirit konsantresi üretilir. Bastırılan arsenopirit içerisinde bulunan altını da kazanmak için arsenopirit asidik ortamda (H_2SO_4 , pH: 5-6) CuSO_4 ile canlandırılıp ksantatlarla

yüzdürülerek gangdan ayrılır. Böylece nabit altın konsantresi, altınlı pirit konsantresi, altınlı arsenopirit konsantresi üretilir (Allan ve Woodcock, 2001).

Altınlı arsenopirit cevherinde piritte bağlı altın pek fazla değilse altınlı pirit yüzdürme işlemi yapılmadan, nabit altın ve altınlı arsenopirit ayrı ayrı yüzdürülür. Bu tip cevherlerden hafif asidik ortamda önce arsenopirit konsantresi üretilir. Arsenopirit yüzdürme aşamasında yüzmeyen nabit altın ve nabit gümüşü içeren artık Knelson konsantratöründe yoğunluğuna göre zenginleştirilerek yüksek tenörlü nabit altın-gümüş konsantresi üretilir. Gravite zenginleştirme işlemi ilavesiyle tesisin genel altın, gümüş kazanma verimi % 95'in üzerine çıkarılır (Çilingir, 1996).

Antimonit, arsenopirit, pirit, nabit altın içeren cevherlerde, önce antimonit yüzdürülür. Antimoniti canlandırmak için $PbNO_3$, arsenopirit ve piriti bastırmak için şartlandırmaya hava verilir ve uzun süre şartlandırılır. Antimonit, pirit ve arsenopirite karşı aktif olmayan Aero 3477 toplayıcısı ve köpürtücü Dowfroth 250 yardımıyla yüzdürülür. Daha sonra asidik ortamda (H_2SO_4 , pH: 5-6) arsenopirit ve pirit bakır sülfatla canlandırılıp ksantatlarla yüzdürülür (Van Devender vd., 2000, Teague vd., 1998 ve 1999; Forrest vd., 2001; Akçıl, 1998; Şen, 2000).

Cevherlerdeki altın, gümüş içeriğinin önemli bir bölümü fahlerzler içerisinde ise, fahlerzler de ksantatlarla, ditiyofosfatlarla hafif bazik ortamda yüzdükleri için fazla sorun yaratmazlar. Ancak bu cevherlerde altın içermeyen pirit varsa, pirit zor bastırıldığı için konsantrenin altın tenörünü düşürür.

Cevherde nabit altın yoksa nabit gümüş içeren veya gümüşlü sülfür mineralleri içeren cevherler sülfidril toplayıcılarla yüzdürülürler. Bu cevherlerde steril (altın ve gümüşsüz) pirit varsa pirit kireçle bastırılabilir. Fakat cevherde ekonomik olabilecek nabit altın varsa, piriti bastıran kireç nabit altını da bastırır. Kireç etkisini azaltmak için kısa zincirli ksantatlar ve ditiyofosfatlar seçilip NaOH ile pH ayarlanır. Altın ve gümüş cevherlerinin siyanür liçi ile zenginleştirilmesi sorun yaratmıyorsa liç ile zenginleştirilirler. Ancak sorunlu cevherlerde ve küçük kapasiteli işletmelerde flotasyon uygulanır (Yan ve Hariyasa, 1997; Teague, 1998, 1999 ve 2000; Pyke, 2000).

Nabit altın, nabit gümüş, altınlı sülfür minerallerinin selektif-kollektif flotasyonunda ksantatlar, ditiyofosfatlar, diksantojenatlar, Aerofloat 208, Aero 3477, Aerofloat 25, Aerofloat 31, Aeroprometer 404, Aeroprometer 407, Aeroprometer 412 toplayıcı olarak kullanılırlar. Bu işlemde kullanılan köpürtücüler ise çamyacı, Dowfroth 250, krezelik asit

ve eşdeğerli reaktiflerdir (Monte vd., 1997 ve 2002; Teague, 1998, 1999 ve 2000; Van Devender vd., 2000; Forrest vd., 2001; Yan ve Hariyasa, 1997; Pyke, 2000).

1.4.4. Aglomerasyon ile Altın Kazanımı

Kömür-yağ-altın aglomerasyon yöntemi özellikle ince taneli altın cevherlerinin zenginleştirilmesinde uygulanan potansiyel yeni yöntemlerden biridir. Düşük tenörlü ve ince taneli (1-5 μm) nabit altını ve sülfür minerallerine bağlı altını ekonomik olarak değerlendirmek için yağ aglomerasyonu yöntemi geliştirilmiştir. Gerek siyanürle zenginleştirmenin neden olabileceği çevresel zararlarını engellemek gerekse diğer yöntemlerin ince taneli altın cevherlerinin zenginleştirilmesinde gösterdikleri düşük performanslara alternatif olarak bu yöntem geliştirilmiştir (Seyrankaya, 2001).

Bu yöntemde ince öğütülmüş cevher, kolay yüzdürülebilen kömür ve özel aglomerasyon yağı ile şartlandırmada karıştırılır. Karıştırma ile nabit altın ve sülfürlü altın mineralleri kömür tanecikleri içerisinde hapsedilerek kömür aglomeratları oluşturulur. Şartlandırma süresinin artırılması aglomeratlarıdaki altın konsantrasyonunu artırır. Bu altın kömür aglomeratları flotasyonla yüzdürülüp altın ön konsantreleri üretilir. Bu altın ön konsantreleri kavrulup pirometalurjik değerlendirilerek külçe altın elde edilir (Çilingir, 1996).

Aglomeratların üretimi birçok yolla gerçekleştirilmektedir. Aglomerasyonun sağlanması için elektrolit kullanımı bu yöntemlerden biridir. Bu yolla tanelerin zeta potansiyeli düşürülmekte ve taneciklerin bir araya gelmeleri sağlanmaktadır. Diğer bir yöntem polimerik flokülant kullanımıdır. Kullanılan flokülant tanecikler arasında polimer köprüleri oluşturmakta ve böylelikle aglomerasyon sağlanmaktadır. Üçüncü metot ise yağ kullanılarak aglomerat üretimidir.

Kullanılan yağ, kömür tanelerinin yüzeyini film tabakası şeklinde kaplayarak tanelerin çarpışması sonucunda taneler arası sıvı köprüleri bir arada tutarak aglomeratların oluşmasını sağlar.

Bir ince kömür zenginleştirme yöntemi olan aglomerasyon ve ince tanede serbestleşen cevherlerin zenginleştirilmesinde kullanılan flotasyon metodunun birleştirilmesi ile yöntem normal yöntemlere nazaran daha ince ve daha iri altın tanelerinin kazanılabilmesine olanak tanımaktadır (Şen, 2000).

Aglomeratların üretiminde iki metot kullanılmaktadır. Birinci metotta yağ ve kömür taneleri altın cevheri pulpunun bulunduğu tank içerisine ilave edilmekte ve kömür-yağ-altın aglomeratlarının oluşumu flotasyon tankı içerisinde sağlanmaktadır. İkinci metot ise kömür-yağ aglomeratlarının ayrı bir aşamada üretilip daha sonra altın cevheri pulpüne ilavesidir. Kömür-yağ aglomeratları iki aşamalı bir karıştırma işlemi ile üretilmektedir. Birinci aşamada kullanılacak yağın % 30-70'lik kısmı pulpe ilave edilip daha sonra yüksek hızda karıştırılır. Mikro aglomeratlar bu şekilde elde edildikten sonra ikinci aşamada geri kalan yağında ilavesiyle karıştırma hızı düşürülür ve aglomeratların boyutunun büyümesi sağlanır.

Kömür-yağ-altın aglomeratları üretildikten sonra pulp içerisinden flotasyonla yâda eleme yöntemlerinden biri kullanılarak ayrılabilir. Aglomeratlar yakılıp elde edilen yüksek altın tenörüne sahip kül bir pirometalurji tesisine satılarak değerlendirilebilir. Bu yöntem gerek ucuz olması ve gerekse ilave hiçbir işlem gerektirmemesi nedeniyle tercih edilebilir. Elde edilen yüksek tenörlü külün liç işlemine tabi tutularak altının kazanılması farklı bir yöntemdir (Akçıl, 1998).

Bu metotta hidrofobik altın taneleri kömür ve yağdan oluşan aglomeratlar içinde cevher pulpundan kazanılmaktadır. Karıştırma esnasında ilave edilen hidrokarbon yağ pulpe dağılır ve cevher tanelerinin yüzeyine adsorbe olurlar. Birbirleriyle çarpışan taneler yağın etkisiyle aralarında köprü oluşturarak tutunurlar. Taneler hidrofobik olduğu için için küresel şekilli aglomeratlar oluşarak serbest altın taneli cevherler, plaserler ve atıkların zenginleştirilmesinde bu metot etkili olmaktadır.

Eğer altın cevheri pirit, arsenopirit ya da diğer sülfid mineralleri içeriyorsa, kömür-yağ-aglomerasyonu etkili olmayabilir (Akçıl, 1998).

Bu metodu etkileyen pek çok faktör vardır:

- ↓ Besleme tane boyutu
- ↓ pH ve sıcaklık
- ↓ Pulp katı oranı
- ↓ Hidrofobik altın tanelerinin homojen karışımı
- ↓ Kullanılan reaktiflerin miktarı ve seçiciliği
- ↓ Yağ tipi
- ↓ Kömür / oranı ve grafit / yağ oranı
- ↓ Aglomerat / cevher oranı

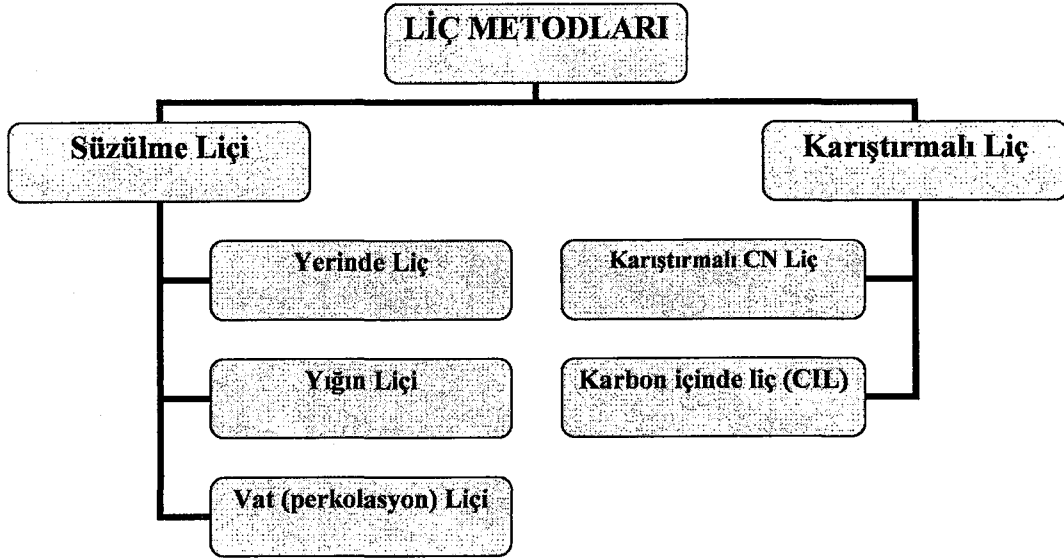
1.4.5. Çözündürme (Liç) İşlemleriyle Altın Kazanımı

Değerli metallere katılardan kimyasal olarak çözündürülmesi ve çözültiden kazanılması olarak tanımlanan hidrometalurjik işlemler 19. yy sonlarına doğru yaygınlaşmıştır. Cevherinin mineralojik yapısına bağlı olarak mevcut diğer metotlarla zenginleştirilemeyen altın cevherleri hidrometalurjik olarak kazanılabilirler. Altın taneleri çok küçük boyutlarda olması ya da tenörün düşük olması gibi faktörler bu yöntemlerin kullanımını zorunlu kılmış ve bu alanda oldukça fazla araştırmalar yapılmıştır (Gupta ve Mukherjee, 2000).

1.4.5.1. Çözündürme Yöntemleri

Altın cevherleri mineralojisine ve altın tenörüne bağlı olarak farklı liç yöntemleri uygulanabilmektedir. Bu kategoride altın cevherleri üç farklı şekilde sınıflandırılmaktadır (Çilingir, 1996).

- ✚ Düşük tenörlü altın cevherleri
- ✚ Direkt liç edilebilen altın cevherleri
- ✚ Yüksek tenörlü altın cevherleri



Şekil 1.25. Kimyasal çözündürme metotları (Gupta ve Mukherjee, 2000).

Yerinde Liç (çözelti madenciliği)

Bu metotta cevher yatağından çıkartılmadan, bulunduğu yerde patlatıcılarla gevşetilir liç için gerekli olan reaktif ve hava sirkülasyonu ile liç edilir. Daha sonra toplama tünelleri ve pompalarla birlikte solüsyon noktalarına toplanır. Prosesin etkinliğini değerlendirmek cevherin tenör ve tonajının bilinmemesinden dolayı güçtür. Yerinde liç ekonomik olarak çıkartılıp zenginleştirilmesi mümkün olmayan çok düşük tenörlü cevherler için başarılı bir şekilde uygulanmaktadır.

Çözelti madenciliğinin avantajları

- ✚ Daha az yüzeysel problemler ve geleneksel madenciliğe kıyasla daha az çevresel problemlerin olması
- ✚ Daha düşük ilk yatırım ve işletme maliyetlerinin olması
- ✚ Geleneksel metotlarla zenginleştirilemeyen materyallerden değerli metallerin kazanımı için ekonomik potansiyele sahip olması
- ✚ Metodun kullanımıyla beraber cevher kaynaklarının artırılması

Çözelti madenciliğinin dezavantajları

- ✚ Kimyasal ve fiziksel özellikleri açısından kompleks bir teknoloji oluşu
- ✚ Saha çalışmalarında yapılacak olan testlerin zor oluşu
- ✚ Yeraltı su kirliliğinin proses üzerine olumsuz etkisi
- ✚ Prosesle ilgili elde edilen deneyim ve verilerin ticari olarak yayımlanmaması

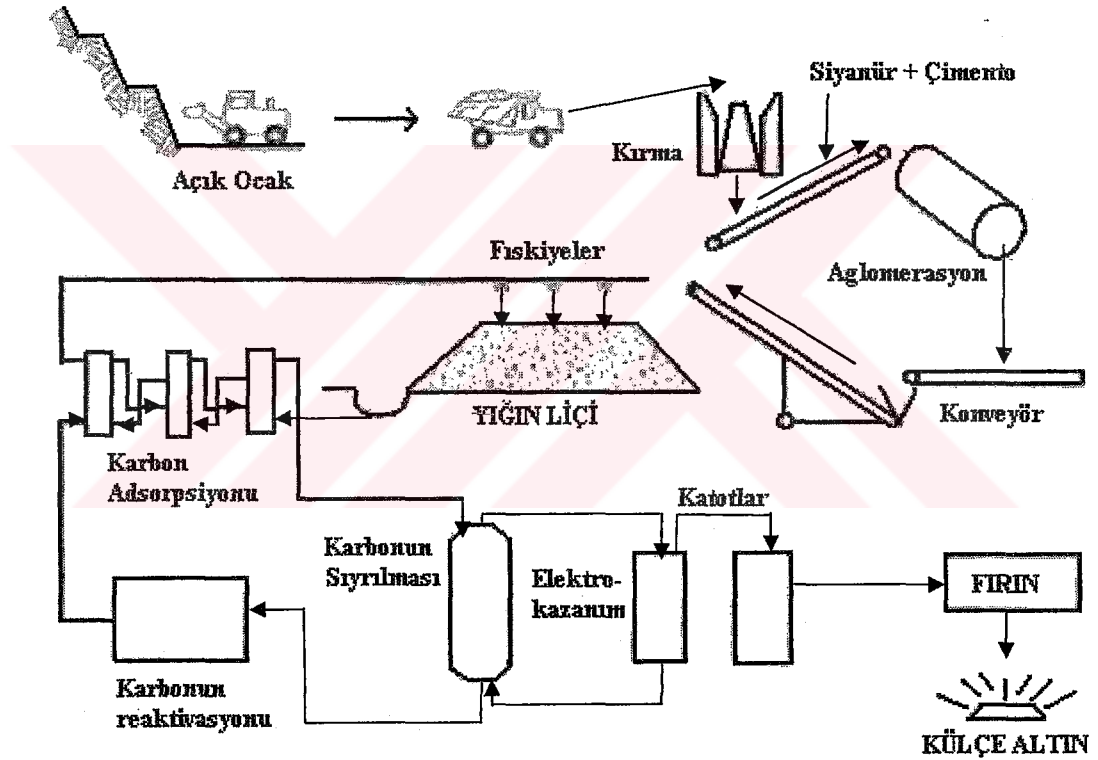
Uranyum cevherine uygulaması bulunan bu metodun siyanürün zehirli olması nedeniyle altın cevherlerine endüstriyel ölçekte uygulaması bulunmamaktadır. Burada kimyasal çözündürme yöntemlerinden biri olması açısından verilmektedir.

Yığın Liçi

En eski liç yöntemi olan süzülme liçi esasına dayanır (Gupta ve Mukherjee, 2000). Çıkarılan cevher eğimli bir zemin üzerinde yığın oluşturulur ve önce ya cevher hazırlama yapılır ya da yapılmadan liç tabii tutulur. Liç esnasında doyunlaşmakta olan çözelti tekrar

tekrar yığın üzerinden geçirilerek proses devam ettirilir. Metot oldukça basittir fakat reaksiyon hızı düşüktür. Yığın liçi metodu çok büyük tonajlarda cevherler için ekonomik olmaktadır.

Bu yöntem düşük tenörlü (<3 gr/ton Au) ve altının çok küçük tanecekler halinde dağıldığı oksitlenmiş, açık işletmeyle işletilebilecek altın cevherleri için günümüz koşullarında ekonomik olabilen tek yöntemdir. Altın kurtarma veriminin düşük (% 50–75) olmasına karşın gerek yatırım ve gerekse işletme maliyetlerinin düşüklüğü nedeniyle yaygın bir uygulama alanı vardır (Bayraktar ve Yazar, 1985). Şekil 1.27’de yığın liçi yöntemiyle altın zenginleştirmesinin akım şeması görülmektedir.



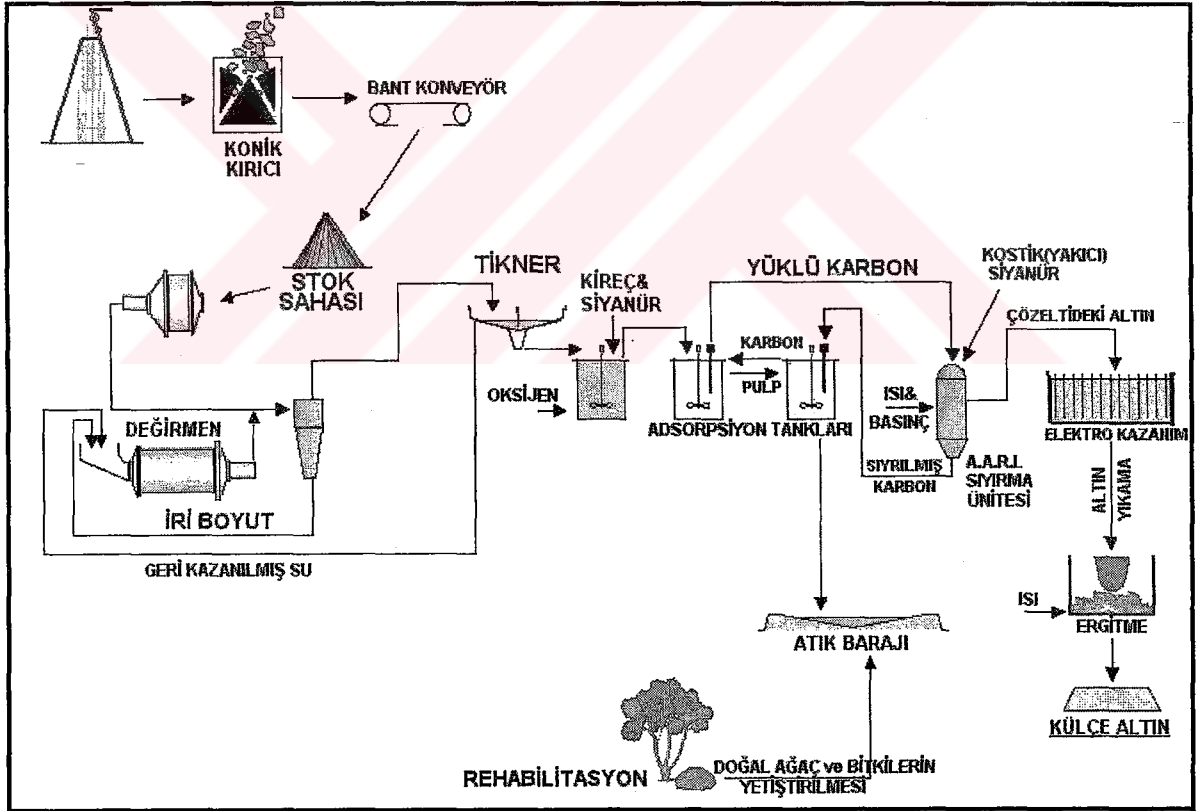
Şekil 1.26. Yığın liçi yöntemiyle altın kazanımı akım şeması (Bayraktar ve Yazar, 1985).

Açıık işletme yöntemiyle üretilen cevher, kil, asfalt ya da dayanıklı plastik ile geçirimsizleştirilmiş, hafifçe eğimli ($3-8^\circ$) zemin üzerine yığılır. Yığın yükseklikleri yığının süzülme özelliğine göre 3–15 m arasında değişir. Yığındaki ortalama parça boyu, cevherin porozitesi ve siyanür çözeltisinin yığının her kesitinde eş akımlı olmasıyla sınırlıdır. Uygulamadaki en büyük parça boyutu ocaktan gelen kırılmış cevher parçaları büyüklüğünde (15–20 cm) olabildiği gibi daha ince kırılarak 1 cm'ye kadar indirgenmiş

parça boyunda olabilir. Yığın üzerine alkali siyanür çözeltisi fiskiye sistemi ile verilerek çözeltinin yığının her tarafından geçmesi sağlanır. Cevherin siyanür çözeltisinin akışını engelleyecek miktarda kil ya da şlam içermesi halinde aglomerasyon işlemi uygulanmaktadır (Şekil 1.28).

Karıştırmalı (tank) liçi

Bu metot liç solüsyonunun taneler ile etkili temasının sağlanamadığı cevher tiplerinde uygulanmaktadır. Liç esnasında verilen gaz ya da pervane yardımıyla oluşan karışımla birlikte liç reaktifi ve tanelerin etkin bir şekilde teması sonucunda etkin bir liç işlemi gerçekleşir. Liç birden fazla tankla aktarmalı olarak gerçekleşmektedir. Şekil 1.29'da karıştırmalı liç yöntemiyle altın kazanımın akım şeması verilmektedir.



Şekil 1.27. Karıştırmalı liç yöntemiyle altın kazanım akım şeması (URL -3; 2005)

Genellikle yüksek tenörlü fakat ince taneli altın cevherlerine yaygınca uygulanan bir liç yöntemidir. Altın kurtarma verimi yığın liçine göre yüksektir (% 90–99) (Bayraktar ve

Yarar, 1985). Cevher -75 μm 'ye öğütüldükten sonra siyanür çözeltisi içine hava verilere karıştırılır. Karıştırma tankları olarak "Pachua" tankları kullanıldığı gibi mekanik karıştırılmalı tanklar yaygın olarak kullanılmaktadır.

Karıştırma liçi ile perkolasyon liçi arasındaki iki temel farktan biri karıştırma liçinde akış türbülanslı, perkolasyon liçinde ise laminerdir. Perkolasyon liçinde cevher malzemesi sabittir ve liç solüsyonu cevher üzerinden geçirilir.

1.4.5.2. Siyanür Liçi

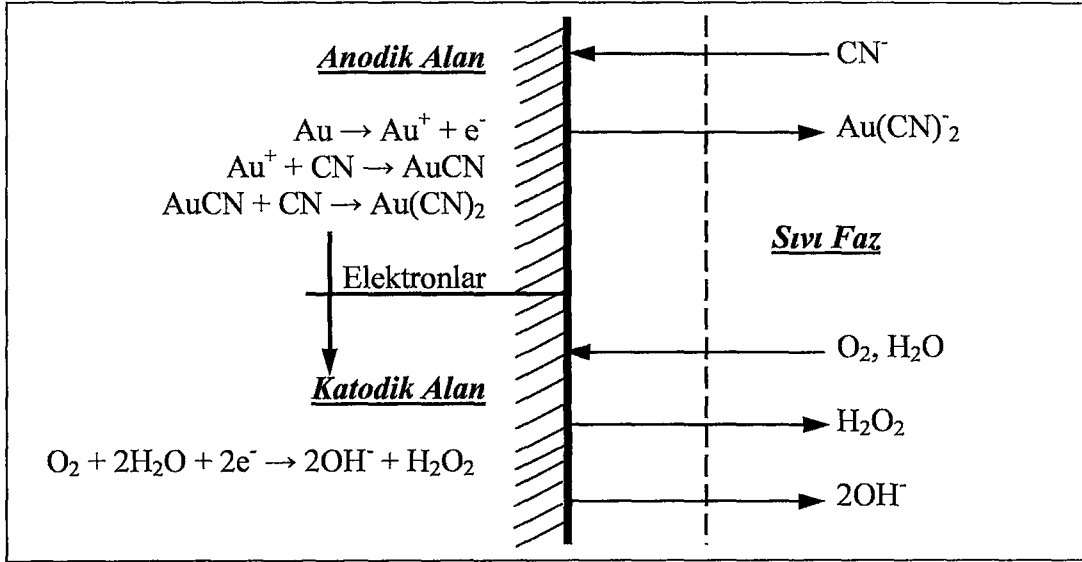
Altın ve gümüş cevherlerinin hidrometalurjik olarak kazanımında en yaygın kullanılan metot "siyanür liç" metodudur. Siyanür prosesi normal şartlar altında seyreltik sodyum yada potasyum siyanür ($\cong 1 \text{ gr/l}$) ile saçınımlı kompleks altın cevherlerinin ($< 1-2 \mu\text{m}$) düşük konsantrasyonlarda bile başarılı bir şekilde liç edilerek $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ kompleks oluşturulduğu hidrometalurjik işlemdir. Daha sonra çözeltiden altın Merrill-Crown prosesi olarak bilinen çinko sementasyonu veya karbon adsorpsiyonuyla kazanılmaktadır (Gupta ve Mukherjee, 2000; Rubisov vd., 1996).

1846 yılında ilk kez Elsner altının siyanür solüsyonunda çözünmesi reaksiyonunu çalışmıştır. Cevherlerden altın kazanımı için siyanür liçini ilk uygulayan ise McArthur (1887) olmuştur (Ling, 1994; Hilson ve Monhemius, 2005). Siyanürün ticari olarak kullanımı ise 1890' lardan sonra olmuştur (Çevikmen vd., 1996; Deng vd., 2000 ve 2002; Ubaldini vd., 1994, 1996, 1998 ve 2000). Siyanür iyonları liç sisteminde aşağıda verilen reaksiyon gereği (OH) ve (HCN) olarak hidrolize olmakta ve diğer metallerle kompleks oluşturmaktadır (Perry vd., 1999).



