

İSTANBUL TEKNİK ÜNİVERSİTESİ ★ FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ

**ESKİŞEHİR-KAYMAZ EPİTERMAL ALTIN CEVHERLERİ ÜZERİNDE
ÇEVREYE DUYARLI NİTELİKLİ ÖN ZENGİNLEŞTİRME
YÖNTEMLERİNİN ARAŞTIRILMASI**

YÜKSEK LİSANS TEZİ

Yağmur BAYOĞLU

Maden Mühendisliği Anabilim Dalı

Cevher ve Kömür Hazırlama Programı

Tez Danışmanı: Prof. Dr.Ali GÜNEY

ARALIK 2013

İSTANBUL TEKNİK ÜNİVERSİTESİ ★ FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ

**ESKİŞEHİR-KAYMAZ EPİTERMAL ALTIN CEVHERLERİ ÜZERİNDE
ÇEVREYE DUYARLI NİTELİKLİ ÖN ZENGİNLEŞTİRME
YÖNTEMLERİNİN ARAŞTIRILMASI**

YÜKSEK LİSANS TEZİ

**Yağmur BAYOĞLU
(505111108)**

Maden Mühendisliği Anabilim Dalı

Cevher ve Kömür Hazırlama Programı

Tez Danışmanı: Prof. Dr. Ali GÜNEY

ARALIK 2013

İTÜ, Fen Bilimleri Enstitüsü'nün 505111108 numaralı Yüksek Lisans Öğrencisi **Yağmur BAYOĞLU**, ilgili yönetmeliklerin belirlediği gerekli tüm şartları yerine getirdikten sonra hazırladığı “**ESKİŞEHİR-KAYMAZ EPİTERMAL ALTIN CEVHERLERİ ÜZERİNDE ÇEVREYE DUYARLI NİTELİKLİ ÖN ZENGİNLEŞTİRME YÖNTEMLERİNİN ARAŞTIRILMASI**” başlıklı tezini aşağıda imzaları olan jüri önünde başarı ile sunmuştur.

Tez Danışmanı : **Prof. Dr. Ali GÜNEY**

İstanbul Teknik Üniversitesi

Jüri Üyeleri : **Doç. Dr. A. Ekrem YÜCE**

İstanbul Teknik Üniversitesi

Prof. Dr. Özgül TAŞPINAR

İstanbul Teknik Üniversitesi

Teslim Tarihi : **16 Aralık 2013**

Savunma Tarihi : **23 Ocak 2014**

Ocaklarda hayatını kaybeden maden işçilerine,

ÖNSÖZ

Yüksek lisans eğitimim süresince; bilgisinden ve tecrübesinden faydalanırken bana sabırla yaklaşan ve hoşgörü gösteren, desteğini esirgemeyen, mesleki ve insani değerlerini her zaman örnek alacağım, yanında çalışmaktan onur duyduğum danışman hocam Sayın Prof. Dr. Ali GÜNEY'e; bu bölümde eğitim görmem için olanak sağlayan Maden Fakültesi Dekanı Sayın Prof. Dr. Fatma Aslan' a; Bölüm Başkanı Sayın Prof. Dr. Gündüz ATEŞOK'a ve manevi desteklerinden dolayı Sayın Prof. Dr. Nuh BİLGİN'e; çalışmalarımda bilgilerinden yararlandığım ve gelişmemde katkıları olan değerli hocalarım Sayın Doç. Dr. Alim GÜL, Sayın Doç. Dr. Olgaç KANGAL ve Sayın Dr. Mustafa ÖZER'e; tecrübelerini benimle paylaşan ve yardımlarını unutamayacağım Arş. Gör. Ünzile YENİAL, Arş. Gör. Beste AYDIN ve Arş. Gör. Hüseyin BAŞTÜRKÇÜ' ye; ayrıca maddi ve manevi desteğini eksik etmeyerek tüm zor zamanlarımda bana yol gösteren aileme sonsuz teşekkürlerimi sunarım.

Aralık 2013

Yağmur BAYOĞLU
(Maden Mühendisi)

İÇİNDEKİLER

Sayfa

ÖNSÖZ.....	vii
İÇİNDEKİLER	ix
ÇİZELGE LİSTESİ	xi
ŞEKİL LİSTESİ.....	xiii
ÖZET	xv
SUMMARY	xvii
1. GİRİŞ	1
2. GENEL BİLGİLER	3
2.1 Altının Doğada Bulunuşu	3
2.2 Altının Fiziksel ve Kimyasal Özellikleri	4
2.3 Altın Mineralleri	6
2.4 Altın Yatak Tipleri ve Oluşum Süreçleri	6
2.4.1 Hidrotermal altın yatakları	7
2.4.2 Plaser tip altın yatakları	7
2.4.3 Silika karbonatlı (listvenitik) kayalarla ilişkili altın yatakları	8
2.4.4 Metamorfik kayalar içindeki altın yatakları	8
2.4.5 Epitermal altın yatakları	11
2.4.6 Mesotermal altın yatakları	12
2.4.6.1 Porfiri altın yatakları	12
2.4.6.2 Damar tipi altın yatakları	12
2.4.6.3 Altın skarnları	12
2.4.7 Hipotermal altın yatakları	12
2.5 Altının Kullanım Alanları	13
2.6 Dünyada Altın Madenciliği	14
2.7 Rezerv ve Fiyatlar	17
2.8 Altın fiyatları	19
2.9 Türkiye’de Altın Madenciliği	19
3. ALTIN ÜRETİM TEKNOLOJİLER	27
3.1 Altın Kazanılmasında Uygulanan Yöntemler	27
3.1.1 Fiziksel ve fizikokimyasal yöntemler	29
3.1.2 Kimyasal yöntemler	29
3.2 Amalgamasyon	29
3.3 Çözündürme (liç) işlemleriyle altın kazanımı	30
3.3.1 Liç yöntemleri	31
3.3.1.1 Yerinde liç	31
3.3.1.2 Yığın liçi	31
3.3.1.3 Süzülme liçi	32
3.3.1.4 Karıştırma liçi	32
3.4 Gravite yöntemi	33

3.5 Flotasyon	40
3.6 Kolon Flotasyonu	43
3.6.1 Çalışma prensibi	44
3.6.2 Kolon flotasyonunun temel ilkeleri	46
3.6.2.1 Hacimsel hava miktarı	46
3.6.2.2 Akış hızları	46
3.6.2.3 Taşıma kapasitesi	47
3.6.3 Kolon flotasyonunda etkili olan bazı parametler	47
3.6.3.1 Yıkama suyu	47
3.6.3.2 Gaz (hava) miktarı	48
3.6.3.3 Pülpte katı oranı değişimi	48
3.6.3.4 Kabarcık çapı	48
3.6.3.5 Kolon yüksekliği/kolon çapı oranı	48
3.6.3.6 Toplama bölgesi yüksekliği	49
3.6.3.7 Kabarcık üreticisi	49
3.6.3.8 Köpürtücü miktarı	49
3.6.4 Kolon flotasyonu parametrelerinin, kolon performansına etkileri ...	49
3.7 Jet flotasyonu	50
3.8 Öğütme	51
3.8.1 Bilyalı değirmen	52
3.8.2 Karıştırmalı değirmenler	52
3.8.2.1 Karıştırmalı değirmenin performansına etki eden parametreler	54
3.9 Altın Cevherleri Üzerine Yapılan Çalışmalar	55
4. DENEYSEL ÇALIŞMALAR	59
4.1 Kimyasal analiz	59
4.2 Minerolojik Analiz	60
4.3 Malzeme ve Yöntem	63
4.4 Flotasyon Deneyleri	63
4.4.1 Tane boyutunun etkisi	63
4.4.2 Reaktif miktarı ve flotasyon sürecinin etkisi	68
4.4.3 Pülpte katı oranının etkisi	70
4.4.4 Farklı reaktif ürünün (PAX+ATP) etkisi	71
4.4.5 Bastırıcının etkisi	73
4.4.6 Nihai zenginleştirme deneyleri	75
4.4.7 Klasik + kolon flotasyon deneyleri	78
4.4.8 Jet flotasyonun deneyleri	79
5. SONUÇLAR	82
KAYNAKLAR	85
ÖZGEÇMİŞ	90

ÇİZELGE LİSTESİ

Sayfa

Çizelge 2.1 :	Bazı altın cevherleri ve yapıları	5
Çizelge 2.2 :	2011 Yılı Dünya Altın Üretim Miktarları.....	17
Çizelge 2.3 :	Ülkelere göre dünya altın rezervinin dağılımı	18
Çizelge 2.4 :	Altın fiyatlarının yıllara bağlı değişimi	19
Çizelge 2.5 :	İşletilebilirliği söz konusu altın yataklarının rezervi	21
Çizelge 2.6 :	Kışladağ altın madeni yıllara göre üretimi	24
Çizelge 3.1 :	Altın kazanım prosesleri	28
Çizelge 3.2 :	Altın refrakterlik dereceleri	43
Çizelge 4.1 :	Numunenin Kimyasal Analizi	59
Çizelge 4.2 :	Nabit Au tanelerinin EDS analiz sonucu (%w)	61
Çizelge 4.3 :	Elektrum_Ag10 tanelerinin EDS analiz sonucu (%w)	62
Çizelge 4.4 :	Ag tanelerinin EDS analiz sonucu	62
Çizelge 4.5 :	Laboratuvar tipi bilyalı değirmenin özellikleri	63
Çizelge 4.6 :	Boyuta bağlı öğütme süreleri	64
Çizelge 4.7 :	Öğütme sürelerine bağlı d50 ve d80 boyut değerleri	64
Çizelge 4.8 :	Kullanılan reaktifleri ve özellikleri	65
Çizelge 4.9 :	Tane boyutu deneyleri flotasyon koşulları	66
Çizelge 4.10 :	Tane boyutunun etkisinin incelendiği flotasyon deneylerinin sonuçları	67
Çizelge 4.11 :	Reaktif türü ve miktarının etkisinin incelendiği deneylerin koşulları	68
Çizelge 4.12 :	Reaktif türü ve miktarının etkisinin incelendiği deneylerinin sonuçları	69
Çizelge 4.13 :	Ürün miktarı ve pülp te katı oranına göre etkisinin incelendiği deneylerin sonuçları	70
Çizelge 4.14 :	(PAX+ATP) kollektörlerinin kullanıldığı flotasyon koşulları	71
Çizelge 4.15 :	Farklı reaktif türünün incelendiği deney sonucu	72
Çizelge 4.16 :	(3418 A+Aero 208) kollektörlerinin kullanıldığı flotasyon koşulları	72
Çizelge 4.17 :	Asidik pH (4,5-5,5) aralığında yapılan deneylerin koşulları	73
Çizelge 4.18 :	Bastırıcı miktarının incelendiği flotasyon deneylerinin koşulları	73
Çizelge 4.19 :	Bastırıcı miktarının incelendiği flotasyon deneylerinin sonuçları	74
Çizelge 4.20 :	Temizleme yapılarak konsantre elde edilen deneyin koşulları	76
Çizelge 4.21 :	3 Temizleme kademeli deneyin toplu sonuçları ve ara ürün dağıtılması	77
Çizelge 4.22 :	Temizleme devresi etkisinin incelendiği deney sonucunun kimyasal Analizi	77
Çizelge 4.23 :	Klasik+kolon flotasyon deneyi toplu sonuçları ve ara ürün dağıtılması	78

Çizelge 4.24 :	Jet flotasyon deney koşulu	80
Çizelge 4.25 :	Jet flotasyon hücresinin özellikleri	80
Çizelge 4.26 :	Jet flotasyon deneylerinin sonuçları	81

ŞEKİL LİSTESİ

Sayfa

Şekil 2.1 :	Jeotermal sistemin oluşturduğu epitermal altın yatakları	9
Şekil 2.2 :	Epitermal altın yataklarını oluşturan jeotermal sistemin şematik kesiti	10
Şekil 2.3 :	Altının kullanım alanları	13
Şekil 2.4 :	Altın arzı	14
Şekil 2.5 :	Altın talebi	15
Şekil 2.6 :	Merkez bankaları altın stokları	16
Şekil 2.7 :	Son 10 yıldaki altın fiyatı hareketleri	17
Şekil 2.8 :	Dünya geneli toplam arama bütçesi	18
Şekil 2.9 :	Türkiye altın ve gümüş cevherleşme sahaları	20
Şekil 2.10 :	Yıllara göre Türkiye'nin altın üretimi	21
Şekil 3.1 :	Endüstriyel proseslerin dünya altın üretimindeki payı	27
Şekil 3.2 :	Kimyasal çözündürme yöntemleri	35
Şekil 3.3 :	GMF şirketine ait altın masası	36
Şekil 3.4 :	Knelson ayırıcısı	37
Şekil 3.5 :	Standart tip Knelson ayırıcısının şematik görünümü	38
Şekil 3.6 :	Falcon ayırıcısının şematik gösterimi	46
Şekil 3.7 :	Kolon flotasyonunun şematik görünümü	51
Şekil 3.8 :	Jet flotasyonu ünitesinin şematik görüşü	51
Şekil 3.9 :	Cevher öğütme mekanizmaları	54
Şekil 3.10 :	Karıştırmalı bilyalı değirmenin şematik görünümü	61
Şekil 4.1 :	Götüt ile bağlı bulunan altın taneleri	61
Şekil 4.2 :	Limonit ile bağlı bulunan altın taneleri	62
Şekil 4.3 :	Demir hidroksit ile bağlı elektrik_Ag10 tanelerinin SEM görüntüsü	62
Şekil 4.4 :	Kuvarlar ile bağlı Ag tanelerinin SEM görüntüsü	64
Şekil 4.5 :	Kademeli öğütme yapılmış numunelerin boyut dağılım eğrileri	66
Şekil 4.6 :	Deneylerde kullanılan flotasyon cihazı	67
Şekil 4.7 :	45 dakikalık öğütme sonucu elde edilen numunenin tane boyut dağılımı	68
Şekil 4.8 :	Deney akım şeması	70
Şekil 4.9 :	Reaktif miktarına bağlı Au verimi	75
Şekil 4.10 :	Bastırıcı miktarına bağlı Au verimi	75
Şekil 4.11 :	Temizleme devresi flotasyon akım şeması	78
Şekil 4.12 :	Laboratuvar tip kolon flotasyon aygıtı	79
Şekil 4.13 :	Klasik+kolon flotasyon devresi akım şeması	79
Şekil 4.14 :	Dik milli karıştırmalı değirmen	80
Şekil 4.15 :	Laboratuvar tipi jet flotasyon ünitesi	

ESKİŞEHİR-KAYMAZ EPİTERMAL ALTIN CEVHERLERİ ÜZERİNDE ÇEVREYE DUYARLI NİTELİKLİ ÖN ZENGİNLEŞTİRME YÖNTEMLERİNİN ARAŞTIRILMASI

ÖZET

Eski çağlardan beri insanlar altına sahip olmayı güç sembolü olarak görmüşlerdir. Altın para olarak kullanılmaya başladığından itibaren ekonominin aktörü olmuştur. Sanayi devriminin ardından artan dünya ticaret hacmi ve devletlerarası mal ticareti ile altın devletlerin para ve ticaret (maliye) politikalarındaki rolünü artırarak dünya tarihinde önemli bir unsur olmuştur. Günümüzde altın fiyatlarındaki artış eğilimi, dünyada bu metalin kazanılması çalışmalarını arttırmıştır. Yapılan çalışmalarda dünyadaki altın üretiminin yaklaşık %85'i doğrudan siyanür liçi ile gerçekleştirilirken, altının geri kalan kısmı ise cevherleşmeye bağlı olarak fiziksel ve fizikokimyasal yöntemleri ile kazanılmaktadır. Son yıllarda da ülkemizde de çevresel duyarlılık artışı ile birlikte çevresel sakıncaları azaltmak ve nitelikli ön konsantre elde etmek için fiziksel ve fizikokimyasal yöntemler tercih edilmektedir. Buna bağlı olarak bu çalışmanın amacı önemli bir potansiyele sahip olan ülkemizde altın cevherlerinin daha verimli bir şekilde, çevreye duyarlı nitelikte yöntemlerle zenginleştirilebilirliğini araştırmaktır. Bu tez kapsamında Eskişehir – Kaymaz bölgesine ait altın cevherlerinin zenginleştirmesine yönelik ilk aşamada bilyalı değirmende kullanılarak yapılan öğütme işlemi sonrası klasik flotasyon yöntemi ile uygun tane boyutu, flotasyon süresi, reaktif türü belirlenmiş, ikinci aşamada ise klasik flotasyon yöntemiyle elde edilen konsantrenin içeriğini yükseltmek amacı ile kolon flotasyonu kullanılarak temizleme deneyleri yapılmıştır. Bu deneylere ek olarak daha ince boyutlarda öğütme yapan karıştırmalı değirmen kullanılarak öğütme yapılmış ve bu numune ile benzer flotasyon koşullarında jet flotasyon deneyleri yapılmıştır.

Tez kapsamında yapılan zenginleştirme deneylerinden önce cevherin kimyasal ve mineralojik incelemesi yapılmıştır. Kimyasal analiz sonucu tüvenan cevherde 4,51 ppm Au ve 13 ppm Ag saptanmıştır. Mineralojik incelemelerde ise; numunenin % 95' ini kuvars, % 4' ünü demir içeren mineraller ve % 1' lik kısmını ise barit, pirit ve Ni-Zn-Cu sülfürler ile eser miktarda Au ve Ag taneleri içerdiği tespit edilmiştir.

Eskişehir – Kaymaz bölgesine ait altın cevherleri ile yapılan flotasyon deneyleri kapsamında, tane boyutu, flotasyon süresi, reaktif türü ve miktarının etkileri araştırılmıştır. Tane boyutunu saptamak amacı ile Aerophine 3418A ve Aero 208 kollektörlerinin kullanıldığı deney sonucunda; tane boyutu -74 µm olarak belirlenmiş ve bu tane boyutunda 6,88 ppm Au içeren konsantre, % 77,8 verim ile kazanılmıştır.

Reaktif miktarının ve flotasyon süresinin etkisinin incelendiği flotasyon deneyinde 250 g/t Aerophine 3418A ve 250 g/t Aero 208 kollektörleri kullanılmıştır. Deney sonucunda 40,2 ppm Au içeren konsantre, % 67,8 verim ile kazanılmıştır.

Pülpte katı oranına göre yapılan flotasyon deneyinde; flotasyon koşulları olarak 250 g/t Aerophine 3418 A ve 250 g/t Aero 208 kollektörleri kullanılarak % 20-25-30 PKO değerleri ile çalışılmıştır. Pülpte katı oranları karşılaştırıldığında % 25 PKO ile, 102 ppm Au içeren konsantre, % 49,7 verim ile kazanılmıştır. Böylece seçimlilik artırılarak, daha temiz altın konsantresi elde edilmiştir.

Yapılan deneylerde reaktif türünün değiştirilmesi Aerophine 3418A + Aero 208 kollektörlerinin yerine PAX (Potasyum amil ksantat) ve ATP (Aminothiophenol) kollektörlerinin kullanılması tenör içeriklerinde önemli bir değişiklik oluşturmamıştır. Deney sonucunda 99,4 ppm Au içeren konsantre ve % 57,3 verim ile kazanılmıştır.

Flotasyon koşulları, pH (4,5-5,5) aralığında % 20 PKO ile 250 g/t Aerophine 3418 A ve 250 g/t Aero 208 kollektörleri kullanarak deney yapılmıştır. pH: 4,5-5,5 aralığında yapılan deneyde; 63,3 ppm Au içeren konsantre ve verim % 47,7 olarak düşmesine neden olmuştur. Diğer deney sonuçları ile karşılaştırıldığında etkili bir sonuç alınamamıştır.

Altın flotasyonunda bastırıcı etkiye sahip olan Na_2SiO_3 varlığının flotasyona etkisinin incelendiği deneyde; 500/1000/1500/2000 g/ton Na_2SiO_3 miktarları şeklinde dört deney yapılmıştır. Deneylerin sonuçları karşılaştırıldığında altın kazanma verimlerinde ve içeriklerinde önemli bir etkiye sahip olmadığı görülmüş buna bağlı olarak Au içeriği 40,2 ppm % 67,8 verimle 1000g/ton olarak seçilmiştir.

Au içeriklerinin yükseltilmesi amacıyla ürün miktarı arttırılarak 6000 gr. lık numuneden klasik flotasyonda kullanılan 250 g/t Aerophine 3418A ve 250 g/t Aero 208 kollektörleri ile 4 kademe kaba flotasyon yapılmıştır. Kaba flotasyona 5 kademe daha temizleme yapılmıştır. Deneyler sonucunda; Au içeriği 187 ppm değerine yükselmiş verim % 24,9 olarak bulunmuştur. Konsantre Ag içeriği ise 244 ppm olarak gerçekleşmiştir.

Aynı şartlarda Klasik flotasyon yöntemi ile alınan konsantrenin içeriğini yükseltmek amacıyla kolon flotasyon ile 3 kez temizleme işlemi uygulanmıştır. Deneyler sonucunda; Au içeriği 100 ppm, altın kazanma verimi ise % 15,52 olarak bulunmuştur, araürünlerin dağıtılması durumunda; konsantre verimi teorik olarak % 61,19 değeri elde edilmiştir.

Jet flotasyon deneyi yapılmıştır. Klasik flotasyon deneyinde belirlenen şartlar uygulanan deney sonuçlarında; artık Au içeriğinin 2,6 ppm civarında bulunduğu ve konsantre Au içeriğinin ise 28 ppm, veriminin ise % 46,7 de kaldığı tespit edilmiştir.

En etkin deney sonucu; 74 mikron altında, 250 g/t Aerophine 3418A ve 250 g/t Aero 208 kollektörleri ve 1000 g/ton Na_2SiO_3 kullanılarak, 3 kez temizleme işleminin yapıldığı klasik flotasyon yöntemi ile gerçekleştirildiği tespit edilmiştir. Bu çalışma sonucunda; 187 ppm Au içerikli konsantre, % 24,9 verimle elde edilmekte, araürünlerin dağıtılması durumunda, konsantre verimi teorik olarak % 54 değerine yükselmektedir. Konsantre Ag içeriği ise 244 ppm olarak gerçekleşmiştir.

AN INVESTIGATION OF ENVIRONMENTALLY FRIENDLY PRE-ENRICHMENT METHODS ON ESKİŞEHİR AND KAYMAZ EPITHERMAL GOLD ORES

SUMMARY

With its dazzling bright yellow colour and glitter, gold is a heavy metal. Its properties, such as its bright yellow colour, its durability against acids, its malleability and the fact that it can be found in an unbound state in the nature, have attracted the attention of humans since ancient times.

Gold is considered to be a symbol of power since ancient times and it has been the leading actor of economics since it began to be used as money. With the increased world trade capacity and international trading of merchandise after the industrial revolution, it has been an important factor in world history by affecting the states' money and trading (finance) policies. The current trend of raise in gold prices has led to an increase in the efforts to obtain this metal. The studies show that 85% of world gold production is done by cyanide leaching method, whereas the remaining is enriched by physical and physicochemical methods related to bearing. Recently, along with the increased environmental awareness in our country, physical and physicochemical means are preferred to lessen environmental hazard and to achieve high quality pre-concentrate.

In this respect, the purpose of this study is to investigate whether the gold ores in our country, which have a considerable potential, can be enriched more efficiently using more environmentally friendly methods. In the scope of this thesis during the first stage, after the grinding process carried out by using ball mill, appropriate particle size, flotation time and reactive type were determined for gold ores from Eskişehir – Kaymaz district by conventional flotation methods, while in the second stage purification experiments were performed using column flotation in order to enrich the content of the concrete obtained through conventional flotation. In addition to these experiments, ultrafine grinding was performed using stirred mills and jet flotation experiments were performed in similar flotation conditions using the same samples.

Chemical and mineralogical investigations of the ore were performed before the enrichment experiments. The chemical analysis revealed 4.51 ppm of Au and 13 ppm of Ag in the ore. On the other hand, mineralogical inspection revealed that the ore consists of 95% of quartz, %4 of minerals containing iron and %1 barite, pyrite and Ni-Zn-Cu sulphides along with negligible amounts of Au and Ag particles. There exist particles which contain gold, the size of which range from 0.2 microns to 5 microns. While most of these particles containing gold are found in native form, few of them are in electrum form. Gold particles in the native and electrum form are only found as particles bound to hydroxide minerals.

Particle size, floatation time, the type and amount of reactants were investigated in the scope of the floatation experiments made with Eskişehir – Kaymaz region gold ores. Particle size was found to be -74 μm in the experiments performed using Aerophine 3418A and Aero 208 as collectors, and concentrate containing 6.88 ppm Au was obtained with 77.8% efficiency at this particle size.

250 g/t Aerophine 3418A and 250 g/t Aero 208 were used as collector in the experiment performed to investigate the effects of reactant type and floatation time.

In the experiment, concentrate containing 40.2 ppm Au was obtained with 67.8% efficiency.