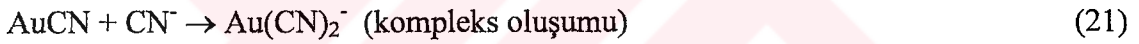
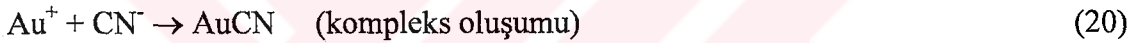
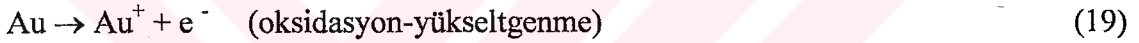
Siyanür çözeltilerinde altının çözünmesi aşağıdaki şekilde gerçekleşmektedir.

- ↓ Solüsyonda oksijenin çözünmesi
- ↓ Katı-sıvı ara yüzeyine çözünmüş siyanür ve oksijenin adsorpsiyonu
- ↓ Katı yüzeyinde elektrokimyasal reaksiyonun oluşumu
- ↓ Tane yüzeyinden altın-siyanür kompleksinin desorpsiyonu

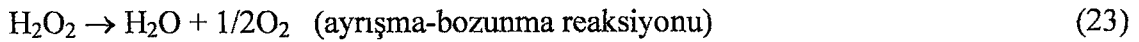
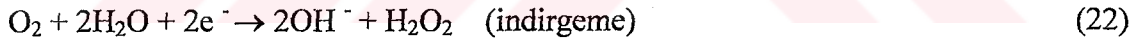


Şekil 1.28. Siyanürle altın çözünmesinde oluşan katı-sıvı reaksiyon diyagramı (Ling, 1994).

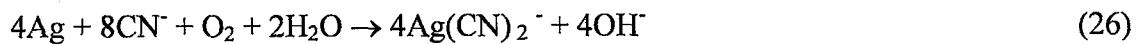
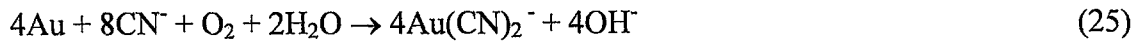
Anodik Reaksiyonlar



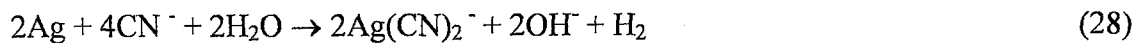
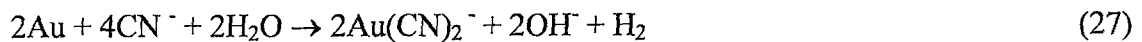
Katodik Reaksiyonlar



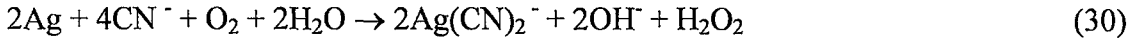
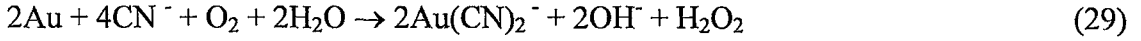
Altın ve gümüşün toplam çözünme reaksiyonu (Hilson ve Monhemius, 2005; Ubaldini vd., 1996; Perry vd., 1999)



Janin' e göre (1886) çözünme reaksiyonu aşağıdaki gibidir:



Bödlander'e göre ise:



Alkali siyanür solüsyonlarında altının çözünmesini redoks potansiyeli, cevherin mineralojik yapısı, çözünmüş oksijen konsantrasyonu, solüsyon alkaliliği, siyanür konsantrasyonu, sıcaklık, serbest altın yüzey alanı, karıştırma hızı ve yabancı iyon varlığı gibi pek çok faktör etkilemektedir. Siyanür solüsyonlarında altın çözünmesini etkileyen faktörler (Ling, 1994):

↓ **Siyanür Konsantrasyonu:** Altın çözünme hızı Au içeriğine ve siyanür tüketen malzemeye bağlı olarak siyanür konsantrasyonu artışıyla artmaktadır. Ancak belli bir konsantrasyondan (>% 0,1 NaCN) sonra altın çözünme hızı artmamaktadır. Ayrıca % 0,2 NaCN den fazla konsantrasyonlarda çözünme hızı düşmektedir. Bu solüsyon pH' sının artmasından da kaynaklandığı ileri sürülmektedir. 24 mg/lt oksijen konsantrasyonunda maksimum altın çözünmesi için gerekli siyanür konsantrasyonu 52 mg/lt' dir (0,002M NaCN). Fakat liç sistemlerinde siyanür tüketiminden dolayı daha yüksek siyanür konsantrasyonlarına ihtiyaç duyulmaktadır ($\approx 1,5$ gr/lt).

↓ **Oksijen Konsantrasyonu:** Bir mol altının çözünmesi için çeyrek mol çözünmüş oksijen gerekmektedir. Siyanür solüsyonlarında çözünmüş oksijenin miktarı; solüsyonun iyon değişimine, karıştırma hızına, sıcaklığa ve oksijen basıncına bağlıdır. Eğer KCN konsantrasyonu % 0,0175'in üstünde ise altın çözünme hızı oksijen difüzyon hızıyla; eğer % 0,0175'in altında ise siyanür difüzyon hızıyla kontrol edilir. Oksijen suda oda sıcaklığında ve atmosferik basınçta 8,2 mg/lt değerinde çözünmektedir. Bu miktar gerekli serbest siyanür konsantrasyonu için 24 mg/lt' dir.

↓ **pH' in Etkisi:** Siyanür liç sistemlerinde pH'ın 9–9,5' den küçük olduğu değerlerde aşağıdaki reaksiyon gereği HCN oluşmaktadır.

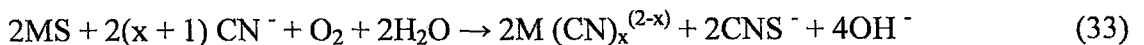


Oluşan HCN oldukça toksiktir. Bu nedenle liç pH' sı 10,5–11 arasında tutulmaktadır. pH artışı Au(OH)₃ oluşumundan dolayı çözünme reaksiyonunu olumsuz etkilemektedir. Ayrıca Sb ve As gibi elementler pH artışıyla daha çok çözülebilir ve CN tüketimi artar. Bu nedenlerden ötürü siyanür liç solüsyonunun pH'sı, siyanür tüketimini minimum tutmak, yüksek altın liç hızına ulaşmak ve HCN oluşumunu engellemek için dikkatli bir şekilde ayarlanmalıdır.

✚ **Tane Boyunun Etkisi:** Altın çözünme hızı kırma ve öğütme sonrası açığa çıkan altının yüzey alanına bağlıdır. Serbest yüzey alanı tane boyut dağılımına ve altın serbestleşmesiyle ilişkilidir. Altın serbestleşmesi ve siyanürün altın ile liç teması arttığı için tane boyutunun azalmasıyla çözünme hızı artar. Bununla birlikte Fe, Cu ve Zn gibi siyanid (siyanür tüketen bileşik/element) içeren cevherlerde, oluşan yan reaksiyonlarla birlikte reaktif tüketimi artacaktır. Bu durumda, öğütme işlemi maliyeti artıracığı için siyanür tüketimi ve altın çözünme verimi arasında uygun bir tane boyu seçilmelidir.

✚ **Sıcaklığın Etkisi:** Sıcaklık artışı solüsyonun aktivitesinin artışıyla birlikte altın çözünme verimi artmaktadır. Aynı zamanda sıcaklık artışı gaz çözünmesini azalttığı için solüsyondaki oksijen miktarı azalacaktır. Çözünme hızı 85°C' de maksimum değere ulaşmaktadır. Ancak solüsyondaki oksijen içeriği 25°C' den 85°C' ye yükseldiğinde altın çözünme hızı % 20–25 artmaktadır. Ancak çözelti sıcaklığını artırmak hem maliyetli olmakta hem de siyanür bozunduğu için reaktif maliyeti de artmaktadır (Tanrıverdi, 1997).

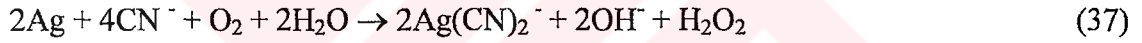
✚ **Yabancı İyonlarının Etkisi:** Cevherlerden altın kazanımı birlikte bulunan minerallere de bağlıdır. Altın genellikle pirit, galen, arsenopirit ve kalkopiritle birlikte bulunur. Liç sisteminde yabancı iyonlar liçi olumlu ve olumsuz etkilemektedir. Cevherde bulunan minerallerin etkisiyle oluşacak olan yan reaksiyonlar CN ve O₂ tüketimine neden olurlar. Sülfütlü minerallerden çözünen sülfid iyonları CNS⁻ oluşturarak siyanür tüketimine neden olurlar. Ayrıca altın tane yüzeyinde sülfür kaplaması oluşur ki bu da CN⁻ ve O₂' nin tane yüzeyine ulaşmasını engeller. Çoğu metal sülfidler; metal iyonlar, metal hidroksitler yâda metal siyanid kompleksleri ve çeşitli sülfür içeren türler (CNS⁻, S⁻² ve S₂O₃⁻²) oluşturacak şekilde alkali siyanür solüsyonunda kolay bir şekilde çözünmektedirler.



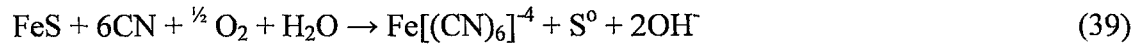
Bazı metal oksitler, karbonatlar ve diğer bileşenler alkali siyanür solüsyonlarında çözünürler ve metal sülfütlere göre daha az siyanür ve oksijen tüketirler. Çünkü solüsyonda oluşan anyonlar, sülfütlere göre reaksiyona girmezler. Diğer taraftan Pb^{+2} , Hg^{+} ve talyum iyonları sülfid iyonlarının olumsuz etkisini ve CN tüketimini azaltmak için ortama ilave edilebilir. Liç sisteminde sülfid kurşun nitrat, kurşun oksit ve kurşun asetat gibi kurşun tuzlarıyla PbS , $PbSO_4$ ve $PbS(OH)_2$ ya da civa tuzlarıyla HgS , $HgSO_4$ ve $Hg(OH)^{-2}$ oluşturularak çözüldükten bertaraf edilirler. Ayrıca Pb ve Hg tuzlarının belli miktarları altın liç verimini artırmaktadırlar



Cevherlerde altınla birlikte bulunan gümüş, siyanür solüsyonlarında altına benzer şekilde çözünmektedir.



Demir sülfitler oksitlerden daha reaktiftir ve alkali siyanür solüsyonlarında demir siyanür kompleksleri ve çeşitli sülfür bileşikleri oluşturacak şekilde çözünürler.



Demir sülfitlerin bozunma sırası şöyledir:

Pirotit >>> Markazit > Arsenopirit > Pirit

Bakır mineralleri siyanür solüsyonlarında çeşitli Cu(I) [$Cu(CN)_2^{-}$, $Cu(CN)_3^{-2}$, $Cu(CN)_4^{-3}$] siyanid kompleksleri oluşturacak şekilde çözünürler ve bunlar aşırı CN^{-} tüketimine neden olurlar.

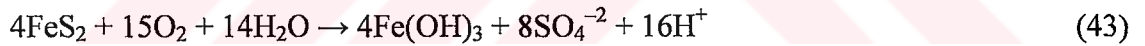
Çoğu çinko mineralleri siyanür solüsyonlarında orta derecede çözünebilirler ve $Zn(CN)_2$, $Zn(CN)_3^{-}$, $Zn(CN)_4^{-2}$ gibi siyanür kompleksleri oluştururlar. Çinko mineralleri altın cevherlerinde genellikle az miktarda bulunur ve çinko siyanür kompleksleri altın siyanid komplekslerinden çok daha düşük stabiliteye sahiptirler.

Sülfite bozunması ya da oksidatif ön-işlem sırasında oluşan elementel sülfür; tiyosiyanat, sülfat ve diğer sülfür bileşiklerini oluşturacak şekilde siyanür solüsyonlarında hızlı bir şekilde CN⁻ ile reaksiyona girerler (Ling, 1994).



Elementel sülfürün bozunması (dekompozisyonu) altın yüzeyinde sülfür kaplamasını engellemek açısından faydalıdır. Fakat oluşan reaksiyonlar siyanürü tüketmektedirler. Sülfite iyonları tiyosülfata ve daha yavaş bir şekilde de sülfata oksitlenirler. Altın yüzeyinde liçi engelleyecek şekilde koruyucu bir film tabakası oluştururlar. Bu olumsuz etki ön-havalandırma işlemiyle azaltılabilir.

✦ **Ön-Havalandırmanın Etkisi:** Ön-havalandırma işlemi liç verimini artırmak için endüstride yaygın bir şekilde uygulanmaktadır. İşlem, siyanür liçinden önce cevher tipine göre farklı sürelerde alkali ortama pulp içine hava girişini içermektedir. Havalandırma işlemi piriti Fe(III) hidroksite oksitlemektedir.



Metal sülfidler, siyanür tüketimini azaltmak için, yüzeylerinde metal hidroksit oluşturularak pasifleştirilirler. Ancak metal hidroksitler aynı zamanda altın yüzeylerini kaplayarak liç verimini düşürebilmektedirler.

1.4.5.3. Siyanüre Alternatif Reaktifler

Değerli metallere ekstraksiyonunda yüzyıldan aşkın zamandır en yaygın şekilde kullanılan reaktif siyanürdür. Etkin liç performansına karşın toksik etkisinden dolayı çevresel problemler oluşturmaktadır. Bu yüzden hem siyanür kadar toksik olmayan hem de etkin liç özelliğine sahip reaktiflerin değerli metal ekstraksiyonunda kullanımı üzerine araştırmalar yapılmıştır. Bu alanda kullanılabilecek, literatürde yer alan alternatif

raktiflerin listesi aşağıda verilmektedir (Gos ve Rubo, 2001; Hilson ve Monhemius, 2005). Bu reaktifler değişik şartlar altında altın kompleksleri oluşturabilme kabiliyetindedirler.

- ↓ Tiyöüre {CS(NH₂)₂}
- ↓ Tiyosülfat {S₂O₃}
- ↓ Tiyosiyanat {SCN}
- ↓ Sülfid {Na₂S, (NH₄)₂S, NaHS }
- ↓ Amonyak {NH₃}
- ↓ Halojenler
- ↓ Diğer reaktifler

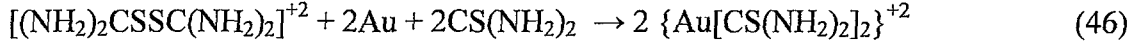
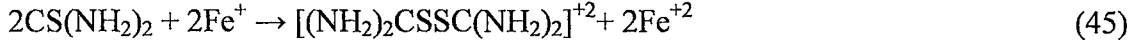
Bu reaktifler için burada önemli olan altınla hem güçlü kompleksler oluşturabilmesi, hem de altını sıvı fazdan sıyırılması/kazanılmasıdır. Alternatif reaktiflerde aranan özellikler şunlardır (Hilson ve Monhemius, 2005):

- ↓ Çevresel problem yaratmaması ya da az toksik olması
- ↓ İlk yatırım ve işletme maliyetlerinin düşük olması
- ↓ Etkin liç verimi ve ekonomikliği
- ↓ Elde edilebilirlik ve uygunluk
- ↓ Bozundurulma / yeniden kazanılabilirlik özelliğine sahip olma
- ↓ Tesis ölçeğinde uygulanabilirlik

Tiyöüre

Altın ve gümüşün asidik tiyöüre çözeltisinde çözüldüğü ilk kez 1941 yılında Plaksin ve Kozhukkova tarafından açıklanmıştır (Ulusoy ve Girgin, 1998). Asidik ortamda altın-ve gümüş tiyöüre ile etkileşerek Au[CS(NH₂)₂]₂⁺ ve Ag[CS(NH₂)₂]₃⁺ şeklinde katyonik kompleksler oluşturmaktadır. Çözünme hızını artırmak için bir oksitleyiciye gereksinim duyulmakta ve bu amaçla da Fe⁺³ tuzları kullanılabilir. Ancak kullanılan oksitleyiciler tiyöüreyi de oksitlemekte ve formamidin disülfür oluşmaktadır. Oluşan bu ürün de altın ve gümüşü katyonik kompleksler oluşturarak çözmektedir (Ulusoy ve Girgin, 1998; Hilson ve Monhemius, 2005; Ubaldini vd., 1996 ve 1998; Yüce vd., 1994).

Tiyöürenin formamidin disülfür oksitlenmesi (Ubal dini vd., 1996 ve 1998):



Formamidin disülfür özellikle sıcaklık ve pH' a bağı olarak kolloid kükürt, siyanamid ve tiyoüreye dönüşebilmekte ve oluşan kolloidal kükürt ise çözünmemiş taneciklerin yüzeyini kaplayarak çözünmeyi olumsuz yönde etkilemektedir. Bu nedenle de sıcaklığın, pH'ın ve ortamdaki formamidin disülfürün ve Fe^{+3} derişiminin çok iyi bir şekilde denetlenmesi gerekmektedir.

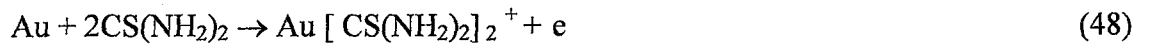


Tiyöüre liçinde SO_2 kullanılması durumunda çok daha iyi sonuçlar alınmakta ve bu durum ortama SO_2 ilavesinin tanecik yüzeylerinin kaplanma eğilimini azaltmasına ve tiyoürenin kimyasal parçalanmasını engellemesine bağlanmaktadır (Kuzugüdenli ve Kantar, 1999; Hilson ve Monhemius, 2005; Yüce vd., 1994).

Düşük pH değerlerinde liç gerçekleştiği için daha pahalı tanklar (paslanmaz çelik) gerektirmesine rağmen yatırım maliyetleri siyanür tesisindekilere benzer degerdedir. Ferrik sülfat ve asit maliyetleriyle birlikte cevher yapısına bağı olarak yaklaşık 47 kg tiyoüre/ton cevher harcanmaktadır. İndirgeyici olarak SO_2 kullanımıyla 0,5 kg tiyoüre/ton cevhere kadar tüketim düşmektedir. Genellikle reaktif tüketimleri siyanürden daha yüksektir (Gos ve Rubo, 2001; Hilson ve Monhemius, 2005).

Liç kinetiği/hızı siyanürden on kat daha hızlıdır, fakat altın için selektivitesi şüphelidir. Altının liçini engelleyecek maddelere/ürünlere hızlı bir şekilde bozunmaktadır. Tiyöürenin kimyasını altın liçi için optimum selektivite açısından kontrol etmek güçtür. Çünkü altının liçini engelleyecek olan yan reaksiyonlar oluşur.

Liçte oksitleyici reaktif varlığında formamidin disülfid oluşur. Bu siyanamid, hidrojen sülfid ve elementel sülfid oluşabilir ki bu da tiyoüre tüketimini artırır. Eğer oksidasyon potansiyeli yeterince yüksek değilse, amonyum iyonları ve tiyosiyanat oluşur.



Avantajları

- ✚ Test edilmiş / kanıtlanmış teknoloji olması
- ✚ Potansiyel olarak asidik koşullarda yapılan biyooksidasyonu takiben uygulanabilir
- ✚ Uygun / kullanılabilir olması
- ✚ Refrakter cevherler için uygun olması
- ✚ Redoks kontrolüyle reaktif tüketimi azaltılabilmektedir
- ✚ Hızlı altın liç kinetiğine sahip olması

Dezavantajı

- ✚ Kolay bozunma ve sınırlı tekrar kullanıma sahip olması
- ✚ Detoksifikasyon maliyetlerinin fazla oluşu
- ✚ Proses parametrelerini kontrol etmek güçtür
- ✚ Sınırlı uygulama alanı olması
- ✚ Potansiyel kansorejen etkiye sahip olması

Asidik tiyoüre solüsyonları (pH 1–2) altın için bir çözücü olarak kullanılmaktadır (La Brooy vd., 1994). Altın çözünmesi için 0,4 – 0,6 V Eh değerleri gerekmektedir. Altın liçte ferrik iyonlarıyla oksitlenir. Tiyoürenin toksitesinin düşük olmasına ve altın çözünmesinin hızlı olmasına karşın prosesin ticari uygulaması iki faktör tarafından sınırlanmaktadır (Ulusoy ve Girgin, 1998; Hilson ve Monhemius, 2005; Ubaldini vd., 1996 ve 1998; Yüce vd., 1994):

- ✚ Tiyoüre siyanürden daha pahalıdır
- ✚ Çözeltiden altının kazanımı zordur

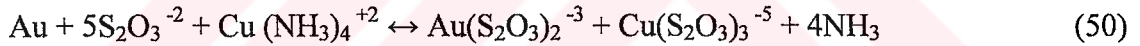
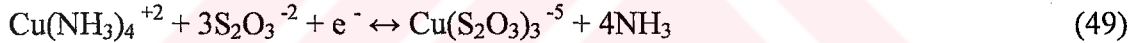
Siyanürleme bazik ortamda anyonik kompleks oluşumu; tiyoüre liçi ise asidik ortamda katyonik kompleks oluşumu ilkesine göre gerçekleşmektedir. Siyanürlemede yükseltgeyici olarak havanın oksijeni bile yeterli olurken, tiyoüre özütlemesi $Fe_2(SO_4)_3$ ve H_2O_2 gibi daha güçlü yükseltgen maddeler gerekmektedir (Ubaldini vd., 1996 ve 1998).

Organik bir bileşik olan tiyoüre, kararlı formunu yükseltgen olmayan asidik ortamlarda koruyabilmektedir. Hava oksijeniyle yavaş, Fe^{+3} ve H_2O_2 gibi kuvvetli yükseltgenlerle

daha hızlı bir şekilde ilk yükseltgenme ürünü olan formamidindisülfite dönüşmektedir. Ancak tersinir bir denge tepkimesi sonucu oluşan ve altın özütlemesini sağlayan bu bileşik, ortam elektromotor kuvveti (EMK) değerindeki artışa paralel olarak tersinmez bir yolla istenmeyen ürünlere de yükseltgenebilmektedir (Ubal dini vd., 1996 ve 1998).

Tiyosülfat

Siyanüre kıyasla daha az toksik olması, iyi bir kompleks oluşturucu ve yabancı katyonlardan daha az etkilenmesinden ötürü tiyosülfatla altın liçi önem kazanmaktadır (Ulusoy ve Girgin, 1998; Aylmore ve Muir, 2001). Tiyosülfat liçinde Cu^{+2} iyonlarının katalizör olarak kullanılarak amonyaklı ortamda altın $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{-3}$ şeklinde anyonik bir kompleks oluşturacak şekilde çözünür. Tiyosülfat liçinin kimyası oldukça karmaşık olup liç koşullarının oldukça iyi denetlenmesi gerekmektedir. Çözünme olayının gerçekleşebilmesi için $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{+2}$ kompleksinin tiyosülfat ortamında indirgenerek $\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3^{-5}$ kompleksini oluşturması ve altının da oksitlenerek bakır tiyosülfat kompleksinde bakırın yerini alması gerekmektedir (Aylmore ve Muir, 2001).



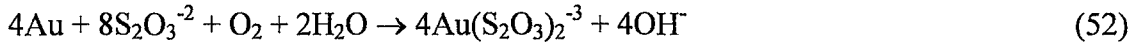
Altın tiyosülfat kompleksi pH 8,5–10,5 aralığında kararlı olup etkin bir çözünmenin sağlanması için yükseltgenme potansiyelinin doymuş hidrojen elektronuna kıyasla 150–200 mV arasında olması gerekmektedir.

Amonyaklı ortamda demir oksitler, silikatlar ve karbonatlar çözünmediği için ve Cu^{+2} iyonları tarafından da altın kolaylıkla oksitlenebildiği için seçimli olarak ve oldukça yüksek bir hızda çözünme sağlanabilmektedir. Sıcaklık artışı çözünmeyi olumsuz yönde etkilemekte ve 25°C 'nin üzerindeki sıcaklıklarda verim azalmaktadır. Bu durum sıcaklık artışı ile tiyosülfatın S^{-2} , $\text{S}_4\text{O}_6^{-2}$ ve SO_3^{-2} ye parçalanması sonucu oluşan CuS 'ün tanecik yüzeylerini kaplamasına bağlanmaktadır.

Tiyosülfat liç tesisinin yatırım maliyetleri siyanür tesisinkine yakın olduğu varsayılmakla birlikte reaktif tüketimi yüksektir (Gos ve Rubo, 2001; Hilson ve Monhemius, 2005; Aylmore ve Muir, 2001). Sodyum tiyosülfatın fiyatı amonyum

tiyosülfatın fiyatından iki kat fazladır. Amonyum tiyosülfat kullanılsa bile reaktif tüketimi yine de yüksektir.

Tiyosülfatın uygulaması sınırlı olup tiyoüreye benzer şekilde liç reaksiyonu pH ve redoks potansiyeline çok duyarlıdır. Sülfid ve bir dizi sülfür-oksijen türleriyle sülfata dönüşür. Fakat onun geri dönüşümü mümkün değildir. Sülfata oksidasyonu oldukça maliyetlidir. Tiyosülfat alternatif reaktif olarak pilot ölçekte yığın liçine uygulanmıştır (USA, Nevada).



Avantajları

- ✚ Test edilmiş / kanıtlanmış teknoloji oluşu
- ✚ Uygunluk / mevcut oluşu
- ✚ Siyanüre cevap veremeyen refrakter ve karbonlu cevherlere uygulanabilirlik
- ✚ Etkin liç performansı (> % 99)

Dezavantajları

- ✚ Stabil olmayışından ötürü sınırlı geri-dönüşüm
- ✚ Oksidasyon maliyeti
- ✚ Kontrol güçlüğü
- ✚ Sınırlı uygulamalar

Tiyosülfat liçinin proses etkinliği Cu iyonlarıyla artmaktadır. Altın alkalın tiyosülfat solüsyonunda çözünür ve Au (I) kompleksi oluşturmak için oksitleyici olarak çözünmüş oksijen kullanılır. Çözünme hızını etkileyen temel faktörler proses sıcaklığı, tiyosülfat konsantrasyonu ve çözünmüş oksijendir. Tiyosülfatın altının ekstraksiyonunda kullanılmasını engelleyen faktörler (Aylmore ve Muir, 2001):

- ✚ Tiyosülfatın kolay oksitlenmesinden dolayı yüksek reaktif tüketimi
- ✚ Altının çözüldükten geri kazanımı

Altın tiyosülfat kompleksi oldukça kararlı olmasına karşın tiyosülfat bozunmasını önlemek ve tüketimini azaltmak için alkalın solüsyonlar kullanılır. Bakır iyonları altın

çözünme hızını 20 kat artırır. Altın üzerinde bakır-sülfat tabakası oluşumu problem yaratabilir. Bu sorun basınç liçiyile giderilmektedir.