Flotation experiment performed to investigate the solid ratio in the pulp was carried out at 20-25-30% solid ratios using 250 g/t Aerophine 3418A and 250 g/t Aero 208. When the solid ratios in the pulp were compared, concentrate containing 102 ppm Au was obtained with 49.7% efficiency at 25% solid in the pulp. In this way, purer gold concentrate was obtained by increasing selectivity.

Changing the reactant type from Aerophine 3418A + Aero 208 to PAX (potassium amyl xanthate) + ATP (Amino thiophenol) did not result in a significant change in the tenor contents. In the experiment concentrate containing 99.4 ppm Au was obtained with 57.3% efficiency.

Experiments were carried out using 250 g/t Aerophine 3418A and 250 g/t 208 at pH (4.5-5.5) interval with 20% solid in the pulp. At pH (4.5-5.5) interval, concentrate containing 63.3 ppm Au was obtained with a lower efficiency of 47.7%. A significant result was not reached when compared with the other experiment results.

Four experiments with Na_2SiO_3 concentrations of 500, 1000, 1500 and 2000 g/t were made to investigate the effect of the presence of Na_2SiO_3 , which has a suppressing effect, on floatation,. When the results of the experiments were compared, it was observed that the concentration of Na_2SiO_3 does not have a significant role in efficiency and Au contents. Concentrate containing 40.2 ppm Au was obtained with 67.8% efficiency at 1000 g/t.

By increasing the product amount to raise the Au content, 4 steps of rough floatation was performed by a 6000 g. sample with 250 g/t Aerophine 3418A and 250 g/t Aero 208. Au content was raised to 187 ppm and the efficiency was found to be 24.9%. Ag content in the concentrate was 244 ppm.

Purification through column floatation was performed three times to raise the content of the concentrate obtained by conventional floatation under the same conditions. In the experiment, Au content was found to be 100 ppm and the efficiency was 15.52%. Efficiency was increased to 61.18% theoretically when the middling was distributed.

Jet floatation experiment was performed. In the experiment, which was performed using the same conditions as in conventional floatation, residual Au content was 2.6 ppm, while concentrate Au content was 28 ppm and efficiency was as low as 46.7%. What's more, it was determined that an effective separation does not take place by jet flotation, that while the amount of residual gold content was around 2.6 ppm, the amount of concentrated gold content was 26 ppm, and that the efficiency remained at 46,7 % . Although it is possible to increase the concentrated content via various cleaning procedures, a great amount of gold is found in the residue content, which is thrown away. In spite of the fact that jet flotation is a rapid method of flotation, it was found out that the low concentration efficiency and high amount of leakage into the waste makes it inappropriate for gold processing.

It was determined that the highest efficiency was achieved by conventional flotation with three-cleaning at -74 microns particle size, with 250 g/t Aerophine 3418A, 250 g/t Aero 208 and 1000 g/t Na_2SiO_3 . At the end of this procedure, concentrate containing 187 ppm Au was obtained with 24.9% efficiency. Efficiency was increased to 54% theoretically when the middling was distributed. Ag content in the concentrate was found to be 244 ppm.

1. GİRİŞ

Anadolu, zengin maden kaynakları sayesinde, uygarlıklar tarihinde her zaman madenciliğin beşiği ve öncüsü olmuştur. Dünyadaki ilk bakır, kurşun ve demir maden işletmesi ile ilk metalurjik uygulama Anadolu'da yapılmıştır. Altından yapılmış süs eşyaları da M.Ö. 5000 yıllarında Anadolu'da kullanılmaya başlanmıştır. Dünyada ilk altın para M.Ö. 700 yıllarında Salihli-Sart yöresinde hüküm süren Lidya Kralı Krezüs tarafından basılmıştır. Osmanlılar dönemi boyunca işletilen altın-gümüş madenleri hazine için zenginlik kaynağı olmuştur. 1914 yılında 1. Dünya Savaşı'nın başlamasıyla birlikte durdurulan Çanakkale-Kartaldağı-Astyra madeni Anadolu'da işletilen son altın madenidir. Cumhuriyet döneminde, 1933'de kurulan ilk madencilik kurumu Altın Arama ve İşletme İdaresi'dir (DPT, 2001).

1970'li yıllardan itibaren yükselen bir trend izleyen dünya altın madenciliğinde, epitermal, porfiri ve listvenit tipi yataklardan yapılan üretim çok büyük önem kazanmıştır. Batı Anadolu'nun epitermal cevherleşmeler açısından önem taşıyan jeotermal sistemler bakımından zengin olması, ayrıca epitermal altın yataklarının iz elementi olarak önem taşıyan Sb-As-Hg cevherleşmelerinin yaygın olması; Doğu Karadeniz bölgesindeyse, altın yatakları açısından önemli olan masif sülfür ve porfiri yataklarının bulunması; Orta ve Doğu Anadolu'da listvenitlerle yakından ilgili ofiyolitlerin geniş alanlar kaplaması, topraklarımızın, altın oluşumlarının yerleşmesi için jeolojik açıdan çok elverişli olduğunu göstermektedir (DPT, 2001).

Bu jeolojik renklilik ve metalojenik çeşitlilik üzerine, Anadolu madencilik tarihinde önemli bir yeri olan antik altın işletmelerini yerleştirdiğimizde Anadolu altın madenciliği açısından gerçekten çekici bir hale gelmektedir (DPT, 2001).

Dünyada altın ve gümüş cevherlerinin zenginleştirilmesinde cevherin miktarına, tenörüne ve mineralojik yapısına bağlı olarak farklı yöntemler uygulanabilmektedir (Celep, 2005).

Genel olarak üretilen altının % 84'ü siyanür liçi, % 10'u gravite ve % 4'ü flotasyon yöntemleri ile elde edilmektedir. İri taneli altın cevherlerinin zenginleştirilmesinde gravite, amalgamasyon ve aglomerasyon yöntemleri kullanılırken nispeten daha ince ve serbest taneli altın cevherlerinin zenginleştirilmesinde santrifüjlü gravite ayırıcıları da kullanılabilmektedir (Roshan, 1990).

İnce taneli cevherlerin zenginleştirilmesinde santrifüjlü gravite ayırıcılarının yanı sıra flotasyon yöntemi ve yaygın olarak siyanür liçi uygulanmaktadır (Linge, 1997).

Nispeten ince ve serbest taneli altın ve gümüş cevherlerinin zenginleştirilmesinde santrifüjlü 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 altın kazanımında yaygın olarak siyanür kullanılmaktadır (Celep, 2005).

Öğütme, yıkama, gravitasyon ve flotasyon gibi cevher zenginleştirme proseslerinin olumlu sonuç verdiği serbest ve iri altın taneleri içeren plaserler ile 30-40 mikrondan daha iri tane boyutunda altın serbestleşmesinin sağlanabildiği cevherler için fiziksel yöntemler yeterli olmakta, son ürün eldesinde ergitme işleminden yararlanılmaktadır (DPT, 2001).

Bu tez kapsamında Eskişehir – Kaymaz bölgesine ait altın cevherlerinden altın kazanımı amaçlanmıştır. Bu amaç doğrultusunda ince boyutta serbestleşen altını elde edebilmek için öğütme deneyleri, klasik flotasyon, kolon flotasyonu kullanılarak tane boyutu, flotasyon süresi, reaktif türü ve miktarları ve temizleme devresinin etkisinin incelendiği flotasyon deneyleri ve jet flotasyonu deneyleri yapılmıştır.

Kaymaz maden yatağı, geç kretase ve erken tersiyer süresince etkili olan metamorfizma ve tektonizma hareketlerinden etkilenmiş olan deniz tabanı sedimanları ve ofiyolitler içinde gelişmiştir. Plaka tektoniği kuvvetlerinin etkisi ile meydana gelen bölgesel yükselme ve buna bağlı olarak oluşan havzalar, serpantinitle tarafından doldurulmuştur. Bölgedeki silisli mermerlerde 6 ppm'e kadar altın değerleri tespit edilmekle beraber cevherleşme daha çok silişleşmiş ve demir oksitli serpantinitle içinde meydana gelmiştir.

2. GENEL BİLGİLER

2.1 Altının Doğada Bulunuşu

Altın yerkabuğunda ortalama olarak 0,0035 g/t (3,5 ppb) düzeyinde bulunmaktadır. Bu derişimi ile altın nadir bulunan elementlerden biridir. Altın, doğada genel olarak nabit olarak bulunur (Çilingir, 1990; Erdem, 2006).

Günümüzde kârlı olarak işletilebilen altın cevherlerindeki en düşük tenörün yaklaşık 1 g/t olduğu düşünöldüğünde, işletilebilir bir yatakta, altının yerkabugu ortalamasının en az 300 katı kadar konsantre olması gerektiği ortaya çıkacaktır. Ancak, yerkabuğunda altını belirli bir yerde konsantre edebilecek jeolojik olaylar' çok yaygın değildir (Url-1).

Altın birçok kayaç formasyonunda küçük miktarlarda dağılmış durumda bulunsa da, genel olarak kuvars damarlarından ve doğal atmosferik olaylar sonucu bu damarlardan türemiş yatlardan, plaser yatlardan elde edilir. Altın doğada genellikle saf veya gümüş ile alaşım ve tellüritler halinde bulunur. Altın diğer minerallerin kristal kafeslerinde, özellikle pirit, arsenopirit, kalkopirit, stibnit, orpiment gibi sülfürlü minerallerin içinde kapanımlar halinde yer almaktadır (Yıldız, 2007).

2.2 Altının Fiziksel ve Kimyasal Özellikler

Altın, normal şartlar altında bozunmama özelliğinden dolayı soy metal olarak adlandırılır. Latince'de ışıldayan anlamına gelen Aurum kelimesinden türetilen Au formülü ile gösterilir. Doğal halde metalik parlaklıkta ve güneş sarısı rengindedir, Doğada nabit halde bulunabileceği gibi, gümüş, bakır, nikel, platin, palladyum, tellür gibi metallerle birlikte alaşımlar halinde de bulunabilir (Şen, 2007).

Altın periyodik cetvelin IB grubunda yer aldığından, jeokimyasal süreçlerde diğer IB grubu elementleri olan bakır ve gümüşün jeokimyası ile benzerlikler gösterir (Url-1).

Atom numarası 79, atom ağırlığı 196,96654 g/mol, ergime noktası 1064,43°C, kaynama noktası 2808 °C ve yoğunluğu 19,32 g/cm³'tür. Kübik sistemde kristallenir. Saf altın çok yumuşaktır ve sertliği Mohs çizelgesinde 2,5 olarak ölçülür (Turan, 2009).

Altın, elektrik ve ısı iletkenliği, sıcakta yükseltgenmemesi, kimyasal aşınmalara dayanım gibi özellikleri nedeni ile aranan bir metaldir. Düşük sertliği, dövülebilirliği gibi özellikleri nedeni ile laboratuvar araç ve gereçleri yapımında kullanılır. Daha iyi mekanik özelliklerin gerekli olduğu durumlarda altın, diğer metallerle alaşım yapılarak kullanılır. Altının alaşım yaptığı metaller; gümüş, bakır, nikel, çinko, platin, paladyum ve indiyumdur. Bu alaşımlara ısı işlemleri ile istenilen özellikler kazandırılabilir (Başaran, 2010).

Altın hava şartlarından ve tek başına hiç bir asitten etkilenmeyen bir metaldir. Ancak kral suyu (1 mol derişik HNO₃ + 3 mol derişik HCl) ve klorlu su (HClO) gibi çok kuvvetli oksidasyon araçlarında çözünür. Krom ve brom ile tepkimeye girer, civada ise çözünür. Bileşikleri +1 ve +3 değerliklidir. Altının sertliğini ve dayanıklılığını arttırmak için bakır ilave edilir. % 100 saf altın 24 ayar olarak kabul edilir. 18 ayar altın % 75 altın içeren alaşım anlamına gelmektedir. 18 ayar altın alaşımları katılan gümüş ve bakır miktarlarına göre değişik renkler alır (Başaran, 2010).

Saf halde yumuşaklığı yüzünden kullanılamayan altın, bakır ile (kırmızı altın), gümüş ile (yeşil altın) ve birçok elementle alaşım halinde kullanılır. Altının tıp alanında kullanılan en önemli olan izotopu 195 Au'dır. Altının doğada bulunduğu şekilde kristalin bir görüntüsü yoktur. Kübik, oktahedral ve dodekahedral görülebilen yüzeyler üzerinde ipliğimsi, yaprağımsı ve küresel şekiller sergilerler (Habashi, 1997).

2.3 Altın Mineralleri

Altın ve gümüş içeren mineraller cevher mikroskobu altında yüksek refleksivite, karakteristik renkleri ve düşük sertlikleri gibi seçkin optik

özellikleri ile, kolayca tanımlanabilirler. Altın doğada genel olarak nabit (metalik) halde nadiren de Ag, Cu; Hg, Bi, Te bileşikleri olarak veya sülfür ve selenli mineraller halinde bulunur (Yüce, 1995).

Mineralojik araştırması yapılmış olan altın yataklarında incelenmesi gerekli olan en önemli faktörler, serbestleşme tane boyutu ve altın içeren cevherin kompleks bir oluşum içinde bulunup bulunmadığıdır. Daha sonra yapılacak araştırmalara yol göstermesi amacıyla altın ve diğer minerallerin tenör dağılımları ve bileşimleri araştırılmalıdır. Mineralojik olarak incelenen bu tip altın yataklarında, yaklaşık olarak 30 kadar altın içeren mineral mevcuttur. Ancak bu kadar çok mineral içinde sadece bazıları ekonomik olarak değerlendirilebilmektedir (Güneş, 1997).

Doğada bulunan bazı altın cevherleri ve yapıları Çizelge 2.1’ de gösterilmiştir.

Çizelge 2.1 : Bazı altın cevherleri ve yapıları (Akçıl, 1995).

Adı	Kimyasal Formülü
Elekttrum	Au - Ag
Kuproaurit	Au - Cu
Aurikuprit	AuCu ₃
Platinli Altın	Au-Pt
Montbrayit	(Au ₂ Te ₃)Au
Kalaverit	AuTe ₂
Uytenbogaardit	Ag ₃ AuS ₂
Petzit	(AuAgTe ₂)
Kostavit	AuCuTe ₄
Aurostbit	AuSb ₂
Fişesserit	Ag ₃ AuSe ₂

Ayrıca pirit, kalkopirit, arsenopirit ve pirotin içinde önemli miktarda Au bulunabilmektedir ve Cu, Pb, Zn yataklarından yan ürün olarak kazanılabilmektedir. Diğer yandan Au yataklarından Ag, Pt grubu elementler, U, Cu, W, Bi, Te ve diğer bazı elementler elde edilebilmektedir (Gökçe, 1995).

2.4 Altın Yatak Tipleri ve Oluşum Süreçleri

Altın cevherleri çok farklı şekillerde sınıflandırılabilir. Değişik ortam ve yataklanma tipinde bulunabilen altın, genel bir sınıflama işlemine tabi olmamıştır. Plaka tektoniğine dayalı, plutonik-volkanik kökene bağlı, magmatik-sedimanter damar tipi-denizsel volkanik başlıkları altında veya plaser tipi cevherler, serbest altın içeren cevherler ve sülfürlü ya da karbonlu yapıdaki (refrakter tip) cevherler olarak üç gruba ayrılır. Diğer bir sınıflamada ise kayaların içinde oluşmuş çatlakları dolduran, bir başka kaya veya mineral topluluğu içinde yoğunlaşmış damar tipi yataklar. Volkanik kayalar içinde, termal su dolaşımı ile saçılmış olarak bulunan epitermal yatakları da içine alan hidrotermal yataklar olarak sınıflandırılmıştır. Bu yatakların rezervi büyük altın içeriği düşüktür (Yıldız, 2007).

Plaser veya serbest altın içeren tipteki cevherlerden altın kazanılmasında, siyanürleştirme-çinko ile sementasyon veya aktif karbon üzerine absorpsiyon-dore metal ergitmesi ve rafinasyon kademeleri uygulanmaktadır. Refrakter tipteki cevherlerde altın; sülfür ve karbon içeren minerallerin yapısı içinde kapanımlar halinde bulunduğu için, doğrudan siyanürleştirmeye uygun değildir. Bu yüzden bu tür cevherlerden altının bir ön işlemle (oksidasyon) serbest hale getirilmesi gerekmektedir. Uygulanan ön işlem prosesleri ile refrakter yapıdaki altının siyanür ile kolaylıkla kompleks yapabilir hale getirilmesi ve metal kazanma verimlerini düşüren bileşiklerin uzaklaştırılması sağlanabilmektedir (Bayraktar ve Yarar, 2010).

2.4.1 Hidrotermal altın yatakları

Hidrotermal altın yataklarının çoğu, granitik ve alkali granitik bileşimli plütonik, subvolkanik ve volkanik kayalarla ilişkilidir. Özellikle asıl (ana) yay bölgesi granitoyitleri ve volkanitleri ile ilişkili yatakları yaygındır. Hidrotermal altın yatakları ilişkili oldukları yan kayaları dikkate alınarak; plütonojenik-subvolkanik ve volkanojenik-hidrotermal yataklar şeklinde alt gruplara ayrılabilir. Yataklanma şekli olarak intraplutonik damarlar ve stokvorklardır. Yan kayalarda dokanaklarında kontakt metasomatik-skarn tipi

k t leler ve  evredeki yankaya lar i inde damarlar  eklinde olu umlar g zlenebilmektedir. Yer yer volkanosedimanter yan kaya ları masif s lfid yatakları i inde Au zenginle melerine rastlanabilmektedir. Hidrotermal altın yatakları olu um sıcaklı ı bakımından  o unlukla d   k sıcaklıklarda ($T < 200^{\circ}\text{C}$) olu mu  epitermal yataklar  eklindeirler. Y zeve  ok yakın seviyelerde, travertenimsi kaya lar i inde olu an hidrotermal altın yatakları ılıca tipi sedimanter bir istif i inde  zellikle karbonatlı kaya ların taban seviyelerinde stratabound tipi olu mu  altın yatakları ise carlin tipi yataklar olarak tanımlanmaktadır. Bu tip altın yatakları, bile imleri bakımından da altınlı-kuarslı olu umlar, altınlı s lfidli kuvarslı olu umlar, altınlı g m    -kuvarslı-aduleryalı olu umlar gibi de i ik isimler altında gruplanabilmektedir. Bu yataklar i inde altın telluridli bile ikler halinde veya s lf rl  mineraller i inde Cu' nun yerini alarak zenginle mektedir. Zaman zaman nabit altın olu umları da g zlenebilmektedir (Kırık  lu, 1992).

2.4.2 Plaser tip altın yatakları

Kaya lar ve cevherler i inde tell rl  ve s lf rl  mineraller i erisinde bulunan altın tanecikleri, y zeysel bozunma sırasında nabit altın tanecikleri  eklinde serbestle ir. Altının soy metal olması ve y ksek yo unlu u nedeni ile plaser yatakların en yaygın bile enlerindendir. Plaser tipi altın yatakların  retilenilme kolaylıklarından dolayı  ok eski zamanlardan beri i letilmi lerdir. Altın tanelerinin boyutları ve yatak i inde da ılımı olduk a d zensizdir, tanelerin boyutları mikronlardan yumruk b y kl  ne kadar de i ebilmektedir (Kırık  lu, 1992).

2.4.3 Silika karbonatlı (listvenitik) kaya larla ili kili altın yatakları

Ultramafik kaya larla kaplı sahalarda genellikle  rt ler  eklinde, yer yer de ultramafik kaya lar arasında deforme olmu  bantlar ve mercekler  eklinde yaygın olarak silika-karbonatlı kaya lar g zlenmektedir. Bu kaya lar i inde yer yer silis t revleri (amorf silis kriptokristalin kalsedon ve kuvars), yer yer ise karbonatlar (kalsit, ankerit, siderit, dolomit gibi) hakim bile enler durumundadır. Sert, sarı renkli (limonitik) ve topra ımsı bir g r n me sahiptirler (G k e, 1995).

2.4.4 Metamorfik kayaçlar içindeki altın yatakları

Metamorfik kayaçlar içinde değişik zamanlarda değişik süreçlerle oluşmuş altın yatakları olup en önemlileri metamorfizma geçirmiş altınlı konglomeralar ve siyah şeyler içindeki yataklardır (Kiriş, 1994).

Metamorfik kayaçlar içindeki arsenopirit damarlarına bağlı hidrotermal altın yatakları ise metamorfizma sırasında oluşan hidrotermal çözeltilerce veya postmetamorfik hidrotermal faaliyetlerce oluşturulmuş küçük boyutlu ve düşük tenörlü yataklar şeklindedirler. Bu yataklar kendileri işletilmekten çok plaser yataklara kaynak oluşturmaları bakımından önemlidirler (Gökçe, 1995).

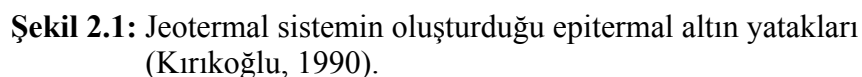
2.4.5 Epitermal altın yatakları

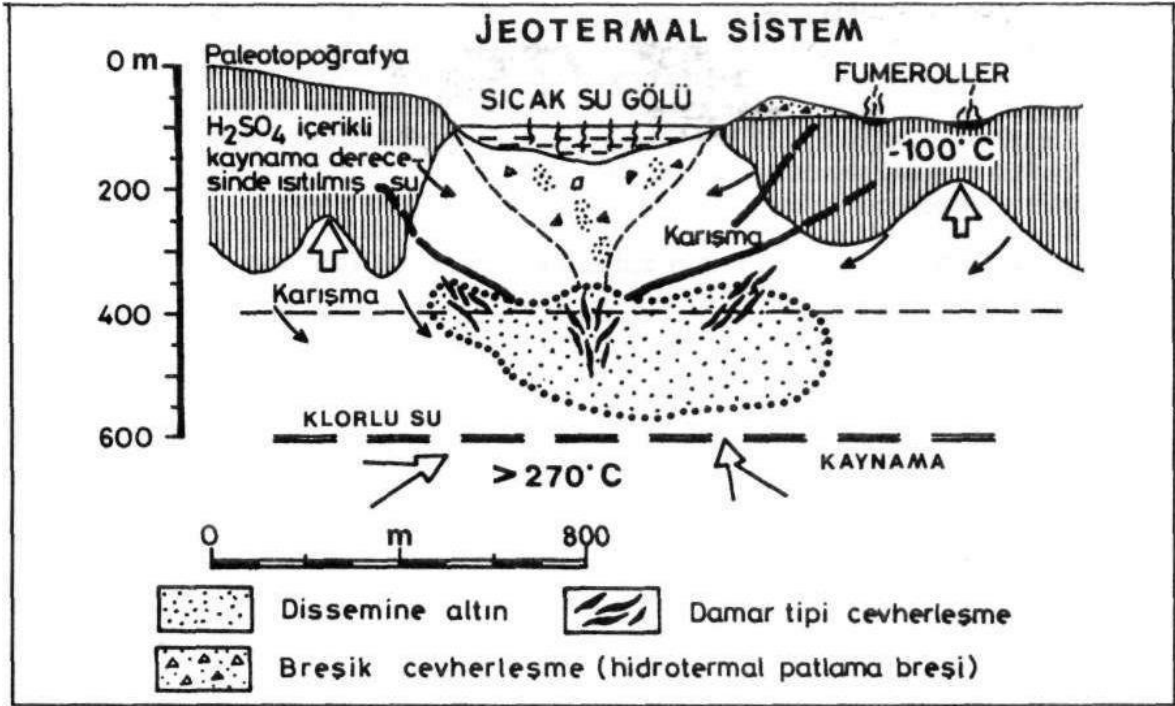
Epitermal altın yatakları yüzeye çok yakın, düşük sıcaklıkta (200°C'nin altında) oluşmuş hidrotermal cevherleşmelerdir. Epitermal yataklar kuvars damarları, ağsal damarlar veya saçınımlar biçiminde olabilir (Oygür, 1996).

Bu tür yataklarda altınla birlikte arsenik, antimon, gümüş, civa, talyum ve bizmut bulunabilir. Altınlı kuvars damarlarında altın genellikle gözle görülebilir (0,1mm'den daha büyük) boyutlardadır (Kırıkoğlu, 1992).

Epitermal altın yatakları, kayaçlar ile mineral içeren basınçlı sıcak sular arasındaki karmaşık kimyasal tepkimeler sonucu ortaya çıkmış, yüzeye yakın yataklar olarak tanımlanabilir. Volkanik sahalardaki bu sıcak su sistemleri metalleri, içinde dolaştıkları kayaçlardan çözmektedir. Daha sonra bu metaller çeşitli jeolojik yapı ve ortamlarda, 1000 m'den yüzeye kadar olan derinliklerde sıcak su oluşumları şeklinde depolanmaktadır. Termal kaynaklarla olan ilişkileri nedeniyle günümüzdeki jeotermal sistemlerin fosil eşdeğerleri olarak kabul edilirler. Epitermal yataklar kuvars damarları, ağsal damarlar veya saçınımlar biçiminde olabilir. Bu sayede işletilen cevherin tenörü düşmekte, buna karşılık rezervi çok büyümektedir. Epitermal yatakların özellikle arama sırasında göz önünde bulundurulması gereken en önemli özelliği alterasyondur. Bu, kayaçlar içerisinde dolaşan sıcak suların bir çeşit parmak izidir. Metalleri çözüp tekrar çöktürme özelliklerinin yanı sıra, epitermal çözeltilerin çevre kayaçlar üzerinde etkin bir alterasyon oluşturma yetenekleri vardır. Alterasyon killi ve silisli zonlar şeklinde kendini belli eder. Çözeltilerin yüzeye doğru yükseldikçe basınç kaybetmesi ve

Şekil 2.2’ de saha topografyası ve altında yer alan cevherleşmeler görülmektedir. Ayrıca epitermal altın oluşumlarına ait silisleşme, arjilitleşme, piropilitleşme, kuvars ve adularya oluşumu ile breşik, damar tipi ve dissemine cevherleşmeler gibi özellikler görülebilir (Kırıkoglu, 1990).





Şekil 2.2: Epitermal altın yataklarını oluşturan jeotermal sistemin şematik kesiti (Kırıkoğlu, 1990).

Jeokimyasal açıdan (mineralojik ve alterasyona bağlı) epitermal yataklar düşük sülfürleşmeye (DS) bağlı, yüksek sülfürleşmeye (YS) bağlı ve diğer olmak üzere üç grup altında incelenmiştir (Kiriş, 1994).

a) Yüksek sülfürleşmeye bağlı epitermal Au yatakları (YS); YS tipler asit, sülfürce zengin, oksidize sıvılara bağlı oluşurken, DS tipler nõtüre yakın, sülfürce fakir, indirgenmiş sıvılar tarafından oluşturulur. YS sıvılar SO₂'ce zengin magmatik gaz, ve sıvıların yoğunlaşması sonucu oluşurlar. Bu yüzden YS'lere asit sülfat ya da kuvars-alunit epitermallar de denir (Kiriş, 1994).

YS'lerin hemen hepsi subalkalin, andezitik riyodasitik volkanizmaya bağlı ve tipik olarak, porfiri Cu-Au, porfiri Cu-Mo yataklarının üst kısımlarında gelişirler. Yataklar genellikle damar tipindedir fakat breş ve masif ornatma şekilleri de yaygındır (Kiriş, 1994).

b) Düşük sülfürleşmeye bağlı epitermal Au yatakları (DS) ; Düşük sülfürlü epitermal sistemler, düşük oranda baz metal içerikleri, kuvars-adularya-karbonserizit alterasyon topluluğu, nõtüre yakın pH değerleri ve yüksek gümüş/altın oranlarıyla epitermal yatakların en yaygınlarıdır. Genellikle

volkanikler içerisinde çatlak dolumu şeklinde yataklanırlar. Genel gang mineralleri başta kuvars olmak üzere kalsit ve adülyadır (Kiriş, 1994).

c) Diğer epitermal yataklar;

I) Sediman ve karbonatlı kayalarda yataklanan Au: Bu grubu oluşturan yatakların başında Carlin madeni (Nevada) gelir. Karakteristik özellikleri yatak kayasının ince tabakalı, karbonatlı, kireçtaşları oluşu ve mikron boyutunda altının yanı sıra yüksek arsenik değerlerinin bulunmasıdır (100-1000 ppm). Altın, yatağın alt kısımlarında çatlak dolumu, pirit kaplaması ve daha az miktarda organik karbonla birlikte bulunur. Yatağın üst kısımları ise değişik boyutta şiddetli alterasyona maruz kalmıştır. Burada bulunan altın ise kuvars ve oksit minerallerin içerisinde çok küçük parçacıklar halindedir (< 10 mikron) (Kiriş, 1994).

II) Altınlı volkanojenik masif sülfür yatakları (VMS): VMS'ler, sığ deniz tabanlarında, volkanik olaylarla ve hidrotermal solüsyonlar tarafından, oluşturulmuş sülfürce zengin ve genellikle baz metal içerikli yataklardır. Literatürde ayrı bir sınıf olarak geçmesine karşın, oluşum ortamları (basınç-sıcaklık) bakımından epitermal özelliğe sahip olduklarından bu kısımda incelenmiştir. Masif sülfür yatakların genel özellikleri, deniz altı volkanizmaları ve bu volkanizmalara bağlı sedimanlarla ilişkili olarak yataklanmaları, cevher yatağının mercek şeklinde olup sınırlarının, genellikle keskin ve belirgin oluşu, yataklanma biçiminin, bölgenin yapısına (yapısal ve litolojik dokanaklar) uygun oluşu ve şiddetli alterasyon kuşaklarıdır. VMS yataklar, bulundukları tektonik, konum, cevher mineralleri ve volkanik kayanın kompazisyonuna göre adlar alırlar (Kiriş, 1994).

III) Ilıca tipi epitermal Au yatakları: Epitermal sistemin bir uzantısı, yüzeye yakın bir epitermal oluşu ve yüksek sıcaklık nedeniyle ılıca tipi olarak adlandırılmıştır (Kiriş, 1994).

2.4.6 Mesotermal altın yatakları

Orta derinlikte, 200-300 °C'de, yüksek basınçla oluşmuş hidrotermal yataklar olarak tanımlanır ve porfiri sistemleri mesotermal sistemin bir oluşum şekli olarak bilinmektedir (Kiriş, 1994).

2.4.6.1 Porfiri altın yatakları

Porfiri tipi altın yatakları ana mineralin altından çok bakır ve/veya molibden oluşu nedeniyle, “*altın bakımından zengin porfiri yataklar*” olarak adlandırılırlar ve koşulu >0.4 ppm Au olarak belirtilir. Yataklanma, tahminen aynı magmadan türemiş volkanik kayalar ve dik silindir şeklindeki porfiritik stoklara bağlı gelişir. Bakır ve altının büyük kısmı alterasyon sırasında yatak kayasına verilir. Altın, sülfürlü mineraller içerisinde bulunur ve damar, damarcık ve saçınımlar halinde kayaç içerisinde dağılır (Kiriş, 1994).

2.4.6.2 Damar tipi altın yatakları

Altın cevheri, nabit altın ve tellüridler (özellikle petzit) şeklindedir. Yatakların sülfür içeriği, tipik olarak düşük ve genel mineraller pirit başta olmak üzere arsenopirit, sfalerit galen, kalkopirit ve tetrahedrittir. Gang mineralleri kuvars, ferrodolomit, diğer karbonatlar ve serizittir. Yataklanma sıcaklıklarını bazı araştırmacılar $250-300^{\circ}\text{C}$ olarak tanımlarken, diğer bazı araştırmacılar, altın ve kuvarsın enjeksiyonu için $>340^{\circ}\text{C}$ ile birlikte 670-2500 kbar koşullarını öne sürmektedir (Kiriş, 1994).

2.4.6.3 Altın Skarnları

Skarnlar, derindeki bir plutondan çıkan metalce zengin sıvı ve gazların, karbonatlı yatak kayasına saçılmasıyla, cevher yatakları oluşturmaktadır (Kiriş,1994).

2.4.7 Hipotermal altın yatakları

Hipotermal altın yatakları, yüksek sıcaklık ($300-500^{\circ}\text{C}$) basınç ortamında hidrotermal sıvıların en alt seviyelerinde (> 1 km) oluşurlar. Yan kaya, alterasyonları genel olarak; serizitik (graysen) kloritik, potasik ve silisleşmedir. Yatakların genel, oluşum şekilleri; breş bacaları, derin deniz buhar boşalımı ve ofiyolit ilişkilidir (Kiriş, 1994).

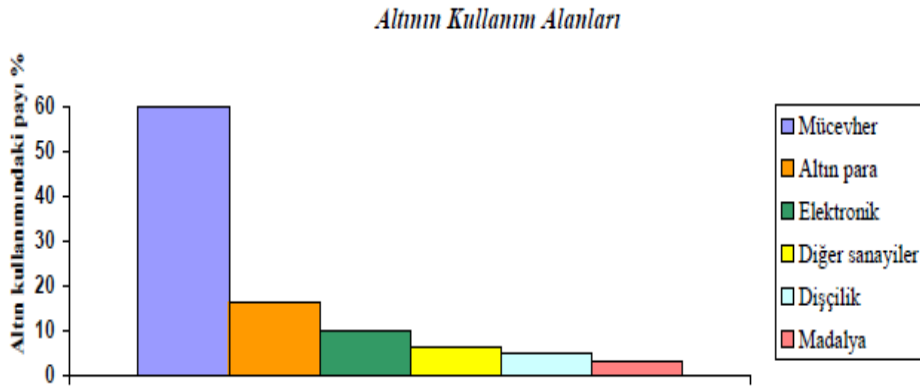
Breş bacası tipi Au yatakları; Oluşum sıcaklıkları $150-500^{\circ}\text{C}$ arasında, derinlikleri >1 km olarak belirtilir. Altın mineralleşmesi, nabit altın veya tellüridler

şeklindedir, diğer cevher mineralleri florit, sfalerit, kalkopirit, bornit ve pirittir (Kiriş, 1994).

Ofiyolitlerle ilişkili Au yatakları; Sıkça görülebilir yataklar olmayıp, genellikle ofiyolit dizilerinin ultramafik kısımlarında faylanmalara bağlı olarak gelişirler (Kiriş, 1994).

2.5 Altının Kullanım Alanları

Altın, çok eski çağlardan bu yana sahip olduğu temel işlevleriyle en gözde metallerden birisi olmuştur. Altının bu önemli işlevlerini, ziynet eşyası olarak kullanımı, servet biriktirme ve değişim aracı oluşu, kolay işlenebilme özelliği, dayanıklılığı ve pek çok endüstri dalında (elektronik, uzay ve havacılık teknolojisi, tıp, dişçilik, dekorasyon ve mühendislik sektörlerinde) yaygın kullanımı teşkil etmektedir. Dünyada üretilen altının % 60'ı mücevher, % 15'i altın para, % 11'i elektronik, %5 dişçilik, %3 madalya ve % 6'sı da diğer sanayilerde kullanılmaktadır (Url-2). Şekil 2.3' de altının kullanım alanları verilmiştir.



Şekil 2.3: Altının kullanım alanları.

Altının geniş kullanım alanı olmasının ana nedeni, altının en az tepkime veren metallerden biri olmasıdır. Altın, en fazla tepkime veren elementlerden biri olan oksijenle tepkimeye girmez, böylece paslanmaz ve aşınmaz. Bu altının sadece mücevher olarak değil günlük hayatta gereksinim duyulan diğer uygulamalar için de değerli olmasının nedenidir (Sayın, 2010).

Biyolojik tepkimeye girmemesi nedeniyle altın, tıp ve dişçilik alanında da kullanılmaktadır. Altın yumuşak bir metaldir, üzerine çalışmak ve şekil vermek çok kolaydır. Altın, metaller içinde elektrik iletkenliği en yüksek olanlardandır.

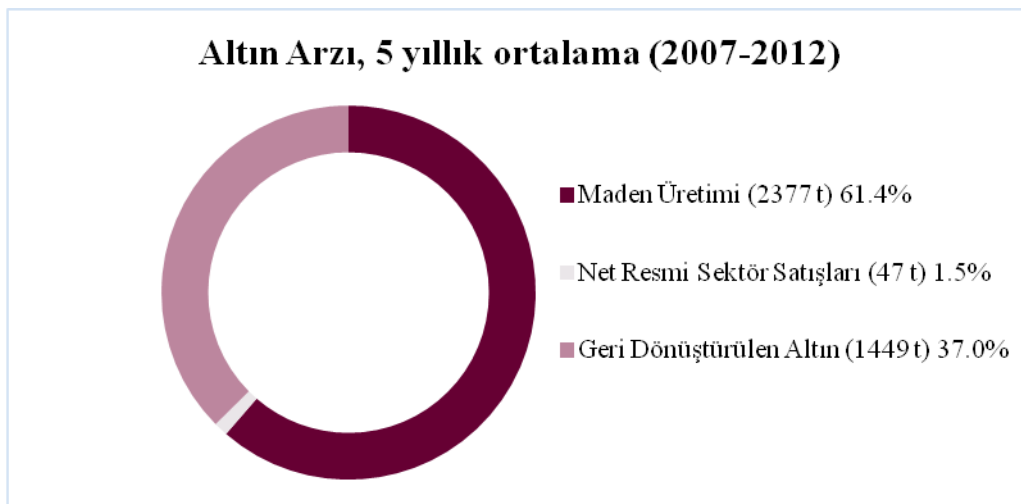
Kırılmaksızın çok ince teller haline veya olağanüstü ince plakalar haline getirilebilir. Bu özellikleri altını elektrik bağlantılarının, bilgisayarların ve iletişim ekipmanlarının önemli bir bileşeni yapmaktadır. Elektrik iletkenliği ve zamanla bozunmaya uğramaması nedeniyle bilgisayar devrelerinde de kullanılmaktadır (Anonim, 2008).

2.6 Dünyada Altın Madenciliği

2.6.1 Altın arz-talep dengesi

Maden üretimi ve geri dönüştürülen altın, dünya altın talebinin çoğunluğunu karşılamaktadır. Toplam talebi % 61,4 oranında maden üretimi karşılarken, geri dönüşüm ürünü altın % 37 ile ikinci sıradadır. Merkez bankalarının satışları ise bu ikiliyi % 1,5 oranıyla takip etmektedir. Bu oranları gösteren grafik Şekil 2.4' de verilmiştir (Url-3).

Altın fiilen yok olamadığından şu ana kadar dünya üzerinde üretilmiş bütün altınlar mevcuttur. Bununla beraber eritilip arıtılarak tekrar kullanıldığından geri dönüşüm ürünü altın, altın piyasasında önemli bir yere sahiptir (Url-3).

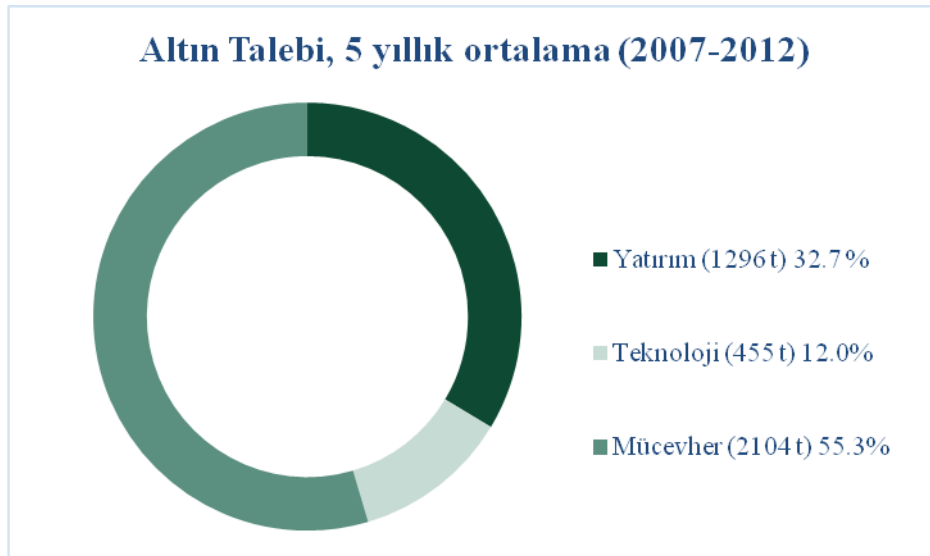


Şekil 2.4: Altın arzı (Url-3).

Hurda altın ise, istatistiklerde tekrar kazanılan ve arıtılan eski fabrika ürünlerini tarif eder. Tekrar alınıp satılan mücevheratı içermez. Hâlbuki geri dönüşüm ürünü altının çok büyük bir kısmı mücevherattır. Daha düşük oranlarda da eski elektronik bileşenlerini ve bazen yatırım aracı olarak kullanılan altını kapsar.

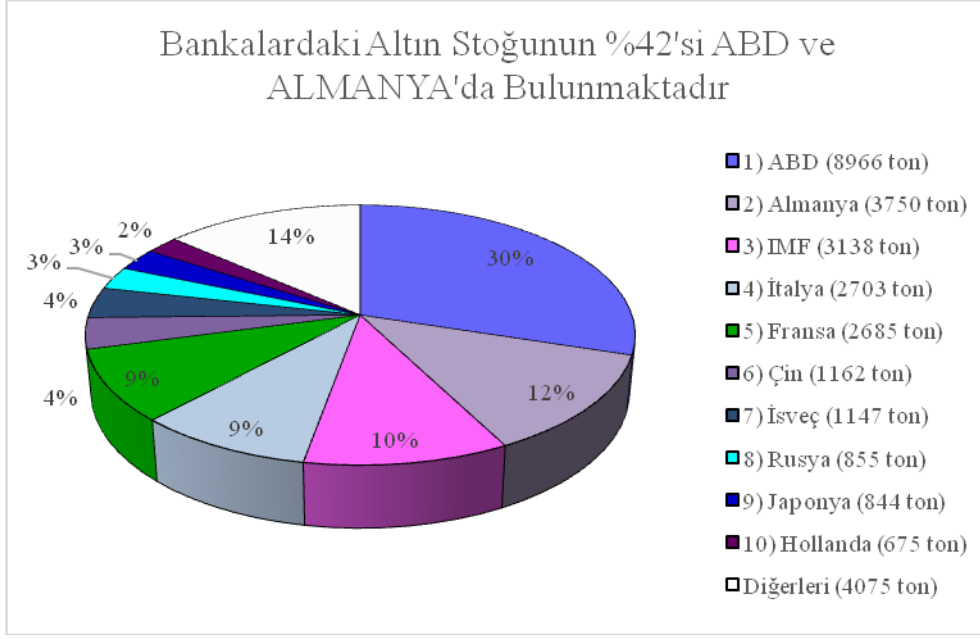
Merkez bankaları ve uluslararası organizasyonlar bünyelerine altın stoku bulundurmaktadırlar. Bu stokların çoğunluğuna Avrupa ve Kuzey Amerika merkez bankaları sahiptir. Ayrıca alım satım dışında borç verme, takas ve diğer aktivitelerle altın piyasasını doğrudan etkilemektedirler. Merkez bankalarının altın stokları Şekil 2.6' da verilmiştir (Url-3).

Yatırım ise resmi madeni para, madalyalar, taklit madeni paralar, koleksiyon, perakende satış ve ticari araç olarak kullanımı (altın fonu veya altın hesapları) kapsar. Dünya genelindeki altın talebi Şekil 2.5' te, talebi oluşturan unsurlardan biri olan merkez bankalarının altın stoklarına ait veriler ise Şekil 2.6' da verilmiştir (Url-3).



Şekil 2.5: Altın talebi (Url-3).

Altın madenciliğinde cevher üretimi diğer madencilik çalışmaları gibi açık ocak veya yeraltı işletmesi biçiminde yapılmaktadır. Dünyada ekonomik olarak üretim yapılan madenlerde altın içeriği 1 gr/ton ile 20 gr/ton arasında değişmektedir (Celep, 2005).



Şekil 2.6: Merkez bankaları altın stokları (Url-3).

Dünya altın üretiminde 1980-2004 döneminde, en büyük altın üreticilerinden 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 altın üretiminde üst sıraları paylaşmışlardır (Oygür Zambak, 2005).

2010 yılı altın üretiminde Çin % 13, Avustralya % 9,7, ABD % 8,7, Rusya ve G.Afrika % 7,5' luk payları ile Dünya sıralamasındaki yerlerini almışlardır. Bu sıralamasındaki ilk on ülke sırasıyla; Çin, Avustralya, ABD, Rusya, G. Afrika, Peru, Endonezya, Gana, Kanada ve Özbekistan, Dünya altın üretiminin % 66,8'ini gerçekleştirmektedir.

2011 yılı içinde dünyada gerçekleştirilen altın üretim miktarları Çizelge 2.2' de gösterilmiştir. Dünya altın üretiminde en büyük pay Çin, Avustralya ve ABD'ye aittir. Dünyadaki yıllık altın tüketimi yaklaşık 4334 ton iken 2011 verilerine göre yıllık altın üretimi ise yaklaşık 2820 tondur. Aradaki fark bankalardaki stoklardan ve hurda altın satışlarından karşılanmaktadır (Altın Madencileri Derneği, 2011). Çizelge 2.2' de 2011 yılı dünya altın üretim miktarları ve Şekil 2.7'de son 10 yıldaki altın fiyatlarındaki hareketlilik verilmiştir (Url-4).

Çizelge 2.2: 2011 Yılı Dünya Altın Üretim Miktarları (Altın Madencileri Derneği 2011)

Ülke	Üretim Miktarı (ton)
Çin	371,0
Avustralya	258,3
ABD	232,8
Rusya	211,9
G. Afrika	197,9
Peru	188,0
Endonezya	111,0
Kanada	107,7
Gana	91,0
Meksika	86,6
Özbekistan	71,4
Brezilya	67,5
P. Yeni Gine	62,4
Arjantin	59,3
Tanzanya	49,6
Mali	45,8
Şili	44,5
Filipinler	37,1
Kolombiya	36,9
Kazakistan	36,7
Diğerleri	451,0
Toplam	2818,4



Şekil 2.7: Son 10 yıldaki altın fiyatı hareketleri (Url-4).

2.7 Rezerv ve Fiyatlar

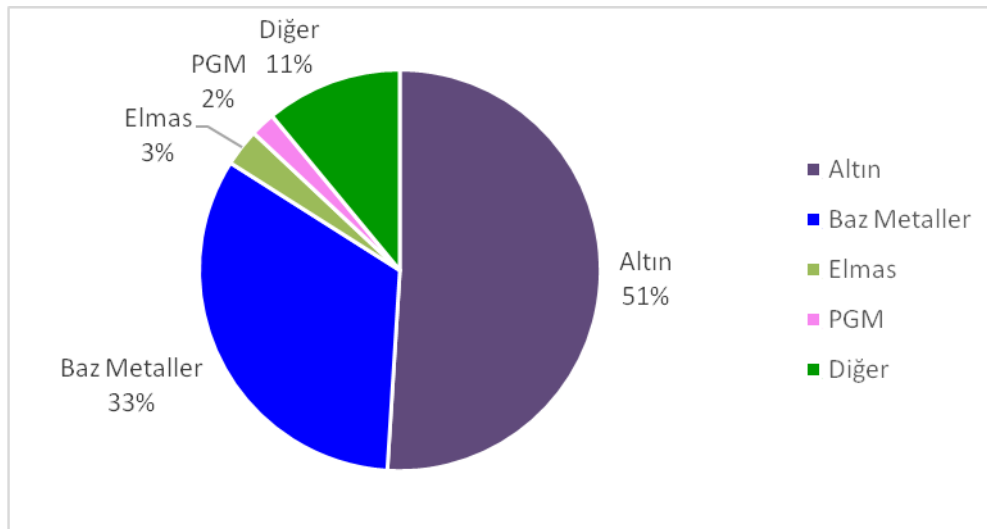
Dünya altın rezervinin yaklaşık 100.000 ton olduğu tahmin edilmektedir. Dünya altın üretiminin %57' si dört sanayileşmiş ülke: ABD, Kanada, Avustralya ve G. Afrika'da yapılmaktadır. Bu ülkeler toplam 43.000 ton olan üretime hazır dünya altın rezervinin %65' ine ve 661 olan işleyen maden sayısının %61' ine sahiptir.

Çizelge 2.3’ de 2011 yılında önemli altın rezervlerine sahip ülkeler verilmiştir (Sekizinci Beş Yıllık Kalkınma Planı, 2000).

Çizelge 2.3: Ülkelere göre dünya altın rezervinin dağılımı (Altın Madencileri Derneği, 2011).

Ülke	İşletilebilir Rezerv (ton)	Potansiyel Rezerv (ton)
ABD	3000	5500
Avustralya	5000	6000
Brezilya	2000	2500
Kanada	2000	4200
Çin	1200	4100
Şili	2000	3400
Gana	1600	2700
Endonezya	3000	6000
Meksika	1400	3400
Peru	1400	2300
Papua Yeni Gine	1300	2300
Rusya	5000	7000
Güney Afrika	6000	31000
Özbekistan	1700	1900
Diğer	10000	22000
Toplam	47000	100000

Madencilik faaliyetlerinin gerçekleşmesi için yapılan arama çalışmalarına ait genel bütçe verilerine bakıldığında, altın dünya genelinde % 51 ile en büyük pay sahibidir. İlgili grafik Şekil 2.8’ de verilmiştir (Url-5).



Şekil 2.8: Dünya genelinde toplam arama bütçesi (Url-5).

2.8 Altın Fiyatları

Dünyadaki altın fiyatları siyasi, ekonomik ve teknolojik etmenlere dayalı olarak sürekli bir değişim göstermiştir. Altının bir para birimi olarak kullanıldığı düşünüldüğünde de bu durumun yaşanması kaçınılmazdır. Aşağıdaki Çizelge 2.4’ te altının 2003-2011 yılları arasındaki ortalama fiyatı istatistiki verilere göre verilmiştir.