Tiyosiyanat

Tiyosiyanat yüksek sıcaklıkta (85°C) pH 1–3 de altını çözüdürebilmektedir. Düşük pH yüksek sıcaklık maliyeti ve oksijen gereksinimini maliyeti artırmaktadır. Bu reaktif pek çok cevher tipi için uygundur. Eğer sıcaklık önemli ölçüde bozunmayı sağlayacak kadar çok yüksek değilse tiyosiyanatın geri dönüşümü mümkündür. Yüksek sıcaklık gerektirmesi ve oksidasyon maliyetleri tiyosiyanatın altın liçindeki etkinliğini sınırlamaktadır (Hilson ve Monhemius, 2005).



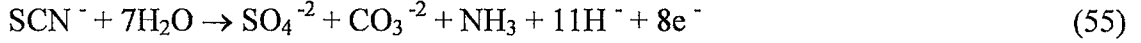
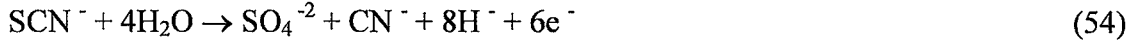
Avantajları

- ✚ Geniş pH aralığında kullanılabilirlik
- ✚ Kısmen de olsa geri dönüşümü mümkün
- ✚ Çözünme kinetiği tiyoüreye benzer (Siyanürden 2-4 kat hızlı)
- ✚ Asidik çözeltilerde etkili
- ✚ Altının çözünmesinde etkili
- ✚ Aktif karbon adsorpsiyonu yöntemiyle uyumlu
- ✚ Çözeltide tiyoüreden daha yüksek oksidasyon potansiyeli gerekli

Dezavantajları

- ✚ Liçe uygunluğu / bulunabilirliği sınırlı
- ✚ Geniş/büyük ölçekte kullanımının olmaması
- ✚ Yüksek oksidasyon maliyetleri
- ✚ Yüksek sıcaklık gereksinimi
- ✚ Yüksek reaktif tüketimi
- ✚ Altın yanında başka minerallere karşı da duyarlı
- ✚ Endüstriyel uygulaması yok

Tiyosiyanat iyonu (SCN⁻) siyanür iyonundan daha az toksiktir. Sulu solüsyondaki asidik tiyosiyanat altını Au (I) ve Au (III) kompleksleri oluşturacak şekilde çözmektedir. Tiyosiyanatın hidrolizi şu şekilde olmaktadır:



Bisülfid (HS⁻)

Yüksek oksijen gereksinimi (oksidasyon maliyeti) ve ilk yatırım maliyetinin yüksek oluşundan ötürü bu reaktifin altın liçinde kullanımı ekonomik değildir. Altının çözünme reaksiyonu aşağıdaki verilmiştir.



H₂S, HCN gibi çok zehirlidir. Bu açıdan siyanüre kıyasla uzun liç süresi ve yüksek yatırım maliyetlerinden dolayı ne toksik nede teknik açıdan hiçbir avantajı söz konusu değildir (La Brooy vd., 1994; Hilson ve Monhemius, 2005).

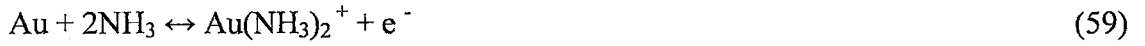
Amonyak Liçi

Refrakter karakterli sülfürlü cevherlerin siyanürleme öncesi kavurma işlemine tabi tutulması sırasında oluşan SO₂ gazı çevre sorunlarına neden olmaktadır. Basınç altında oksitleme işlemleri ise yüksek sıcaklıklarda ve korozif asidik koşullarda yapılmaktadır. Ayrıca daha sonraki siyanürleme işleminin alkali ortamda yapılması nedeniyle bazı zorlukları beraberinde getirmektedir. Bu nedenle ucuz, az toksik, az korozif, geri kazanımı kolay ve iyi bir kompleks oluşturucu olan amonyak çözeltisiyle doğrudan altın ve gümüş kazanımı üzerinde çeşitli çalışmalar yapılmıştır (Ulusoy ve Girgin, 1998).

Xinghui ve arkadaşları (Gos ve Rubo, 2001) amonyağı 100-300°C ve 1,7–7,9 bar basınçta refrakter cevherler için bir reaktif olarak uygun olacağını önermişlerdir. Amonyak daha çok bakır içeren cevherlerin siyanürlemesinde ilave reaktif olarak kullanılmaktadır.

Bu tip liç tesisleri için yüksek sıcaklık ve basınç gerektiğinden dolayı ilk yatırım maliyeti yüksektir. Hızlı reaksiyon zamanı (2–4 saat) ve % 85–95 altın kazanımına karşın yine de maliyetli bir işlemdir. Amonyanın oksidasyonu kolay değildir. Bu reaktif çoğu cevher tipine uygun olsa bile siyanüre kıyaslandığında ilk yatırım ve işletme maliyetleri yüksektir. Altın(I) amin kompleksi $[Au(NH_3)_2]^+$ pH ≥ 9 da stabildir.

Amonyaklı ortamda altın yükseltgenerek $Au(NH_3)_2^+$ şeklinde katyonik kompleks oluşturmakta ve yükseltgenme işlemi de Cu^{+2} , O_2 , OCl^- , Co^{+3} gibi oksitleyicilerle kolaylıkla sağlanabilmektedir (La Brooy vd., 1994).



Avantajları

- ✚ Uygunluk
- ✚ Geri dönüşümü vardır
- ✚ Refrakter cevherlere uygulanabilirlik

Dezavantaj

- ✚ Bilinen hiçbir uygulaması yok
- ✚ Geri dönüşümü zordur
- ✚ Yüksek sıcaklık ve basınç gerektirir

Halidler / Halojenler

Halid klorür, bromür ve iyodürü kapsayan bir terimdir. Halidler altın liçinde kullanılan reaktiflerdir ve oluşan komplekslerin kararlılığının $I^- > Br^- > Cl^-$ olduğu belirlenmiştir. Halidlerle altın çözündürülmesi siyanürden öncelere dayanır. Klor liçi ilk 1891'de Avustralya'da uygulanmıştır. Oksitleyici olarak halidlerin halojenleri kullanılır. Halitlerin siyanürlemede olduğu gibi tüm cevher türlerine uygulanabilmektedir. Buna karşın oldukça toksiktirler. İlk yatırım ve işletme maliyetleri açısından daha ekonomiktir. Halojen sistemlerin kullanımını siyanüre göre daha güvenilir ve daha az toksiktir (La Brooy vd., 1994; Hilson ve Monhemius, 2005).



Avantajları

- ⬇ Kanıtlanmış teknoloji
- ⬇ Uygunluk
- ⬇ Pek çok cevher türüne uygulanabilirlik
- ⬇ Etkin liç performansı

Dezavantajı

- ⬇ Saklaması ve kontrolü güç
- ⬇ Oksidasyon gerektirmesi

Klor Liçi

Klor liçi düşük pH, yüksek klorid-klorin seviyeleri, artan sıcaklık ve yüksek cevher yüzey alanı gibi faktörlerle çok daha hızlıdır. Klorinle altın çözünmesi siyanürden daha hızlıdır. Bununla birlikte sülfid konsantrasyonu ya da cevherdeki diğer reaktif bileşenlerden dolayı reaktif tüketimi artar. Böyle prosesler yerinde liç için daha uygundur. Klor liçinde anyonik iyon değişimi prosesiyle altın AuCl_4^- olarak kazanılabilmektedir.

Altın sulu klorit solüsyonlarında Au(I) ve Au(III) klorit kompleksleri oluşturacak şekilde çözünür. Altının çözünmesi iki aşamada gerçekleşir. Önce altın yüzeyinde Au(I) klorit ve daha sonra AuCl_2^- oluşur. Proses altın çözünmesi için oldukça oksitleyici şartlara ihtiyaç duyar.



Au (III) kompleksi Au-Cl-H₂O sistemlerinde çok daha stabildir. Filmer ve arkadaşlarına göre (Gos ve Rubo, 2001) klorin ile çözünme NaCN ve tiyoüreye göre daha etkilidir. Buna karşın toplam altın kazanma verimleri benzerdir. Klorin liçinin temel dezavantajı pirit gibi mineral varlığında (pirit daha hızlı çözünür) daha yüksek reaktif tüketiminin olmasıdır. Cevherin sülfür içeriği arttıkça bu proses daha maliyetli olmakta ve diğerlerine kıyasla daha az dikkat çekmektedir. Klorin liçinin uygulaması ticari olarak siyanürden daha zordur ve proses çok asidik şartlar gerektirir.

Çözünme hızının yüksek olması, ucuz olması ve çözünme mekanizmasının oldukça basit olması dikkate alınarak cevher, konsantre ve atık malzemelerden klorlama yoluyla altın kazanımı konusunda çeşitli çalışmalar yapılmıştır. Yapılan çalışmalarda, liç ortamına anyonik karakterli reçine ilave edilerek (RIL) çözeltiliyi alma ve çözeltiden kazanım adımları birleştirilmiştir. Sonuçta liç içinde reçine uygulamasının ilk yatırım maliyetinin ucuzluğu nedeniyle sülfürlü cevherlerce başarıyla uygulanabileceği, klor tüketimini azaltmak için uygulamanın kavurma işlemini takiben yapılması gerektiğine ve reçineye yüklenen altının da % 99 verimle asidik tiyoüre çözeltisiyle sınırlanabileceği değerlendirilmiştir (Ulusoy ve Girgin, 1998).

Bromür Liçi

Bromür ilk 1846 da altın liçinde kullanılmıştır. Araştırma aşamasında olan ve endüstriyel uygulaması olmayan bromür NH₄⁺ ile birlikte solüsyona ilave edildiğinde liç etkinliği artmaktadır. Bromür liçe klorin ve hipokloritle birlikte ilave edilmektedir.

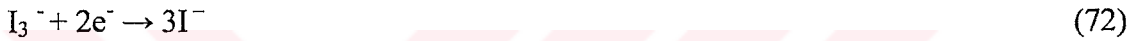


Bromür ve altın konsantrasyonu, pH, anodik ve katodik reaksiyonların elektrokimyasal potansiyeli bromürle altının çözünmesini etkileyen faktörlerdir. Doygun çözeltilerden altın kazanmak için karbon adsorpsiyonu, iyon değişimi, solvent ekstraksiyon ve çinko sementasyon prosesleri kullanılabilir.

Bu sistemin avantajı çözünme hızının yüksek olması ve bromürün toksik olmamasıdır. Bununla birlikte nötral solüsyonda altın yüzeyi pasifleşebilir. Bu reaktifin ticari kullanımı yoktur. Aktif karbona yüklü altın-bromür kompleksi serbest bromür konsantrasyona duyarlıdır (serbest bromin varlığında daha az metalik altın vardır). Anyonik reçine üzerine AuBr_4^- ün yüklenmesi metalik altına indirgemeye gerçekleşir (La Brooy vd., 1994).

İyot Liçi

Halojenler içinde altın-iyodür kompleksleri sulu solüsyonlarda en stabildir. Üstelik iyot solüsyonu kalkozin ve pirotit gibi metal sülfürleri oksitlemediği için aşırı reaktif tüketimine neden olmaz (La Brooy vd., 1994).



İyodür solüsyonlarında altının liçi geleneksel siyanür liçinden çok daha hızlıdır. İyot kuvvetli bir oksitleyici olmamasına karşın bromdan daha az uçucu olması, sulu ortamda iyodür ile birlikte bulunabilmesi ve altını oksitleyebilmesi gibi nedenlerden ötürü halojen sistemleri içerisinde üzerinde en fazla durulanı olmuştur.

Altının iyot-iyodür ortamındaki liçinde iyot ve iyodür derişimlerinin çok iyi denetlenmesi ve pH' ın da 11' in altında tutulması gerekmektedir (Ulusoy ve Girgin, 1998).

Avantajları

- ↓ Hızlı çözülme kinetiği
- ↓ Asidik çözeltilerde etkili
- ↓ Reaktifin geri kazanımı mümkün
- ↓ Altının çözülmesinde etkili
- ↓ CIP yöntemiyle uyumlu

Dezavantajları

- ✚ Yüksek zehirlilik, proses sırasında sakıncalar
- ✚ Reaktif tüketimin çok yüksek
- ✚ Siyanür kadar çevreye zarar vermesi mümkün
- ✚ Korozyon problemi

Refrakter karakterli altın cevherlerinin ekonomik olarak değerlendirilebilmesi için tek bir çözüm yolu bulmak olası değildir. Her malzemeye özgü farklı özellikler dikkate alınarak en uygun çözüm yolunun belirlenmesi gerekmektedir. Bazı durumlarda malzemelerin bir oksitleme işleminden geçirilmesini takiben siyanürleme prosesi başarılı bir şekilde uygulanabilirken, bazı durumlarda ön işlemde geçirme de yeterli olmamaktadır.

Refrakter özellikler yanında, siyanürün son derece toksik bir madde olması da çeşitli sorunlar yaratmaktadır. Siyanürleme prosesi özellikle alkali ortamda çalışıldığı için son derece güvenli bir uygulama olmakla birlikte, gerekli önlemler alınmaması durumunda proses atıkları çok ciddi sorunlara neden olabilmektedir. Siyanürün son derece toksik bir madde olması insanların bu proses bir önyargı ile yaklaşmalarına da neden olmaktadır.

Bu bölümde ifade edildiği gibi, siyanüre alternatif tercihen toksik olmayan veya en azından daha az toksik olan bir çözücü ile altın ve gümüşü çözeltiye alabilme konusunda oldukça yoğun araştırma geliştirme faaliyetleri sürdürülmektedir. Mevcut reaktiflerin çoğu potansiyel araştırma düzeyinde kalmakla birlikte, söz konusu araştırmalar içerisinde endüstriyel ölçekte kullanılabilir düzeyde siyanüre alternatif tiyoüre ve tiyosülfat olduğunu söylemek mümkündür.

1.4.5.4. Yüklü Liç Çözeltilerinden Altın Kazanma Yöntemleri

Siyanür ile çözeltiye alınan altının tekrar çözeltiden seçimli olarak kazanılması gerekmektedir. Bunun için seçimliliği solüsyondaki impüritelere ve altın konsantrasyonuna bağlı olarak değişen farklı metotlar kullanılmaktadır (Tanrıverdi, 1997; Seyrankaya, 2001).

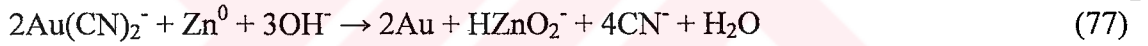
Liç çözeltilerinden altın ve gümüşün geri kazanılmasında çinko ile çöktürme (Merrill-Crowe), aktif karbon, iyon değiştirici reçine ve elektroliz yöntemleri tek tek ya da birlikte uygulanmaktadır. Çöktürme yöntemlerinin seçiminde altın içeren siyanürlü çözeltideki

çözünmüş metal konsantrasyonu önemli parametredir. Genel olarak karıştırmalı liç sisteminde alınan yüklü çözelti 2–15 gr/ton altın içerirken yığın liçi çözeltilinde altın içeriği 1 gr/ton veya daha düşük olmaktadır (Yüce, 1995).

Çinko ile Çöktürme

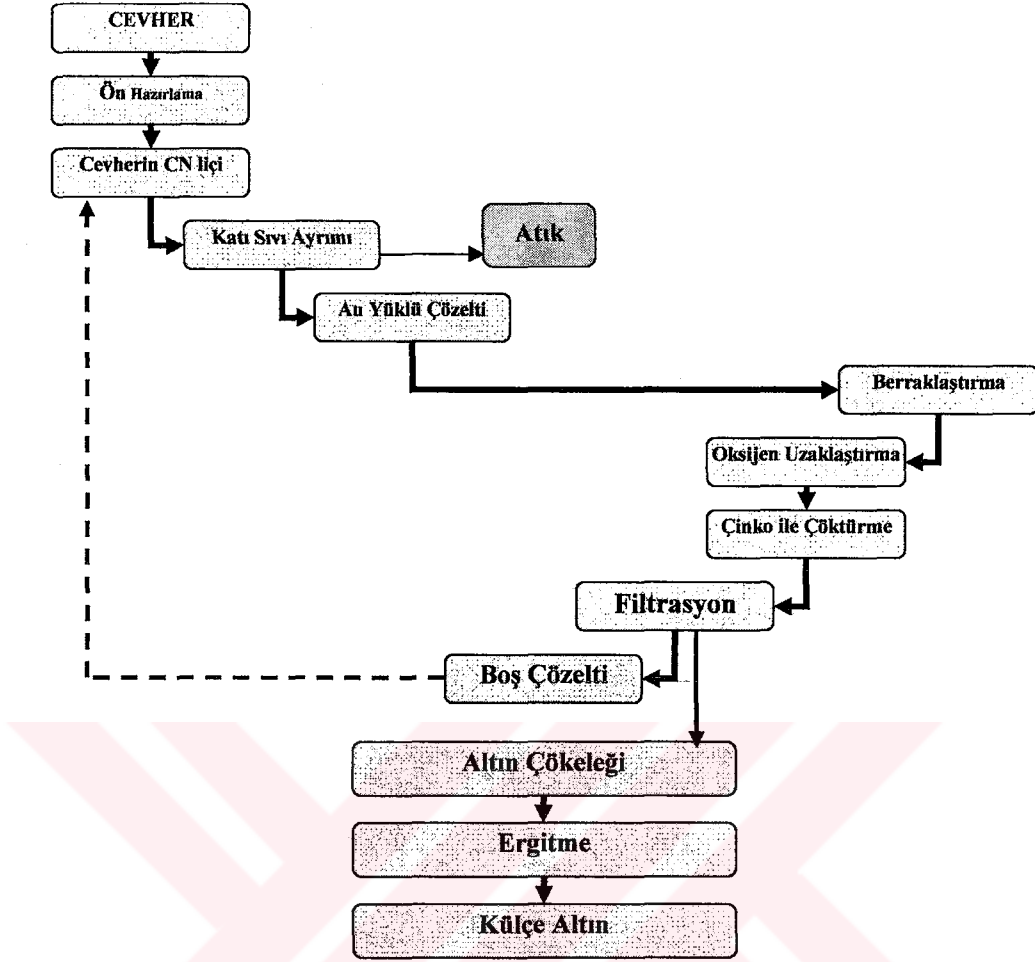
Çinko tozu ile çöktürme 1904 yılında C.W.Merrill tarafından tanımlanan ve doymuş siyanür çözeltilerinden altının kazanılması için kullanılmış olan proses 1980'lerde sonra yerini daha çok aktif karbon adsorpsiyon yöntemine bırakmıştır (Tanrıverdi, 1997).

Çöktürme işlemi altın-siyanür iyonlarının çinko yüzeyine transferi olarak gerçekleşen heterojen bir reaksiyondur. Reaksiyonun gelişiminde çinko yüzeyine adsorbe olarak yüzeyde redüksiyon reaksiyonu oluşmaktadır. Sistemde reaksiyon hızı ve Au verimi çinko yüzey miktarı ile orantılıdır. Şekil 1.29'da çinko tozu ile çöktürme (Merrill Crown Prosesi) akım şeması verilmektedir.



Çinko çöktürme sisteminde çözelti çinko ilavesinden önce çözünmüş oksijenden tümüyle arındırılmaktadır. Vakumlama yoluyla oksijeni alınan çözeltilerdeki oksijen konsantrasyonu 0,6–1,3 gr/ton'a kadar düşürülmektedir. Çözeltilerde oksijenin olması halinde altın tekrar çözeltiliye geçmekte ve çinko tüketimi artmaktadır (Yüce, 1995).

Çöktürme işleminden sonra basınçlı filtreler kullanılarak katı kek (altın-çinko) alınıp asit liçi ile çinko uzaklaştırıldıktan sonra izabe tesisinde külçe altın olarak üretilmektedir (Şen, 2000).



Şekil 1.29. Çinko tozu ile çöktürme (Merrill Crown Prosesi) akım şeması

Aktif Karbon Yöntemi

Aktif karbon yüksek porozite ve yüzey alanına sahip bir malzemedir. Aktif karbon adsorpsiyonu yönteminde sıvı fazdaki altın çözeltiden aktif karbona adsorbe olarak ayrılmaktadır.

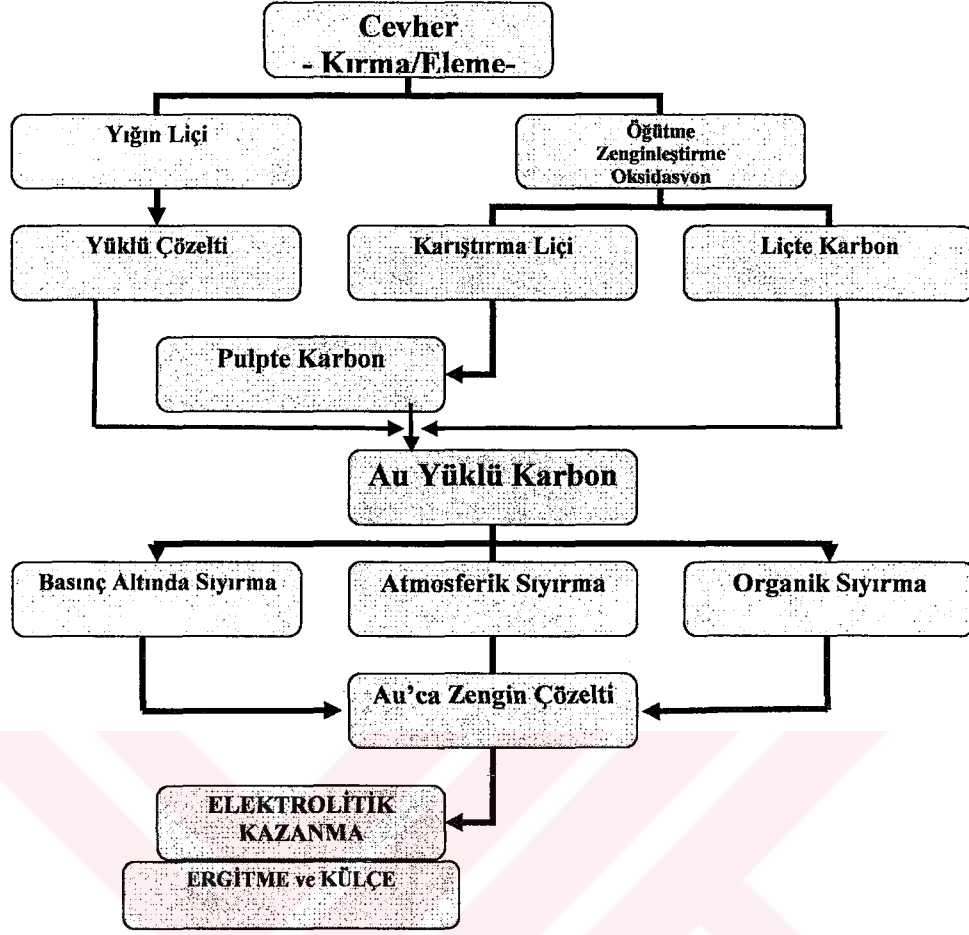
Aktif karbon adsorpsiyonu, altın klorür ve siyanürün karbon tarafından kuvvetli bir şekilde adsorbe edilmesine dayanmaktadır. Bu işlem sıvı fazına geçen altını katı-sıvı ayırımına gerek kalmaksızın zenginleştiren bir yöntemdir. Yüklü karbona uygulanan sıyırma işleminden sonra altın ve gümüşün kazanılması ise ya elektrolitik yolla gerçekleştirilir (Tanrıverdi, 1997; Magumbe, 2002).

Aktif karbon; ağaçtan, meyve çekirdekleri ve kabuklarından, petrol kokundan, fındıkkaşuğundan ya da değişik petrol türevlerinden yapılabilmektedir. Fakat birim

hacminde daha çok yüzey veren ve Hindistan Cevizi kabuğundan yapılan aktif karbon daha çok tercih edilmektedir. Aktif karbon çoğunlukla (-5+1 mm) boyut aralığında sınıflandırıldıktan sonra kullanılır.

1880'li yıllarda tanımlanan proses 1950'li yıllara kadar çinko ile çöktürme prosesine göre önemli bir avantaj sağlayamamıştır. Ancak 1950' de Zadra tarafından aktif karbondan altının sıyırılması ve alınmasıyla ilgili proses tanımlandıktan sonra gelişmeler sağlanmıştır (Yüce, 1995). Yöntem aşağıda verilen şekillerde endüstride uygulanmaktadır.

- **Pulpte karbon yöntemi (CIP):** Aktif karbon liç işlemi sonrasında pulpa ilave edilmektedir. Pulpe karbon (CIP) siyanür ile liç sonunda bir seri tanklarda yapılır. Çözündürme işleminden çıkan pulp ilk tanktan en son tanka giderken boş aktif karbon ters yönde, baştaki tanka doğru hareket eder. Pulpe karbon 15–20 gr/lt dolayında olup her bir tanktan taşan pulpteki karbon eleme ile ayrılır ve bir sonraki tanka beslenir. (CIP) sonunda elde edilen atık pulp ya doğrudan ya da susuzlandırıldıktan sonra atık barajına gönderilir.
- **Liçte karbon yöntemi (CIL):** Aktif karbon direkt liç tankları içine karıştırılmaktadır. Liç hızı yüksek ve cevher tenörü düşük olduğunda CIL prosesi CIP' tan daha avantajlı olmaktadır (Tanrıverdi, 1997; Seyrankaya, 2001). CIL yöntemi bünyesinde altını adsorblayabilecek karbon ya da kil mineralleri bulunduran ya da liç süresi çok kısa olan cevherlere uygulanmaktadır. Bu yöntem yatırım ile işletme maliyetlerini azalttığından ve zaman tasarrufu sağladığından, günümüzde gittikçe artan bir kullanım alanı bulmaktadır. Fakat bu yöntemin her türlü cevhere uygulanamaması kullanım alanını kısıtlamaktadır.
- **Kolonda karbon yöntemi (CIC):** Temizlenmiş ya da berraklaştırılmış liç çözeltisi karbon yüklü kolanlardan geçirilmekte ve çözünmüş altın karbon üzerine adsorbe edilmektedir.



Şekil 1.30. Karbon adsorpsiyonu ile cevherlerden altın kazanma akım şeması

İyon Değiştirici Reçine Yöntemi

Aktif karbon yönteminin bazı dezavantajlarından dolayı alternatif bir proses olarak iyon değiştirici reçinelerin kullanımı 1940'lardan itibaren araştırılmaya başlanmıştır. Cevher sarsıntılı masalarda konsantre edildikten sonra Paşuka tanklarında siyanür liçine tabi tutulmaktadır. Tanklarda liç çözeltisi iyon değiştirici reçine ile işleme sokularak adsorbe edildikten sonra altın elektrolitik olarak safsızlaştırılmaktadır (Seyrankaya, 2001).