Çizelge 2.4: Altın fiyatlarının yıllara bağlı değişimi (Altın Madencileri Derneği, 2011).

Yıl	Ortalama Fiyat (ABD \$/Ons)
2003	363.38
2004	409.72
2005	444.74
2006	635.00
2007	731.00
2008	883.00
2009	987.00
2010	1225.00
2011	1571.52
2012	1691,33

Ons: 31,1 gr.

2.9 Türkiye’de Altın Madenciliği

Cumhuriyetimizin ilk yıllarında, sınai kalkınma hamlesinin ancak hammadde kaynaklarımızın değerlendirilmesiyle gerçekleşebileceği bilinciyle madencilik sektörüne büyük önem verilmiştir.

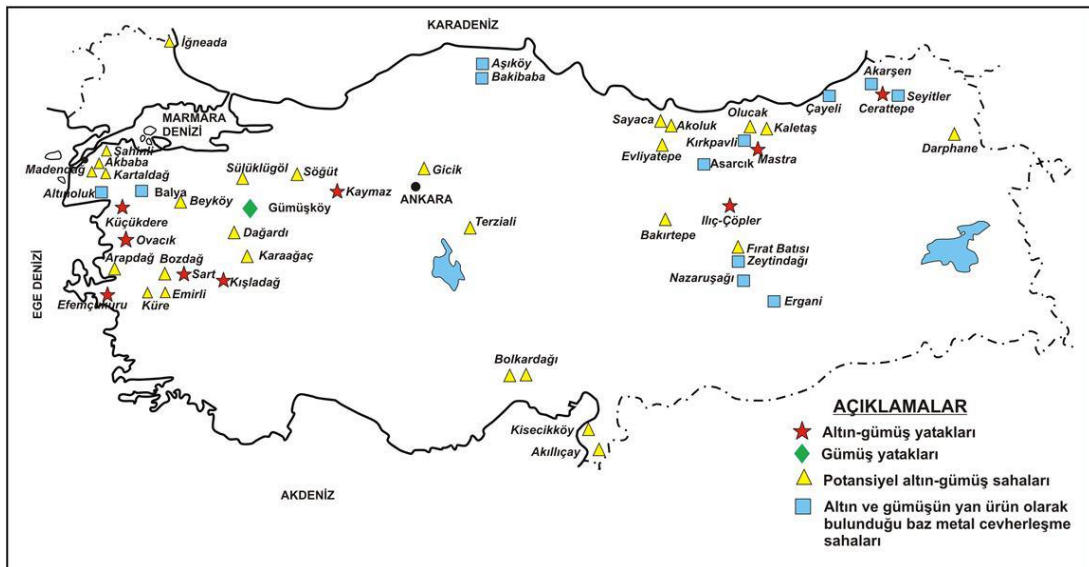
Dünya’da ilk para Sart’ta Anadolu topraklarında çıkan altınlardan basılmıştır. Dünyada ilk rafineri Anadolu topraklarında kurulmuştur. Son yıllarda altın fiyatlarında görülen yüksek artışlar, bütün dünyada altın madenine olan ilgiyi yeniden arttırmıştır. Eski altın madenleri yeniden işletmeye açılmış, yeni yatakların tespiti için de yoğun çalışmalar sürdürülmektedir. Türkiye’ de de

özellikle 1980'li yıllardan sonra altın arama ve işletme konularında önemli adımlar atılmıştır (Anonim, 2008).

Bu çalışmalarda fizibilite çalışmalar sonucunda toplam dokuz altın madeni yatağının bulunduğu tespit edilmiştir. Bunlar Bergama-Ovacık, Gümüşhane-Mastra, Eskişehir-Kaymaz, Balıkesir-Küçükdere, Artvin-Cerattepe, İzmir-Efemçukuru, Uşak Kışladağ, Erzincan-Çukurdere, Manisa-Sart altın madenleridir. Günümüzde bu madenlerden Bergama-Ovacık, Gümüşhane-Mastra altın madeni ile Uşak-Kışladağ madenleri işletilmektedir (Doğan, 2005).

Şekil 2.9' da Türkiye'deki altın gümüş cevherleşme sahaları görülmektedir. Türkiye'de işletilebilir altın rezervinin yaklaşık 700 ton olduğu saptanmıştır (Anonim, 2008).

Uluslararası kaynak tahmin hesaplarına göre ise, Türkiye' nin toplam 6500 tonluk bir altın rezervine sahip olduğu ortaya konmuştur. Mevcut altın potansiyeline rağmen, yılda 16 ton altın üretimi yapan Türkiye 222 ton altın ithal etmekte ve buna karşılıkk yaklaşık 7 Milyar US\$ ödemektedir (Köse ve Oygür 2009).



Şekil 2.9: Türkiye altın ve gümüş cevherleşme sahaları (Maden Tetkik Arama

Estitüsü, (MTA), 2010).

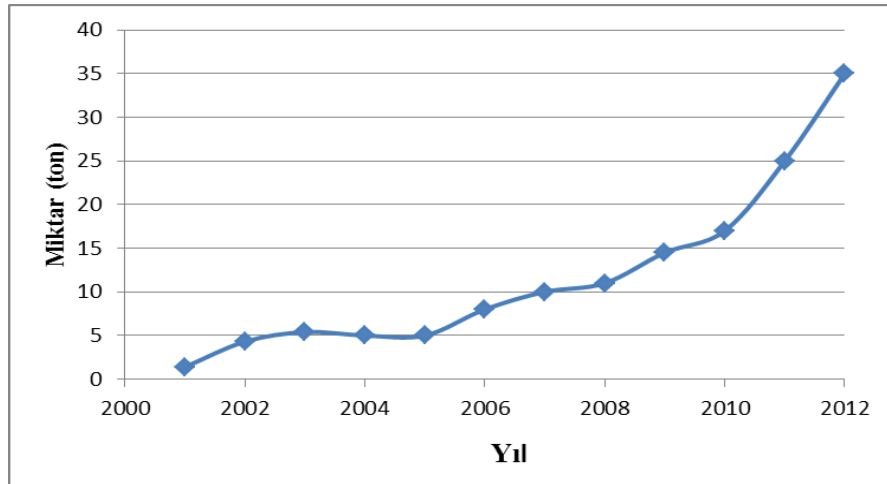
İşletilebilirliği söz konusu yataklar olarak belirtilen Bergama-Ovacık, Havran-Küçüktepe, Gümüşhane-Mastra, Sivrihisar-Kaymaz ve Uşak-Eşme epitermal tipte yataklardır. Artvin-Cerattepe ise masif sülfid yatağının oksitlenmiş demir şapkasıdır. İzmir-Efemçukuru ise skarn tipi bir altın yatağıdır. Çizelge 2.5' te

işletilebilirliği söz konusu altın yataklarının rezervi verilmiştir (DPT: 2623-ÖİK: 634).

Çizelge 2.5: İşletilebilirliği söz konusu altın yataklarının rezervi (DPT: 2623 ÖİK:634).

YATAK	TENÖR (Au, ppm)	REZERV (ton)	TOPLAM REZERV (Au,ton)
İzmir-Bergama-Ovacık	9	2.980.000	26,82
İzmir-Efemçukuru	12,65	2.500.000	31,63
Uşak-Kışladağ	1,43	74.000.000	105,8
Balıkesir-Küçükdere	6,43	1.410.000	9,07
Eskişehir-Kaymaz	6,04	974.000	5,88
Gümüşhane-Mastra	12	1.000.000	12
Çanakkale-Akbaba	1,25	8.000.000	10
Artvin-Cerattepe	4	8.200.000	32,8
Erzincan-Çöpler	1,4	74.400.000	104,2
Konya-İnlice	2,36	629.000	1,48

Tüm iktisadi faaliyetlerde olduğu gibi altın madenciliğinin de ülke ekonomisi üzerinde doğrudan etkilerinin yanı sıra dolaylı etkileri olacaktır. Dolaylı etkiler içinde özellikle, yaratılan gelir ve ek talep yoluyla ekonominin diğer kesimleri üzerindeki uyarıcı etkileri en önemli bölümü oluşturmaktadır. Yıllara göre Türkiye'nin altın üretimi Şekil 2.10' da grafik olarak gösterilmektedir.



Şekil 2.10: Yıllara göre Türkiye'nin altın üretimi (Altın Madencileri Derneği, 2012).

Grafiğe göre, Türkiye'de altın üretimi sürekli artmaktadır; 2001 yılında yıllık altın üretimi 1,4 ton iken 2012 sonunda bu miktar 35 tona ulaşmıştır.

Türkiye’de altın madenciliği yapan bazı şirketler aşağıda verilmiştir.

Koza Altın İşletmeleri

Koza Altın İşletmeleri A.Ş., ülkemizdeki altın madenlerini aramak ve işletmek üzere % 100 Türk sermayesiyle kurulmuş bir Türk Şirketi’ dir. Koza Davetiye Mağaza İşletmeleri ve İhracat A.Ş. ve Koza-İpek Holding A.Ş. firması, Mart 2005'te, Normandy Madencilik A.Ş.’nin bütün hisselerini Newmont Mining Corporation şirketinden satın aldı. Böylece, Türkiye Cumhuriyeti tarihinde ilk kez bir Türk şirketi altın üretimini gerçekleştirmiş olmaktadır. Şirketin bünyesindeki İzmir-Bergama-Ovacık Altın Madeni, ülkemizdeki büyük altın potansiyelinin ülke ekonomisine kazandırılmasında anahtar konumunda olup Türkiye Cumhuriyeti’ nin işletilen ilk altın madenidir. Koza'nın 2012 yılı toplam altın üretimi 338.182 onstur (1 ons = 31.1 gr). Ülkemizde şirkete ait Bergama (İzmir), Kaymaz (Eskişehir) ve Mastra (Gümüşhane) olmak üzere üç adet işletme sahası bulunmaktadır. Ayrıca 2013 yılı itibariyle yaklaşık 100.000 onsluk üretimin hedeflendiği Kayseri-Himmetdede’de de üretime başlanması hedeflenmektedir (Url-6).

Ovacık Altın Madeni

Ovacık Altın Madeni, Batı Anadolu’da, İzmir’in 100 km kuzeyindedir. Bergama’nın 12 km batısında ve Dikili’nin ise 20 km doğusunda bulunur. Ovacık altın yatağı, Normandy Madencilik A.Ş.’nin Ege bölgesinde yürüttüğü arama çalışmaları sonucunda 1989 yılında keşfedildi. Ovacık altın yatağı, andezit türü volkanik kayalar içerisinde epitermal olarak oluşmuş iki adet ekonomik kuvars damarından ibarettir. Altın, kuvars taneleri arasındaki çatlaklarda ortalama 5 mikron büyüklüğündeki serbest taneler ve az miktarda da altın-gümüş bileşimi halinde bulunmaktadır. Cevher içerisinde sülfürlü mineral yok denecek kadar azdır (ortalama S içeriği % 0,02). Ağır metal yönünden son derece temiz olan Ovacık cevheri, tarım toprağında bulunmasına izin verilen metal miktarlarından daha düşük metal içerir (Url-6).

Mastra Altın Madeni

Mastra Altın Madeni, Gümüşhane'nin 22 km kuzey batısında, Mastra (Demirkaynak) köyünün kuzey doğusunda ve Doğu Pontid Tektonik Kuşağı'nın güney kesiminde yer almaktadır. Mastra cevherindeki altın çok ince taneli (ortalama 5 mikron) olduğundan, dünyadaki bu tür altın tesislerinde olduğu gibi Mastra'da da siyanür liçi yöntemi uygulanmaktadır. Yatağın ortalama tenörü 12,13 gr/ton Au ve 5,5 gr/ton Ag'dir. Yapılacak madencilik faaliyetleri neticesinde 12 ton altın ve 7,8 ton gümüş cevheri elde edilmesi beklenmektedir (Url-6).

Kaymaz Altın Madeni

Bölgedeki silisli mermerlerde 6 ppm'e kadar altın değerleri tespit edilmekle beraber cevherleşme daha çok silişleşmiş ve demir oksitli serpantinitler içinde meydana gelmiştir (Url-6).

Kaymaz altın madeni 6,82 ppm Au içeriğine sahiptir. İnce taneli bir altın cevherleşmesi olup, yatakta silişleşme ve breşleşme bir arada görülür. Kuvars, serpantin, ankerit ve dolomit gibi gang mineralleri bulundurur (Url-6).

Tüprag Metal Madencilik

Tüprag Metal Madencilik A.Ş. merkezi Kanada'da bulunan Eldorado Gold Madencilik Firmasının Türkiye'de kurulu şirketidir. Tüprag, Türkiye'de metalik maden aramaları ve işletmeciliği yapmak için 1986 yılında kurulmuş ve bu güne kadar aldığı yüzlerce maden arama ruhsatında arama yapmıştır. Söz konusu arama çalışmaları sonucunda, Uşak-Kışladağ ve Menderes-Efemçukuru gibi önemli altın yataklarını bulmuştur. Bulunan altın yataklarının bazıları şirketin yatırım ölçeğinin altında kalmış olup bazıları için ise yeni ilave arama çalışmalarının yapılmasına ihtiyaç bulunmaktadır. Kışladağ altın madeninde arama safhası tamamlanarak üretim safhasına geçilmiştir. Kışladağ altın madeni yıllık üretimi ile Avrupa'nın en büyük altın madeni olacaktır. Tüprag, bu güne kadar 174 milyon dolarlık yatırımı gerçekleştirmiş, Uşak Kışladağ altın madeninde Mayıs 2006 tarihinden itibaren altın üretimine başlamıştır (Url-7).

Efemçukuru Altın Madeni

İzmir'in Menderes ilçesi Efemçukuru köyünde yer alan madenin ömrünün 9,5 yıl olduğu tahmin edilmektedir. Sahada bulunan madenin altın içeriği ortalama 12,65 gr/ton'dur. Boyut küçültme işlemlerinin ardından gravite ve flotasyon devresinin uygulanmasıyla günde 1.100 ton cevher işlenmesi planlanmıştır. Bunun ardından, cevher konsantreleri daha ileri işleme prosesleri ve altın eldesi için Kışladağ altın madenine sevk edilmesi planlanmıştır, ancak 2012 yılının sonundan itibaren bu ön konsantre artık Kışladağ madenine değil direk olarak Çin'e satılmaktadır. İşletmenin devreye alındığı 2011 yılı içerisinde 484 ons altın üretimi gerçekleştirilmiştir (Url-7).

Kışladağ Altın Madeni

Kışladağ Altın Madeni, İzmir'in 180 km doğusunda Uşak İl merkezinin 35 km güney batısında yer almaktadır. Uşak-Ulubey-Gümüşkol üzerinden karayolu ile madene ulaşılmaktadır. Maden alanı yakınındaki en büyük yerleşim merkezleri Güney-Doğu yönünde yaklaşık 13 km mesafede yer alan 20 bin nüfusa sahip Ulubey ve Güney-Batı yönünde 20 km mesafede yer alan ve yaklaşık 40 bin nüfusa sahip Eşme ilçeleridir. Kışladağ, batı Türkiye'deki orta-geç tersiyer yaşlı birkaç volkanik kompleksten biri içerisinde yer almaktadır ve altın muhtelif fazlar halindeki turmalin-pirit, pirit ve kuvars-pirit damarları ve breşlerle ilişkili olup başta çinko ve molibden olmak üzere küçük miktarlardaki baz metallerle birlikte bulunmaktadır. Kışladağ madenine ait yıllık üretim miktarları Çizelge 2.6'da gösterilmektedir (Url-7).

Çizelge 2.6: Kışladağ altın madeni yıllara göre üretimi (Eldorado Gold, 2012).

Yıl	Üretim (Ons)
2006	70,895
2007	135,306
2008	190,334
2009	237,210
2010	274,592
2011	284,648
2012	289,000

Açık ocakta üretimi yapılmakta olan tüvenan cevherin altın tenörü 1,2 gr/ton iken gümüş tenörü ise 0,9 gr/ton'dur. İşletmede altın kazanımı yığın liçi yöntemiyle gerçekleştirilmektedir. İşletmenin toplam altın üretimi 4,5 milyon onstur.

Lidya Madencilik

Grubun madencilik birimi olan Lidya, 2009 yılından beri Türkiye'deki metal madenciliğinde faaliyet göstermektedir. Lidya, Türkiye'deki altın/bakır projeleri için Kanadalı bir madencilik şirketi olan Anatolia Minerals (şimdi Alacer Gold) ile 2009 yılının Ağustos ayında bir ortaklık kurarak Türkiye Madencilik Sektöründeki ilk büyük uluslararası işbirliğini oluşturmuştur. İlk altın üretimi, Çöpler projesi ile Türkiye'nin Erzincan şehrinde 2010 yılının Aralık ayında gerçekleşmiştir. Bu proje ile 2012 yılı sonu itibariyle toplam 374.173 ons altın üretimi gerçekleştirerek Türkiye'deki en büyük altın madenlerinden biri konumuna gelmiştir. Lidya, Çöpler Altın Madeninin sahibi olan Anagold'un %20 hissesine sahiptir (Url-8).

Çöpler Altın Madeni

Çöpler Altın Madeni'nin % 80'i Alacer Gold, % 20'si ise Türk ortak olan Lidya Madencilik'e aittir. Alacer, Çöpler'deki ilk hissesini 1998 yılı Eylül ayında almış; 2004 yılı Ocak ayında sahanın % 100'üne sahip olmuştur. 2009 yılı Ağustos ayında Lidya Madencilik ile stratejik ortaklık kurulmuştur. Madenin inşaatı 2009 yılının sonlarında başlamış, proje ile ilk altın üretim 2010 yılı Aralık ayında dökülmüş ve ticari üretim 2011 yılı Nisan ayında ilan edilmiştir (Url- 8).

Çöpler, Doğu Anadolu Bölgesi'nde, Erzincan'ın 120 km güney batısında yer alır. En yakın yerleşim merkezi, Çöpler'in 6 km kuzey doğusunda bulunan İliç ilçesi'dir. Çöpler, epitermal altın yatağı olup, çevresindeki metasedimentlere ve kireçmermerlere girinti yapan kompozit diyorit-monzonit porfir üzerinde yoğunlaşır. Çöpler' de mineralizasyon, geleneksel açık ocak madenciliğine uygun hem oksit hem de sülfür formlarında ortaya çıkmaktadır. Oksitli cevherlerin işlenmesi boyut küçültme, aglomerasyon ve yığın liçi devresinde gerçekleşir. 31 Aralık 2011 itibariyle toplam 4.370.000 ons, ortalama 1,4 gr/ton cevher olmak üzere toplam

95,4 milyon ton görünür ve muhtemel rezerv söz konusudur. Çöpler Altın Madeni, 2011 yılı içinde 185.418 ons altın üretim yapmıştır (Url- 8).

Cevizlidere, % 50 Alacer Gold, % 50 Lidya Madencilik bir ortak girişimdir. Projenin işletmecisi Alacer Gold'dur. Cevizlidere, Ankara'nın 600km doğu-güney-doğusunda Türkiye'nin dağlık doğu-iç Anadolu bölgesinde Tunceli ili Ovacık ilçesinde yer almaktadır. Cevizlidere, porfir bakır yatakları arasında bakır-altın-molibden sınıfına girmektedir. Cevherleşme çoklu porfir sokulum ve zonlanmış alterasyonlar ile cevherleşme ile ilgilidir. Çöpler'in 15 km güneydoğusunda bulunan Karakartal/Bayramdere/Fındıklıdere nin cevherleşmesi çoklu porfir sokulum ve zonlanmış alterasyonlar ile cevherleşme ile ilgilidir, sahada % 0,34 bakır, 0,11 g/t altın içeriği saptanmıştır (Url- 8).

Stratex

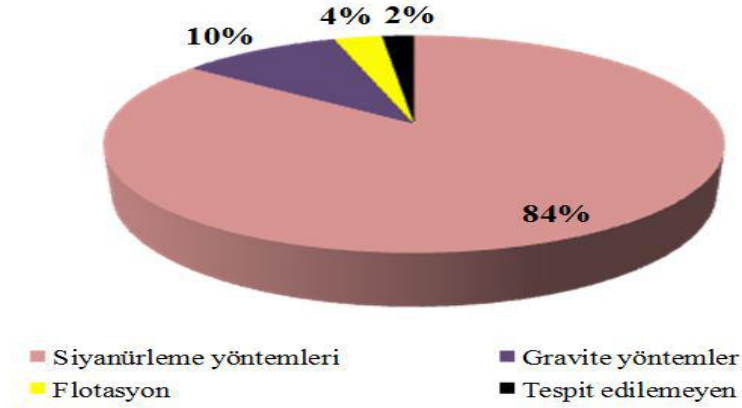
Konya-İnlice bölgesinde 2,36 g/t Au tenörlü 629,000 ton görünür rezerv, Ordu-Fatsa-Altıntepe bölgesinde 8km²'lik alana yayılmış yüksek sülfürleşme gösteren epitermal altın yatağında 0,63-2,44 g/t tenör aralığında 593,131 ons Au varlığı tespit edilmiştir. İnlice ve Altıntepe'de 2013 yılında üretime geçilmesi planlanmaktadır (Url-9).

Pregold Madencilik

Türkiye'de 56 adet sahanın ön incelemeleri tamamlanmış bunun sonucunda belirlenen 6 adet sahada detay çalışmalara geçilmiş ve bu çalışmalar sürdürülmektedir. Pregold Madencilik'e ait Çanakkale ve Balıkesir illerinde 24 adet arama ruhsatı vardır. Bu sahalardan 21 tanesinde prospeksiyon çalışması 3 tanesinde ise detay etüt çalışmaları devam etmektedir. İzmir ve Uşak illerinde toplam 9 adet arama ruhsatına sahip olan şirket bu sahaların tamamında prospeksiyon çalışmaları tamamlanmış ve detay etüd aşamasına geçilmiştir. Eosen yaşlı volkano sedimanter seri içerisinde yer alan ve hidrotermal alterasyon görülen Gümüşhane Arzular (Sobran) sahasında prospeksiyon çalışmaları tamamlanmış yarı detay çalışmalarını sürdürmektedir. Şirketin Gümüşhane'de 2, Eskişehir'de 5, Kırşehir'de 2, Sivas'ta 1, Kars'ta 7, Van'da 4, Malatya'da 1 adet arama ruhsatı bulunmakta, Siirt'te ise değerlendirme çalışmaları devam etmektedir (Url-10).

3. ALTIN ÜRETİM TEKNOLOJİLERİ

Altın madenciliğinde, kırma/öğütme sonrasında teknoloji seçimi, cevher içindeki altın taneciklerinin büyüklüğüne, cevherin oluşum koşullarına, türüne, cevherde bulunan diğer minerallerin mineralojik, kimyasal, fiziksel özelliklerine ve altının tenörüne bağlıdır. Genelde, altın tanecikleri mikroskobik boyutta dağılmış ise siyanür yardımı ile çözeltiye alma teknolojisi kullanılmaktadır. 120 yılı aşkın süredir siyanürleme teknolojisi dünya altın üretiminin %84'ünde kullanılmaktadır. Cevher içerisindeki altının alınmasında uygulanan yöntemler isteğe bağlı değildir. Altın tanelerinin boyutuna ve cevherin özelliklerine bağlı olarak dünya altın madenciliğinde başlıca 3 yöntem kullanılmaktadır (Roshan, 1990). Şekil 3.1' de Endüstriyel proseslerin dünya altın üretimindeki payı gösterilmiştir.



Şekil 3.1: Endüstriyel proseslerin dünya altın üretimindeki payı (Roshan, 1990).

3.1 Altın Kazanılmasında Uygulanan Yöntemler

Zenginleştirme işlemleri, gang minerallerinin atılmasıyla kazanım devresinin yükünü azaltmak, kazanımı engelleyen ya da özel kimyasal madde harcamasına neden olan bileşiklerin atılması, kazanım veriminin artırılması ve doğrudan izabe edilebilir konsantrelerin elde edilmesi için uygulanır (Bayraktar; Yarar 1985).

Altın cevherlerinin mineralojik özellikleri uygun ve etkin bir üretim yönteminin seçimi için büyük önem taşımaktadır. Optimum yöntem seçimi mineralojik yapının iyi analiz edilmesine bağlıdır (Celep, 2005).

Altın kazanım prosesinin seçimini ve etkinliğini belirleyen özellikler; altın cevher tenörü, altın oluşumunun mineralojisi, altın içeren minerallerin belirlenmesi, altın içeren minerallerin oranı, altın tane boyut dağılımı, ana ve gang mineralin boyut dağılımı, mineral başkalaşimleri, altın minerallerinin serbestleşme özellikleri, altının bulunuş şeklidir (Şen 2007; Yüce 1995).

Yataklanma tipine göre altın cevherinin zenginleştirilmesinde kullanılabilecek prosesler Çizelge 3.1’ de gösterilmiştir.

Çizelge 3.1: Altın kazanım prosesleri (Andrew, 1984; Quiston,1981).

Yataklanma Tipi	Proses
Nabit Altın İçeren Serbest Halde Ufalanmış Damar Şeklindeki Cevher	Gravite ayırma + Amalgamasyon + Siyanür liçi
Nabit Altın İçeren Diğer Cevherler	Gravite ayırma + Amalgamasyon Flotasyon + Siyanür liçi
Serbest Halde Ufalanmış Cevherler	Direkt Siyanür liçi
Tellüridli Altın Cevherleri	Toplu Flotasyon + Kimyasal Oksidasyon + Siyanür liçi
Piritli Altın Cevherleri	Toplu Flotasyon + Ergitme + Siyanür liçi
Bakırlı Altın Kompleks Cevherleri	Flotasyon + Siyanür liçi
Karbonatlı Altın Cevherleri	Kimyasal Oksidasyon + Siyanür liçi

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 (Roshan, 1990).

Nispeten ince ve serbest taneli altın cevherlerinin zenginleştirilmesinde santrifüjlü gravite ayırıcıları kullanılırken, ince taneli cevherler için yaygın olarak siyanür liçi uygulanmaktadır (Linge, 1997).

Altın kazanma yöntemleri cevherleşmeye bağlı olarak minerolojik yapısında olanak vermesi ile fiziksel ve fizikokimyasal yöntemlerle pirometalurjik ve kimyasal yöntemlerin kombinasyonu şeklinde özetlenebilir.

3.1.1 Fiziksel ve fizikokimyasal yöntemler

Öğütme, yıkama, gravite ve flotasyon gibi cevher zenginleştirme proseslerinin olumlu sonuç verdiği 30-40 mikrondan daha iri tane boyutlarında altın içeren ve öğütmeyle altının serbestleştirilebildiği cevherlere uygulanmaktadır (Yıldız, 2010). Ancak günümüzde değişik öğütme teknikleri ile daha küçük boyutlarda farklı flotasyon teknikleri de kullanılmaktadır.

3.1.2 Kimyasal yöntemler

Kompleks ve bazı kuvarslı epitermal cevherlerde olduğu gibi altının diğer minerallerin kafes yapılarına dağılmış olması, kuvars kapanımları içinde ve 5-10 mikron tane iriliğinde bulunduğu cevherleşmelerde uygulanmaktadır. Cevher yapısındaki altın uygun bir çözücü ile sıvı faza geçerek hidrometalurjik prosesler ile kazanılmaktadır (Yıldız, 2010).

Cevherdeki altının eldesinde kullanılan amalgamasyon, siyanürleme, bakteri liçi, tiyoüre ve asit liçi gibi kimyasal yöntemlerden yalnız amalgamasyon ve siyanürleme günümüzde endüstriyel boyutlu uygulamalarda kullanılmaktadır. Tiyoüre liçi özütleme kinetiğinin Siyanür liçine oranla daha hızlı ve zehirsiz oluşu avantajlarının olmasına rağmen çok sayıda metalle kompleks oluşturması, kolay oksitlenmesi ile bozunması bu nedenle maliyeti arttırması ve kazanım oranını düşürmesi uygulama alanını engellemiştir. Asit liçi ise çok fazla asit tüketimi gerektirdiğinden endüstride kullanım alanı bulamamıştır (Yıldız, 2010).

3.2 Amalgamasyon

Amalgamasyon altın üretimine kullanılmış en eski yöntemlerdendir. Nispeten iri altın tanelerinin kazanılmasında kullanılan bu yöntem metalik cıvanın saf altınla temas ettirilip amalgam yapmasına dayanır. Günümüzde, dünya altın üretimindeki kullanım oranı yaklaşık olarak %10'dur. Altının, cıva ile bileşikler yaparak çözünmesini esas alan bu yöntemin uygulanabilirliği, pülpteki altının yüzey

verebilecek irilikte olmasını ve amalgamasyonu olumsuz yönde etkileyen arsenik, antimuan, bizmut ve diğer sülfürlü minerallerin ortamda bulunmamasını gerektirmektedir (Bayraktar ve Yazar, 1985).

Amalgamasyon için altın yüzeylerinin temiz olması gerekmektedir. Cıvanın çok zehirleyici olması ve kullanımının işçi sağlığını ve çevreyi olumsuz yönde etkilemesi, amalgamasyon ile altın üretimini giderek azaltmaktadır. Günümüzde daha çok nabit altın içeren cevherlerin gravite yöntemiyle zenginleştirilmiş konsantrelerine uygulanan bu yöntem, alternatif olarak siyanür liçi yönteminin geliştirilmesi ve civa ile çalışmasının çok daha özel koşullar gerektirmesi gibi nedenlerle uygulanırlığını yitirmiştir (Bayraktar ve Yazar, 1985; Yıldız, 2010).

3.3 Çözündürme (liç) yöntemi

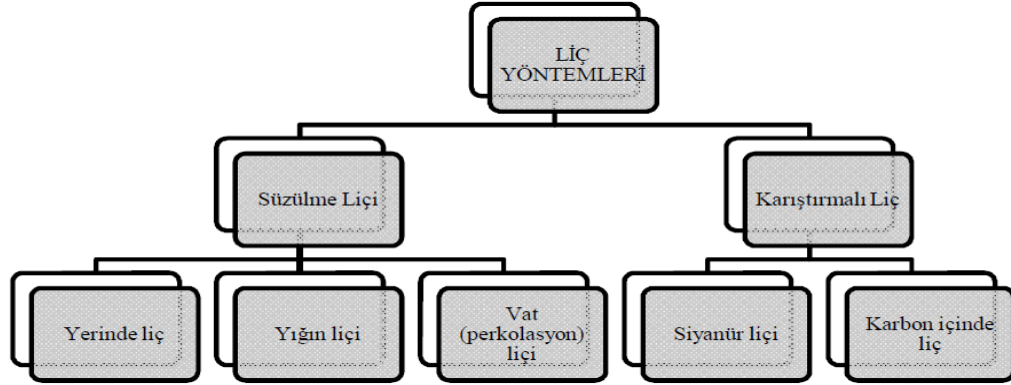
Uygun kimyasal reaktifler kullanarak bir cevherin içerdiği kıymetli metal ya da minerallerin kimyasal yapılarını değiştirmek suretiyle zenginleştirme işlemine kimyasal zenginleştirme denir (Acarkan, 2010).

Kimyasal zenginleştirmelerin büyük çoğunluğunda kimyasal çözünürlük farkından yararlanılır. Liç adı verilen bu yöntemde; uygun bir çözücü aracılığıyla, kıymetli metal ya da metallerin seçimli olarak çözeltiye alınması sağlanmakta ve bir sonraki aşamada da bu yüklü çözeltiden seçimli olarak kazanılabilmektedir (Acarkan, 2010).

Kıymetli metal içeriği yüksek olan cevherlerin gittikçe tükenmesi sonucunda 20. yüzyılın son çeyreğinden itibaren, düşük tenörlü ve ince dağılımlı kıymetli mineral içeren cevherlerin değerlendirilmesi önem kazanmıştır. Pirometalürjik yöntemler ve fiziksel zenginleştirme ile kazanımın teknik açıdan zorluklar çıkarması ve maliyetleri yükseltmesi sebebiyle kimyasal zenginleştirme, endüstride daha geniş bir kullanım alanı bulmuştur. Bunun yanı sıra cevherlerden alüminyum, uranyum, titanyum, sodyum, potasyum, altın, nikel, gümüş ve kobaltın kazanılmasında büyük oranda liç yönteminden yararlanılmaktadır (Acarkan, 2010).

Altın cevherleri mineralojisine ve altın tenörüne bağlı olarak farklı liç yöntemleri uygulanabilir. Bu kategoride altın cevherleri; düşük tenörlü altın cevherleri, direkt liç edilebilen altın cevherleri, yüksek tenörlü altın cevherleri olarak üç farklı

şekilde sınıflandırılmaktadır (Çilingir, 1996). Şekil 3.1’ de liç yöntemleri verilmektedir.



Şekil 3.2 : Kimyasal çözündürme yöntemleri (Aydın, 2012).

3.3.1 Liç Yöntemleri

3.3.1.1 Yerinde liç

Bu yöntemde liç çözeltisi, eski maden ocaklarında ya da çözeltinin kolaylıkla dolaşabileceği yataklarda üstten verilerek uygulanır. Çözelti, gözenek ve çatlakları dolaşarak sistem içinde temas ettiği kıymetli metalleri çözerek bünyesine katar. Yatağın alt seviyelerinde biriken bu çözelti de yeryüzüne basılarak değerlendirilir (Acarkan, 2010).

3.3.1.2 Yığın liçi

Geçirgen olmayan bir tabaka ve üzerinde toplama kanallarıyla donatılmış sistem üzerine 15 cm’nin altındaki cevher yığılır. Cevher, yerel topoğrafyaya bağlı olarak düz bir zeminde ya da eğimli bir yamaca yığılabilir ve yığının kapladığı alan yüzlerce dönüme kadar ulaşabilir. Liç çözeltisi ise, yığının üzerinden yağmurlama şeklinde püskürtme veya damlama usulüyle bırakılır. Çözelti, taneler arasından ve gözeneklerden süzülerek kıymetli metalleri bünyesine katar. Daha sonra da yığının en alt seviyesinde “*pad*” adı verilen sızdırmaz tabaka üzerinde bulunan toplama boruları aracılığıyla bir baska sisteme aktarılır (Gold & Silver; Acarkan, 2010).

Yığın liçi, düşük tenörlü ve diğer liç yöntemleriyle değerlendirilmesi ekonomik olmayan bazı bakır, uranyum ve altın cevherlerine uygulanmaktadır (Gold & Silver; Acarkan, 2010).

Yığın liçi, düşük tenörlü ve diğer liç yöntemleriyle değerlendirilmesi ekonomik olmayan bazı bakır, uranyum ve altın cevherlerine uygulanmaktadır (Gold & Silver; Acarkan, 2010).

3.3.1.3 Süzülme liçi

Yığın liçinden farklı olarak, tenörü daha yüksek ve boyutu 5mm ile 0,1 mm arasına küçültülmüş cevher kullanılır. Ayrıca kullanılacak olan çözeltilin, yığın liçine oranla daha iyi kontrol altında tutulması istenirse, gene süzülme liçi tercih edilir (Gold & Silver; Acarkan, 2010).

Uygulamada; tank ya da tekne kullanılır. Her ikisinin de tabanında filtre ve onun da altında yüklü çözeltili toplama kanalı bulunmaktadır. Tankın üzerinden verilen çözeltili cevher tanelerinin arasından aşağı doğru süzülür ve değerli metal yönünden yüklü hale gelen çözeltili tabandaki borular aracılığıyla istenen konsantrasyona ulaşılan kadar devir daim ettirilir (Gold & Silver; Acarkan, 2010).

Liç çözeltilisinin kontrolü ve yüklü çözeltilinin toplanması açısından yığın liçine göre daha avantajlı görünen bu yöntem, liç işlemi sonunda tank içinde kalan malzemenin taşınması gerektiği için yığın liçine göre daha masraflıdır (Gold & Silver; Acarkan, 2010).

3.3.1.4 Karıştırma liçi

Yöntem, 0,5 mm'nin altında bulunan cevherin liç çözeltilisiyle karıştırılıp tank içinde bir pervane aracılığıyla karıştırılması esasına dayanır. Karıştırma işlemi pervane ile yapılabildiği gibi, gelişen teknoloji ile birlikte hava ile de karıştırma yapan tanklar geliştirilmiştir (Gold & Silver; Acarkan, 2010).

Çok ince boyutlu ve serbestleşmiş tanelerden kıymetli metalin çözeltiliye geçmesi bu yöntemde daha kısa sürede gerçekleşmektedir. Bu şekilde liç süresinin

kısalması sebebiyle endüstride kullanımı gittikçe artmaktadır (Gold & Silver; Acarkan, 2010).

3.4 Gravite yöntemi

Gravimetrik yöntemler eski çağlardan beri kullanılmaktadır. Bu yöntemlerin ilkesi, altın içeren minerallerin nispeten yüksek yoğunlukta olmalarına dayanır (Bayraktar ve Yazar 1985).

Minerallerin özgül ağırlıklarının farklı olmasından yararlanılarak yapılan zenginleştirme yöntemine özgül ağırlık farkı ile zenginleştirme veya gravite zenginleştirme adı verilir.

Bir akışkan içerisindeki iki farklı yoğunlukta tanelerden ağır olan batarken hafif tane ya askıda kalır ya da pülp akışıyla beraber uzaklaştırılır. Cevher içerisindeki özgül ağırlığı 2,7-3,5 gr/cm³ olan gang mineralleri ile özgül ağırlığı ≈ 19 gr/cm³ olan altın arasındaki büyük farklardan dolayı altın zenginleştirilmesinde yaygın bir şekilde kullanılmaktadır (Celep, 2005).

Mineral tanelerinin akışkan ortamdaki hareketleri, özgül ağırlığının yanı sıra şekil tane büyüklüğü ve ağırlığı ile de yakından ilişkilidir (Doğan, 1994).

Gravimetrik zenginleştirmenin uygulandığı cevherlerde altının serbest ve iri taneli olması gerekir. İri altın tanelerinin siyanür çözeltilerinde tamamen çözünmesi uzun zaman alır. Örneğin, 150 mikronluk saf bir altın tanesi için teorik süre 44 saattir. Gravimetrik yöntemlerle böyle tanelerin önceden ayrılması uzun süreli liç işlemleri uygulaması gereğini ortadan kaldırır. Bunun dışında, altın tanelerinin yüzeyleri, siyanür ile çözünmeyi engelleyecek düzeyde kirli, kaplanmış olması durumunda altın yüzeylerinin ek bir işlemle temizlenmesi gerekir. Gravimetrik yöntemle alınan konsantre miktarı toplam cevher kütlelerinin küçük bir bölümü olacağından bu tür ikincil işlemlerin uygulanmasını ekonomik açıdan engellemez (Bayraktar ve Yazar, 1985).

Günümüzde, plaser altın yataklarından serbest altının kazanılmasına yönelik çeşitli gravite ile zenginleştirme yöntemleri (oluklar, jigler sallantılı masalar vs.) mevcuttur. Bu yöntemlerle iri boyutlu altın %40-70 verim aralığında kazanılabilirken ince boyutlu altınların kazanımında oldukça yüksek kayıplar meydana gelmektedir. Farklı tipte birçok gravite ayırıcısı olmasına karşın,

zenginleştirme ünitelerinin etkinlikleri ve altın boyutu ile kullanımları sınırlı olmaktadır. Bu sorunu çözmek için, çeşitli yoğunluğa göre ayırma metotları ve Falcon, Knelson Konsantratör ve Multi Gravity Separator (MGS) ile zenginleştirme cihazları geliştirilmiştir. Bu cihazlar, santrifüj kuvvet etkisi altında partikül yoğunluğu ile ilgili özelliklerin arttırılması esasına göre çalışmaktadırlar. Ayrıca bu cihazlar ince taneli değerli minerallerin kazanılmasında etkilerini kanıtlamış durumdadırlar (Sayın, 2010).

Özgül ağırlık farkı ile zenginleştirmede sıkça kullanan makinelerden olan sarsıntılı masalar esas olarak, üzerinde tabaka halinde akışkan akışı olan, dikdörtgen, paralelkenar, dikdörtgene yakın yamuk veya V şeklinde, bir yüzeydir. Yatayla birkaç derecelik açı yapacak şekilde eğimli olan masa yüzeyi, uygun bir mekanizma ile, masanın uzun eksenine doğrultusunda ve geriye doğru hareketi daha hızlı olmak üzere ileri geri hareket ettirilir. Masa yüzeyi genellikle dar ve uzun eşiklerle kaplıdır (Önal, 1980).

Sarsıntılı masa yüzeyinde bulunan mineral taneleri, tabaka halinde akan akışkan hareketi ile akış yönüne dik olan asimetrik hareketin bileşke etkisi altında, hareket ederler. Tabaka içinde en hızlı hareket eden en hafif-en iri tane, masa hareketi doğrultusunda en kısa mesafeyi kat eder. Akışkan tabaka içinde en yavaş hareket eden en ağır-en ince tane ise, masa hareketi doğrultusunda en kısa mesafeyi kat eder. İki hareketin uygun şekilde birleştirilmesi sonucunda, masa yüzeyinde, tane boyutu ve özgül ağırlığa bağlı olarak, iri-hafif, ince-hafif+ iri-ağır ve ince-ağır mineral tanelerini içeren üç ayrı kuşak oluşur. Bu kuşakların ayrı ayrı masa yüzeyinden alınmasıyla sarsıntılı masa ayırması gerçekleşmiş olur (Önal, 1980).

Sarsıntılı masa yüzeyindeki ayırmanın etkinliğini arttırmak üzere masa yüzeyi eşiklerle kaplanır. Eşikler ya sonradan ilave edilen çıtalar ya da masa yüzeyi oyularak açılan oluklardır. Eşiklerin yükseklikleri mekanizma kenarından konsantre kenarına doğru azalarak, konsantre kenarında sıfır olmaktadır. Çalışma şekline bağlı olarak çok değişik eşik tertipleri kullanılabilir. Eşikler, akış koşullarını değiştirdiğinden, eşikler arasında engelli çöküş klasifikasyonu olmaktadır. Böylece hem etkili bir ayırma yapılmakta hem de masa kapasitesi artmaktadır (Önal, 1980).

Endüstride kullanan sarsıntılı masalar, iri cevher ve ince cevher (şlam) masası olarak ikiye ayrılır. İri cevher masaları yüksek ve sık eşikli, ince cevher masaları ise; alçak ve seyrek eşikli ya da eşiksizdir (Önal, 1980).

Sarsıntılı masalara beslenecek malzemenin tane boyutu, 2-0,03 mm arasında olmalıdır. Ancak cevher zenginleştirmede üst boyut 2,5 mm'ye; kömür zenginleştirmede de 8 mm'ye kadar çıkabilir. Alt boyut ise bazı uygulamalarda 0,025 mm'ye kadar inebilir. İnce-hafif ve ince-ağır minerallerin masa yüzeyinde birlikte hareket etmesi ile ortaya çıkan sakınca, malzemenin birbirine yakın boyutlarda sınıflandırılarak beslenmesi sonucunda, büyük ölçüde giderilir. Bu nedenle masa öncesinde, ön işlem olarak, boyuta göre sınıflandırma yapılması gerekmektedir (Önal, 1980).

Endüstride platin, altın, gümüş, krom gibi ağır ve değerli metallerin ve minerallerin çok ince boyutlarda zenginleştirilmesinde, kullanılan altın masası adı verilen yeni tip sarsıntılı masalar da bulunmaktadır. Şekil 3.5 ' te GMF şirketine ait bir altın zenginleştirme masası görülmektedir.



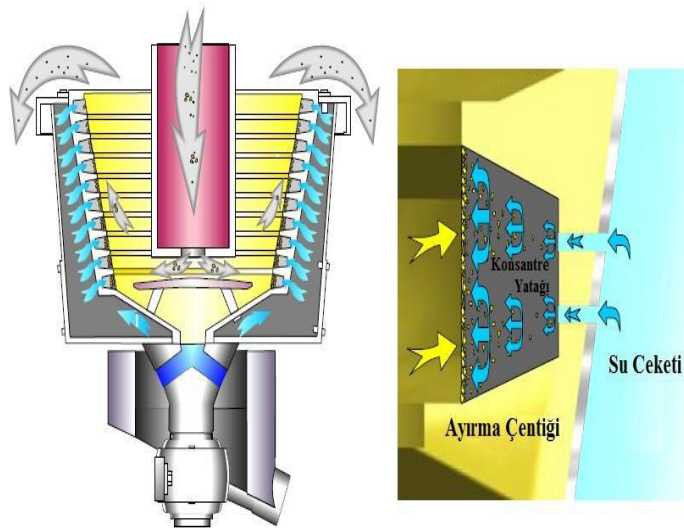
Şekil 3.3: GMF şirketine ait altın masası.

Knelson konsantratörü; Byron Knelson tarafından 1978 yılında Kanada da patenti alınmış, dünyada damar tipi ve alüvyal altın üretiminde uygulama alanına sahip yüksek hızlı santrifüj separatördür. Maksimum besleme boyutu 6 mm'dir. Basit yapısı, yüksek kapasite, geniş tane boyut aralığında çalışabilmesi ve çok yüksek zenginleştirme oranlarında ayırım yapabilmesi en büyük avantajlarını oluşturmaktadır (Celep ve Alp, 2008).

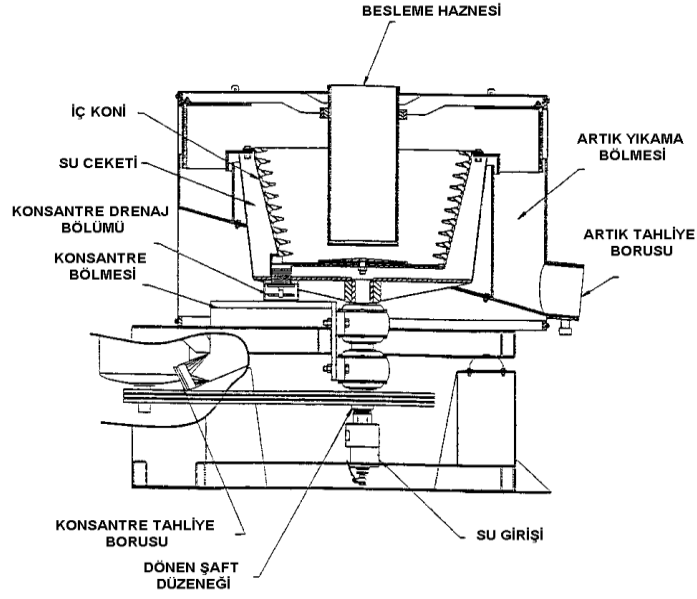
Knelson ayırıcısının en büyük dezavantajı ise, tane yatağını akışkan tutmak için besleme miktarının 2-3 katına varan, çok büyük miktarda su gereksiniminin olmasıdır (Luttrell ve diğ., 1995).

Knelson ayırıcısı, hem plaser tipi hem de primer şekilde oluşmuş altın yataklarındaki iri ve ince altını kazanabilme kabiliyetinden dolayı genellikle altın endüstrisinde kullanıldığı gibi, metalurjik atıklardan, nehir kumlarından ve farklı cevherlerden platin, kurşun, gümüş ve bakır gibi değerli metallerin kazanımı için endüstride yaygın bir şekilde kullanılmaktadır (Kökkılıç, 2011).

Knelson ayırıcısının etkinliği gang mineralinin yoğunluğu ve besleme hızının etkisiyle değişmektedir. Tane boyut dağılımının, gang yoğunluğunun düşük olması şartıyla, Knelson ayırıcısı ile zenginleştirme üzerine çok az etkisi olduğu belirlenmiştir (Knelson ve Jones, 1994). Zenginleştirme işlemi, hazne denilen ortamda, santrifüj kuvvetinin etkisiyle haznenin çeperinde oluşan akışkan yataкта gerçekleşmektedir. Çoğunlukla siklon alt akımı veya bilyalı değirmen çıkışı olan beslenen malzeme, Knelson ayırıcısına merkezi besleme borusundan pülplü halde beslenir. Besleme % 70 pülpte katı oranına kadar yapılabilir. Pülplü dönen koni tabanına doğru alçalır. Ayırma haznesinin dibinde beslemeyi dağıtacak olan bir pervane mevcuttur (Knelson ve Jones, 1993). Şekil 3.6' da Knelson konsantratörünün bölümleri ve Şekil 3.7' de şematik görünümü verilmiştir.



Şekil 3.4: Knelson ayırıcısı.



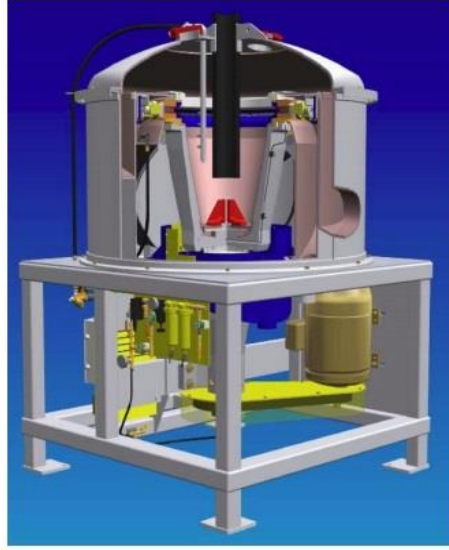
Şekil 3.5: Standart tip Knelson ayırıcısının şematik görünümü
(Knelson ve Jones, 1994).

Santrifüj kuvvet, tanelerin, olukların dibine doğru hareket ederek tabakalaşmasına sebep olur. Bu kuvvete kısmen karşı koyan ve haznenin ayırma çentikleri içinde bulunan akışkanlaştırma deliklerinden püskürtülen su, konsantre yatağının ağır minerallerden oluşmuş formda tutar ve sıkışmasını engelleyerek tabakanın akışkan hale gelmesini sağlar. Çöküşe ters yönde verilen bu basınçlı su, hafif tanelerin eşiği kolaylıkla terk etmesi ve haznenin yukarısına taşınması sağlanır, ağır taneler ayırma çentikleri arasında kalırken, hafif mineral taneleri haznenin üst kısmından taşarlar (Majumder ve Barnwal, 2006).