Elektroliz Yöntemi

Yüklü siyanür çözeltisinden altının elektrolitik kazanımı 20.yy' da endüstriyel ölçekte uygulanmıştır. Yöntemde siyanür çözeltisindeki altın katot olarak hazırlanmış kurşun

foliyolar üzerinde elektroliz yoluyla toplanmaktadır. Alınan altın yüklü katotlar kurşun kalıplara dökülmekte ve altın küpelasyon ile metal olarak kazanılmaktadır.

Siyanür çözeltilerinden altının elektrokazanımı kimyasal reaktifle çöktürmeye göre iki avantajı vardır. Birincisi, indirgeme elektrolitik olarak yapıldığından çözeltilere kimyasal bir reaktif ilave etmek gerekmemektedir. İkincisi, elektrokazanımda elde edilen altının saflık derecesi yüksektir. Ancak, siyanürlü çözeltilerin altın konsantrasyonu düşük olması nedeniyle katot yüzeyinde birikme hızı son derece düşüktür (Kakı, 1995).

1950 yılında Zadra, çelik yün katot kullanarak katodik yüzeyi artırarak elektrolizde toplanan altın miktarını artırmayı başarmıştır (Cifuentes, 2000).

Solvent Ekstraksiyonu

İlk defa 1986 yılında alkali çözeltilerden tri-n-bütül fosfat (TBP) ve di-n-bütül-n-bütül fosfat (DBBP) gibi alkil fosforlu esterler kullanılarak altının solvent ekstraksiyonla kazanılabilirliğini gösterilmiştir. Bu yüklü organik ekstraktlardan asit veya bazlarla altının sıyırılması ekonomik olmamıştır. Ancak altın organik fazın doğrudan elektroliziyle kazanılabilmektedir (Kakı, 1995).

1.5. Türkiye’de ve Dünya’da Altın Cevherleri Üzerine Yapılan Çalışmalar

Dünyada ve Türkiye altın cevherlerinin zenginleştirilemesiyle ilgili çalışmalarının özeti bu bölümde verilmeye çalışılarak, tez kapsamında zenginleştirilmesi yapılan Mastra ve Kaletaş cevherleriyle de ilgili çalışmalar aşağıda verilmektedir.

Mastra Au-Ag epitermal yatağı Mescitli-Gümüşhane yöresinde yer almaktadır ve ortalama 8 gr/ton Au tenöre ve 808.000 ton tahmini rezerve sahiptir (Alp vd., 2002). Mineralojik yapısı, alterasyon ve sıvı kapanım karakterizasyonu adularya serizit tip epitermal yataklar ile benzerlik göstermektedir (Tüysüz vd., 1995). Altın çoğunlukla kuvars içerisinde kapanım halinde 1–100 µm arasında bulunmaktadır (Tüysüz vd., 1995; Celep, 2001).

Kaletaş altın sahasında 3,31 gr/ton Au tenörlü 116.000 ton görünür, 3,37 gr/ton Au tenörlü 246.000 muhtemel olmak üzere 362.000 ton (damar+ağsal) toplam rezervi bulunmaktadır. Mümkün rezerv 3,27 gr/ton Au tenörlü 400.000 tondur (Vıçıl ve Alp, 2002; Alp vd., 2003). Kaletaş altın cevherleşmesi oldukça yumuşak, kırıklı, kolaylıkla eriyebilen

karbonatlı kayaç parçaları ve organik madde içeren tüfitler içerisinde ve silis merceklerinde oluşmaktadır (Çubukçu ve Tüysüz, 2000).

Mastra cevheriyle (-150 mesh) Gönen (1992) tarafından yapılan siyanür liçinde 2,3 kg/ton siyanür tüketimiyle 42 saatlik liç süresi sonunda % 97,4'lük Au kazanımı elde edilmiştir (Gönen, 1992; Gönen, 2003). Tiyöüre liç deneylerinde 8,97 kg tiyöüre/ton cevher ve 40,25 kg $Fe_2(SO_4)_3$ /ton cevher tüketimiyle 5 saatlik liç süresi sonunda % 75,5 Au kazanma verimi elde edilmiştir (Gönen, 1997; Gönen, 1998). Mastra cevheri üzerine Tanrıverdi' nin (1997) yaptığı çalışmalarda; % 80' i -75 μm tane boyutundaki cevher ile 3 kg/ton cevher NaCN tüketimiyle birlikte 48 saatlik liç süresi sonunda % 93,62 Au kazanımı elde etmiştir (Tanrıverdi, 1997).

Kaletaş cevheriyle Gönen (1999), % 80'i -325 mesh boyutundaki örnekle 6,2 kg NaCN/ton cevher tüketimiyle 48 saat karıştırma liçi sonucunda % 66,78 Au kazanımı elde etmiştir (Gönen, 1999). Kaletaş cevheriyle Oktay ve diğerlerinin (2001) yaptığı deneylerde; 550°C de doğrudan kavurma ile 4,63 kgNaCN/ton cevher tüketimiyle altın kazanımı % 80 değerinde olmuştur (Oktay, 2001). Ayrıca flotasyon konsantresinin kavrulması sonucunda yine aynı altın kazanımları elde edilmiştir.

Aydın-Koçarlı arsenopiritik cevherinden (16 gr/ton Au) altın kazanımıyla ilgili Seyrankaya'nın (2001) yaptığı çalışmalarda direk liç testlerinde % 41 altın kazanımı elde edilmiştir. İnce öğütmeye (d_{80} : 25 μm) birlikte verim ancak % 61' e yükseltilmiştir. Flotasyon konsantrelerine iki aşamalı kavurma işlemi uygulanıp liç işlemine tabi tutulmuştur. Siyanür liçiyle altın kazanımı kavurmada saf oksijen kullanıldığında % 94, hava kullanıldığında ise % 86 olarak bulunmuştur (Seyrankaya, 2001).

Bergama-Ovacık altın cevher yatağı andezitle çevrelenmiş epitermal kuvarsit damarlarından oluşmuştur. Ovacık altın cevheriyle (10 gr/ton Au) Tükel'in (1996) yaptığı direk siyanür liçinde % 87 Au, % 79,8 Ag verimleri elde edilmiştir (Tükel, 1996). Ovacık altın cevheri üzerinde farklı araştırmacılar tarafından siyanür ve tiyöüre ile yapılan karşılaştırmalı liç testlerinde sırasıyla % 92 ve % 94,29 altın kazanımlarına ulaşılmışlardır (Tükel, 1996; Çelik, 1996). Ayrıca yine bu cevherle yapılan tiyosülfat liç testlerinde, 1.2 M tiyosülfat, 0,001 M bakır sülfat, 1 M amonyak, 0,01 M Na_2SO_3 sülfat koşullarında, yüksek reaktif maliyetiyle birlikte 4 saatlik liç süresi sonunda altının yaklaşık % 100' ü kazanılmıştır (Sayiner, 2000). Tanrıverdi ve diğerleri (2004) Ovacık altın cevheriyle yaptığı çalışmalarda tiyosülfat, tiyöüre ve siyanür liçlerinde yaklaşık % 90 altın kazanımları elde etmişlerdir (Tanrıverdi, 2004).

Epitermal Kaymaz altın cevheriyle (4 gr/ton Au) Örgül'ün yaptığı tiyoüre liç testlerinde yüksek reaktif tüketimiyle birlikte % 92,5 Au kazanımı elde edilmiştir (Örgül, 1999).

Küre refrakter sülfürlü bakırlı-pirit cevherinden (2,4 gr/ton Au) Yüce'nin (1995) yaptığı 24 saatlik siyanür ve tiyoüre ile altın ve gümüş kazanım çalışmaları sonucunda, siyanür liyle sırasıyla % 60,4 Au, % 40,6 Ag ve % 61,4 Au, % 39,6 Ag kazanımları elde edilmiştir. Bununla birlikte hesaplanan tiyoüre reaktif tüketimleri 55 kg/ton gibi siyanür tüketimine kıyasla oldukça yüksek değerlerde gerçekleşmiştir (Yüce, 1995; Arslan vd., 2005). Bu cevher ile Arslan ve arkadaşlarının (1995) yaptığı başka bir çalışmada, Küre flotasyon konsantrelerinden Cu, Co ve değerli metalleri kazanmak amacıyla Outokumpu prosesi (sülfatlayıcı kavurma+H₂SO₄ liçi) uygulanmış ve liç keklerinden de Au ve Ag siyanür liçi ile kazanılmıştır. En yüksek Au (% 73,6) ve Ag (% 71,4) çözünme verimlerine 0,4 gr/lt NaCN konsantrasyonu, 11-11,5 pH aralığı ve 48 saatlik çözündürme sonunda ulaşılmıştır (Arslan vd., 2005).

İzmir-Karşıyaka (Arapdağı) epitermal altın cevheriyle (4-15 gr/ton Au) Akçıl (1998) yaptığı altın kazanımı çalışmalarında hidrometalurjik proseslerden farklı olarak flotasyon, yağ flotasyonu ve kömür yağ aglomerasyon deneyleri yapmıştır (Akçıl, 1998). Çalışmalar sonucunda standart flotasyonda, yağ flotasyonunda ve kömür-yağ aglomerasyonunda sırasıyla % 93 (27,15 gr/ton Au), % 75 (60,5 gr/ton) ve % 85,9 (82,5 gr/ton Au) altın kazanımları elde edilmiştir.

Bolkardağ Au-Ag-Pb-Zn cevherinden Acarkan'ın (1985) tarafından altın ve gümüş kazanma deneylerinin birinci aşamasında -0,5 mm boyutundaki cevhere sarsıntılı masa ile zenginleştirme uygulanmış ve 130 gr/ton Au ve 1960 gr/ton Ag içeren konsantre elde edilmiştir. İkinci aşamada -0,1 mm boyutundaki sarsıntılı masa artığına KCN (% 0,2) liçi uygulanarak 32 saat sonunda altının % 84,2'si ve gümüşün de % 60,3'ü çözeltilmiştir. Siyanür liçinde 2,3 kg/ton KCN, 18,5 kg/ton CaO tüketilmiştir. Bolkardağ cevherine sarsıntılı masa ile zenginleştirme ve artığa da siyanür liçi uygulanarak altının toplam % 91,1'i, gümüşün toplam % 69,5'i kazanılmıştır (Arslan vd., 2005).

Gümüşköy polimetallik sülfürlü gümüş cevherinden Acarkan (1993) tarafından NaCN (% 0,15) liçiyile gümüşün kazanılması deneylerinde -0,1 mm tane boyutunda ve 72 saat çözündürme süresi sonunda gümüşün % 70,8'i çözeltilmiştir. Siyanür liçinde 1,25 kg/ton NaCN, 18,5 kg/ton CaO tüketilmiştir. Yine Arslan ve arkadaşlarının (1995) Gümüşköy cevherinden gümüşün tiyoüre ile çözündürülmesine yönelik yapılan diğer bir

çalışmada 20 gr/lt tiyoüre ve 0,425 gr/lt $Fe_2(SO_4)_3$ konsantrasyonlarında, -0,074 mm tane boyutu ve 24 saatlik liç sonunda % 85 Ag verimi elde edilmiştir. Kütahya 100. Yıl Gümüş İşletmesi tesis atıklarından (100 gr/ton Ag) gümüşün siyanür (2 gr/lt) ile kazanımı çalışmaları, -53 μ m tane boyutu, 12 gr/lt H_2O_2 koşullarında 24 saat liç sonunda gümüşün % 45' çözeltili alınmıştır (Arslan vd., 2005).

Artvin-Cerattepe oksitli/sülfütlü altın cevheriyle yapılan deneylerde, -0,075mm tane boyutu, 1 gr/lt NaCN, 0,4 gr/lt $Ca(OH)_2$ ve 300 gr/ton $Pb(NO_3)_2$ konsantrasyonlarında ve 24 saat liç süresi sonunda altının % 100 çözeltili alınırken, gümüşün ancak % 50'si kazanılabilmektedir. Optimum çözündürme koşullarında gerçekleştirilen deneyler sonunda NaCN tüketimi 3,6 kg/ton olarak bulunmuştur (Arslan vd., 2005).

Dünya'da cevherlerden altın kazanımı teknolojisinde oldukça fazla gelişmeler kaydedilmiştir. Gravite kazanım yöntemlerinde, endüstriyel uygulamalarda plaser yada diğer cevherlerin kazanımında gravite devrelerinde flotasyon devresinden önce Knelson ve Falcon gibi santrifüj seperatörlerin kullanımı yaygındır (% 90 Au kazanımı). Konsantre alınıp atıklar öğütme devresine gönderildikten sonra (% 80'i 75-100 μ m) flotasyonla zenginleştirilmekte ya da direkt siyanür liçine tabi tutulmaktadır (Knelson ve Jones, 1993; Ling, 1994; Ren, vd., 1994; Laplante vd., 1995; Patchejieff, 1995; Huang, 1996; Vincent, 1997; Zhang, 1998; Xiao, 2000; Magumbe, 2002; Şen, 2000).

Dünyada pek çok altın tesisi, kavurma yada hidrometallurjik proses ile altını kazanmadan önce, işlenecek materyal miktarını azaltmak amacıyla flotasyon yöntemini uygulamaktadır. Elementel altın, elektrik ve tellüritler kolay bir şekilde flote edilebilirler (Bulatovic, 1997). Serbest taneli altın yada sülfidler, pirotit, pirit ve arsenopirit içerisinde kapanım halinde bulunan altın flotasyonla kazanılabilir. Serbest altının flotasyon kazanımı boyut, şekil, gang ve su miktarı, köpük taşınması ve duraylılığı gibi fiziksel faktörler ile etkilenmektedir (Allan ve Woodcock, 2001). Taggart (1927) native altın tanelerinin flotasyonunun pulp yoğunluğu ve altın tane yüzey koşullarına bağlı olduğunu ve ince öğütme yapıldığında tane yüzeyinde kaplama etkisi yaparak hidrofobikliğini azalttığını ileri sürmüştür (Van Devender vd., 2000). Refrakter sülfid mineralleri içindeki kapanım halindeki altının flotasyonu pulptaki redoks potansiyeli, havalandırma, bakır aktivasyonu, reaktif ve galvanik etkileşim gibi kimyasal şartlara bağlıdır (Monte vd., 1997 ve 2002; Teague, 1998, 1999 ve 2000).

Altın pH = 6,5'da MBT (merkaptobenzotiazol, 25 gr/ton) ve potasyum izobütülksantat (13 gr/ton) ile yüzdürülürken (Monte vd., 1997 ve 2002), altın içeren sülfid mineralleri ise

potasyum amil ksantat ve bakır sülfat ilavesi ile yüzdürülmektedir (25 gr/ton PAX, 100 gr/ton CuSO₄, 60 gr/ton PPG 400 ve Aerofloat 208 köpürtücü) (Van Devender vd., 2000, Teague vd., 1998 ve 1999; Forrest vd., 2001; Akçıl, 1998). Altın tellüritler doğal pH da (pH=8) köpürtücü ile yüzdürülürken, flotasyon verimi ksantat ilavesi ile artırılabilir (Yan ve Hariyasa, 1997; Teague vd., 1998, 1999 ve 2000; Pyke vd., 2000).

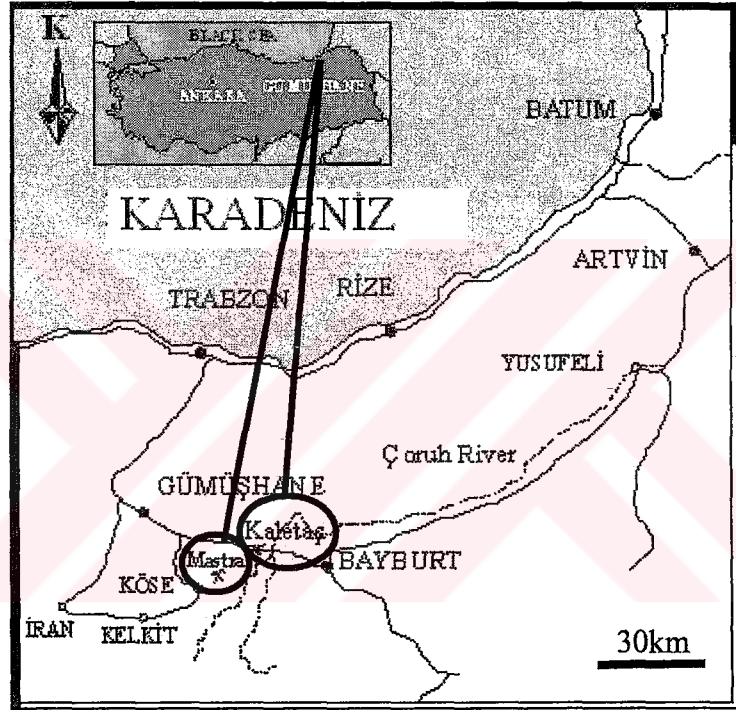
Düşük tenörlü ve ince taneli altın cevherleri hidrometalurjik işlemlerle 24–48 saat liç sürelerinde kazanılmaktadır. \cong 1,5 gr/lt NaCN ve pH=10,5'da, oksijenli ortamda (16 ppm) ve oda sıcaklığında siyanür ile liç edilmektedirler. pH artırılarak (\cong 11) ve kurşun nitrat (100 gr/ ton) ilave edilerek altın tellüritlerin çözünmesi sağlanmaktadır (Deschenes vd., 1995, 2003 ve 2005; Ubaldini vd., 1994, 1996, 1998 ve 2000). Oksidant olarak Fe⁺³ (0,3 gr/lt Fe₂(SO₄)₃) ve sülfirik asit kullanarak pH: 2'de thiourea (2,2 gr/lt) ile altın kısa liç sürelerinde (6 saat) liç edilmektedir (Çevikmen vd., 1996; Deng vd., 2000 ve 2002; Ubaldini vd., 1994, 1996, 1998 ve 2000).

Refrakter altın cevherlerine kavurma (450-650°C), biooksidasyon, piroliz ve basınç oksidasyon gibi ön işlemler uygulandıktan sonra liç işlemleriyle kazanılmaktadır (Ubaldini vd., 1994; Gunyanga vd., 1999; Sinadinovic vd., 1999; Xu vd., 2000; Dunn ve Chamberlain, 1997; Browner ve Lee, 1998; Linge ve Welham, 1997).

2. YAPILAN ÇALIŞMALAR

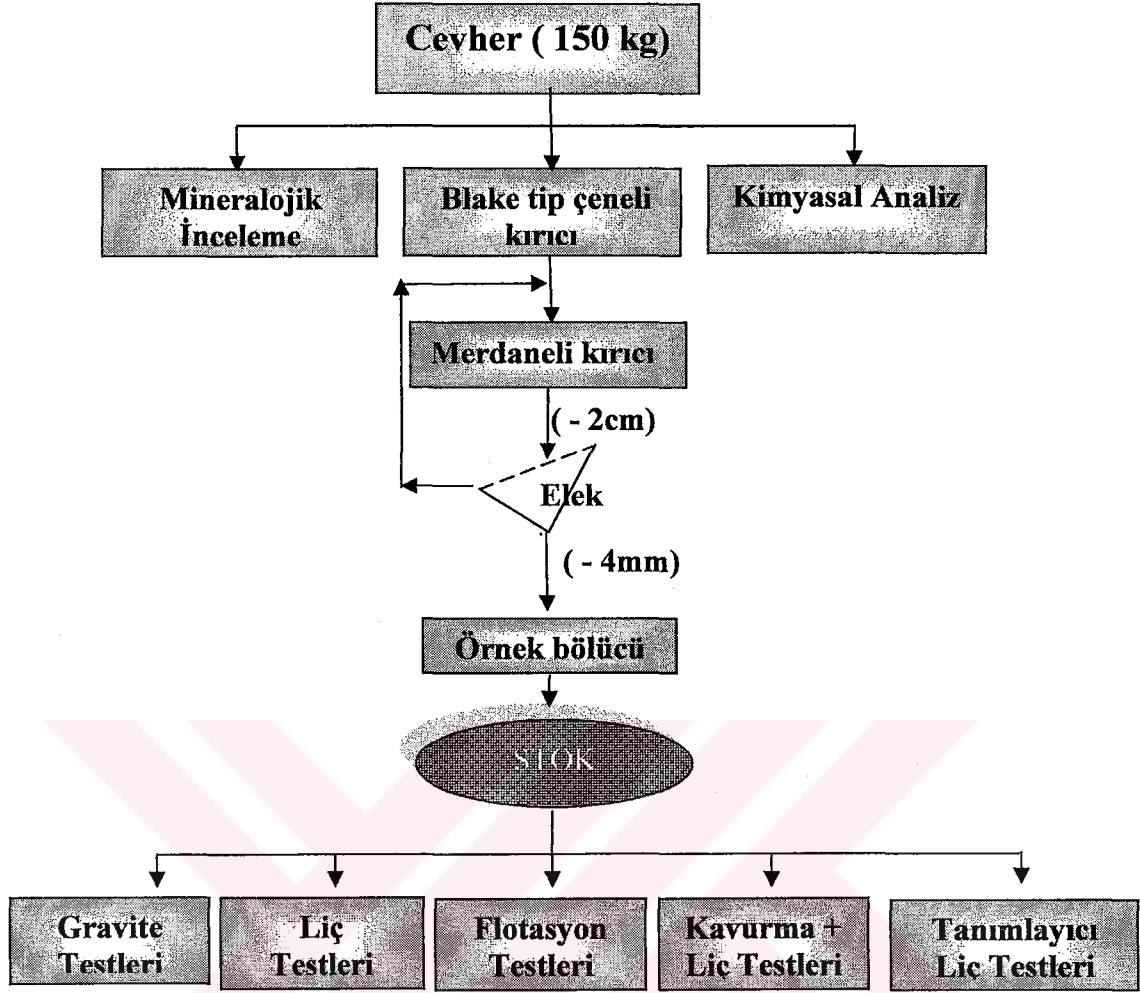
2.1. Örnek Alma ve Hazırlama İşlemleri

Bu tez kapsamında yapılan deneylerde kullanılan numuneler Mastra (Gümüşhane) altın yatağının hazırlık galerisinden ve Kaletaş (Gümüşhane) altın yatağının silisli damar zonundan yaklaşık 150'şer kg olarak alınmıştır. Mastra ve Kaletaş altın yataklarının yer bulduru haritası Şekil 2.1'de verilmektedir.



Şekil 2.1. Mastra ve Kaletaş altın yataklarının yer bulduru haritası

Mineralojik inceleme için numuneler ayrıldıktan sonra tüm örnekler çeneli ve merdaneli kırıcı ile -4 mm'ye kırılmıştır. Harmanlama ve bölme işlemiyle numuneler deneylerde kullanılmak üzere paketlenmiştir. Öğütme çubuklu değirmende gerçekleştirilmiştir. Öğütme işlemleri 1 kg örnek ve % 30 çubuk şarjı ile 51 dev/dk değirmen dönme hızında gerçekleştirilmiştir. Mastra ve Kaletaş cevherleri için uygulanan örnek hazırlama işlemleri akım şeması Şekil 2.2'de verilmektedir.



Şekil 2.2. Örnek hazırlama işlemleri akım şeması

Öğütme işlemleri laboratuvar tipi iç çapı 19,5 cm ve iç uzunluğu 30 cm olan çubuklu değirmen ile yapılmıştır. Kullanılan çubuklu değirmenin şarj oranı % 30 olarak alınmıştır (Ek 1). Çeneli ve merdaneli kırıcıdan kırılarak -4 mm boyutuna indirilen Mastra ve Kaletaş cevherlerinin temsili numuneleriyle 4,75 – 3,35 – 2,36 – 2,00 – 0,85 – 0,5 – 0,212 – 0,106 – 0,053 ve 0,038 mm elekler kullanılarak elek analizleri yapılmış, kümülatif elek altı ve elek üstü grafikleri çizilmiştir.

2.2. Kimyasal ve Mineralojik Analiz

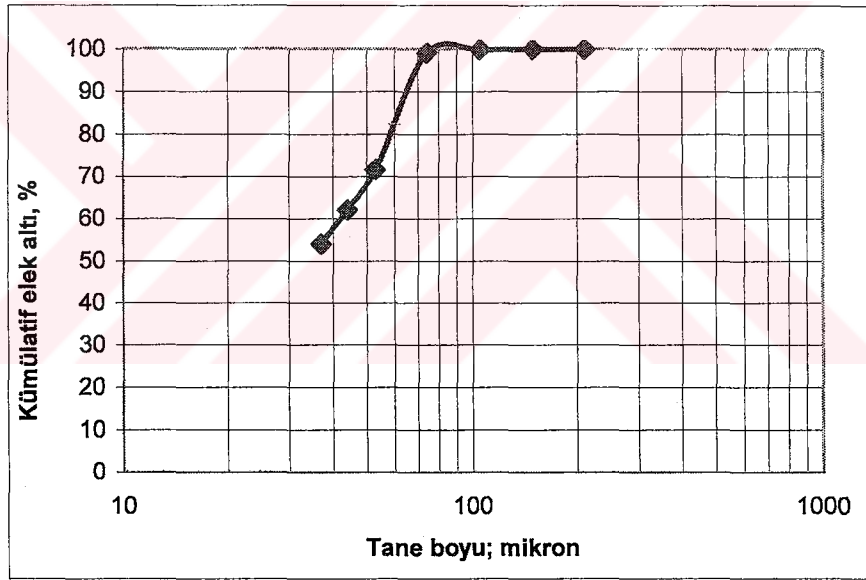
Örneklerin komple kimyasal analizleri Acme Analytical Laboratuvarında ICP-AES (Inductively Coupled Plasma-Atomic Emission Spectroscopy) ve NAA (Neutron

Activation Analysis) yöntemleriyle yapılmıştır. Öğütülen numuneden konileme - dörtleme yöntemiyle 100 gr örnek alınarak kimyasal analize gönderilmiştir.

Mineralojik incelemeler için seçilen parçalardan ince kesit ve parlak kesitler hazırlanmıştır. Bu kesitler optik mikroskop ve cevher mikroskobu ile detaylı olarak incelenmiştir. Çalışmalar yağlı ortamda Leitz Wetzlar 1432 mikroskop altında gerçekleştirilmiştir.

2.3. Gravite ile Kazanım Deneyleri

Gravite testleri için -4 mm boyutlu Mastra altın numunesi çubuklu değirmende öğütülmüştür (d_{80} -59 μm). Öğütülen numunenin tane boyut dağılımı Tablo 2.1'de görülmektedir.



Şekil 2.3. Gravite testleri için öğütülen Mastra altın cevher kümülatif elek altı grafiği

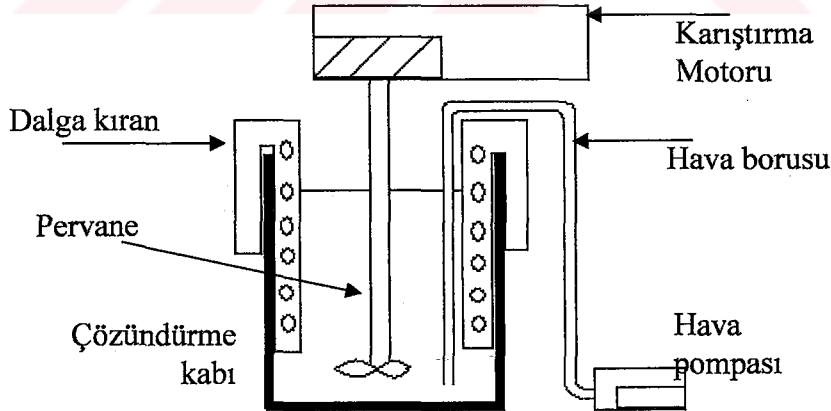
Mastra altın cevheri d_{80} -59 μm olacak şekilde öğütüldükten sonra kimyasal analizler ve Knelson gravite testleri için Acme Analytical Laboratories laboratuvarına, Falcon gravite testleri için ise Falcon Concentrators Inc. Laboratuvarlarına gönderilmiştir. Falcon için laboratuvar tip SB40 Falcon Konsantratör kullanılmıştır. Ayrıca gravite zenginleştirme deneyleri sonunda elde edilen konsantrenin kimyasal analizi de yapılmıştır. Falcon Laboratuvar tip SB40 Falcon Konsantratörün deneysel parametreleri aşağıda verilmektedir:

- Pulp yoğunluğu : % 20 ağırlıkça katı
- Su basıncı: 0.5 psi
- Konik açısı: 28°
- Dönme hızı: 4080 dev/dk (200g).

Falcon gravite testlerinde birinci ve ikinci zenginleştirme devrelerinde üretilen konsantrelerinin altın tenörünü artırmak için 'altın tavaından' (panning) geçirilmiştir. İlk kazanım devresinden elde edilen atıklar ikinci zenginleştirme devresinde ve bunun atıkları da üçüncü zenginleştirme devresinde süpürme işleme tabi tutularak nihai atık elde edilmiştir.

2.4. Siyanür Liçi Deneyleri

Mastra ve Kaletaş altın cevherleri için liç testleri farklı öğütme süreleri sonrasında siyanürle yapılmıştır. Deneyler Kika Labortechnic marka laboratuvar tipi bir karıştırıcıda 1400 dev/dk karıştırma hızında 24 saatlik liç süreleri için gerçekleştirilmiştir. Siyanür liç deney düzeneği ve liç parametreleri Şekil 2.3'de ve Tablo 2.2'de verilmektedir.



Şekil 2.4. Karıştırmalı liç deney düzeneği

Liç çözelti pH'sı sodyum hidroksit (NaOH) kullanılarak $\approx 10,5$ değerinde tutulmuş, NaCN konsantrasyonu 1,5 gr/lt olarak ayarlanmıştır. Belli aralıklarla sıvıdan deney

süresince NaCN tayini yapılmış ve azalan NaCN derişimi 1,5 gr/lt de NaCN eklenerek sabit tutulmuştur (Ek 3).

Tablo 2.1. Siyanür liç deney parametreleri (Çevikmen vd., 1996; Deng vd., 2000 ve 2002; Ubaldini vd., 1994, 1996, 1998 ve 2000; Deschenes vd., 1995, 2003 ve 2005).

Parametre	Birim	Değer
Örnek miktarı	gr	250
Su		musluk suyu
Tane boyutu	% 80'i	175-100-60-45 µm
Pulp yoğunluğu	% katı	25
pH	-	10,5
Karıştırma hızı	dev/dk	1400
NaCN	kg/ton; gr/lt	4,5; 1,5
Liç süresi	saat	24
Sıcaklık	°C	20±3

Liç işlemi bittikten sonra katı ve sıvıdan Au analizleri yapılmıştır. Liç kinetiğini takip etmek için belli aralıklarla çözeltiden sıvı örnekler alınarak NaCN ve Au analizleri yapılmıştır. Katı malzemeden Au analizleri Kral Suyu ile çözeltiye alındıktan sonra MIBK fazına yüklenerek AAS (Atomik Adsorbsiyon Spektrofotometre) ile analiz edilmiştir (Ek 4). Çözeltiden Au analizi de HCl ile asitlendirme sonrası MIBK fazına yükleme sonrasında AAS ile yapılmıştır. CN derişimi Rodanın indikatörü kullanarak AgNO₃ titrasyonu ile belirlenmiştir (Ek 3)(Van Loon, 1989; Varma, 1988).

Ayrıca Kaletaş cevheri için kavurma sıcaklığının (450 – 600⁰C) Au verimine etkisi araştırılmıştır. Kavurma sonrası elde edilen kalsine malzemenin geleneksel siyanür liç metoduyla altın kazanımı denenmiştir (Gunyangavd., 1999; Sinadinovic vd., 1999; Xu vd., 2000; Dunn ve Chamberlain, 1997; Browner ve Lee, 1998).

2.5. Flotasyon Deneyleri

Cevherdeki sülfürlere bağlı altının kazanılmasını amaçlayan farklı öğütme sürelerinde flotasyon deneyleri yapılmıştır. Flotasyon öğütme parametreleri Tablo 2.3'de ve flotasyon parametreleri Tablo 2.4'de verilmektedir.

Tablo 2.2. Kaletaş cevheri için flotasyon öğütme parametreleri (Yan ve Hariyasa, 1997; Teague, 1998, 1999 ve 2000; Pyke, 2000; Van Devender vd., 2000; Akçıl, 1998; Şen, 2000).

Parametre	Birim	Değer
Numune miktarı	gr	1000
Katı oranı	% katı	60
Değirmen şarj oranı	%	45
Değirmen hızı	dev/dk	75
Çubuk şarj oranı	%	35,5
Öğütme süresi	dk	10-30

Tablo 2.3. Kaletaş cevheri için flotasyon deney parametreleri (Yan ve Hariyasa, 1997; Teague, 1998, 1999 ve 2000; Pyke, 2000; Van Devender vd., 2000; Akçıl, 1998; Şen, 2000)

Parametre	Birim	Değer
Numune miktarı	gr	≈ 1000
Katı oranı	% katı	36
pH	NaOH	7-7,4
Öğütme süresi	dk	10-30
Toplayıcı - % 10 Aerofloat 208	gr/ton	100
Köpürtücü - MIBC	gr/ton	20
Canlandırıcı - % 10 CuSO ₄	gr/ton	1000
Bastırıcı - % 10 Na ₂ SiO ₃	gr/ton	1000
Makine devri	dev/dk	1250
Flotasyon Zamanı	dk	5

2.6. Tanımlayıcı Liç Testleri

Altın cevherlerinin refrakter özelliğini ortaya koymak, altının bulunduğu ya da yoğunlaştığı cevher yapısını ortaya koymak için tanımlayıcı liç testlerinden yararlanılabilir (Lorenzen ve Tumilty, 1992; Henley vd., 2000; Celep vd., 2005). Ultra ince öğütmeyle birlikte siyanürle çözünebilen altın miktarını belirlemek amacıyla 6 saatlik öğütme sonunda 24 ve 96 saat kademeli siyanür liç testleri yapılmıştır (Tablo 2.5).

Tablo 2.4. Ultra ince öğütmeyle (6 saat) birlikte iki aşamalı siyanür liç deney parametreleri (Lorenzen ve Van Devanter, 1993; Lorenzen, 1994; Henley vd., 2000; Celep vd., 2005).

Parametreler	Aşama	Çözünen Altın
NaCN (1,5 gr/lt) 24 h, pH 10.5	Aşama I	Nabit ve elektrik altın
NaCN (2 gr/lt), 96 h, pH 12, 1 kg/ton Pb(NO ₃) ₂	Aşama II	Altın tellüritler
Kalan altın	Gözlemlenemeyen altın, Au selenid-metaloid-sülfidler	

Tanımlayıcı liç testlerinde ise Au içeren mineral fazlarının Au içeriğini belirlemek için farklı mineral asitleri yardımıyla seçimli olarak minerallerin yapıları bozundurulmuş altının serbestleşmesi ve serbestleşen altının CN⁻ liçiyle kazanılması amaçlanmıştır (Lorenzen, 1995; Lorenzen ve Van Devender, 1993). Deney parametreleri Tablo 2.6'de verilmektedir.

Her bir asit liç aşamasından sonra açığa çıkartılan altın standart siyanür liçi yapılar kazanılmıştır. Böylece altının cevherde hangi minerallerle hangi oranlarda bulunduğu tespit edilmektedir. Elde edilen bu veriler ışığında altın cevherinin refrakter özelliği belirlenerek uygulanacak ön işlem tespit edilmeye çalışılmaktadır.

Tablo 2.5. Kaletaş cevherinin (% 80'i - 37 µm) tanımlayıcı liç test parametreleri ve sırası (Lorenzen ve Van Devanter, 1993; Lorenzen, 1994; Henley vd., 2000; Celep vd., 2005).

Liç	Liç Parametreleri	Açığa çıkacak /çözünecek olan yapı
NaCN; 1,5 gr/lt	24 h, pH 10.5	Altın
HCl (12%)	S/K=2:1, 8 h 60°C	Kalsit, Dolomit, Galen, Pirotit, Hematit
NaCN; 1,5 gr/lt	12 h, pH 10.5	Altın
H ₂ SO ₄ (48%)	S/K=2:1, 5 h 80°C	Cu-Zn sülfidler, Labile pirit
NaCN; 1,5 gr/lt	12 h, pH 10.5	Altın
HNO ₃ (33%)	S/K =2:1, 6 h 60°C	Pirit, Markasit Arsenopirit,
NaCN; 1,5 gr/lt	12 h, pH 10.5	Altın
HF (20%)	S/K =2:1, 6 h	Silikatlar
NaCN; 1,5 gr/lt	12 h, pH 10.5	Altın
Asetonitril sıyırma (40%)	S/K =2:1, 6 h 10 gr/lt NaCN	Karbona adsorblanmış altın

3. BULGULAR VE TARTIŞMA

3.1. Malzemenin Özellikleri

Mastra ve Kaletaş cevherlerinin kimyasal analiz sonuçlarına göre Mastra cevherinin daha fazla silisli olduğu, Au ve baz metallerce daha zengin olduğu buna karşılık Kaletaş cevherinin önemli miktarda karbonat mineralleri ve organik karbon içerdiği; Sb ve As bakımından daha zengin olduğu görülmüştür. Deneylede kullanılan Mastra numunesinin altın tenörü 26 gr/ton ve Kaletaş numunesinink ise 6,8 gr/ton olarak belirlenmiştir. Mastra ve Kaletaş altın cevherlerinin kimyasal analizleri Tablo 3.1’de verilmektedir.

Tablo 3.1. Mastra ve Kaletaş altın cevherlerinin kimyasal analizleri

(Mastra)	İçerik (%)	Element	İçerik (gr/ton)	(Kaletaş)	İçerik (%)	Element	İçerik (gr/ton)
Bileşik				Bileşik			
SiO ₂	86,12	Au	26	SiO ₂	54,89	Au	6,8
Al ₂ O ₃	3,36	Ag	8,6	Al ₂ O ₃	4,88	Ag	1,2
Fe ₂ O ₃	5,47	Mo	23	Fe ₂ O ₃	2,38	Mo	7,0
CaO	0,33	Cu	3519	CaO	17,86	Cu	281
MgO	0,01	Pb	3799	MgO	0,30	Pb	359
Na ₂ O	0,02	Zn	2639	Na ₂ O	0,09	Zn	242
K ₂ O	0,16	Ni	199	K ₂ O	0,14	Ni	46
TiO ₂	0,10	As	824	TiO ₂	0,09	As	(%5,01)
P ₂ O ₅	0,04	Cd	21,6	P ₂ O ₅	0,52	Cd	2
MnO	0,01	Sb	11,8	MnO	0,03	Sb	101
Cr ₂ O ₃	0,07	Ga	9	Cr ₂ O ₃	0,02	Ga	3,3
LOI	3,40	U	1	LOI	16,30	U	6,6
Top. S	4,32	V	54	Top. S	0,25	V	42,0
Top. C	0,06	Co	14,3	Top. C	3,75	Co	16,1
Org. C	-	Sr	34,4	Org. C	0,18	Sr	223,7
Toplam	99,27	Zr	18,5	Toplam	97,52	Zr	17,9

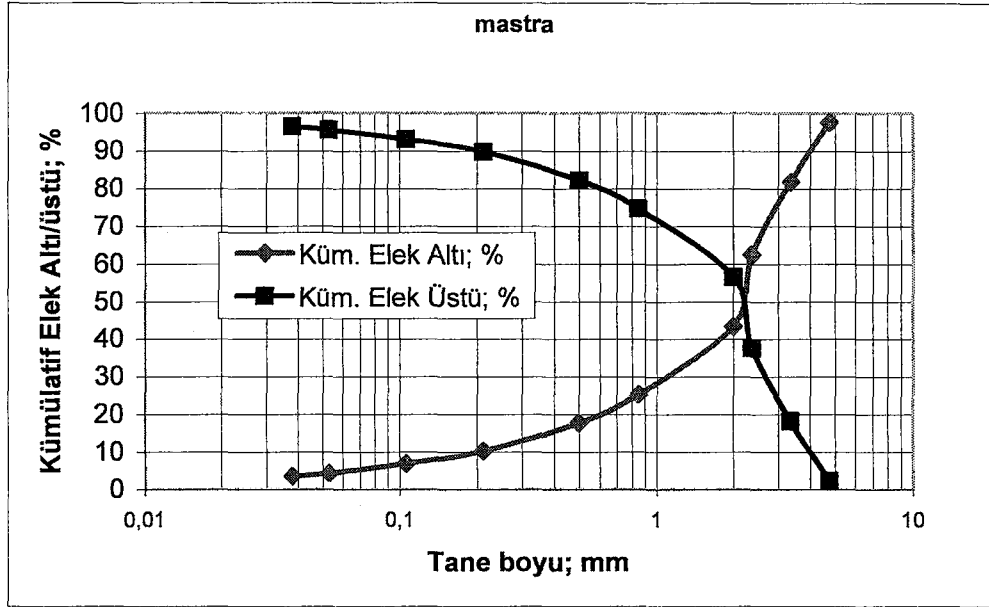
Çeneli ve merdaneli kırıcıdan kırılarak -4 mm boyutuna indirilen Mastra ve Kaletaş cevherlerinin temsili numuneleriyle elek analizleri yapılmıştır. Elek fraksiyonlarına göre numunelerin kümülatif elek altı-elek üstü tablosu ve altın verim-tenör içerikleri Tablo 3.2 ve Tablo 3.3’de verilmektedir. Mastra ve Kaletaş’ın kümülatif elek altı-elek üstü grafikleri Şekil 3.1 ve Şekil 3.2’de verilmektedir.

Tablo 3.2. Mastra cevherinin kümülatif elek altı ve elek üstü elek analiz tablosu

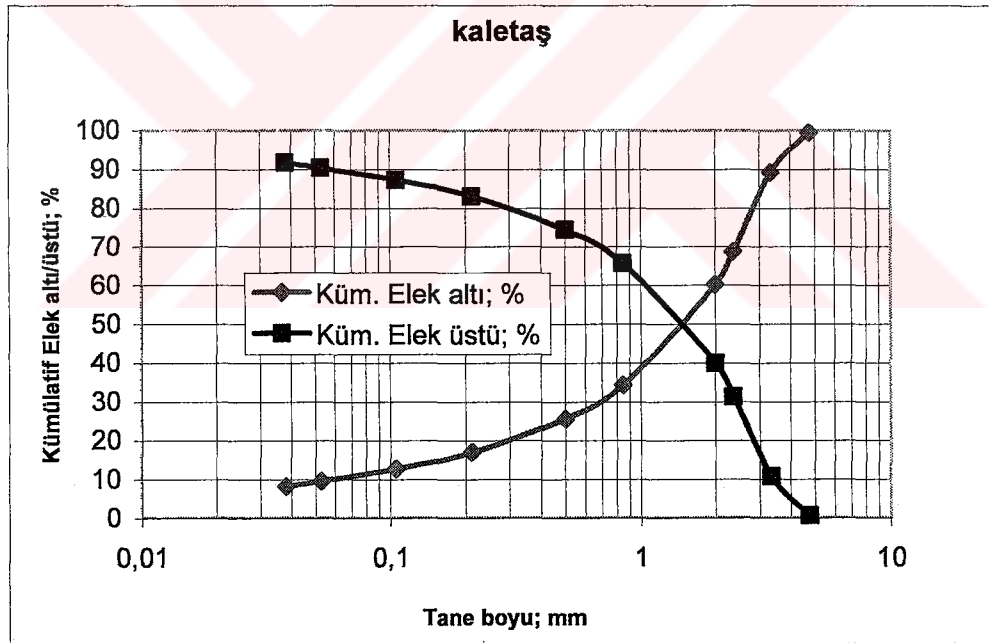
Ürün (mm)	Miktar (%)	Küm. Elek Altı (%)	Küm. Elek üstü (%)	Tenör Au (ppm)	Verim (%)
MASTRA					
+ 4,75	2,33	97,67	2,33	3,77	0,34
- 4,75+3,35	15,89	81,78	18,22	52,74	32,24
- 3,35+2,36	19,32	62,45	37,55	12,28	9,13
- 2,36+2	19,03	43,43	56,57	19,71	14,42
- 2+0,85	18,12	25,31	74,69	37,64	26,23
- 0,85+0,5	7,48	17,83	82,17	19,66	5,66
- 0,5+0,212	7,60	10,23	89,77	4,33	1,27
- 0,212+0,106	3,38	6,86	93,14	25,74	3,34
- 0,106+0,53	2,48	4,37	95,63	0,23	0,02
- 0,53+0,38	0,87	3,51	96,49	36,48	1,22
- 38	3,51			0,05	6,10
Toplam	100			26	100

Tablo 3.3. Kaletaş cevherinin kümülatif elek altı ve elek üstü elek analiz tablosu

Ürün (mm)	Miktar (%)	Küm. Elek Altı (%)	Küm. Elek üstü (%)	Tenör Au (ppm)	Verim (%)
KALETAŞ					
+ 4,75	0,59	99,41	0,59	33,23	2,89
- 4,75+3,35	10,17	89,24	10,76	7,7	11,51
- 3,35+2,36	20,53	68,71	31,29	5,4	16,30
- 2,36+2	8,63	60,09	39,91	4,88	6,19
- 2+0,85	25,80	34,29	65,71	7,41	28,11
- 0,85+0,5	8,71	25,58	74,42	5,29	6,78
- 0,5+0,212	8,60	16,98	83,02	9,36	11,83
- 0,212+0,106	4,20	12,79	87,21	5,01	3,09
- 0,106+0,53	3,19	9,59	90,41	4,03	1,89
- 0,53+0,38	1,34	8,25	91,75	0,56	0,11
- 38	8,25			0,01	11,44
Toplam	100			6,8	100



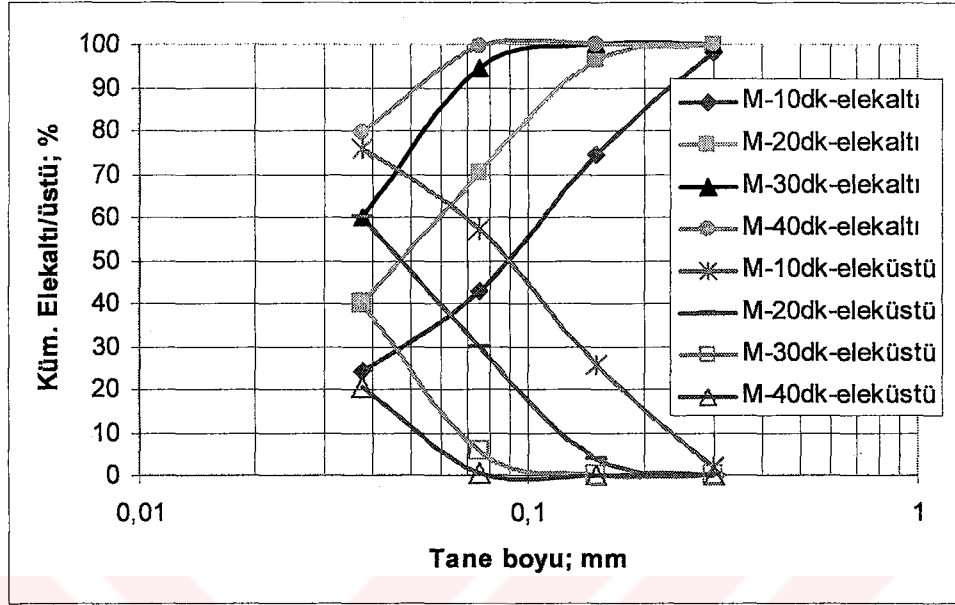
Şekil 3.1. Mastra altın cevherinin kırma sonrası kümülatif elek altı ve elek üstü grafiği



Şekil 3.2. Kaletaş altın cevherinin kırma sonrası kümülatif elek altı ve eleküstü grafiği

Ek 1’de verilen öğütme koşullarında Mastra ve Kaletaş cevherleri için farklı öğütme sürelerinde öğütme deneyleri yapılmıştır. Mastra cevheri için 10–20–30–40 dk öğütme sonunda elde edilen malzemenin kümülatif elekaltı ve eleküstü grafiği Şekil 3.3’de verilmektedir. Kaletaş cevheri için 40–50–60–70–80 dk için yapılan öğütme sonunda, 40

dk için malzemenin yaklaşık % 100'ü -38 μm olarak bulunduğu için diğer öğütme zamanları için elek analizleri yapılmamıştır.



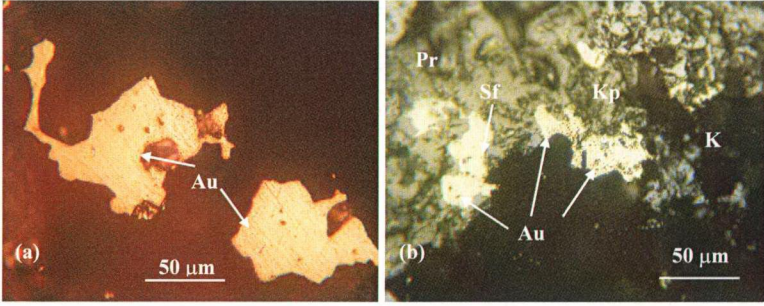
Şekil 3.3. Mastra altın cevherinin farklı öğütme sürelerinde kümülatif elekaltı ve elek üstü grafiği

3.1. Mineralojik Bulgular

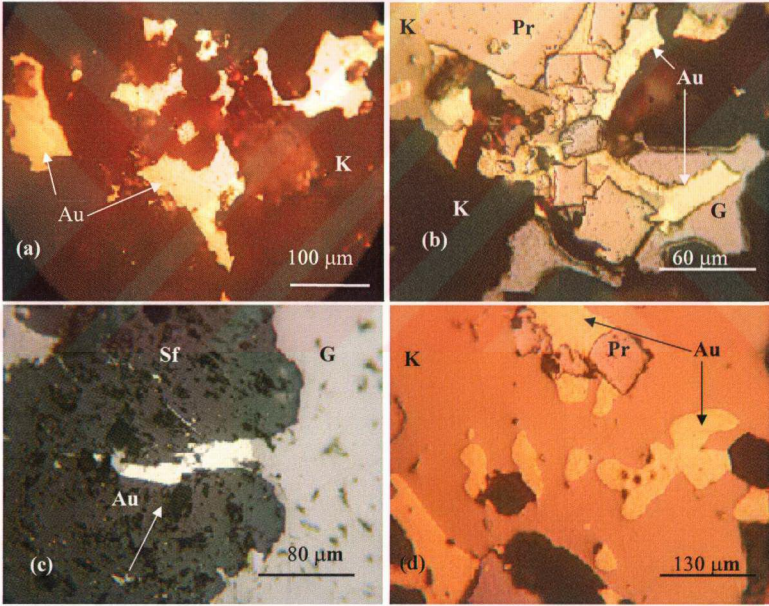
3.1.1. Mastra Cevherinin Mineralojik Özellikleri

Mastra altın yatağı Eosen yaşlı volkanitler içinde yer almaktadır (Tüysüz vd., 1994). Cevher minerali olarak baz metal sülfürlere ilaveten nabit altın ve elektrik gang mineralleri olarak kuvars, barit ve karbonatlar bulunmaktadır.

Mineralojik incelemeler sonucunda Mastra altın cevherinde altın, pirit, kalkopirit, galen, sfalerit ve kuvars tespit edilmiştir (Şekil 3.4.a,b). Sülfür mineralleri genellikle birlikte bulunmakta ve katalastik dokular oluşturmaktadırlar (Şekil 3.5.b). Parlak kesitlerin mineralojik incelenmesi sonucunda cevherde kuvarsin yaygın mineral olduğu görülmüştür (Şekil 3.4.a,b, Şekil 3.5.a,b). Pirit, kalkopirit, sfalerit ve galen sülfür fazları olarak belirlenmiş olup birbirleriyle ilişkili bulunmaktadır (Şekil 3.5.c).



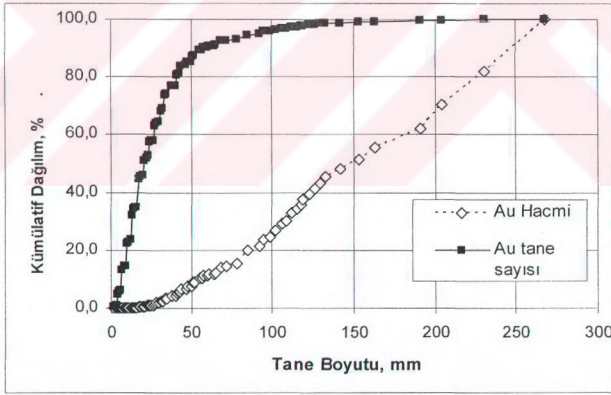
Şekil 3.4. (a) Kuvars içerisinde altın taneleri (204μm) (b) Kalkopirit, galen ve pirit ile ilişkili altın taneleri (95μm), (Au; altın, Pr; Pirit, Kp; Kalkopirit, Sf; Sferit).



Şekil 3.5. Cevherde altın bulunuşu (a) Kuvars içerisinde altın taneleri, (b) Kalkopirit, galen ve pirit ile ilişkili altın taneleri, (c) Sferit ve galen ile ilişkili altın taneleri, (d) Kalkopirit içerisinde altın taneleri (Au; altın, Pr; Pirit, Kp; Kalkopirit, Sf; Sferit, Gn: Galen, K: Kuvars) (Yağ ortamında, x25).

Piritler çoğunlukla çok farklı boyut aralığında öz şekilsiz saçınımlı, zaman zaman yarı özşekilli taneler şeklinde görülmektedir. Yer yer kırıklı bir yapıda olup konsantrik dokular göstermektedir (Tüysüz vd., 1994). Sfalerit taneleri genelde içerisinde kalkopirit kapanımları bulundurmaktadır. Kalkopirite iri boyutlu altın kapanımları eşlik etmektedir (Şekil 3.5.b,d).