Akışkanlaştırma suyu kuvvetinin, güçlü santrifüj kuvveti sebebi ile ağır mineral yatağının sıkışmasını engelleyecek şiddette olması gerekir (Banisi, 1990). Knelson ayırıcısında zenginleştirme, hafif tanelerin ağır taneler ile yer değiştirmesi sonucu oluşur. Malzemelerin ayırma çentikleri içinde tabakalaşmasına sebep olan santrifüj kuvveti, akışkanlaştırma suyu ile kısmen dengelenmektedir ve çentikler arasında engelli çöküş klasifikasyonu oluşmaktadır. Knelson ayırıcısının ana operasyon değişkenleri, yıkama suyu miktarı, besleme pülp yoğunluğu ve alıkonma süresidir (Knelson, 1988; Burt 1992; Laplante 1993).

1930'larda MacNicol tarafından yapılan öncü niteliği taşıyan çalışmalara dayandırılarak 1994 yılında tasarlanmış Falcon ayırıcısı, ince altını kazanma başarısı kanıtlanmış olan tek duvarlı ayırıcılar ile geri basınç teknolojisini

birleştiren bir ayırıcıdır. Kesikli ya da sürekli olarak çalışan, düşey eksenli ve akışkan yataklı gelişmiş bir gravite ayırıcısı olan bu ayırıcıda santrifüj etkisinden doğan kuvvet 300 G' ye kadar çıkabilmektedir. Bu yüzden yüksek kapasite ve düşük ayırma yoğunluklarında çalışabilmektedir. Akışkan yataklı Falcon gravite ayırıcıları içerdikleri iri besleme özellikleri ile Falcon ürün çeşitliliğini zenginleştirmişlerdir. Maksimum tane boyutu 6 mm'ye kadar çıkabilmektedir. Düşük su tüketimi, yüksek tenörlü konsantre üretebilmesi, az uygulama tecrübesi ve bilgisi gerektirmesi, düşük bakım ve işletme maliyet giderleri gibi özelliklerinden dolayı endüstri için çok tercih edilen bir gravite ayırıcısıdır (Ancia ve diğ., 1997). Falcon ayırıcısının şematik gösterimi Şekil 3.8' de verilmiştir.



Şekil 3.6: Falcon ayırıcısının şematik gösterimi.

Falcon ayırıcısı, altın ve gang taneleri arasındaki ayrımı gerçekleştirmek için iki mineralin özgül ağırlıkları farklarından yararlanır. Besleme, merkezi dikey besleme borusundan pülp halinde, haznenin dibinde sabitlenmiş olan karıştırıcının üstüne yapılır. Bu karıştırıcı, pülpü haznenin duvarına doğru fırlatır ve malzeme üzerine 300 G' ye kadar uygulanabilecek bir hızda dönen bir rotor ile ivmelendirilir. Oldukça yüksek santrifüj kuvvet, tanelerin özgül ağırlıkları arasındaki farkı artırırken haznenin geometrisi de ağır tanelerin tutulmasına ve hafif tanelerin ise proses suyuyla uzaklaştırılmasına yardımcı olur. Falcon ayırıcısında minerallerin ayrılması iki ayrı zonda olur. Cevher ilk olarak tabakalaşma zonuna beslenir ve bu zonda ağır mineral taneleri, pülpün duvar boyunca yukarı hareketi sırasında, gang yatağındaki hafif taneler arasından

süzülerek hazne çeperine ulaşmaya çalışır. Haznenin bu kısmında oluşan yatağın altında ağır taneler, üstünde hafif taneler bulunur ve mineral taneleri kaba bir şekilde yoğunluk farkına göre tabakalaşmaya başlar. Haznenin alt kısmında, ağır taneler altta, hafif taneler ise üstte olacak şekilde tabakalanmış olan yatak, ağır tanelerin ayırma çentikleri içinde kalacağı, hafif tanelerin ise Knelson ayırıcısındakine benzer şekilde haznenin üzerinden çıkacağı haznenin ikinci kısmı olan akışkanlaştırma zonuna girer. Bu zonda, ayırma çentikleri içerisine verilen su ile engelli çöküş ortamı oluşturulur. Falcon ayırıcısında, akışkanlaştırma suyu, haznenin üst kısmında bulunan ayırma çentikleri içerisindeki küçük çaplı deliklerden püskürtülür. Ayırma çentikleri içerisine verilen su sayesinde, ayırma çentikleri arasında tanelerin özgül ağırlıklarına göre tabakalanmaları tamamlanır. Ağır taneler içerisinde kalmış olabilecek hafif taneler dışa doğru artık akımına atılır ve yıkama suyunun da yardımıyla yukarıya tırmanarak haznenin üst kısmından sistemi terk ederlerken, ağır taneler ise ayırma çentikleri içinde kalır (Huang, 1996).

Falcon ayırıcısı, altın, kömür ve temel mineral endüstrilerinde kendine kullanım alanı bulmuştur. Dünyada altın endüstrisinde, plaser tipi yataklardan altın kazanımı için çeşitli üniteler kullanılmakta ve en çok da Kanada'da tantal kazanımında kullanılmaktadır (Abela, 1997).

Falcon ayırıcısının bazı uygulama alanları olarak ince boyutlu altının liç ve flotasyon artıklarından kazanılması, liç verimini artırmak için liç öncesi ön konsantre eldesi, tesis artıklarından ince boyutlu tantalyum ve kalayın kazanılması, kömürden kül ve sülfürlü minerallerin uzaklaştırılması ve altın ve gümüş artık barajlarından ön konsantre eldesi örnek gösterilebilir. Falcon ayırıcısı, esas olarak, altın endüstrisinde liç işleminden önce öğütme devresi siklon alt akımlarından, serbestleşen altının veya plaser tipi altın yataklarından altın kazanımı için tasarlanmıştır. Yapılan bazı uygulamalar, altın liçi atıklarının değerlendirilmesinde, gümüş ve platin grubu metallerin kazanılmasında ve cüruf temizlemede de kullanılacağını göstermiş olsa da, günümüzde en çok kullanıldığı alan plaser tipi yataklardan altının kazanılmasıdır (Abela, 1997).

3.5 Flotasyon

Fiziko-kimyasal yüzey özellik farklılıklarından yararlanılarak bazı minerallerin yüzdürülmesi bazılarının da bastırılması ile gerçekleştirilen zenginleştirme işlemi flotasyon olarak isimlendirilir (Yıldız, 2010).

Genelde flotasyon ile altın kazanımı bir ön zenginleştirme prosesi olarak düşünülmektedir. Bazı tesislerde gravite sonrasında uygulanmakta ve böylece amalgamasyon işlemi devre dışı bırakılmaktadır (Celep, 2005).

Flotasyon yönteminde, genellikle, altın içeren cevherlerden sülfürlü ön konsantreler üretilir. Altın kazanımında sorun yaratan element ve minerallerden altının selektif konsantre olarak kazanılması olanaklıdır. Altın ve gümüş cevherleri; pirotin, Cu, As, Sb gibi siyanür tüketen mineraller ve bitümlü karbon ile grafit içeriyorsa bu elementler siyanür liçi işleminde ortamdaki oksijeni ve siyanürü harcarlar. Arsenik ve antimon, çözülmüş altın ve gümüş bileşiklerindeki altının yerine geçen bileşikler oluştururlar. Bitümlü karbon ve grafit ise altınlı çözeltilerdeki altın, gümüş iyonlarını adsorbe ederek liç verimini düşürürler. Ayrıca altın gümüş cevherlerindeki tellürid minerallerinin siyanür liçi ile çözündürme verimleri oldukça azdır. Bu nedenlerden dolayı;

- a) Siyanür liçi uygulanacak cevherdeki zararlı elementleri uzaklaştırmak,
- b) Siyanür liçinde çözünmeyen tellüridleri kazanmak,
- c) Gravite zenginleştirme ve amalgamasyon işlemlerinin artıklarındaki altın gümüş kaçaklarını geri kazanmak,
- d) Yüksek tenörlü altın ön konsantreleri üretmek için altın, gümüş cevherler flotasyonla zenginleştirilir (Çilingir, 1990).

Altın taneleri göreceli olarak doğal hidrofobik özellik taşımaktadır. Bu özelliklerinden dolayı, cevher mineralojisi uygun olduğunda, endüstriyel çapta flotasyon yöntemi kullanılarak kazanılabilmektedirler (Chryssoulis ve Dimov, 2004).

Altının yüzdürülebilirliği tane iriliğine ve tane şekline bağlıdır. Örneğin pulsu taneler, küresel tanelere göre daha kolay yüzmektedirler. 200 μm 'den iri nabit altın tanelerini flotasyon ile yüzdürmek olanaksızdır. Buna bağlı olarak eğer

cevher serbest halde iken 200 μm ' dan iri boyutlu altın saptanırsa, bu cevher ilk olarak gravite yöntemleri ile zenginleştirilir. Daha sonra, gravite zenginleştirilmesinde elde edilen artığa flotasyon işlemi uygulanır (Çilingir, 1996).

Nabit altın ve gümüş içeren kuvarslı altın cevherlerinden bu metaller hafif alkali ortamda (soda pH 7-9) ksantatlar, ditiyofosfatlar ve köpürtücü olarak kresilik asit kullanılarak kolaylıkla yüzdürülebilir. Gangın az miktarda sodyum silikat ile bastırıldığı işlemde 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 ısıtılıp işlemde geçirilirler veya pirometalurjik olarak değerlendirilirler. Buna rağmen flotasyon küçük kapasiteli işletmelerde uygulama olanağı bulmuştur (Monte ve diğ., 1997 ve 2002).

Altınlı pirit, arsenopirit içeren cevherler hafif asidik ortamda bir miktar canlandırıcı (CuSO_4) ve ksantat yardımıyla kolektif olarak yüzdürülebilirler. Kolektif konsantre pirometalurjik yöntemle değerlendirilir. Bu cevherlerden farklı kalitelerde altın konsantreleri üretilebilir. Bu amaçla yapılan selektif flotasyonda, önce kostik soda ile (pH 8-9) permanganatlarla pirit, arsenopirit bastırılıp, ditiyofosfatlar ve kresilik asit veya çamyağı ile nabit altın yüzdürülür. Pirit yüzdürme aşamasından önce hafif asidik ortamda pirit yüzeylerindeki oksit filmi bozundurulur. 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 yüzdürülecek gangdan ayrılır. Böylece nabit altın konsantresi, altınlı pirit konsantresi, altınlı arsenopirit konsantresi üretilir (Allan ve Woodcock, 2001).

Altınlı arsenopirit cevherinde piritte bağlı altın fazla değilse altınlı pirit yüzdürme işlemi yapılmadan, nabit altın ve altınlı 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 ve diğ., 2000).

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 zenginleştirilebilir. Ancak sorunlu cevherlerde ve küçük kapasiteli işlemlerde flotasyon uygulanır (Pyke, 2000).

Nabit altın, nabit gümüş, altınlı sülfür minerallerinin selektif-kolektif 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, kresilik asit ve eşdeğerli reaktiflerdir (Monte ve diğ., 1997 ve 2002; Pyke, 2000).

Altın cevherleri genellikle serbest taneli, kompleks ve refrakter olmak üzere sınıflandırılmaktadırlar. Serbest taneli cevherlerden geleneksel siyanür liçiyle %90'lık bir altın kazanımı elde edilebilmektedir. Geleneksel siyanür liçi yöntemi ile ekonomik altın kazanımının gerçekleştirilemediği altın cevherleri refrakter olarak adlandırılmaktadır (La Brooy ve diğ., 1994). Altın cevherlerinin refrakterlik derecesinin, %Au kazanım oranına göre sınıflandırılması Çizelge 3.2' de gösterilmiştir.

Çizelge 3.2: Altın refrakterlik dereceleri.

Altın kazanımı <%50	Yüksek refrakter
Altın Kazanımı: %50–80	Orta refrakter
Altın Kazanımı: %80–90	Hafif refrakter
Altın Kazanımı: %90–100	Refrakter olmayan (öğütmeyle serbestleşen cevherler)

Refrakter altın cevherleri; pirit (FeS_2), arsenopirit (FeAsS), markazit (FeS_2) ve pirotit (FeS) gibi sülfürlü minerallerden oluşmaktadır. Daha yüksek siyanür ve oksijen ilavesiyle ekonomik olarak kazanılabilen cevherlere ise kompleks cevherler denir. Nabit altın, demir bileşikleriyle kaplanmış altın cevherlerine göre daha zor yüzer, çünkü serbest altın parçacıkları hava kabarcıklarına gerektiği gibi tutunamazlar (Taggart, 1945; Aksoy ve Yazar, 1989).

Madencilikte yüksek tenörlü cevher yataklarının tükenmesi sonucunda serbestleşme tane boyutu çok ince olan cevherleri işleme zorunluluğu flotasyon teknolojisininde farklı alternatif arayışlarına neden olmuştur. Flotasyon işleminin gerçekleştirildiği ilk makineler olan mekanik hücreler, cevher zenginleştirmede 1920’li yıllardan beri kullanılmaktadır. Ancak, uygulama tane boyutunun incilmesiyle bu makinelerden yüksek verimli ve yüksek tenörlü konsantreler üretmek neredeyse imkansızdır. Mekanik flotasyon hücrelerinde üretilen hava kabarcıklarının sayısının az ve boyutunun büyük olması nedeniyle şlam boyutlu ($< 20 \mu\text{m}$) tanelerin kabarcıklarla çarpışma ve kabarcığa tutunma olasılığı çok düşük olacağı ve çok ince cevherlerin artan yüzey alanları nedeniyle flotasyonda hem reaktif tüketimi hem de su ile konsantreye gang taşınımı artacağı için yüksek verimli ve yüksek tenörlü konsantreler üretmek güçleşmiştir (Heiser, 1996).

Bu güçlükleri ortadan kaldırılması için cevher hazırlama prosesinde yeni bir adım ve etkili bir yöntem olan flotasyon kolonları kullanılır (Column, 91).

3.6 Kolon Flotasyonu

Küçük boyutlu cevherlerin zenginleştirilmesinde başarı ile kullanılan Kolon Flotasyonu 1960’lı yıllarda Boutin ve Tremblay tarafından geliştirilmiştir. Günümüzde çeşitli isimler altında çeşitli tip kolonlar mevcuttur. Bunlar; Kanada Kolonu (Dell ve Jenkins, 1976), Packed Kolon (Yang, 1988), Flotair Kolonu

(Zipperian ve Severson, 1988) Hydrokom Kolon (Schneider, 1988) dir. Bu kolonlar arasında en çok kullanılan Kanada kolonu'dur. Kolon flotasyonunu, klasik flotasyondan ayıran en önemli özellik, şeklinin yanı sıra mekanik karıştırma içermemesi ayrıca kabarcık üretim sisteminin olması ve yıkama suyu olmasıdır. Yıkama suyu, seçimli bir konsantrite üretimi için önemli etkidir. Mekanik karıştırma klasik flotasyon sistemine göre önemli üstünlükler sağlayan kolon flotasyonunun en önemli avantajları şunlardır.

- a) Klasik flotasyon hücrelerindeki mekanik karıştırmanın neden olduğu ve ince taneli cevherlerin selektif olarak zenginleştirilmesinde dezavantaj oluşturan türbülanslı akışın ihmal edilebilir ölçüde az olması
- b) Enerji tüketiminin daha az olması
- c) Dikey kullanım nedeniyle daha küçük yerleşim alanına gereksinim duyması
- d) Otomatik kontrol olanağının bulunması
- e) Yüksek verimli ve kaliteli konsantrite üretimine uygun olması

Kaliteli konsantrite üretimine yönelik olarak özellikle temizleme devrelerinde geniş bir kullanım alanı bulunan kolon flotasyonu, yüksek seçicilik özelliği nedeni ile daha önce kullanılan (klasik flotasyon) temizleme devrelerinin azalmasına yol açmıştır (Güney, 2010).

3.6.1 Çalışma prensibi

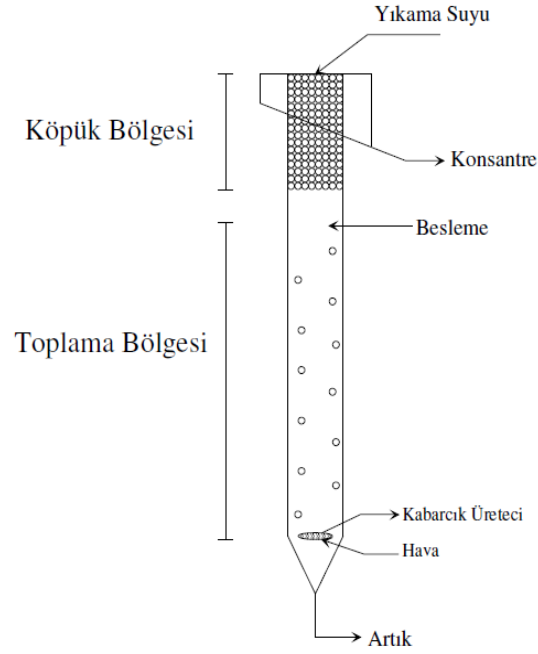
Kolon flotasyonu, küçük boyutlu cevherlerin flotasyonunda seçiciliği arttırmak amacıyla, ters akım ilkesine göre çalışmaktadır (Column, 91).

Endüstride kullanılan kolonlar, 9 ile 15 metre yüksekliğinde ve 0,50 ile 0,3 metre çapındadır. Kolon çapları bazı tesislerde 2,5 ile 3,0 metreye kadar çıkabilmektedir. Kolon kesiti dairesel veya kare olabilmekte, dairesel kesitli ise çap, kare kesitli ise kenar uzunluğu ölçü olarak kullanılmaktadır (Güney, 2010)

Kabarcık üretimi ya kolonun içindeki kabarcık üretici ile ya da kolonun dışındaki üreteç ile sağlanmaktadır (Kangal, 1997).

Kolon flotasyonuna pülp beslemesi, kolon yüksekliğinin tabandan itibaren $\frac{2}{3}$ ü kadar yüksekten yapılmaktadır. Pülp bu besleme noktasından aşağıya doğru hareket ederken, alttan gelen kabarcıklar, yukarıya doğru hareket etmektedir.

Kabarcık ile taneciklerin ilk karşılaştığı ve hidrofobik taneciklerin kabarcığa yapıştığı bu zona, “*Toplama Zonu*” adı verilmektedir. Pülp besleme noktasının üstünde kalan ve yıkama suyu verilmek suretiyle daha selektif bir konsantrenin elde edildiği zona ise “*Temizleme Zonu*” denilmektedir. Flotasyon kolonları temel olarak iki bölgeye ayrılabilir. Birinci bölge hava kabarcıklarının kabarcık üretici sistemi (sparger) yardımıyla kolona verildiği ve tanelerin hava kabarcıkları ile karşılaştığı toplama bölgesidir (collection zone). Besleme genellikle kolon yüksekliğinin yaklaşık 2/3'sinden yapılır. Besleme noktasının üzerinde kalan kısmın tamamı köpükten meydana gelmez. Köpük/pülp ara yüzeyi ile besleme noktası arasında tane yüklenmiş kabarcıklar, köpükten geri düşen taneler ve kabarcıklardan meydana gelen bir ara bölge bulunmaktadır. Beslemedeki taneler hem çökme hızları hem de kolonun tabanındaki atık akış hızına bağlı olarak aşağı doğru süzülürler. Hava, kolonun atık çıkış noktasının hemen üzerindeki bir kabarcık üreticiden kabarcıklar halinde kolona verilmektedir. Besleme ile kabarcıklar zıt akımlı olarak toplama bölgesinde karşılaşır ve burada taneler hava kabarcıkları ile çarpışarak bağlanırlar. Kolonda mineral kazanımı toplama bölgesinde meydana gelmektedir. İkinci bölge ise, besleme noktasının üst bölümünde, tane yüklü hava kabarcıklarının meydana getirdiği köpük bölgesidir (froth zone). Köpük bölgesi kalınlığı endüstriyel uygulamalarda 1,5 m kadar olabilmektedir. Köpük, kolonun konsantre taşma seviyesinin üzerinden veya içinden su ile yıkanarak kararlı ve kalın olması sağlanmaktadır. Köpükten aşağı doğru süzülen yıkama suyu ile yükselen köpüğün zıt akımlı olarak karşılaşması, köpük içerisine su ile taşınmış gang minerallerinin toplama bölgesine geri dönebilmesini, böylece yüksek tenörlü konsantre elde edilebilmesini sağlamaktadır. Bu iki bölge dışında toplama ve köpük bölgeleri arasında bulunan, köpükten geri düşen taneler ve tane yüklenmiş yükselen kabarcıkların bulunduğu ara bölgede bulunmaktadır (Finch ve Dobby, 1990). Şekil 3.9’ da kolon flotasyonunun çalışma prensibinin bir gösterimi bulunmaktadır.



Şekil 3.7: Kolon flotasyonunun şematik görünümü.

3.6.2 Kolon Flotasyonunun Temel İlkeleri

3.6.2.1 Hacimsel hava miktarı

Flotasyon kolonunun herhangi noktasındaki hacimsel olarak havanın kapladığı miktardır. Tipik bir flotasyon kolonunun toplama bölgesinde hacimsel hava miktan % 5-30 arasındayken, köpük bölgesinde % 80'e kadar çıkmaktadır (Kurşun, 2001).

3.6.2.2 Akış hızları

Birim kolon kesit alanındaki hacimsel akış hızlarıdır.

- J_a = Yüzeysel Artık Hızı
- J_b = Yüzeysel Besleme Hızı
- J_B = Yüzeysel Bias Hızı
- J_h = Yüzeysel Hava Hızı

Bias hızı; köpükten aşağı süzülen net su akışıdır.

$$J_B = J_a - J_b \quad (1).$$

Flotasyon kolonlarında bias hızı genellikle pozitif olmaktadır. Mekanik flotasyon hücrelerinde ise negatif bias, yani yukarı yönde akış söz konusudur. Negatif biasla çalıştırılan flotasyon kolon uygulamaları da vardır ve özellikle iri tanelerin flotasyonunda başarılı sonuçlar elde edilmiştir (Soto, 1988; Soto ve Barbary, 1991).

3.6.2.3 Taşıma kapasitesi

Flotasyon kolonunda birim zamanda birim kesit alanında kolonda yüzen mineral ağırlığıdır. Bu parametre bir anlamda kolonda kazanılabilecek maksimum katı miktarını, diğer bir ifadeyle kabarcık yüzeylerinin maksimum miktarda tane ile kaplanmasını ve tane toplama sürecinin üst limitini ifade eder. Hava hızının artışı ile taşıma kapasitesi yükselerek maksimum taşıma kapasitesine erişir (Kurşun, 2001).

3.6.3 Kolon Flotasyonunda Etkili Olan Bazı Parametler

3.6.3.1 Yıkama suyu

Yıkama suyunun kullanımı kolonda selektif bir konsantre üretimi için önemli bir parametredir. Yıkama suyu kolon performansını “flotasyonla ideal ayırma” ya en yakın hale getirir. Yıkama suyu ikiye bölünür; bir bölümü taşarak mineralleri dışarı taşır, diğer bölümü köpüğün içinden aşağıya doğru iner. Bu su temizleme işlemini sağlamaktadır ve buna bias suyu sıfırdan büyüktür. Bu pozitif bir akımdır. Bias pozitif olduğunda artık su akış hızı besleme suyu akış hızından daha büyüktür. Bias suyu kontrolü ile yıkama suyunun düşey hızının kontrolüne bias kontrolü denmektedir (Güney, 1990).

Yıkama suyunun kolona verildiği optimum derinliğin konsantre taşma noktasından aşağıya doğru 7,5-10 cm. olması gerektiği bulunmuştur. Yüklenmiş köpüklere fiskiyeden gelen suyun fazla baskı yapmaması arzu edilmektedir. Köpük bölümü girişinde su dağılımının üniform olması dikkat edilmesi gereken bir başka nokta olmasıdır (Kangal, 1998).

3.6.3.2 Gaz (hava) miktarı

Kolon flotasyonunda en çok etkisi olan parametrelerden biri olan hava miktarı, toplama zonunun hidrodinamik koşullarını belirlemede önemli bir etkidir. Hava miktarının etkisi iki kavramda incelenir. Bunlar ;

- Hacimsel Değişim Oranı
- Gaz Hızı (Kangal, 1998).

3.6.3.3 Pülp katı oranı değişimi

Pülp katı oranının artışı, kabarcık yükselme hızını ters yönde etkileyen, viskoziteyi ve pülp yoğunluğunu artırmaktadır. Kabarcığa yapışan katı miktarının artması da, kabarcık yükselme hızını düşürdüğünden, kolonun Hacimsel Değişim Oranı artmaktadır. Bu yüzden de kolon flotasyonu çalışma koşulları bozulmaktadır. Kolon flotasyonunda, genellikle kullanılan en iyi katı oranı % 10-20 arasındadır (Kangal, 1998; Kurşun, 2001).

3.6.3.4 Kabarcık çapı

Kolon flotasyonunda kabarcık çapının büyümesi, hacimsel artış oranını artırmakta, bu da kolon flotasyonu çalışma koşulunu bozmaktadır. Kolon flotasyonunun çalıştığı kabarcıklı akış rejimi, kabarcığın 2 mm. altında olmasını gerektirmektedir. Kabarcık çapını düzenlemek için, gaz hızı, sıvı hızı, katı oranı ve kabarcık üretici yüzey alanı üzerinde belirli düzenlemelerin yapılması gerekmektedir (Kangal, 1998).

3.6.3.5 Kolon yüksekliği / kolon çapı oranı

Kolon yüksekliği değişiminin kapasite ile selektiviteye etkisi büyüktür. Toplama zonunun yüksekliğinin değişimi kapasiteyi, temizleme zonunun yüksekliği de selektiviteyi etkilemektedir. Toplama zonu ile temizleme zonu yüksekliklerinin, deneysel çalışmalarla optimize edilmesi gerekir. Genel olarak tabandan itibaren kolon yüksekliğinin 2/3'lük kısmı, toplama zonu olarak kabul edilmektedir. Yükseklik/çap oranının ise 10:1' den az olmaması gerekmektedir (Kangal, 1998).

3.6.3.6 Toplama bölgesi yüksekliği

Kolon flotasyonundaki temizleme ve köpük bölgesi yüksekliği performansı etkileyen iki önemli unsurdur. Toplama bölgesi yüksekliği kapasiteyi, temizleme bölgesi yüksekliği ise seçimliliği etkilemektedir. Toplama bölgesi ile temizleme bölgesi yüksekliklerinin, deneysel çalışmalarla optimize edilmesi gerekmektedir.

Genellikle kolon tabanından itibaren kolon yüksekliğinin 2/3' lük kısmı toplama bölgesi olarak belirlenir. Toplama bölgesi yüksekliğinin artması kalma süresini (residence time) artırdığından verim artmakta, konsantre tenörü ise azalmaktadır (Kurşun, 2001).

3.6.3.7 Kabarcık üreticisi

Kolon flotasyonunu özel kılan temel özelliklerinden biri havanın kolona kabarcık üreticisi ile veriliyor olmasıdır. Kabarcık üretiminin amacı, küçük çaplı kabarcıklar elde etmektir (Kurşun, 2001).

3.6.3.8 Köpürtücü miktarı

Köpürtücü derişimi kabarcık boyutunu deęiştireceğinden performans üzerinde önemli bir etkiye sahip olduğundan verimin maksimum olduğu bir köpürtücü derişimi kabul edilmektedir. Genellikle de köpürtücü miktarı ile kabarcık çapı arasında ters bir ilişkinin olduğu görülmektedir (Kurşun, 2001).

3.6.4 Kolon flotasyonu parametrelerinin, kolon performansına etkileri

- Kolon Hacimsel Deęişim Oranı ve Gaz Miktarı, toplama zonundaki akış rejimini belirlemektedir.
- Kolon flotasyonu, hacimsel deęişim oranı ile gaz miktarının lineer olarak arttığı, kabarcıklı akış rejiminde yapılmaktadır. Kabarcıklı akış rejimi genelde kabarcık çapının 2 mm.'nin altında bulunduğu durum için geçerlidir.
- Dışsal kabarcık üreteçleri kabarcık boyutu üzerinde sağladığı kontrol, uzun ömürlü olması ve bakımının kolay olması bakımından, içsel kabarcık üreteçlerine oranla tercih edilirler.
- Kolon flotasyonunda yükseklik/çap oranının 10:1' den az olmaması gerekir (Kangal, 1998).

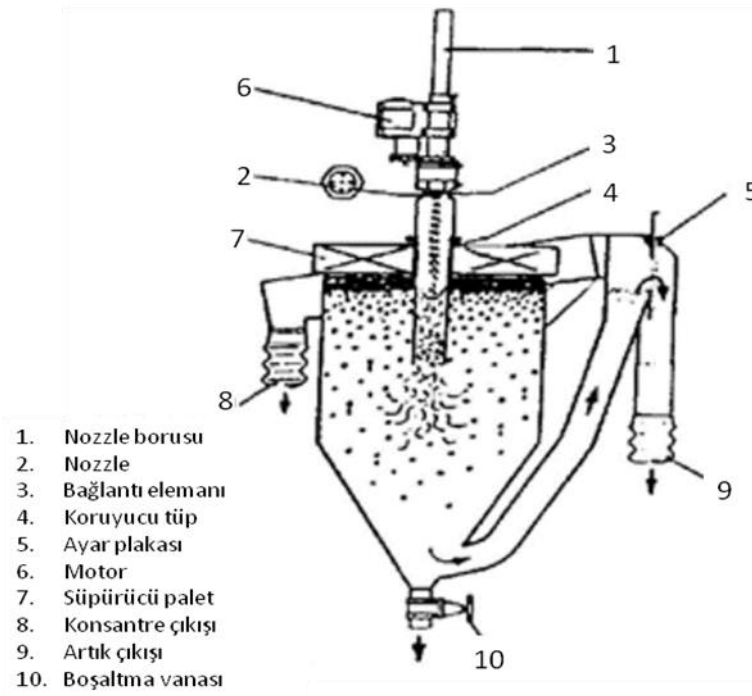
3.7 Jet Flotasyonu

Çok küçük boyutlu tanelerin zenginleştirilmesinde kullanılan jet flotasyonu, Berlin Teknik Üniversitesi tarafından geliştirilmiştir. Şekil 3.7' de şematik bir görünüşü verilen Jet flotasyonu sistemi başlıca iki bölümden oluşmaktadır. İlk bölüm, kıvamlandırma bölümü, ikinci bölüm ise flotasyonun gerçekleştirildiği Jet Flotasyon Hücresi'dir. Kıvamlandırma bölümünde, pülpe gerekli reaktifler

eklenip, kıvamlandırma sağlandıktan sonra, pülp bir pompa yardımıyla jet flotasyon hücrelerinde bulunan enjektöre basılmaktadır. Hava ile karışıp, basıçlı olarak enjektörden çıkan pülp hücre içerisinde bulunan çarpma plakasına çarparak şiddetli bir girdap oluşmaktadır. “*Girdaplı Bölüm*” ya da “*Maksimum Türbülans Zonu*” olarak adlandırılan bu bölümde, flotasyonun birinci koşulu olan, katının hava kabarcığı ile karşılaşması ve teması sağlanmaktadır. Girdaplı akış bölümünün kalınlığı enjektör çevresindeki koruma borusunun, çarpma plakası ile olan mesafesine enjektörün pülp seviyesi ile olan mesafesine ve pülpün basıncına bağlı olarak değişmektedir.

Yüklü kabarcıkların girdaplı akış bölümünden, köpük alma seviyesine kadar yükseldikleri bölüm “*Durgun Akış Bölümü*” ya da “*Laminer Akış Zonu*” dur. Bu bölüm koruma borusunun hareketiyle düzenlenmektedir. Jet flotasyonunda selektivite bu bölümde sağlanmaktadır.

Jet flotasyonuna hava giriş enjektör çevresindeki koruma borusu ile ayarlanmaktadır. Hava girişi, klasik flotasyon sistemine oranla daha fazladır. Oluşan kabarcıklar bol miktarda ve küçük çaplıdır. Bu durum, çok küçük taneli cevherlerin flotasyonunda kolaylık sağlamaktadır. Klasik ve kolon sistemlerine göre kapasiteleri 5-6 kat daha yüksektir. Diğer sistemlere oranla kabarcık çapı küçük ve miktarda fazladır. Bu da flotasyon süresinin çok kısa ve kapasitesinin çok yüksek olmasını sağlamaktadır (Kangal, 1998). Şekil 3.10’ da Jet flotasyonun şematik görünümü verilmiştir.

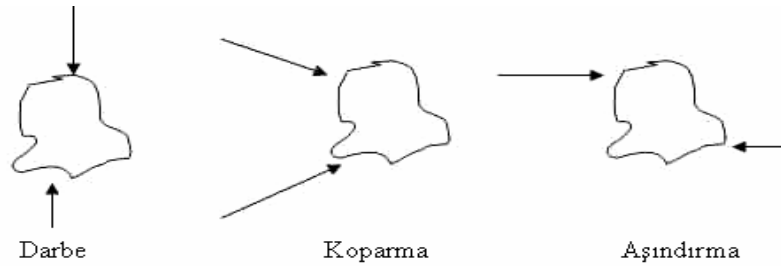


Şekil 3.8: Jet flotasyonu ünitesinin şematik görünümü (Güney, 1996).

3.8 Öğütme

Cevher hazırlamada öğütme, mineral tanelerinin serbestleşmesinde önemli bir rol oynamaktadır. Boyut küçültme işlemlerinin son aşamasıdır. Öğütme işleminde partiküller darbe, aşındırma ve kopmanın müşterek etkisiyle yaş veya kuru olarak 2,5 cm'den 10 μm ' ye kadar ufalanır.

Değirmen içinde öğütme, aktarılan ortamın boyutu, miktarı, hareket türü ve aralarındaki boşluk gibi faktörlere bağlı ve kırmanın aksine öğütme olasılık kanunlarına bağlı bir işlemdir. Çeşitli mekanizmalarla gerçekleşir. Genellikle yaş, bazı hallerde kuru yapılır. Değirmen döndürülünce aktarılan ortam, su ve cevher karışımı, hıza bağlı olarak aşağıdaki Şekil 3.11' de mekanizmaların ortak etkisiyle hareket ederek cevheri öğütür (Samanlı, 2008).



Şekil 3.9: Cevher öğütme mekanizmaları (Samanlı, 2008).

Değirmenler, öğütülecek cevherin boyutuna, cevherin öğütülebilme özelliklerine ve öğütme sonrası istenilen ürünün boyutuna göre seçilir (Yıldız, 2010).

Bu kısımda, aktarılan ortam değirmenlerinden bilyalı değirmen ile mikronize öğütme kısmına giren karıştırmalı değirmenlerden bahsedilecektir.

3.8.1 Bilyalı değirmen

Boyut küçültme işlemlerinin son aşaması bilyalı değirmenlerde yapılır. Birim ağırlık için bilya yüzey alanı çubuklardan daha fazla olduğu için bilyalı değirmen ince öğütme için daha uygundur. Bunların uzunluk/çap oranı 1–1,5 ile sınırlıdır.

Besleme malı pülp yoğunluğu mümkün olduğu kadar yüksek olmalıdır. Bilyaların etrafı uygun kalınlıkta pülp ile kaplanmalıdır. Çok sulu pülp, bilyaların birbiriyle temasının artmasına ve dolayısıyla ortam aşınmasına ve verimin düşmesine neden olur. Pülp yoğunluğunun, cevhere bağlı olarak ağırlıkça %65–80 katı olacak şekilde ayarlanması uygun olur. İnce öğütmede ise daha düşük pülp yoğunlukları istenir. Öğütme verimi bilyaların yüzey alanı ile de ilgilidir. Bilyalar mümkün mertebe en küçük ve öğütülen malzemenin en iri boyutunu öğütebilecek boyutta seçilmelidir. İri öğütmede 10–2 cm. bilyalardan belirli oranlarda şarj konur. İnce öğütmede ise 5–2 cm’lik bilya çapları ile bir karışım şarj edilir. Şarj miktarı değirmen iç hacminin %40–50’si kadardır. Değirmene verilmesi gereken enerji, şarj miktarı ile artar. Değirmen hacminin %50’si kadar şarj verilirse harcanması gereken enerji maksimum olur. Optimum değirmen hızı da şarj hacmi ile artar. Bilyalı değirmenler genellikle çubuklu değirmenlerden daha yüksek hızlarda çalıştırılır. Bu durumda bilyaların katarakt hareketinde artış olacağından malzemenin istenen boyuta öğütülmesi daha hızlı gerçekleşir. Bu hız kritik hızın %70–80’ i kadardır (Samanlı, 2008).

3.8.2 Karıştırmalı değirmenler

Cevher hazırlama işlemlerinde kullanılan mevcut değirmenler ile malzemelerin ekonomik olarak çok ince boyutlara öğütülmesinin fiziksel olarak mümkün olmaması nedeniyle karıştırmalı ve titreşimli bilyalı değirmenler kullanılmaktadır.

Bu ekipmanların her biri kendine özgü avantaj ve dezavantajlara sahip olmakla beraber, son yıllarda madencilikte karıştırılmalı bilyalı değirmenler üzerinde önemle durulmaktadır (Celep, 2005).

Karıştırılmalı bilyalı değirmen içerisinde birim zaman ve hacimde açığa çıkan enerji miktarının çok yüksek olması nedeniyle bu tip ekipmanlarda özgül enerji tüketiminin tamburlu ve titreşimli bilyalı değirmenlerle karşılaştırıldığında oldukça düşük seviyede kalmaktadır (Wang ve Forssberg, 2007).

Karıştırılmalı değirmenlerde birim zaman ve hacimde açığa çıkan enerji miktarının çok yüksek olması nedeniyle 10 µm nin altında bile ekonomik öğütmeler yapmak mümkündür (Dikmen ve Ergün, 2004). Bununla birlikte artan enerji tüketimiyle birlikte bilyalı değirmenlerde elde edilen tane boyutu 10µm üzerindeyken karıştırılmalı değirmenlerde 10 µm boyutunun altında ürün elde edilebilmektedir. İnce öğütme için bilyalı değirmenlerde temel problem değirmenin kritik hızın üzerindeki hızlarda santrifüjün oluşması nedeniyle ince öğütmenin gerçekleşememesidir.

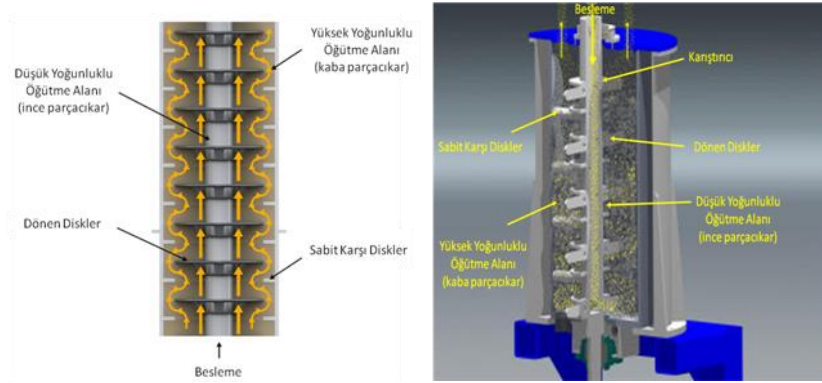
Üretilen ilk ekipmanlar, düşük hızlarda çalışmakta (<6 m/sn) ve aşındırıcı olarak adlandırılmaktadırlar. Bu ekipmanlar çoğunlukla, flotasyon öncesinde mineral yüzeylerinin temizlenmesi amacıyla kullanılmaktaydılar. İlerleyen yıllarda değirmen gövdesinin boy/çap oranının artmasına paralel olarak yüksek karıştırma hızına sahip değirmenler de geliştirilmiştir (Tüzün ve diğ., 1995).

Maden firmaları mikronize öğütme de daha ekonomik çözümler bulmak için farklı tiplerde değirmen tasarımları yapmıştır. Bunlar Tower mill, VertiMill, Isa mill, Svedala detritör, Sala agitated mill ve ANI-Metsoprotech SVM değirmenlerdir. Karıştırılmalı değirmenler de değirmen içindeki öğütme ortamına ve gövde yapısına göre yatay ve dikey olmak üzere iki dizayn mevcuttur (Güney, 2011).

Son 20 yılda endüstriyel alanda ilgi odağı haline gelen karıştırılmalı bilyalı değirmenlerin tasarımı aslında 1920'li yıllara kadar uzanmaktadır. O günden bu yana farklı tipte karıştırılmalı bilyalı değirmenler tasarlanmış olsa da temel yapıları değişmemiştir. Ekipman temelde çok basittir. Rotor üzerine belirli aralıklarla yerleştirilmiş çubuk veya diskler yardımıyla silindiri dolduran ortam hareket ettirilerek öğütme yapılmaktadır. Öğütme ortamı, genelde seramik, çelik, bazen de cam, alüminyum gibi uygulama alanına bağlı değişik malzemelerden imal edilen

bilyalardır. Bilyalar değirmen hacminin %70–80' ini doldurmaktadır (Samanlı, 2008).

Şekil 3.12' de görüldüğü gibi silindirik bir gövde ve bu gövde içinde yüksek hızda dönen bir karıştırıcıdan oluşmaktadır (Sepulveda, 1981; Tüzün, 1994). Günümüzde, 1 litreden daha küçük laboratuvar ölçekli değirmenler ile gövde net hacmi 3000 litreye ulaşan ve 1100 kW'lık bir motora sahip ekipmanlar bulunmaktadır (Murphy vd., 2004).



Şekil 3.10: Karıştırmalı değirmenin şematik görünümü (Url-11).

3.8.2.1 Karıştırmalı Değirmenin Performansına Etki Eden Parametreler

- a) **Değirmen Hızı:** Karıştırmalı değirmenler tane öğünmesinin sağlanması için santrifüj kuvvetini kullanılmaktadır. Bir karıştırmalı değirmen içinde, belli bir boyuttaki değirmen ve belli boyuttaki ortam için, öğütme kuvvetlerinin yoğunluğu, dönme hızının karesi ile orantılı bulunmaktadır. Bu nedenle, yüksek değirmen hızlarında, gerekli olan ürünün eldesi için öğütme süresi önemli oranda azalmaktadır.
- b) **Öğütücü Ortam Cinsi:** Karıştırmalı değirmenlerdeki öğütücü ortam cinsinin seçimi ortamın aşınma hızına, öğünme performansına, maliyete ve elde edilebilirliğine bağlıdır. Son zamanlarda mineral endüstrisinde çok iyi kaliteli seramik ürünler öğütücü ortamlar kullanılmaya başlanmıştır.
- c) **Öğütücü Ortam Boyutu:** Öğütücü ortamın beslemedeki en iri boyutlu parçaları kırarak kadar yeteri büyüklükte olması gerekmektedir. Öğütücü ortamın beslenen malzemenin boyutuna göre çok küçük olması durumunda, değirmen çıkışı ürün geniş bir boyut aralığında olup, kırılmamış parçalar da içerebilmektedir.

- d) **Öğütücü Ortam Şarj Oranı:** Karıştırmalı değirmenlerde öğütücü ortam şarjı, değirmen iç hacminin % 85'i kadardır. Bilyalı değirmenlerde bu oranın % 40 olduğu düşünülecek olursa % 80'lik oran oldukça yüksektir. Karıştırmalı değirmenler bu yüksek orandaki ortam şarjından dolayı oldukça yüksek enerji verimliliğine de sahiptirler.
- e) **Pülpte Katı Oranı:** Optimum pülp yoğunluğu en az enerji harcanarak istenilen boyutun elde edildiği yoğunluk olarak tanımlanır. Sülfürlü minerallerin öğütülmesinde pülp yoğunluğu % 55 ile % 65 arasında değişmektedir. Hem dikey hem de yatay karıştırmalı değirmenler için maksimum besleme hacmi sınırlaması olduğundan beslemede optimum pülpte katı oranının kontrolü son derece önemlidir.

3.9 Altın Cevherleri Üzerine Yapılan Çalışmalar

Acarkan ve arkadaşları tarafından yapılan çalışmalarda 12,2 gr/ton Au ve 256 gr/ton Ag içeren cevher üzerinde, Aerophine 3418 A ve Aero 208 kullanılarak yapılan flotasyon deneylerinde 1026,9 g/t Au ve 10185 g/t Ag içeren konsantreler elde edilmiştir. ATP+KAX kullanılarak yapılan deneylerde ise %52 verimle 235 gr/ton Au ve 3740 gr/ton Ag içeren konsantre elde edilmiştir (Acarkan, ve diğ., 2010).

Forrest ve arkadaşları, tarafından bakır, altın ve pirit içeren cevherlerden seçimli olarak altının flotasyonla kazanılmasına kollektör cinsi, tane boyutu ve pH'ın altın flotasyonuna etkisini yönelik çalışmalar yapılmıştır. Bu çalışmalarda kollektör olarak; S-5688 Dicresyl monothiophosphate, Aero 7249 (Diisobutyl dithiophosphate/di-isobutylmonothiophosphate karışımı), Aero float 208 (Dithiophosphate), Aero 6697 (Di-isobutylmono thiophosphate), KAX (Potassium amyl xanthate), köpürtücü olarak Aerofroth 763 (alkol, ağır aldehit, ester ve glikol karışımı) reaktifleri kullanılmıştır. kullandıkları cevherde optimum tane boyutunu -106 µm ve pH<11,5 iken Aero float 6697, pH>11,5 iken Aero float 7249 ve Aero float 208 ile en yüksek altın içeriği alınabildiğini belirlemişlerdir (Forrest ve diğ., 2000).

Teague ve arkadaşları refrakter ve serbest altının flotasyonla ayrılmasında bakır aktivasyonunun etkilerini incelemişler ve refrakter altın cevherlerinin flotasyonunda bakır sülfat (Cu SO_4) kullanımının olumlu etki yarattığı sonucuna varmışlardır (Teague ve diğ., 2000).

Monte ve arkadaşları oksidasyon koşulları altında piritten altının flotasyonla seçimli olarak ayrılması üzerinde çalışmalar yapmışlardır. Bu çalışmada oksidasyon ajanı olarak H_2O_2 , kollektör olarak da DCMTP (dicesil monothiophosphate) ve KAX (Potasyum Amil Ksantat) kullanılmıştır. pH: 10 da pirit bastırılarak KAX ile altın yüzdürülmüştür (Monte ve diğ.1997)

Bulatovic tarafından, porfiri bakır-altın cevherleri ve sülfürlü mineraller-refrakter altın cevherleri flotasyonla zenginleştirilmesi işlemlerinde altının davranışı incelenmiştir. Çalışmalarda dithiofosfat (LSB70) kollektörü en iyi sonuçları vermiştir. Bu çalışmada düzenleyici reaktifler olarak; soda külü, kireç, NaOH, oksalik asit ve sitrik asit, kontrol reaktifleri olarak da Na_2SiO_3 , CMC ve Guar (doğal sakızlı bitki) kullanılmıştır. Kollektör olarak, Sodium ethyl xanthate (NaEX) , Potassium amyl xanthate (KAX), Aerophine 3418 A , Aerofloat 208 (sodium diethyl dithiophosphate/sodium di-secondary butyl dithiophosphate), Aerofloat 211 (sodium diisopropyl dithiophosphate), Aeropromoter 3477 (dithiophosphate type), Aeropromoter 407 (mercaptobenzothiazol ve Aerofloat promoter) kullanılmıştır. Köpürtücü olarak, Teric 401 ve Teric 407 (polyoxypropylene glycol ether) dir. Deneylerde en iyi sonuçlar, pH:8-10 arasında KAX kullanılarak elde edilmiştir. Dithiophosphate AF 211 kullanılması durumunda en uygun pH değerinin 4,7 civarında olması gerekmektedir (Bulatovic, 1997).

Ugarte ve Reinoso tarafından 1991 yılında 1 gr/ton altın içeren cevherleri 38 mikron altında kolon flotasyonu ile zenginleştirme deneyleri yapılmıştır. Deneylerde kollektör olarak AF-208, AF-425, SF 114, köpürtücü olarak DF-1012, AF-25 reaktifleri kullanılmıştır. Deneylerde %60-70 verimlerle, 159 gr/ton'a kadar altın içeren konsantreler elde edilmiştir (Ugarte, Reinoso 1991).

Şen, altın zenginleştirilmesinde kömür-yağ yardımcı altın flotasyonu yaptığı çalışmada kömür-yağ aglomeralarının kullanımının flotasyon işleminin performansını arttırdığı görülmüştür. Herhangi bir yeniden yükleme kademesi

kullanılmadan 400 g/t tenör değerine sahip konsantre % 72 altın verimi ile üretilmiştir. Üretilen aglomeratların yeniden yükleme kademelerinde kullanılmasıyla dördüncü yükleme kademesi sonunda konsantre tenörü 1320 g/t'a yükseltilmiş, altın kazanma verimi ise % 63 olarak gerçekleşmiştir. İşlem sırasında süpürme kademelerinin kullanılması ile altın verimi daha da yükseltilmiş; tek kademe süpürme sonucu konsantre altın kazanma verimi % 88, konsantre tenör değeri ise 258 g/t olmuştur. İkinci kademe süpürme ile konsantre kazanma verimi % 90 ve konsantre altın tenörü 178 g/t olarak belirlenmiştir (Şen, 2007).

Baştürkçü ve arkadaşları, Kışladağ altın cevherleri üzerinde, 38 ve 106 µm tane boyutlarında, % 10 pülp te katı oranında ve 0,5-1,0-1,5-2,0 g/L NaCN konsantrasyonlarında 12 saat süreli karıştırmalı liç deneyleri yapmış ve en iyi sonuçlara 38 µm tane boyutunda 1,5 g/L NaCN konsantrasyonunda, %93,3 ve 106 µm tane boyutunda 2 g/L NaCN konsantrasyonunda, % 91,36 altın verimi elde etmişlerdir (Baştürkçü ve diğ., 2010).