Mastra altın cevherinde altın 1–300 μm boyutlu taneler şeklinde ve bütün cevher mineralleri ile birlikte ve bazen onların içerisinde kapanımlar halinde bulunmaktadır (Şekil 3.4.a,b ve Şekil 3.5.a,b,c,d). Altın genelde kuvars içinde bütün boyutlarda nabit altın taneleri şeklinde bulunmaktadır. Altın tanelerinin ortalama boyutu 30 μm 'dur. Mastra cevherinde bulunan altın tanelerinin yarısının $\leq 20 \mu\text{m}$ (Şekil 3.6.a) olmasına karşın, altının hacimsel dağılımı cevherdeki toplam altının % 50' sinin $\leq 150 \mu\text{m}$ olduğunu göstermektedir (Şekil 3.6.b) (Vıçıl ve Alp, 2002). Bu bulgular daha yüksek altın kazanımına ulaşmak için uzun liç süresi gerektiğini gösteren siyanür liçi verileriyle (Alp ve ark, 2003) uyumluluk göstermektedir. Ayrıca iri altın tanelerinin varlığı gravite zenginleştirmenin mümkün olabileceğine işaret etmektedir.



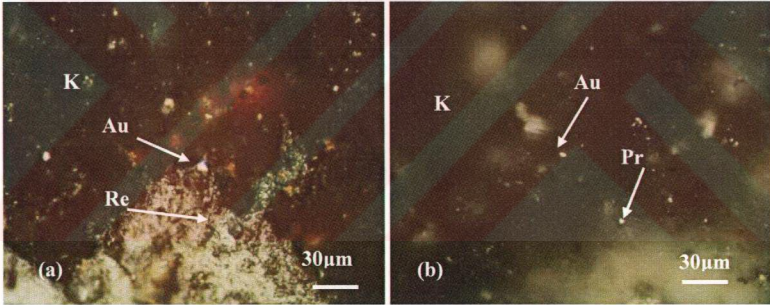
Şekil 3.6. Mastra altın cevherindeki altın tanelerinin kümülatif boyut ve hacim (b) dağılımı (Ek 2).

3.1.2. Kaletaş Cevherinin Mineralojik Özellikleri

Kaletaş altın sahasında 3,31 gr/ton Au tenörlü 116.000 ton görünür, 3,37 gr/ton Au tenörlü 246.000 muhtemel olmak üzere 362.000 ton (damar+ağsal) toplam rezervi bulunmaktadır. Mümkün rezerv 3,27 gr/ton Au tenörlü 400.000 tondur (Tüysüz vd., 1994).

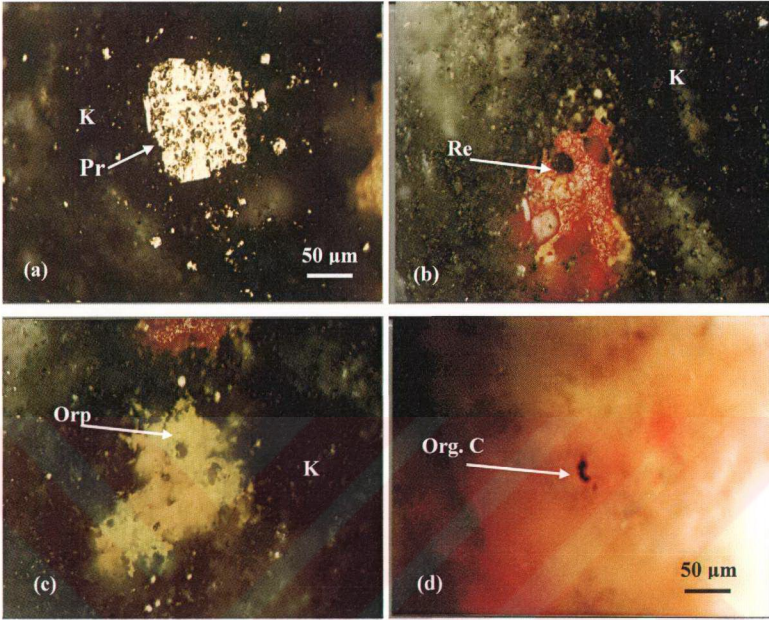
Kaletaş altın cevherleşmesi, oldukça yumuşak, kırıklı, çatlaklı, kolaylıkla çözünebilen karbonatlı kayaç parçaları ve organik madde içeren tüfitler içerisinde, fay ve kırık zonları gibi süreksizlikler boyunca uzanan silis mercceklerinde yer alır. Başlıca orpiment, realgar, nabit kükürt ve pirit içeren bu mercceklerin altın içeriği 0,05-23,5 gr/ton arasında değişmektedir (Tüysüz vd., 1994).

Örneklerin incelemesi sonucunda cevher minerali olarak altın (çok ince taneli), pirit, realgar, orpiment, markasit, nabit kükürt ve kuvars tespit edilmiştir (Şekil 3.7.a,b,c, Şekil 3.8.a,b,c,d). Piritler; çoğunlukla 3–75 µm boyutunda öz şekilsiz saçınımlı taneler halinde, az oranda da 200 mikron boyutunda yarı özşekilli taneler şeklinde görülmektedir.



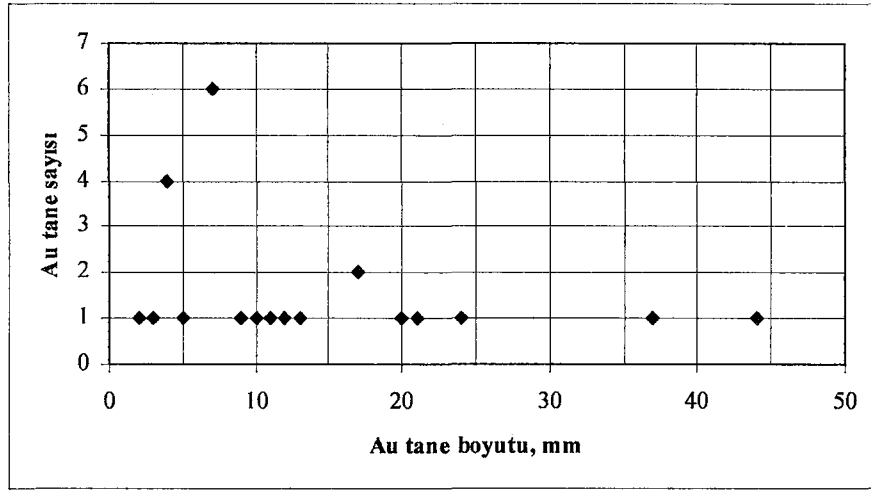
Şekil 3.7. (a) Kuvars matrisi içerisinde elektrik Au tanesi (9 µm) ve realgar tanesi, (b) Kuvars matrisi içinde Au tanesi (3,5µm) ve pirit (Pr) tanesi, (Au; altın, Pr; Pirit, Kp; Kalkopirit, Sf; Sfalorit, Gn: Galen, K: Kuvars) (Yağ ortamında, x25).

Kayaç içerisinde yer yer koloidal formlarda ve çeşitli boyutlarda organik materyal olduğu düşünülen taneler bulunmaktadır (Şekil 3.8.d). Altın taneleri çok fazla görülememektedir. Bulunan taneler de oldukça küçük boyutlu ve çoğunlukla elektrik şeklindedir (Şekil 3.7.a,b).



Şekil 3.8. (a) Yarı özşekilli piritler (140-2µm); (b) Kuvars matrisi içinde realgar kristali (Re); (c) Kuvars matrisi içinde orpiment (Orp) kristali; (d) Kuvars gangi içinde siyah renkli organik malzeme (Org. C) (35 µm)

Şekil 3.10 Kaletaş altın cevherindeki altın tane boyutları ve sayılarını göstermektedir. Şekildende görüleceği gibi Kaletaş cevherinde çok az sayıda ve küçük boyutlarda altın taneleri gözlenmiştir. Gözlemlenen en büyük tane boyutu 44 µm boyutundadır. Kaletaş için ortalama altın tane boyutu 12 µm' dur. Bu veriler sadece incelenen kesitleri temsil etmesine rağmen diğer sonuçlar ile paralellik göstermektedir.



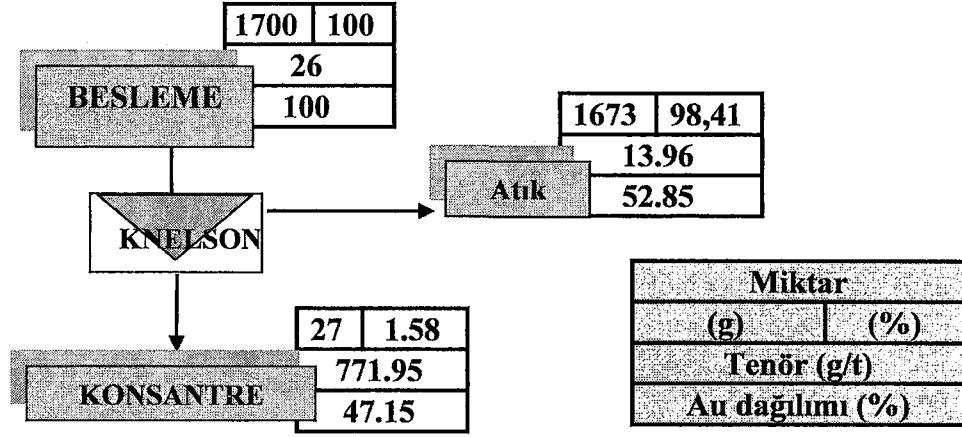
Şekil 3.9. Kaletaş cevheri altın tanelerinin boyutları ve sayısı

Minerolojik inceleme sırasında gözlemlenen altın tanelerinin boyutları ve sayıları iki cevherin karşılaştırılması için bir parametre olabilir. Mastra cevherinde bulunan altın taneleri Kaletaş cevheri ile karşılaştırıldığında daha iri boyutlarda ve daha fazla sayıda bulunmaktadır.

3.2. Gravite ile Altın Kazanım Deneyleri

Minerolojik bulgular ışığında Mastra altın cevherinin gravite ile zenginleştirilebileceği düşünülerek Knelson ve Falcon Santrifüj Seperatörler ile gravite zenginleştirme testleri yapılmıştır.

Knelson ile yapılan deney sonuçları ve akım şeması Şekil 3.10'de gösterilmektedir. Cevherdeki altının % 47,2'si 772 gr/ton Au tenörlü konsantre olarak alınmıştır. Beslemenin yaklaşık % 98,4'i 14 gr/ton Au tenörlü nihai atık olarak kalmıştır. Konsantrenin kimyasal içeriği Tablo 3.4'de verilmektedir. Ayrıca konsantredeki Au, Ag, Cu, Pb, Zn, Ni ve As' nin zenginleştirme oranları Şekil 3.11.a'da gösterilmektedir.

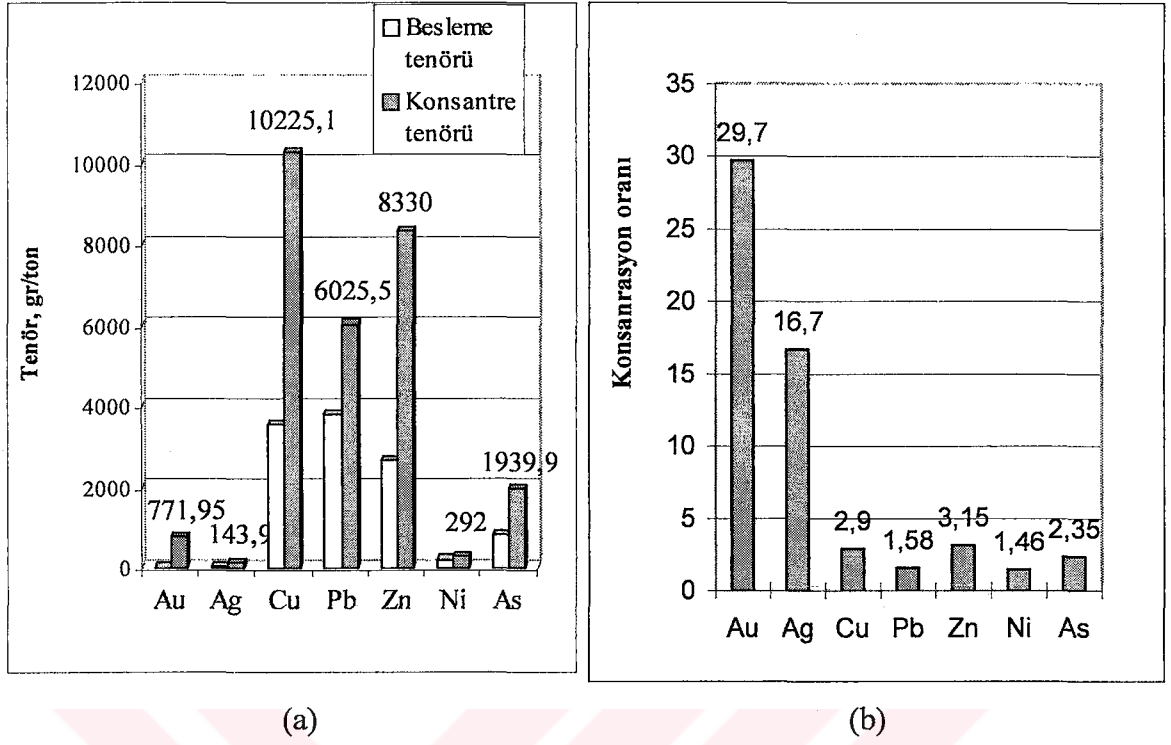


Şekil 3.10. Knelson gravite test sonuçlarının genel akım şeması

Tablo 3.4. Knelson Konsantresinin kimyasal analizi

Element	ppm	Element	ppm
Au	772	Sr	43
Ag	144	Mo	22
Cu	10225	Cd	76
Pb	6025	Sb	51
Zn	8330	Co	33
Ni	292	Ga	5
As	1940	U	11
V	130		

Knelson konsantresinin kimyasal analizi incelendiğinde Au ve Ag'nin konsantrasyon oranı sırasıyla 29,7 ve 16,7 olarak bulunmuştur. Altının 772 gr/ton konsantre tönörüne karşılık gümüşünki 144 gr/ton' dur. Diğer elementlerin konsantrasyon oranları Şekil 3.11.b'de verilmektedir.



Şekil 3.11. (a) Knelson besleme ve konsantre tenörlerinin karşılaştırılması, (b) bazı elementlerin konsantre tönörüyle konsantrasyon oranının karşılaştırılması

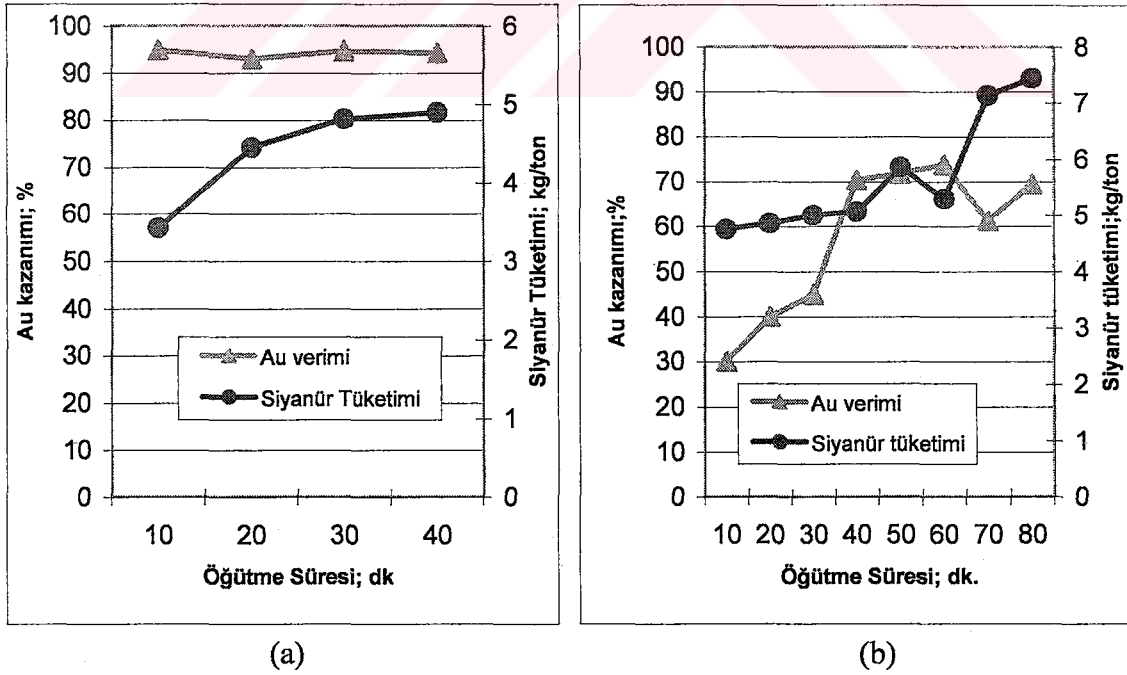
Birinci kazanım aşamasında cevherdeki altının % 81 Konsantre I olarak kazanılmıştır. Daha sonra temiz konsantre elde etmek için 'altın tavası' (panning) ile tenörü artırılarak 1750 gr/ton tenörle % 33,8 altın kazanımı gerçekleşmiştir. Beslemenin yaklaşık % 74'ü 2,5 gr/ton Au tenörüyle nihai atık olarak alınmıştır.

Konsantrelerle (Pan Kon.1 ve Pan Kon.2) alınan altın cevherdeki gravite ile kazanılabilecek altının (GKA) bir göstergesi olarak düşünülebilir. Konsantre I ve konsantre II deki yüksek 'tavada zenginleştirme' kayıpları (% 58 ve % 84) daha ince boyutlarda aşırı öğütmeden kaynaklanabilir. Bu durum öğütmenin kademeli olarak ve her kademedede ayrı bir kazanım prosesinin uygulanması gerekliliğini önermektedir. Şekil 3.12'de Mastra cevherinin Falcon gravite zenginleştirme test sonuçları ve genel akım şeması ve Şekil 3.13'de ise konsantresi tenör-verim ilişkisi verilmektedir.

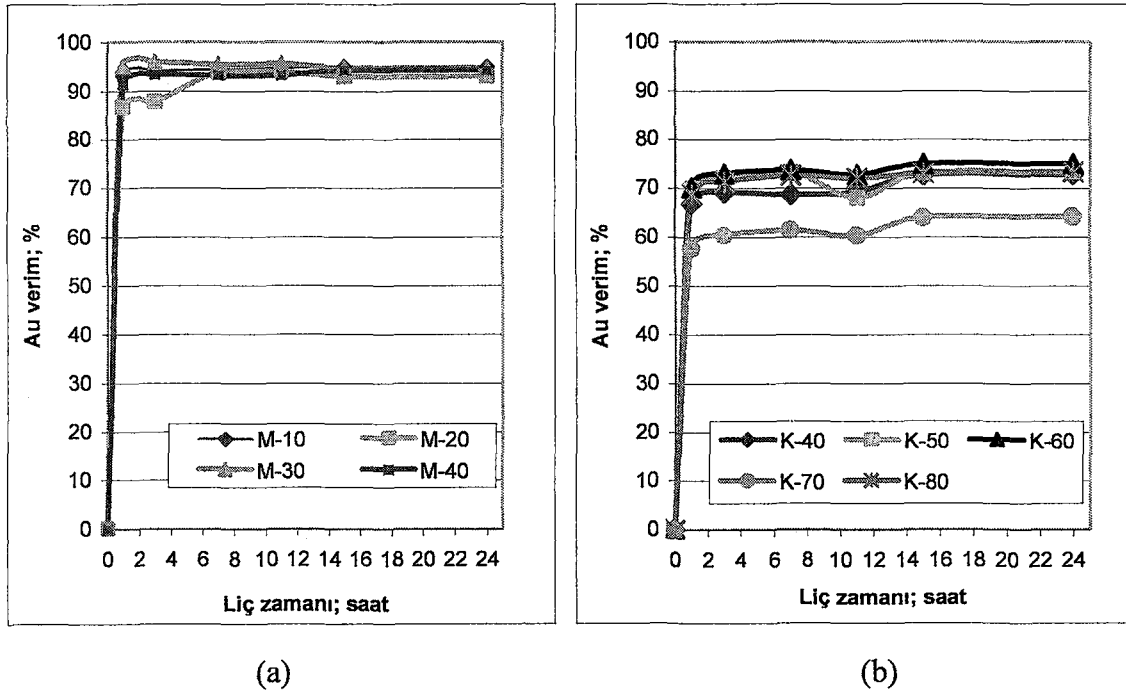
3.3. Siyanür Liçi Sonuçları

Şekil 3.14' den de görüldüğü gibi 75 μm 'dan küçük malzeme miktarı artıka Mastra cevherinin altın kazanımı artmaktadır. Mastra cevherinin % 80'i 75 mikron altına öğütüldüğü durumda % 90'ın üzerinde altın kazanımına ulaşılmaktadır. Kaletaş cevherinde ise aynı boyuta öğütme sonrasında ancak % 61-73'lik bir altın kazanımına ulaşılabilmektedir. Bu durum minerolojik incelemede elde edilen sonuçlarla paraleldir. Tane boyutuna bağlı olarak Mastra ve Kaletaş cevherlerinin siyanür liçi verim - siyanür tüketimi grafikleri Şekil 3.14'de ve liç kinetikleri Şekil 3.15'da verilmektedir (Ek 5a).

Mastra cevherinde ilk 8 saat içinde altının % 80'i çözültüye alınmakta, diğer 16 saat içinde % 90-94 verim değerlerinin üzerine çıkılmaktadır. Kaletaş cevherinde ise ilk 2 saat içinde daha yüksek altın kazanımı elde edilmesine rağmen 8. saatte % 46 altın kazanma verimi ve 24. saatte sadece % 60-70 altın kazanımı gerçekleşmektedir (Şekil 3.15). Kaletaş cevherinde bulunan altın tanelerinin çok küçük olması; yüzey alanının yüksek olması nedeniyle çözünmenin ilk iki saatlik süre zarfında hızlı gerçekleşmesine neden olmaktadır. Tane boyutunun küçük olması, diğer mineraller içerisinde kapanım halinde bulunması ve öğütme ile yeterince serbestleşmemesinden dolayı altın kazanımını düşük olmuştur.



Şekil 3.14. Öğütme süresinin Mastra (a) ve Kaletaş (b) cevherlerinden Au kazanımı ve NaCN tüketimine etkisi (pH: 10,5; NaCN: 1,5 gr/lt; sıcaklık: 20±3; liç süresi: 24 saat).



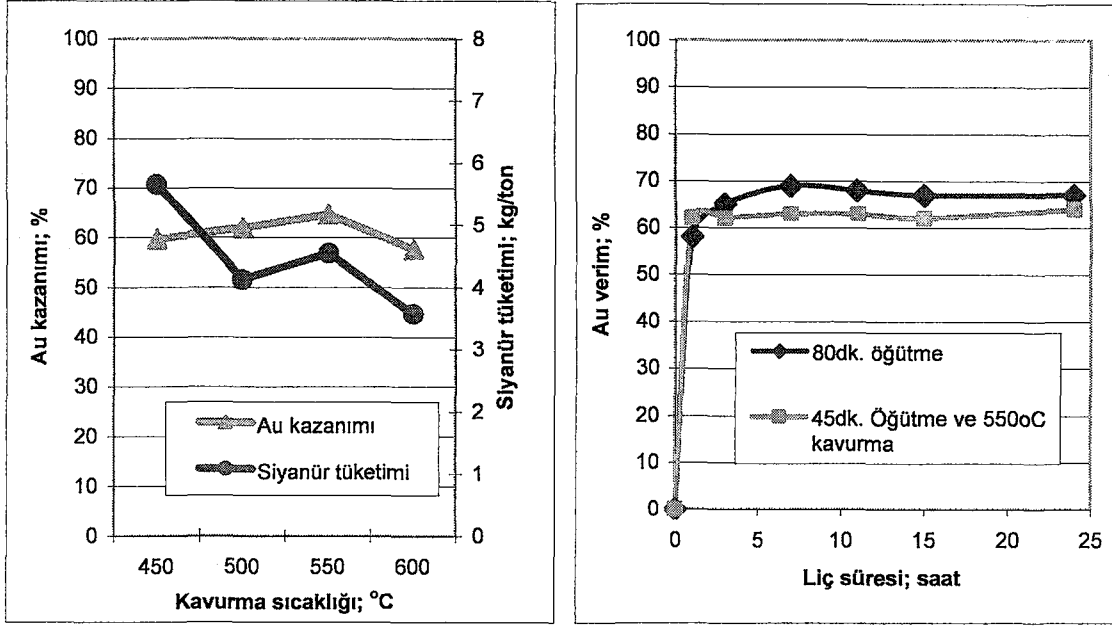
Şekil 3.15. Mastra (a) ve Kaletaş (b) altın cevherlerinin siyanür liç kinetikleri (pH: 10,5; NaCN: 1,5 gr/lt; sıcaklık: 20 ± 3 ; liç süresi: 24 saat).

Siyanür liçi deney sonuçları göz önüne alındığında Mastra cevheri serbest altın cevheri (free milling) olarak sınıflandırılmıştır. Kaletaş cevheri ise kimyasal ve minerolojik inceleme sonuçlarıyla uyumlu olarak siyanür liçi sonuçlarına göre “refrakter“ tipte bir altın cevheri olarak adlandırılabilir. Düşük altın kazanımları cevherdeki altının siyanürle temas edemeyecek şekilde kapanım halde bulunduğuna işaret etmektedir.

Elde edilen bu sonuçlara göre her iki cevher için farklı zenginleştirme prosesleri uygulanarak Au kazanma verimlerinin artırılması söz konusudur.

Kaletaş cevherinden altın kazanımının düşük olması nedeniyle cevherdeki pirit ve As-sülfür gibi mineral fazlarını bozundurarak kapanım haldeki altını açığa çıkarmak için siyanür liçinden önce ön-işlem olarak farklı sıcaklıklarda kavurma prosesi uygulanmıştır.

Şekil 3.16.a'da $450-600^{\circ}\text{C}$ 'de kavru lan cevherin siyanür liçi sonuçları verilmektedir. Şekilden de görüldüğü gibi en yüksek altın kazanımı 550°C 'de elde edilirken kavurmanın altın kazanımı üzerine çok fazla bir etki yapmadığı görülmektedir. Bununla birlikte siyanür tüketimi ön işlem uygulanmadan yapılan siyanür liç testlerindeki siyanür tüketiminden daha düşük olmuştur. Şekil 3.16.b'de kavurma ön-işlemi uygulandığı ve uygulanmadığı durumdaki siyanür liç kinetiği grafiği verilmektedir. Görüldüğü gibi kavurma işleminin çok fazla bir etkisi olmadığı anlaşılmaktadır (Ek 5b).

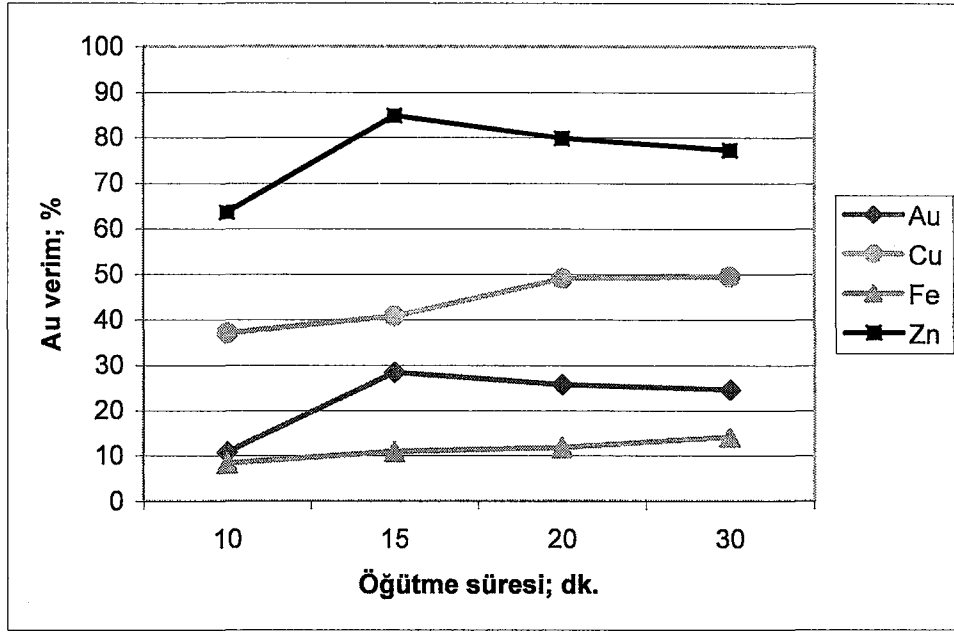


Şekil 3.16. Kaletaş cevherinin farklı kavurma sıcaklıklarında altın kazanımı ve siyanür tüketimi (a) ve liç kinetiği grafiği (b) (pH: 10,5; NaCN: 1,5 gr/lt; sıcaklık: 20 ± 3 ; liç süresi: 24 saat; kavurma sıcaklığı: 450-600°C; kalma süresi: 1 saat).

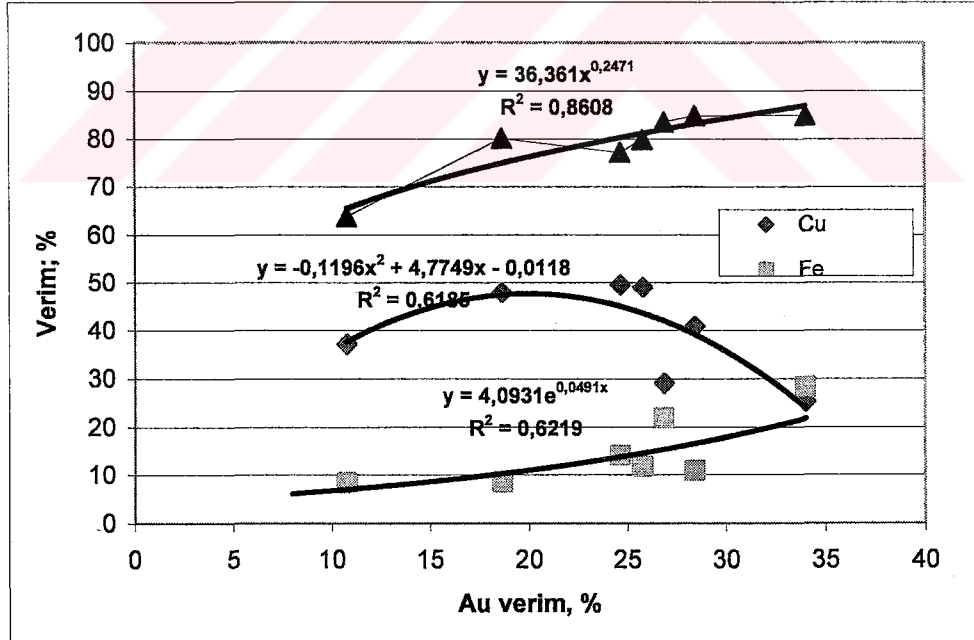
3.4. Flotasyon Deney Sonuçları

Kaletaş altın cevherinin flotasyon testleri serbest altın ve sülfidlerle ilişkili altın kazanabilmek için gerçekleştirilmiştir. 20–30 gr/ton Au tenörlü altın konsantresi elde edilmesine rağmen çinko kazanımından başka Au, Cu ve Fe kazanımları düşük olmuştur (Şekil 3.17).

Elde edilen flotasyon konsantresinin Au verimi % 20–30 arasında iken tenörü 20–40 gr/ton arasında değişmektedir. Konsantrenin altın verimine bağlı olarak Cu, Fe ve Zn'nin verim korelasyonu Şekil 3.18'de verilmektedir. Buna göre Au verimi Fe ve Zn verimlerinin artışıyla artarken, Cu veriminden bağımsızdır. Kaletaş flotasyon testlerinden elde sonuçların verim ve tenör açısından çok iyi olmaması nedeniyle daha detaylı flotasyon testleri yapılması gerekmektedir (Ek 5c).



Şekil 3.17. Kaletaş cevherinin flotasyon verim grafiği (pH: 7-7,4; öğütme süresi: 10-30 % 10 Aerofloat 208: 100 gr/ton; MIBC: 20 gr/ton; % 10 CuSO₄: 1000 gr/ton; % 10 Na₂SiO₃: 1000 gr/ton; flotasyon Zamanı: 5dk).

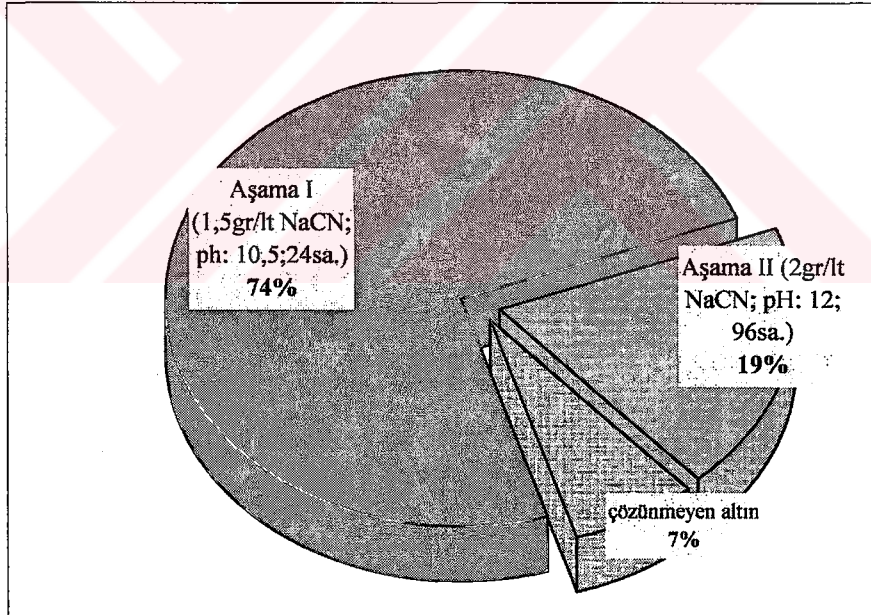


Şekil 3.18. Kaletaş cevherinin flotasyon verim-tenör korelasyon grafiği (pH: 7-7,4; öğütme süresi: 10-30 % 10 Aerofloat 208: 100 gr/ton; MIBC: 20 gr/ton; % 10 CuSO₄: 1000 gr/ton; % 10 Na₂SiO₃: 1000 gr/ton; flotasyon Zamanı: 5dk).

3.5. Tanımlayıcı Liç Test Sonuçları

3.5.1. Ultra İnce Öğütülmüş Cevherin İki Aşamalı Siyanür Liç Testleri

Bu testler düşük altın kazanımının nedeninin tam serbestleşmemiş altın tanelerinden kaynaklanıp kaynaklanmadığını anlamak için gerçekleştirilmiştir. Bu testlerin birinci aşamasında standart siyanür liçiyle altının % 74' ü kazanılmıştır. Elde edilen kazanma veriminin daha önceki öğütme sürelerindeki verimlere yaklaşık değer olması aşırı öğütmenin liç verimini çok fazla artırmadığını göstermiştir. Testlerin II. aşamasında I. aşamanın liç atığıyla daha yüksek siyanür konsantrasyonunda 96 saat liç yapılmıştır. Her iki aşamada elde edilen kümülatif altın verimi % 93 olarak bulunmuştur. Bu durum, siyanür liçinde kolay çözünebilir altının I. aşamada, yavaş ve zor çözünen altının ise ikinci aşamada kazanıldığını göstermektedir. Kaletaş cevherindeki altının % 7'sinin (Şekil 3.19) kazanılmadığı görülmektedir.



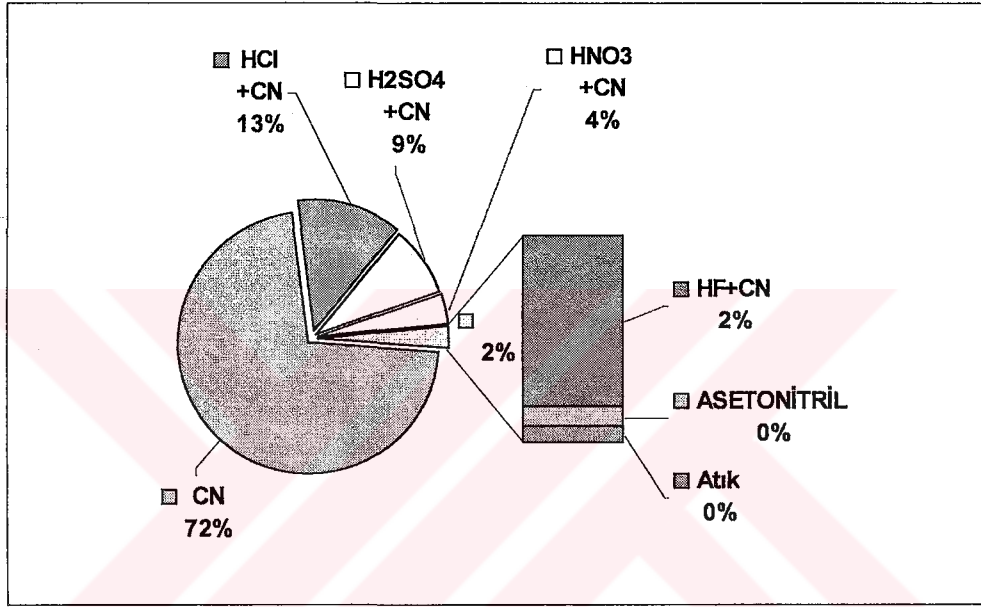
Şekil 3.19. Ultra ince öğütme ile birlikte (6 saat) iki aşamalı siyanür liçinin altın kazanım grafiği

5.2.1. Tanımlayıcı (Diagnostik) Liç Testleri

Kaletaş cevherinin tanımlayıcı (diagnostik) liçi 40 dk öğütmeden sonra standart siyanür liçini takip eden asit liçi + CN liçiyle birlikte yapılmıştır. Tüvenan Kaletaş cevheriyle (% 98'i -38 µm) 24 saat standart siyanür liçiyle % 72 Au verimi elde edilmiştir. Kalan kısım

refrakter Au olarak değerlendirilmiştir. Sırasıyla HCl, H₂SO₄, HNO₃, HF asit liçleri ve herbir asit liçini takiben NaCN liç testleri yapılmıştır. Elde edilen Au verimleri Şekil 3.20’de verilmektedir.

İlk aşama HCl asit liçiyle birlikte oksitli ve karbonatlı mineraller çözülmüş ve kapanım halindeki altın açığa çıktıktan sonra CN liçiyle kazanılmıştır (% 13). H₂SO₄ ve HNO₃ liçlerinden sonra sülfürlü minerallerle birlikte bulunan altın sırasıyla % 9 ve % 4 Au kazanımlarıyla elde edilmiştir (Ek 5d).



Şekil 3.20. Kaletaş cevherinin numune tanıma liç test sonuçları (NaCN; 1,5 gr/lit; HCl: % 12; H₂SO₄: % 48; HNO₃: % 33; HF: % 20; Asetonitril sıyırma: % 40).

Tanımlayıcı liç testlerinden ve ultra ince öğütülmüş cevherin NaCN liçinden elde edilen sonuçlar göstermiştir ki, Kaletaş cevherinin refrakter özelliği altının çok ince taneli, karbonatlı ve oksitli (% 13), sülfürlü (% 13) mineraller ve silikatlar (% 2) ile birlikte ve Au'nun zor (yavaş) çözünen alaşımlar şeklinde bulunmasından kaynaklanmaktadır. Asetonitril sıyırma sonucunda karbonlu malzemenin altın adsorbsiyonunun olmadığı görülmüştür.

4. SONUÇ VE ÖNERİLER

Gümüşhane civarında bulunan Mastra ve Kaletaş altın cevherlerinin zenginleştirme yöntemi belirlemeye yönelik yapılan deneysel çalışmaların ışığında aşağıdaki sonuçlar verilebilir.

- ✚ Mastra altın cevherinde iri altın tanelerinin varlığı gravite zenginleştirmenin mümkün olabileceğini ve siyanür liçi öncesi Falcon ve Knelson santrifüj ayırıcılarla zenginleştirilebileceğini göstermektedir. Ancak baz metal sülfürlerinin daha fazla oranda bulunmaları altın tanelerinin kapanım halde bulunması durumunda kazanımın azalmasına ve siyanür liçinde daha fazla siyanür sarfiyatına sebep olabilmektedir.
- ✚ Kaletaş cevherinin mineralojik açıdan refrakter özelliğe sahip olması ve siyanür liçiyile zenginleştirilmesi güç olacağından refrakter cevherlere uygulanan ön işlemlerin uygulanması gerektirmektedir. Ön-işlem uygulanmamış cevherden altın kazanımıyla kıyaslandığında kavurma işleminin çok fazla bir etkisi olmamasına rağmen siyanür tüketimi azalmıştır.
- ✚ Kaletaş cevheri flotasyon testlerinden elde sonuçların verim ve tenör açısından çok iyi olmaması nedeniyle daha detaylı flotasyon testleri yapılması gerekmektedir.
- ✚ NaCN çözündürme deney sonuçları göz önüne alındığında Mastra cevherinin (% 90–95 Au kazanımı) serbest altın cevheri (free milling) olduğu söylenebilir. Kaletaş cevheri ise (% 60–70 Au kazanımı) “refrakter” tipte bir altın cevheri olarak sınıflandırılabilir. Elde edilen bu sonuçlara göre her iki cevher için farklı zenginleştirme prosesleri uygulanarak zenginleştirme verimlerinin artırılması söz konusudur.
- ✚ Kaletaş cevheri için ultra ince öğütmeyle (6 saat) birlikte iki aşamalı siyanür liç testleri (24+96 saat) sonucunda, her iki aşamada elde edilen kümülatif altın verimi % 93 olarak bulunmuştur. Bu durum, siyanür liçinde kolay çözünebilen altının I. aşamada, yavaş ve zor çözünen altının ise ikinci aşamada kazanıldığını

göstermektedir. Kaletaş cevherindeki altının % 7'sinin ultra ince öğütlemeyle dahi kazanılamayacak görünmeyen altın olduğu belirlenmiştir.

- ✚ Örnek tanıma liç testlerinden elde edilen sonuçlara göre, Kaletaş cevherinin refrakter özelliği altının çok ince taneli, karbonatlı ve oksitli (% 13), sülfütlü mineraller (% 13) ve silikatlar (% 2) ile birlikte bulunmasından kaynaklanmaktadır. Asetonitril ile yıkama sonucunda karbonlu malzemenin adsorbsiyon özelliğinin olmadığı görülmüştür.
- ✚ Tüm çalışmalar sonucunda; Mastra cevherinin iri ve kısmen daha iyi serbestleşen altın taneleri içermesinden dolayı uygun bir gravite ayırıcısı ile ön zenginleştirme uygulanması ve atıklarına siyanür liçi uygulanarak ekonomik ve etkin bir şekilde zenginleştirilebileceği söylenebilmektedir. Kaletaş cevherinde ise refrakter özelliğe sahip olması nedeniyle, aşırı öğütme ve oksitleme sonrası siyanür liçi yapılarak daha yüksek verimlerle zenginleştirilebileceği söylenebilmektedir.

5. KAYNAKLAR

- Akçıl, A., Recovery of Gold from İzmir-Karşıyaka (Arapdağı) Epitermal Deposits, Doktora Tezi, D.E.Ü., 1998.
- Akdağ, M., Ekstraktif Metalurji, DEÜ Mühendislik Fakültesi Basımevi, İzmir, 1986.
- Allan, G.C. ve Woodcock, J.T., A Review of The Flotation of Native Gold and Electrum, Minerals Engineering, 14,9 (2001) 931-962.
- Alp, İ., Vıcıl, M. ve Celep, O., Gümüşhane-Mescitli-Mastra Altın Cevherinin Türkiye ve Dünya Altın Madenciliğindeki Yerinin Değerlendirilmesi, Gümüşhane ve Yöresi Kalkındırma Sempozyumu, Ekim 2002, Gümüşhane, Bildiriler Kitabı Cilt I, 365-376
- Alp, İ., Celep, O., Tüysüz, N., Vıcıl, M. ve Lermi, A., Mineralojik Yapının Cevher Zenginleştirme İşlemine Etkisi: Mastra ve Kaletaş (Gümüşhane) Altın Cevherleri Üzerine Örnek Çalışma, 18.Uluslararası Madencilik Kongresi, Haziran 2003, Antalya, Bildiriler Kitabı, 147-153.
- Alp, İ., Celep, O., Deveci, H. ve YAZICI, E., Processing of Gold From Mastra (Gümüşhane-Turkey) Ore by Knelson Gravity Concentrator, SGEM 2004, Haziran, 2004, Bulgaristan, Bildiriler Kitabı, 259-266.
- Alp, İ., Celep, O., Deveci, H., Vıcıl, M. ve YAZICI, E., Recovery of Gold From Mastra (Gümüşhane) Ore Using Centrifugal Gravity Concentrators, X. Uluslar arası Cevher Hazırlama Sempozyumu – IMPS, Haziran, 2004, İzmir, Bildiriler Kitabı, 27-33.
- Alp, İ., Celep, O., Deveci, H. ve YAZICI, E., Application of Falcon Centrifugal Concentrator for Recovery of Gold from Mastra Ore, XI. Balkan Cevher Hazırlama Kongresi, Mayıs, 2005, Arnavutluk, Bildiriler Kitabı, 259-266.
- Alp, İ., Celep, O., Deveci, H. ve Yılmaz, T., Evaluation of Refractory Behaviour Of Kaletaş (Turkey) Gold Ore, Türkiye 19. Madencilik Kongresi / IMCET - 2005, Haziran, 2005, İzmir, Bildiriler Kitabı, 245-251.
- Amey, E.B., U.S. Geological Survey Minerals Yearsbook, 2000.
- Amey, E.B., U.S. Geological Survey Minerals Yearsbook, 2003.
- Amey, E.B., U.S. Geological Survey, Mineral Commodity Summaries, 2002.
- Arslan, F., Yüce, A.E., Acarkan, N., Dinçer, H. ve Önal, G., Türkiye'deki Çeşitli Cevherlerden Değerli Metallerin Kazanılması, Uluslar arası Değerli Taşlar ve Metaller Sempozyumu, Nisan 2005, İstanbul, Bildiri Kitabı, 89-104.
- Aylmore, M.G. ve Muir, D.M., Thiosulfate Leaching of Gold – A Review, Minerals Engineering, 14,2 (2001), 135-174.

- Bayraktar, İ. ve Yazar, B., Altın Cevherlerinin Zenginleştirilmesi ve Altının Ekstraksiyonu, Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik 9. Kongresi, Mayıs, 1985, Ankara, Bildiriler Kitabı, 75-96.
- Bulatovic, S.M., Flotation Behaviour of Gold During Processing of Porphyry Copper-Gold Ores and Refractory Gold - Bearing Sulphide, Minerals Engineering, 10,9 (1997) 895-908.
- Browner, R.E. ve Lee, K. H., Effect of Pyrrhotite Reactivity on Cyanidation of Pyrrhotite Produced by Pyrolysis of A Sulphide Ore, Minerals Engineering, 11,9 (1998) 813-820.
- Celep, O., Kaletaş (Gümüşhane) Epitermal Altın Cevherinin Zenginleştirilmesine Yönelik Ön İncelenmesi, Bitirme Çalışması, K.T.Ü., Maden Müh. Bölümü, Trabzon, 2001.
- Celep, O., Alp, İ., Deveci, H. ve Yılmaz T., Knelson Santrifüj Ayırıcısı ile Mastra Altın Cevherinin Zenginleştirilmesi, Uluslararası Değerli Taşlar ve Metaller Sempozyumu, Nisan, 2005, İstanbul, Bildiriler Kitabı, 105-113.
- Celep, O., Alp, İ., Deveci, H. ve Yılmaz T., Characterisation of Refractory Behaviour of Kaletaş Gold Ore by Ultrafine Grinding and Diagnostic Leaching, SGEM 2005, Haziran, 2005, Bulgaristan, Bildiriler Kitabı, 169-176.
- Cifuentes, G., Vargas, C., Simpson, J., Esteban, R., Electrowinning of Gold from Cyanide Solutions, Processing of the International Mineral Processing Congress, 2000, İtalya, Bildiriler Kitabı, A6.87-94.
- Costa, M.C., Hydrometallurgy of Gold: New Perspectives and Treatment of Refractory Sulphide Ores, Fizykochemiczne Problemy Mineralurgü, 63 (1997) 63-72.
- Çevikmen, Y.B., Akar, A ve Arslan, F., Extraction of Low Grade Gold Using Thiourea, Changing Scopes in Mineral Processing-Balkema,1996, Bidiriler Kitabı, 553-557.
- Çilingir, V., Metalik Cevherler ve Zenginleştirme Yöntemleri Cilt I, DEÜ Mühendislik Fakültesi Basımevi, İzmir, 1996.
- Çubukçu, A. ve Tüysüz, N., Kaletaş (Gümüşhane) Epitermal Altın Cevherleşmesinin Kökeni, Yerbilimleri ve Madencilik Kongresi, 2000, Ankara, Bildiriler Kitabı, 647-659.
- Deng, T., Liao, M., Wang, M., Chen, Y. Ve Belzile, N., Enhancement of Gold Extraction from Biooxidation Residues Using an Acidic Sodium Sulfate - Thiourea System, Mineral Engineering, 14,2 (2000) 263-268.
- Deng, T. ve Liao, M., Gold Recovery Enhancement from a Refractory Flotation Concentrate by Sequential Bioleaching and Thiourea Leach, Hydrometallurgy 63 (2002) 249-255.

- Deschenes, G. ve Wallingford, G, Effect of Oxygen and Lead Nitrate on the Cyanidation of a Sulphide Bearing Gold Ore, , Mineral Engineering, 8,8 (1995) 923-931.
- Deschenes, G., Lacasse, S., Fulton, M., Improvement of Cyanidation Practice at Goldcorp Red Lake Mine, Mineral Engineering, 16 (2003) 503-509.
- Deschenes, G., McMullen, J., Ellis, S., Fulton, M. ve Atkin, A., Investigation on the Cyanide Leaching Optimization for the Treatment of KCGM Gold Flotation Concentrate-phase 1, Mineral Engineering, In press, (2005).
- DPT, VIII. Kalkınma Planı, Madencilik Ö.İ.K. Raporu-Metal Madenler Alt Komisyonu-Değerli Metaller Çalışma Grubu Raporu, Ankara, 2001.
- Dunn, J.G. ve Chamberlain, A.C., The Recovery of Gold from Refractory Arsenopyrite Concentrates by Pyrolysis-Oxidation, Mineral Engineering, 10,9 (1997) 919-928.
- Forrest, K., Yan, D. ve Dunne, R., Optimum of Gold Recovery By Selective Gold Flotation for Copper – Gold – Pyrite Ores, Mineral Engineering, 14,2 (2001) 227-241.
- Gos, S. ve Rubo, A., The Relevance of Alternative Lixiviants with Regard to Technical Aspects, Work Safety and Environmental Safety, [http:// www.cyplus.com](http://www.cyplus.com)., 2001.
- Gönen, N., Altın Teknolojisi ve Siyanürleme Yöntemiyle Altın Üretim Prosesleri, M.T.A. Rap No:289, Ankara, 1992.
- Gönen, N., Gümüşhane – Kaletaş Cevherinden Siyanürleme Yöntemiyle Altın Kazanımı, M.T.A. Rap No:1324, Ankara, 1999.
- Gönen, N., Gümüşhane - Mastra Cevherinden Altın Kazanımında Tiyüre Yönteminin Uygulanabilirliğinin Araştırılması, M.T.A. Rap No:1790, Ankara, 1997.
- Gönen, N., Kekeç, K., Kızılkaya, B. ve Yıldırım, M., Leaching of Gümüşhane-Mastra ore with Thiourea, Innovations in Mineral and Coal Processing, Balkema, Rotterdam 1998, 561-565.
- Gönen, N., Leaching of Finely Disseminated Gold Ore with Cyanide and Thiourea Solutions, Hydrometallurgy, 69 (2003) 169–176.
- Gunyanga, F.P., Mahlangu, T., Roman, R.J., Mungoshi, J. ve Mbeve, K., An Acidic Pressure Oxidation Pre-treatment of Refractory Gold Concentrates from the Kwekwe Roasting Plant-Zimbabwe, Mineral Engineering, 12,8 (1999) 863-875.
- Gupta, C.K. ve Mukherjee, T.K., Hydrometallurgy in Extraction Processes, Volume I, Boston, 2000.
- Henley, K.J., Gold – Ore Mineralogy and Its Relation to Metallurgical Treatment, Minerals Science Engineering, 7,4 (1975).

- Hilson, G. ve Monhemius, A.J., Alternatives to Cyanide in the Gold Mining Industry: What Prospects for the Future?, *Journal of Cleaner Production*, In Pres, (2005).
- Huang, L., Upgrading of Gold Gravity Concentrates: A Study of the Knelson Concentrator, Doktora Tezi, Department of Mining and Metallurgical Engineering, McGill University, Montreal, 1996.
- Iglesias, N. ve Carranza, F., Refractory Gold-bearing Ore: A Review of Treatment Methods and Recent Advances in Biotechnological Techniques, *Hydrometallurgy*, 34 (1994) 383-395.
- İAB, İstanbul Altın Borsası Yıllık Bülteni, İstanbul, 2000.
- Kakı, E., Altının Çözeltiye Alınması için Yeni Bir Yöntem, Yüksek Lisans Tezi, Marmara Üniversitesi, 1995.
- Knelson, B. ve Jones, R., A New Generation of Knelson Concentrators a Totally Secure System Goes on Line, *Mineral Engineering*, 7 (1993) 201-207.
- Kongold, K. ve Mwema, M.D., The Extractive Metallurgy of Gold, *Hyperfine Interactions*, 111 (1998) 281-289.
- Kuzugüdenli, Ö. ve Kantar, Ç., Alternates to Gold Recovery by Cyanide Leaching, *Erciyes Üniversitesi Fen Bilimleri Dergisi*, 15,1-2 (1999) 119-127.
- Ea Brooy, S.R., Linge, H.G. ve Walker, G.S., Review of Gold Extraction from Ores, *Mineral Engineering*, 7,10 (1994) 1213-1241.
- Lan, P., Improved Flotation of Arsenopyrite Associated with Gold, Doktora Tezi, Nevada Üniversitesi, 2001.
- Laplante, A.R., Woodcock, F. ve Noaparast, M., Predicting Gravity Separation Gold Recoveries, *Minerals and Metallurgical Processing*, 5 (1995) 74-79.
- Ling, J., A study of a variable speed 3-in Knelson Concentrator, Doktora Tezi, Department of Mining and Metallurgical Engineering, McGill University, Montreal, 1998.
- Ling, P., A Kinetic Study of Gold Ore by Cyanidation, Yüksek Lisans Tezi, University of Toronto, 1994.
- Linge, H.G. ve Welham, N.J., Gold Recovery from a Refractory Arsenopyrite (FeAsS) Concentrate by In-Situ Slurry Oxidation, *Mineral Engineering*, 10,6 (1997) 557-566.
- Long, H., A Fundamental Study of the Acidic Pressure Oxidation of Orpiment and Pyrite at High Temperature, Doktora Tezi, The University of British Columbia, 2000.
- Lorenzen, L., Some Guidelienes to the Desing of A Diagnostic Leaching Experiment, *Minerals Engineering*, 8,3 (1995) 247-256.

- Lorenzen, L. ve Tumilty, J.A., Diagnostic Leaching as an Analytical Tool for Evaluating the Effect of Reagents on the Performance of a Gold Plant, Mineral Engineering, 5,3 (1992) 503-512.
- Lorenzen, L. ve Van Devender, J.S.J., The Identification of Refractoriness in Gold Ores by the Selective Destruction of Minerals, Mineral Engineering, 6,8 (1993) 1013-1023.
- Henley, K.J., Clarke, N.C. ve Sauter, P., Evaluation of A Diagnostic Leaching Technique for Gold in Native Gold and Gold+Silver Tellurides, Mineral Engineering, 14,1 (2000) 1-12.
- M.T.A., Türkiye Altın Gümüş Envanteri, M.T.A. Yayınları, No: 198, Ankara, 1993.
- Magumbe, L., Process Desing for Gold Recovery from The Chester Deposit, Yüksek Lisans Tezi, Laurentian Ün., 2002.
- Monte, M.B.M., Lins, F.F. ve Oliveira, J.F., Selective Flotation of Gold from Pyrite Under Oxidizing Conditions, International Journal of Minerals Engineering, 51 (1997) 255-256.
- Monte, M.B.M., Dutra, A.J.B., Albuquerque, C.R.F., Tondo, L.A. ve Lins, F.F., The Influence of The Oxidation State of Pyrite and Arsenopyrite on The Flotation of an Auriferous Sulphide Ore, Minerals Engineering, 15 (2002) 1113-1120.
- Oktay, C., Özşuca, D. ve Saklar, S., Gümüştane – Kaletaş Cevherinden Kavurma ve Siyanürleme Yöntemi ile Altın Kazanımı, M.T.A, Ankara, 2001.
- Oygür, V., Zambak, C., Altın Madenciliğinin Türk Ekonomisine Katkısı, Uluslar arası Değerli Taşlar ve Metaller Sempozyumu, Nisan 2005, İstanbul, Bildiri Kitabı, 1-18.
- Önal, G., Yüce, A.E. ve Karahan, S., Türkiye’de Altın Madenciliği, Yurt Madenciliğini Geliştirme Vakfı, İstanbul, 1995.
- Örgül, S., Gold Extraction from Kaymaz Gold Ore by Thiourea Leaching, Yüksek Lisans Tezi, ODTÜ, Ankara, 1999.
- Parekh, B. K. ve Abdel Khalek, M. A., Mısır Kömürlerinden Çevreyi Kirleten Bileşenlerin Uzaklaştırılması için Falcon Zenginleştiricisi Kullanımı, The Journal of Ore Dressing, 4,7 (2002) 20-28.
- Patchejieff, B., Gaidarjiev, S. Ve Lazarov, D., Oppotunities for Fine Gold Recovery from a Copper Flotation Circuit using a Knelson Concentrator, Minerals Engineering, 7,2/3 (1995) 405-409.
- Perry, R., Browner, R.E., Dunne, R. ve Stoitis, N., Low pH Cyanidation of Gold, Minerals Engineering, 12,12 (1999) 1431-1440.
- Petruk, W., Recent Progress in Mineralogical Investigations Related to Gold Recovery, Minerals Engineering, 32 (1989), 37-39.

- Pyke, B.L., Johnston, R.F. ve Brooks, P., The Characterisation and Behaviour of Carbonaceous Material in a Refractory Gold Bearing Ore, Minerals Engineering, 12,8 (1999) 851-862.
- Ren, X., Li, Q., Zhang, Y. ve Liu, D., A New Centrifugal Separator for Recovering Minerals from Fine and Ultrafine Sizes, Innovations in Minerals Processing, Sudbury, (1994) 349-355
- Rubisov, D.H., Papangelakis, V.G. ve Kondos, P.D., Fundamental Kinetic Models for Gold Ore Cyanide Leaching, Canadian Metallurgical Quarterly, 35,4 (1996) 353-361.
- Roshan, B.B., Hydrometallurgical Processing of Precious Metal Ores, Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, 6 (1990) 67-80.
- Sayiner, B., Bergama Ovacık Altın Cevherine Tiyosülfat Liçinin Uygulanması, Yüksek Lisans Tezi, İ.T.Ü., 2000.
- Sevgen, S., Bakteri Liçiyle Zenginleştirme, Bitirme Çalışması, Anadolu Üniversitesi, Maden Müh. Bölümü, Eskişehir, 1993.
- Seyrankaya, A., Investigation of Solubility Kinetics of Gold-Bearing Arsenopyrite Ores in Cyanide Solution, Doktora Tezi, D.E.Ü., 2001.
- Sinadinovic, D., Kamberovic, Z. ve Vakanjac, B., Refractory Gold Ores, Characteristics and Methods of Their Procession, VIII. Balkan Mineral Processing Conference, Eylül 1999, Bildiriler Kitabı, 411-418.
- Şen, S., An Investigation on The Recovery of Gold Ores by Flotation and Coal-Oil-Gold Agglomerate Flotation, Yüksek Lisans Tezi, D.E.Ü., 2000.
- Tanrıverdi, M., Dissolution and Degradation Behaviour of Certain Metals in Gold Cyanidation Process, Doktora Tezi, D.E.Ü., İzmir, 1997.
- Tanrıverdi, M., Mordoğan, H. ve İpekoğlu, Ü., Leaching of Ovacık Gold Ore with Cyanide-Thiourea and Thiosülfate, Minerals Engineering, 18 (2005) 363-365.
- Teague, A.J., Swatminathan, C. ve Van Devender, J.S.J., The Behaviour of Gold Bearing Minerals During Froth Flotation as Determined by Diagnostic Leaching, Minerals Engineering, 11,6 (1998) 523-533.
- Teague, A.J., Van Devender, J.S.J. ve Swatminathan, C., A Conceptual Model for Gold Flotation, Minerals Engineering, 12,9 (1999) 1001-1019.
- Teague, A.J., Van Devender, J.S.J. ve Swatminathan, C., The Effect of Copper Activation on the Behaviour of Free and Refractory Gold During Froth Flotation, Minerals Engineering, 59 (2000) 113-130.
- Tükel, Ç., Determination of Certain Parameters in Cyanide Leaching of Ovacık Gold Ore, Yüksek Lisans Tezi, Dokuz Eylül Üniversitesi, 1996.

- Tükel, Ç., Çelik, H., İpekoğlu, Ü., Tanrıverdi, M., Mordoğan, H., Leaching of Ovacık Gold Ore with Cyanide and Thiourea, Changing Scopes in Mineral Processing-Balkema,1996.
- Tüysüz, N., Er, M., Yılmaz, Z. ve Akıncı, S., Geology, Mineralogy and Alteration of the Mastra Epithermal Gold – Silver Deposit, Gümüşhane, NE- Turkey, Turkish Journal of Earth Sciences (Tübitak), 4 (1995), 11-21.
- Tüysüz, N., Özdoğan, K., Er, M., Yılmaz, Z. ve Ağan, A., Pontid Adayayı'nda Carlin Tipi Kaletaş (Gümüşhane) Altın Zuhuru, Türkiye Jeoloji Bülteni, 37 (1994), 41-46.
- Tüysüz, N., Sadıklar, M.B., Er, M. ve Yılmaz, Z., An Epithermal Gold – Silver Deposit in The Pontide Island Arc, Mastra Gümüşhane, Northrast Turkey, Economic Geology, 90,5 (1995), 1301-1309.
- Ubal dini, S., Massidda, R. ve Abbruzzese, C., Factorial Experiments in the Study of a Biooxidative Preatment for a Conventional Cyanidation of a Turkey Arsenical Gold Ore, Progress in Mineral Processing Technology-Balkema, 1994.
- Ubal dini, S., Massidda, R., Abbruzzese, C., Veglio, F. ve Toro, L., Gold Recovery from Finely Disseminated Ore by Use of Cyanidation and Thiourea, Changing Scopes in Mineral Processing-Balkema, 1996.
- Ubal dini, S., Fornari, P., Massidda, R. ve Abbruzzese, C., An Innovative Thiourea Gold Leaching Process, Hydrometallurgy, 48 (1998), 113-124.
- Ulusoy, U. ve Girgin, İ., Refrakter Cevherlerden Siyanürleme Dışı Altın Üretim Yöntemleri, Madencilik Dergisi, 37,4 (1998) 23-33.
- URL -1, www.concentrators.net/SB.html Falcon Concentrators Inc.: (2004).
- URL -2, <http://www.goldinstitute.org/>: (2005).
- URL -3. <http://www.oxiana.com.au>, (2005).
- Van Devender, J.S.J., Teague, A.J. ve Swaminathan, C., Factors Affecting The Flotation of Free Gold in The Presence of Refractory Gold, XXI. Cevher Hazırlama Kongresi, 2000, İtalya, Bildiriler Kitabı, B8a.24-B8a.31.
- Van Loon, J.C. ve Barefoot, R.R., Analytical Methods for Geochemical Exploration, Academic Press, Toronto, 1989.
- Varma, A., CRC Handbook of Atomic Absorption Analysis, Vol. 2, Naval Air Development Center, Pennsylvania, 1988.
- Vııcıl, M. ve Alp, İ., Gümüşhane Yöresinde Bulunan Altın Yataklarındaki Altın Tanelerinin Özelliklerinin Karşılaştırılması, Gümüşhane ve Yöresi Kalkındırma Sempozyumu, Ekim 2002, Gümüşhane, Bildiriler Kitabı Cilt I, 413-422.

- Vincent, F., A Comparison of Knelson Concentrator and Jig Performance for Gold Recovery, Yüksek Lisans Tezi, McGill University, Montreal, 1997.
- Xiao, J., Testing a New Gold Centrifugal Concentrator, Yüksek Lisans Tezi, Department of Mining and Metallurgical Engineering, McGill University, Montreal, Kanada, 1998.
- Xu, L., Tian, Q. ve Wang, Z., Pretreatment of Gold Ore Contained S and As, China-Japan International Academic Symposium, Mart 2000, Bildiriler Kitabı, 94-104.
- Yan, D.S. ve Hariyasa, Selective Flotation of Pyrite and Gold Tellürides, Minerals Engineering, 10,3 (1997) 327-337.
- Yüce, A.E., Önal, G. ve Hendrix, J.L., 1994. Thiourea: An Alternative Lixiviant for Gold and Silver Extraction, *Process in Mineral Processing Technology*, 417-425.
- Yüce, A.E., ve Ünal, G., Altın Madenciliği ve Çevre, Yurt Madenciliği Geliştirme Vakfı, Ankara, 1997.
- Yüce, E., Altın Gümüş İçeren Sülfürlü Bakırlı-Pirit Cevherlerinden Tiyöre Liçi ile Altın ve Gümüş Kazanımı, Doktora Tezi, İ.T.Ü., 1995.
- Zhang, B., Recovering Gold from High Density Gangues with Knelson Concentrator, Yüksek Lisans Tezi, McGill Üniversitesi, Kanada, 1998.

6. EKLER

EK 1. Çubuklu değirmenin toplam çubuk hacmi

EK 2. Altın Tane Sayımları

EK 3. Sıvı Fazdan Siyanür Tayini

EK 4. Katı Fazdan Altın Analizi

EK 5. Metalurjik Denge Diyagramları

EK 1. Çubuklu değirmenin toplam çubuk hacmi

Çubuk çapı(cm)	Çubuk boyu(cm)	Çubuk hacmi(cm ³)	Çubuk sayısı	Ç.Sayısı x Ç. hacmi(cm ³)
1,10	29,50	28,02	21	28,02x21=588,44
1,52	29,50	53,50	19	53,50x19=1016,56
2,02	29,50	94,49	7	94,49x7=661,44
2,52	29,50	147,06	3	147,06x3=441,18
Toplam			49	2707,60

EK 2. Altın Tane Sayımları

Kaletas

Tane Çapı (µm)	Adet	Hacim(10 ⁻⁶ mm ³)
2	1	0,004
3	1	0,014
4	4	0,134
5	1	0,065
7	6	1,077
9	1	0,382
10	1	0,523
11	1	0,697
12	1	0,904
13	1	1,150
17	2	5,142
20	1	4,187
21	1	4,847
24	1	7,235
37	1	26,508
44	1	44,580
TOPLAM	25	97,448

Mastra

Tane Çapı (µm)				Adet				Hacim(10 ⁻⁶ .mm ³)				
2	22	48	106	2	3	5	2	0,01	16,72	289,38	1246,60	
3	23	50	109	2	5	1	1	0,03	31,84	65,42	677,73	
4	24	51	112	20	23	10	2	0,67	166,39	694,21	1470,49	
5	25	52	115	3	3	1	1	0,20	24,53	73,58	795,92	
6	26	55	118	4	1	9	1	0,45	9,20	783,63	859,85	
7	27	57	119	34	25	1	1	6,10	257,52	96,92	881,90	
8	28	58	123	6	4	4	1	1,61	45,95	408,43	973,85	
9	30	60	126	2	2	1	1	0,76	28,26	113,04	1046,86	
10	31	61	129	38	20	1	1	19,89	311,81	118,79	1123,43	
11	32	64	133	3	3	1	1	2,09	51,45	137,19	1231,21	
12	34	65	142	4	24	2	1	3,62	493,66	287,44	1498,45	
13	35	68	153	42	2	6	1	48,29	44,88	987,32	1874,36	
14	38	72	163	11	13	1	1	15,80	373,31	195,33	2266,42	
15	40	78	191	3	1	2	1	5,30	33,49	496,70	3646,52	
16	41	85	204	1	18	8	1	2,14	649,24	2571,14	4442,92	
17	42	92	231	48	2	2	1	123,41	77,55	815,03	6450,81	
18	43	95	268	5	1	3	1	15,26	41,61	1346,08	10073,56	
20	44	99		2	14	1		8,37	624,11	507,79		
21	47	102		26	1	2		126,01	54,33	1110,73		
				TOPLAM				501				55374,90

EK 3. Sıvı Fazdan Siyanür Tayini

- (1) 250 ml erlen içerisine 25-30ml su, 5 damla 0,1 N NaOH ve 10 damla % 0,02'lik Rodanin indikatörü ilave edilir.
- (2) Liç kabından 3-5ml liç çözeltisi santrifüj tüpe konur ve santrifüj makinasında 7-8dv/dk santrifüjlenir.
- (3) Santrifüj sonrası erlene 1,4ml ilave edilir.
- (4) Karıştırıcı üzerinde titrasyon için büretten erlene 0,02N AgNO₃ damlatılır. Solüsyon renginin sarıdan pembeye döndüğü andaki AgNO₃ tüketimi tespit edilir.

$$\text{NaCN (gr/lt)} = [\text{AgNO}_3 \text{ (ml)} / 1,4 \text{ ml}] \times 1,96$$

(1,96 katsayısı = 0,02N AgNO₃ çözeltisi / CN miktarı)

0,1 N NaOH : 4 gr NaOH 100ml suda çözülür ve 1lt' ye hazırlanır.

% 0,02' lik Rodanin hazırlanışı:0,02gr Rodanin 100ml aseton içerisinde çözülür. Ve indikatör damlalığında muhafaza edilir.

AgNO₃ hazırlanışı

3,3974 gr AgNO₃ 1lt suda çözülür. Renkli şişede karanlıkta muhafaza edilir.

EK 4. Katı Fazdan Altın Analizi

- (1) Yaklaşık 5gr numune tartılır
- (2) 100ml beher içerisinde 2,5ml saf su ile ıslatılır
- (3) Üzerine sırasıyla 5ml HCl + 2,5ml HNO₃ + 2,5ml HClO₄ + 2,5ml HF ilave edilir.
- (4) Daha sonra çeker ocak üzerinde buharlaşmaya kadar ısıtılır.
- (5) Üzerine 20ml HCl ilave edilerek 30dk hafifçe ısıtılır.
- (6) Daha sonra 50ml lik balon jöjeye filtre kağıdından geçirilip saf suyla birlikte tamamlanır.

EK 5. Metalurjik Denge Diyagramları**EK 5a. Öğütmeye Bağlı Kaletaş Cevherlerinin Kavurma + Siyanür Liç Deneyleri Metalurjik Denge Diyagramları**

ÖRNEK	Ürün	Miktar	Au tenör (mg/lt)	İçerik (mg)	Verim (%)
K-K-1(450)	Çözelti(ml)	840	1,329	1,12	59,48
	Atık(gr)	236,3	3,22	0,76	40,52
	L.Besleme(gr)	237,14	7,91	1,88	100,00
	K.Besleme(gr)	244,05			
K-K-2(550)	Çözelti(ml)	900	1,872	1,68	64,57
	Atık(gr)	266,51	3,47	0,92	35,43
	L.Besleme(gr)	267,94	9,74	2,61	100,00
	K.Besleme(gr)	275,14			
K-K-3(500)	Çözelti(ml)	890	1,72	1,53	61,83
	Atık(gr)	264,08	3,58	0,94	38,17
	L.Besleme(gr)	265,98	9,31	2,48	100,00
	K.Besleme(gr)	273,32			
K-K-4(650)	Çözelti(ml)	795	1,553	1,23	57,68
	Atık(gr)	241,27	3,75	0,91	42,32
	L.Besleme(gr)	244	8,77	2,14	100,00
	K.Besleme(gr)	251,25			

EK 5.b. Öğütmeye Bağlı Mastra ve Kaletaş Cevherlerinin Siyanür Liçi Deneyleri Metalurjik Denge Diyagramları

ÖRNEK	Ürün	Miktar	Au tenör (mg/lt)	İçerik (mg)	Verim (%)
M-10	Çözelti(ml)	800	9,04	7,24	94,93
	Atık(gr)	250	1,55	0,39	5,07
	Besleme(gr)	250	30,49	7,62	100,00
M-20	Çözelti(ml)	800	5,37	4,30	93,01
	Atık(gr)	250	1,29	0,32	6,99
	Besleme(gr)	250	18,49	4,62	100,00
M-30	Çözelti(ml)	780	6,45	5,03	94,74
	Atık(gr)	250	1,12	0,28	5,26
	Besleme(gr)	250	21,25	5,31	100,00
M-40	Çözelti(ml)	810	10,39	8,42	94,28
	Atık(gr)	250	2,04	0,51	5,72
	Besleme(gr)	250	35,71	8,93	100,00
K-40	Çözelti(ml)	815	1,44	1,17	71,77
	Atık(gr)	254	1,82	0,46	28,23
	Besleme(gr)	254	6,44	1,64	100,00
K-50	Çözelti(ml)	826	1,41	1,16	73,31
	Atık(gr)	270	1,57	0,42	26,69
	Besleme(gr)	270	5,87	1,59	100,00
K-60	Çözelti(ml)	813	1,39	1,13	74,96
	Atık(gr)	254	1,48	0,38	25,04
	Besleme(gr)	254	5,92	1,50	100,00
K-70	Çözelti(ml)	867	1,40	1,22	64,20
	Atık(gr)	255	2,66	0,68	35,80
	Besleme(gr)	255	7,44	1,90	100,00
K-80	Çözelti(ml)	807	1,43	1,15	73,30
	Atık(gr)	234	1,79	0,42	26,70
	Besleme(gr)	234	6,72	1,57	100,00

EK 5.c. Öğütmeye Bağlı Kaletaş Cevherlerinin Flotasyon Deneyleri Metalurjik Denge Diyagramları

Ürün	Miktar		Tenör Au;(ppm)	İçerik(mg)	Verim (%)
	(gr)	(%)			
KF1-10-K	32,03	2,83	21,019	0,673	11,09
KF1-10-A	1099,73	97,17	5,068	5,573	89
KF1-15-K	58,97	5,2	37,433	2,207	28,44
KF1-15-A	1068,54	94,8	5,198	5,554	71,56
KF1-20-K	73,86	6,4	29,348	2,1676	25,77
KF1-20-A	1077,29	93,6	5,7936	6,241	74,23
KF1-30-K	115,44	9,97	16,179	1,867	24,6
KF1-30-A	1041,75	90,03	5,4815	5,71	75,4
KF2-15-K	57,16	5,35	24,34	1,3912	18,64
KF2-15-A	1009,27	94,65	6,0156	6,071	81,36
KF2-20-K	267,24	25,28	9,7978	2,6183	34,01
KF2-20-A	789,47	74,72	6,43405	5,079	65,99
KF2-30-K	177,66	17,45	10,9572	1,9466	26,87
KF2-30-A	840,02	82,55	6,30589	5,297	73,14

EK 5.d. Kaletaş Cevherlerinin Diagnostik Liç Deneyleri Metalurjik Denge Diyagramları

	Çözelti/Katı	ppmAu	mgAu	%V	%V (T)
HCl	235	0,276	0,0649	18,45	5,18
HCl+CN	526	0,187	0,0984	27,97	7,86
H ₂ SO ₄	144	0,214	0,0308	8,76	2,46
H ₂ SO ₄ +CN	250	0,312	0,0780	22,18	6,23
HNO ₃	100	0,089	0,0089	2,53	0,71
HNO ₃ +CN	240	0,169	0,0406	11,54	3,24
HF	50	0,000	0,0000	0,00	0,00
HF+CN	200	0,125	0,0250	7,11	2,00
ASETONİTRİL	160	0,018	0,0029	0,82	0,23
Atık	48,86	0,046	0,0022	0,63	0,18
Toplam	117	3,005	0,3516	100,00	28,08

ÖRNEK	Ürün	Miktar	Au tenör (mg/lt)	İçerik (mg)	Verim (%)
DİAG-1	Çözelti(ml)	779	1,63	1,27	92,95
	Atık(gr)	225	0,43	0,10	7,05
	Besleme(gr)	235,13	5,81	1,37	100,00
DİAG-(2)-K40+HCl	Çözelti(ml)	235	0,276	0,06	95,01
	Atık(gr)	74,6	0,05	0,00	4,99
	Besleme(gr)	117,58	0,58	0,07	100,00
DİAG-(2)-K40+HCl+CN	Çözelti(ml)	526	0,187	0,10	96,65
	Atık(gr)	74,6	0,05	0,00	3,35
	Besleme(gr)	74,6	1,36	0,10	100,00
DİAG-(2)-K40+HCl+CN+H2SO4	Çözelti(ml)	144	0,214	0,03	91,76
	Atık(gr)	60,55	0,05	0,00	8,24
	Besleme(gr)	72,1	0,47	0,03	100,00
DİAG-(2)-K40+HCl+CN+H2SO4+CN	Çözelti(ml)	250	0,312	0,08	96,57
	Atık(gr)	60,55	0,05	0,00	3,43
	Besleme(gr)	60,55	1,33	0,08	100,00
DİAG-(2)-K40+HCl+CN+H2SO4+CN+HNO3	Çözelti(ml)	100	0,089	0,01	77,05
	Atık(gr)	58	0,05	0,00	22,95
	Besleme(gr)	59	0,20	0,01	100,00
DİAG-(2)-K40+HCl+CN+H2SO4+CN+HNO3+CN	Çözelti(ml)	240	0,169	0,04	93,87
	Atık(gr)	58	0,05	0,00	6,13
	Besleme(gr)	58	0,75	0,04	100,00
DİAG-(2)-K40+HCl+CN+H2SO4+CN+HNO3+CN+HF	Çözelti(ml)	50	0,00	0,00	0,00
	Atık(gr)	56,6	0,05	0,00	100,00
	Besleme(gr)	56,6	0,05	0,00	100,00
DİAG-(2)-K40+HCl+CN+H2SO4+CN+HNO3+CN+HF+CN	Çözelti(ml)	200	0,125	0,03	91,58
	Atık(gr)	50,31	0,05	0,00	8,42
	Besleme(gr)	50,31	0,54	0,03	100,00
DİAG-(2)-K40+HCl+CN+H2SO4+CN+HNO3+CN+HF+CN+ASETONİTRİL	Çözelti(ml)	160	0,018	0,00	56,33
	Atık(gr)	48,86	0,05	0,00	43,67
	Besleme(gr)	49,42	0,10	0,01	100,00

ÖZGEÇMİŞ

Oktay CELEP 1978 yılında Trabzon’da doğdu. İlk, orta ve lise öğrenimini Trabzon’da tamamladıktan sonra 1997 yılında Karadeniz Teknik Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümünde üniversite eğitimine başladı. 2000 yılında K.B.İ. Murgul A.Ş.’de ve 2001 yılında Eti Gümüş A.Ş. Gümüşköy İşletmesinde stajlarını yaptı. Ayrıca Çayeli Bakır İşletmeleri, K.B.İ. İzabe Tesisi, T.T.K. Zonguldak Kozlu Müessesesi, G.L.İ. Soma Linyit İşletmesi, T.K.İ Tunçbilek Linyit İşletmesi, Manyezit A.Ş. ve T.K.İ-OAL Çayırhan Linyit İşletmelerinde mesleki inceleme ve gözlemlerde bulundu. Öğrenimi sırasında “Altın-Gümüş Cevherlerinin Zenginleştirilmesi, Maden İşletmelerinde Organizasyon-Yönetim ve Beton Tahkimat” konularında seminerler verdi.

2000 yılında Tübitak tarafından Kaçkarlar’da düzenlenen “Milli Parkta Doğa Eğitimi Sertifikası” aldı. 2001 yılında “Kaletaş (Gümüşhane) Epitermal Altın Cevherlerinin Zenginleştirilmesine Yönelik Ön İncelenmesi” adını taşıyan bitirme teziyle birlikte Maden Mühendisi ünvanını aldı. 2001 yılında K.T.Ü. Fen Bilimleri Enstitüsü Maden Anabilimdalı’nda yüksek lisans eğitimine başladı ve 2002 yılından beri aynı bölümde Arş. Gör. olarak görev yapmaktadır. 12’si Uluslar arası ve 5’i Ulusal olmak üzere toplam 17 bildirisi bulunmaktadır. Yabancı dili İngilizcedir.