Sayın ve arkadaşları altın üretiminde siyanür tüketiminin azaltılması amacıyla İzmir- Menderes yöresine ait altın cevheri üzerinde gravite zenginleştirme ile liç kombinasyonu uygulamışlardır. Yapılan çalışmada gravite zenginleştirme ile 6,7 g/t Au içeren cevherden 93 g/t Au içeren zengin ön konsantreler elde edilmiş ve %70'e yakın siyanür tasarrufu sağlanmışlardır (Sayın ve diğ., 2010).

Gül ve arkadaşları, 2012 yılında, Gümüşhane-Mastra bölgesine ait altın cevheri ile Knelson konsantratör ve konvansiyonel flotasyon ile altın kazanımı amacıyla yaptığı çalışma sonucunda; Knelson konsantratör ile 620 g/t Au %41,4 verimle, flotasyon ile 82 g/t Au % 89,9 verimle elde etmiştir (Gül, ve diğ., 2012).

Alford ve arkadaşları tarafından 1991'de Avustralya'daki Peak altın madeninde yaptıkları araştırmalarda, %7,6 gr/ton Au, %0,76 Cu, %1,26 Pb ve %1,46 Zn, 25 gr/ton Ag içeren cevherlerin daha iyi değerlendirilmesine yönelik olarak kolon flotasyon uygulaması üzerinde çalışmışlar ve tesiste daha yüksek tenörlü ürünleri üretebilmişlerdir (Column, 91).

Valderrama ve Rubio tarafından 2004'de, Yüksek Yoğunluklu Karıştırma (HIC) ve Taşıyıcı Flotasyon (Carrier Flotation) ile çok küçük taneli altının zenginleştirilmesine çalışılmıştır. Çalışmalarda; 120 gr/ton Amil Ksantat, çeşitli

köpürtücü reaktiflerle pH 7,5-7,8 aralığında denemiş, %50 oranında bir tenör artışı sağlanmıştır (Valderrama, Rubio 2004).

Chryssoulis ve Dimov tarafından 2004 yılında Time-Of-Flight Laser Ionization Mass Spectrometry (ToF-LIMS) ve ToF-SIMS teknikleri (Physical Electronics, model PHI7200 Instrument) kullanılarak yapılan çalışmalarda; Ag ve Au'nın KAX (Potasyum Amil Ksantat) ve DIBDTP (Diisobütül dithiofosfat) reaktifleri varlığında flotasyon davranışları incelenmiştir (Chryssoulis, Dimov 2004).

Aydın tarafından 2012 yılında Çanakkale-Serçeler bölgesine ait 18,85 ppm Au ve 120 ppm Ag içeren cevherin zenginleştirilmesi üzerine çalışılmıştır. Çalışmalarda; flotasyon deneyleri kapsamında tane boyutu, reaktif cinsi ve miktarları etkileri araştırılmış olup tane boyutu -74 µm olarak belirlenmiş bu boyutta 87,2 ppm Au % 81,5 verimle, 752,0 ppm Ag ise %91,7 verimle kazanılmıştır. Ayrıca kademeli flotasyon deneyinden yola çıkarak yapılan temizleme deney neticesinde, 625 ppm Au % 75,9 verimle, 4833 ppm Ag ise % 86,5 verim elde edilmiştir (Aydın, 2012).

4. DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Kaymaz-Sivrihisar yöresine ait altın cevherinin ince boyutta zenginleştirilmesini amaçlayan bu tez çalışmasında fizikokimyasal bir zenginleştirme yöntemi olan klasik, kolon ve jet flotasyonları ile çalışılmış ve beslenecek cevherin öğütülme süresi, öğütücü ortam cinsi, tane boyutunun yanı sıra flotasyon işleminde kullanılan reaktif türü, uygulanan temizleme işleminin flotasyon verimliliğine etkileri incelenmiştir. Ayrıca deneylerde kullanılan temsili numune üzerinde kimyasal ve mineralojik incelemeler yapılmıştır.

4.1 Kimyasal Analiz

ALS laboratuvarında yapılan kimyasal analiz ile tüvenan cevherde 4,51 ppm Au olduğu saptanmıştır. Numuneye ait kimyasal analiz sonuçları Çizelge 4.1’ de verilmiştir. Kimyasal analiz sonuçlarına göre numune 4,51 ppm Au ve 13 ppm Ag yanı sıra % 42,4 Si, 3050 ppm Cr, 1800 ppm As ve 1230 ppm Cu içeriğine sahiptir.

Çizelge 4.1: Numunenin kimyasal analizi.

Element	İçerik (ppm)	Element	İçerik (ppm)	Element	İçerik (%)
Au	4,51	Co	27	Al	0,6
Ag	13	Cu	1230	Ca	0,08
As	1800	Cr	3050	Fe	3,99
Ba	290	Ga	< 10	Na	0,02
Be	4,3	Mo	15	S	1,04
Bi	< 2	Ni	415	K	0,09
Cd	0,8	P	400	Mg	0,09
Pb	336	Sr	102	Si	42,4
Sb	113	U	20	Ti	0,01
Sc	1	V	23		
W	10	Zn	154		
La	< 10	Mn	264		

4.2 Mineralojik Analiz

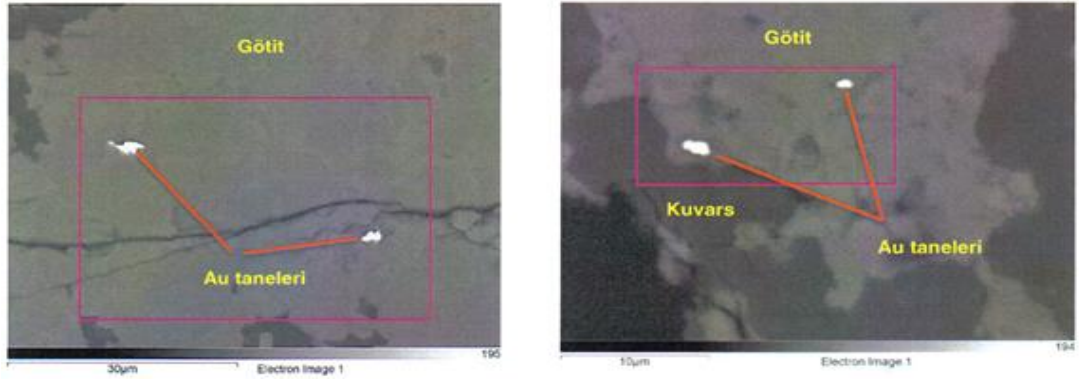
Mineralojik incelemeler için seçilen numunelerden parlak kesit numuneleri hazırlanmıştır. Yüzeyleri karbonlu kaplanan bu kesitler ile Jeol marka JSM- 6010 LV model SEM'e bağlı Oxford marka X-act model EDS dedektörü ile Şişecam A.Ş. laboratuvarlarında mineralojik analizler yapılmıştır. Yapılan incelemeler sonucunda; numunenin % 95'ini kuvars, % 4'ünü demir içeren mineraller ve % 1'lik kısmını ise barit, pirit ve Ni-Zn-Cu sülfürler ile eser miktarda Au ve Ag taneleri içermektedir. 0,2-5 mikron boyut aralığında değişen büyüklüklerde Au içeren taneler bulunmaktadır ve Au içeren tanelerin çoğunluğu nabit formda bulunurken çok azı elektrik formundadır. Nabit ve elektrik formundaki altın taneleri, sadece demir hidroksit mineralleri ile bağlı taneler şeklinde bulunmaktadır.

4.2.1 Limonit ($\text{FeO(OH).nH}_2\text{O}$)

Sulu demir oksit mineralidir. Doğada sarı kahve- koyu kahve renklerinde bulunur ve toprağımsı yapıdadır. Genellikle hematitle birlikte bulunur. Yoğunluğu 3,6 - 4,7 arasında değişmektedir (Uz, 1994).

4.2.2 Götite (FeO(OH))

Kristal olanları siyahımsı kahverengi, masif olan türleri ise kırmızımsı-sarımsı Kahverengi renktedir ve opak yapıdadır. Özgül ağırlığı 3,3-4,3 arasında değişen bu mineralin sertliği Mohs sertlik skalasına göre 5-5,5 arasındadır (Uz, 1994). Şekil 4.1 ve 4.2' de parlak kesitlerde bulunan götite ve limonit ile bağlı altın taneleri gözlemlenmektedir. Çizelge 4.2' de Nabit Au tanelerinin EDS analiz sonuçları verilmiştir.



Şekil 4.1: Götit ile bağlı bulunan altın taneleri.

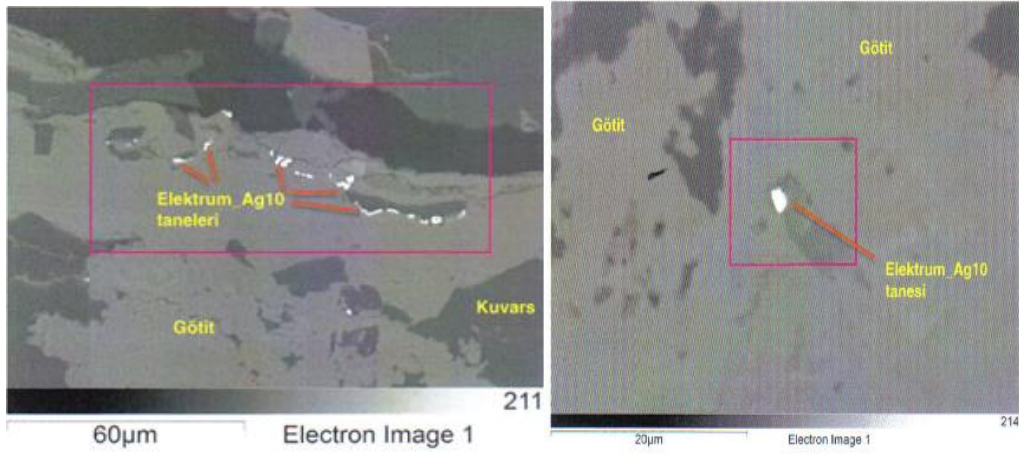


Şekil 4.2: Limonit ile bağlı bulunan altın taneleri.

Çizelge 4.2: Nabit Au tanelerinin EDS analiz sonucu (%w).

Spectrum	Al	Si	Ca	Fe	Au	Total
Spectrum 1	00,00	0,00	0,00	15,31	84,69	100,00
Spectrum 2	0,47	0,85	0,00	27,87	70,80	100,00
Spectrum 3	0,00	5,33	0,00	18,50	76,18	100,00
Spectrum 4	0,00	0,75	0,44	22,31	76,51	100,00
Spectrum 5	0,00	1,38	0,00	6,06	92,56	100,00
Spectrum 6	0,00	0,00	0,00	4,73	95,27	100,00
Spectrum 7	0,00	2,01	0,00	3,19	94,80	100,00

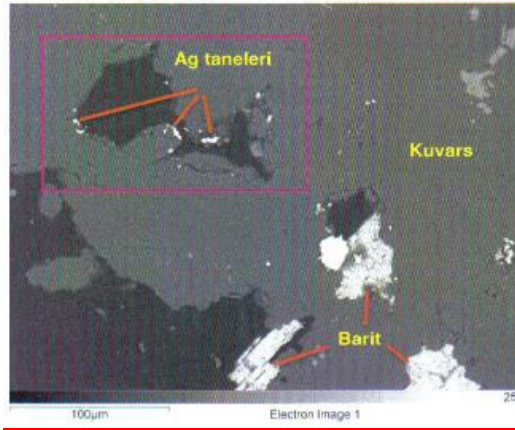
Şekil 4.3 ve 4.4’ de parlak kesitlerde bulunan demiroksitler içinde bulunan altın taneleri ile kuvarslar halinde bağlı bulunan gümüş taneleri gözlemlenmektedir. Çizelge 4.3 ve 4.4’ de EDS analiz sonuçları verilmiştir.



Şekil 4.3: Demir hidroksit ile bağlı elektron_Ag10 tanelerinin SEM görüntüsü.

Çizelge 4.3: Elektron-Ag10 tanelerinin EDS analiz sonucu (%w).

Spectrum	Si	Ca	Fe	Ag	Au	Total
Spectrum 1	0,00	0,38	12,27	9,41	77,94	100,00
Spectrum 2	0,00	0,00	5,07	9,52	85,41	100,00
Spectrum 3	0,00	0,00	3,90	3,12	92,98	100,00
Spectrum 4	7,37	0,00	4,29	4,45	83,89	100,00



Şekil 4.4: Kuvarslar ile bağlı Ag tanelerinin SEM görüntüsü.

Çizelge 4.4: Ag tanelerinin EDS analiz sonucu (%w).

Spectrum	F	Na	Mg	Si	S	Ag	Total
Spectrum 1	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	93,10	100,00
Spectrum 2	0,00	0,00	0,33	15,50	0,40	60,80	100,00
Spectrum 3	0,00	0,59	0,00	2,17	0,00	85,22	100,00

4.3 Malzeme ve Yöntem

Bu tez kapsamında yapılan deneylerde kullanılan numune Koza Altın İşletmelerine ait olan Eskişehir ili Kaymaz ilçesine bağlı Sivrihisar köyündeki maden yatağından alınmıştır. Numunenin tamamı çeneli ve konili kırıcıdan geçirilmiştir. Tamamı 2 mm. altına kırılan cevherden temsili numuneler alınarak ayrı ayrı laboratuvar tipi bilyalı değirmene beslenmiştir ve malzeme dört farklı boyutta farklı öğütme sürelerinde öğütülerek -100, -74, -53, -38 mikron altına indirilmiştir.

4.4 Flotasyon Deneyleri

Bu tez kapsamında yapılan flotasyon deneyleri ile teze konu olan bölgeye ait numuneler için en uygun flotasyon koşullarının belirlenmesi amaçlanmıştır. Yapılan deneylerde tane boyutunun etkisi, flotasyon süresinin etkisi, reaktif türü ve miktarının etkisi, sodyum silikat ve temizleme devresinin etkisi araştırılmıştır.

4.4.1 Tane boyutunun etkisi

Numunenin minerolojisine göre optimum verimin sağlanması için öğütülmüş olan dört farklı boyutta (-100, -74, -53, -38 mikron) flotasyon deneyleri yapılmıştır. Cevheri bu dört farklı boyuta küçültmek amacıyla numune miktarı 500 gr, yaklaşık 8 kg. bilya şarjı ve %65 Pülp te Katı Oranı (PKO) ile kademeli öğütme koşullarında gerçekleştirilmiştir. Öğütme deneyinde kullanılan bilyalı değirmenin özellikleri Çizelge 4.5’ te ve boyutlara bağlı öğütme süreleri Çizelge 4.6’ da verilmiştir.

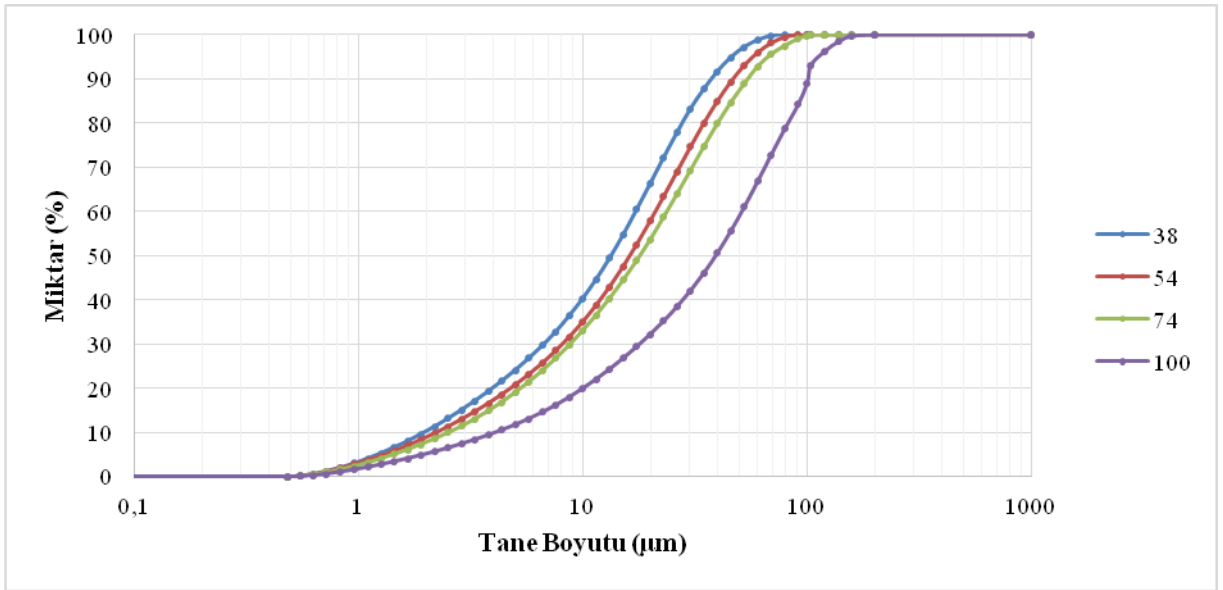
Çizelge 4.5: Laboratuvar tipi bilyalı değirmenin özellikleri.

Makine Teçhizat	Özellikler
Değirmen Tipi	Laboratuvar tipi bilyalı değirmen.
Değirmen İç Hacmi	6 litre.
Bilya Kompozisyonu	6 iri, 12 orta, 24 ince bilya (Ağırlıkça eşit miktarlarda)
Toplam Bilya Ağırlığı	7643 gr.
İri / Orta / İnce Bilya Çapı	4.9 / 3.8 / 2.8 cm.
Besleme PKO	% 65.
Değirmen Hızı	95,1 dev/dakika .

Çizelge 4.6: Boyuta bağlı öğütme süreleri.

Boyut (μm)	Öğütme Süreleri (dk.)
-100	15+10
-74	15+15+15
-53	15+15+15+15
-38	20+20+15+15

Belirtilen sürelerde öğütülen numunelerin elek analizleri yapılmış ve tane boyut dağılımları Şekil 4.5’ te verilmiştir.



Şekil 4.5: Kademeli öğütme yapılmış numunelerin boyut dağılım eğrileri.

Farklı öğütme sürelerinde gerçekleştirilen dört farklı boyutun öğütme deneylerine göre d_{50} ve d_{80} değerleri Çizelge 4.7’ de gösterilmiştir.

Çizelge 4.7: Öğütme sürelerine bağlı d_{50} ve d_{80} boyut değerleri.

Mikron	Öğütme Süresi (dk.)	d_{50} (μm)	d_{80} (μm)
-100	15+10	39,11	107,76
-74	15+15+15	19,75	59,66
-53	15+15+15+15	16,24	46,69
-38	20+20+15+15	13,4	37,38

Numune fiziksel olarak kırma, eleme ve kademeli öğütme işleminden sonra flotasyon işlemine tabi tutulmuştur. Pulp içinde bulunan silikatları bastırmak için %10 derişimde 1000 g/ton Sodyum Silikat (Na_2SiO_3) kullanılıp 5 dakika kondisyonlamaya bırakılmıştır. Daha sonrasında kollektör olarak %1 derişimde Aerophine 3418 A, Aero 208 ve köpürtücü olarak MIBC kullanılmıştır. Kollektörlerin pulp içinde karışma süresi olarak 3 dakika verilmiştir. Bu işlemlerin sonucunda köpük yapıcı reaktif MIBC eklenerek doğal pH aralığında flotasyon işlemi gerçekleştirilmiştir. Köpük alma 3 dakika süreyle olup flotasyon 4 kademe şeklinde gerçekleştirilmiştir. Altın cevherlerinin flotasyonunda kullanılan reaktifleri ve özellikleri Çizelge 4.8’ de verilmiştir.

Çizelge 4.8: Kullanılan reaktifleri ve özellikleri.

Reaktif Adı	Reaktif Cinsi	Kimyasal Formülü	Açıklama
Na_2SiO_3	Bastırıcı	Na_2SiO_3 (Sodyum Silikat)	Sülfür, oksit ve tuz tipi minerallerin flotasyonunda, alkali ortamda silikat ve karbonatlı minerallerin bastırılmasında kullanılır. Ph değerine bağlı olarak iyi bir dağıtıcı ve bastırıcıdır.
Aerophine 3418A	Toplayıcı	$\text{C}_8\text{H}_{18}\text{PS}_2\text{Na}$ (Dialkil ditiyofosfanat)	Kompleks, polimetallik ve masif süfürlü cevherlerinin zenginleştirilmesinde etkin bir toplayıcıdır. Xsantat'lardan %30-50 daha az miktarda kullanılması aynı etkiyi göstermektedir.
Aero208	Kollektör	(Ditiyosülfat)	Bakır cevherleri için seçimli, doğal oluşmuş Au ve Ag cevherleri için en verimli toplayıcılardan biridir.
MIBC	Köpürtücü	$\text{C}_6\text{H}_{14}\text{O}$ (Metil izobütil Karbinol)	En yaygın kullanılan, kırılğan köpük oluşturan, zayıf ve nötral bir köpürtücüdür. İnce partikül boyutlu flotasyona uygundur.
PAX (KAX)	Kollektör (Toplayıcı)	$\text{C}_5\text{H}_{11}\text{OCSSK}$ (Potasyum amil ksantat)	Sülfitle cevherlerin flotasyonunda yaygın oldukça kuvvetli bir toplayıcıdır. Toz ya da pelet halinde olup keskin kokuludur. Seçiciliği düşüktür.
ATP	Kollektör	$\text{C}_6\text{H}_7\text{NS}$ (Aminothiophenol)	Altın flotasyonunda kullanılan bir toplayıcıdır.

Flotasyon deneylerinde 2,5-5-10 litrelik selüller kullanılmış, karıştırma hızı 1500-1800-2000 rpm olarak ayarlanmıştır. Deneyler Denver marka D-12 model labaratuvar tipi flotasyon cihazı ile yapılmıştır. Deneylerde kullanılan flotasyon cihazının fotoğrafı Şekil 4.6’ da verilmiştir. Tane boyutu etkisinin incelendiği deneylerinin flotasyon koşulları da Çizelge 4.9’ da verilmiştir.



Şekil 4.6: Deneylerde kullanılan flotasyon cihazı.

Çizelge 4.9: Tane boyutu deneyleri flotasyon koşulları.

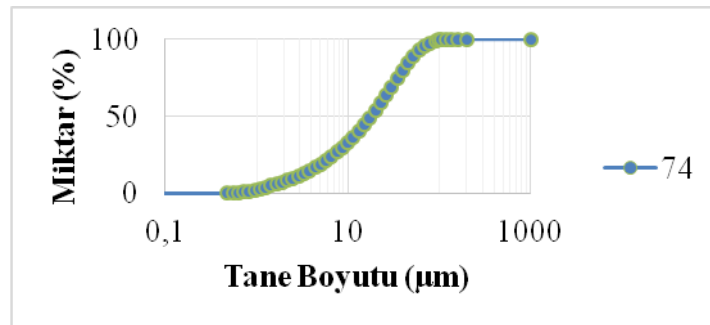
Parametre	Miktar
Na ₂ SiO ₃	1000 g/t
3418 A	250 g/t (50+50+50+100)
Aero 208	250 g/t (50+50+50+100)
MIBC	40 g/t (20+10+10)
Na ₂ SiO ₃ kıvam süresi	5 dk.
Kollektör kıvam süresi	3+3+3+3 dk.
Flotasyon	3+3+3+3 dk.
pH	6,5-7

Tane boyutunun etkisinin incelendiği flotasyon deney sonuçları Çizelge 4.10’ da verilmektedir.

Çizelge 4.10: Tane boyutunun etkisinin incelendiği flotasyon deneylerinin sonuçları.

Boyut (µm)	Ürünler	Miktar	Au İçerik(ppm)	Verim (%)
		(%)	Au	Au
-100	Konsantre	34,6	6,45	49,5
	Artık	65,4	3,48	50,5
	Besleme	100	4,51	100
-74	Konsantre	51	6,88	77,8
	Artık	49	2,04	22,2
	Besleme	100	4,51	100
-53	Konsantre	70,4	3,97	62,0
	Artık	29,6	5,8	38,0
	Besleme	100	4,51	100
-38	Konsantre	46	6,03	61,5
	Artık	54	3,22	38,5
	Besleme	100	4,51	100

Tane boyutunun etkisinin incelendiği dört farklı boyutta yapılan deneyler sonucunda, tane boyutunun gerek altın içerikleri, gerekse verimler üzerinde etkisi incelendiğinde optimum tane boyutu en yüksek altın verimlerinin elde edildiği boyut olan -74 mikron olarak belirlenmiştir. Belirtilen tane boyutuna ulaşmak için 45 dakikalık 3 kademe şeklinde kontrollü öğütme yapılmıştır. 45 dakikalık öğütme sonucu elde edilen boyut dağılımı Şekil 4.7’ de verilmiştir.

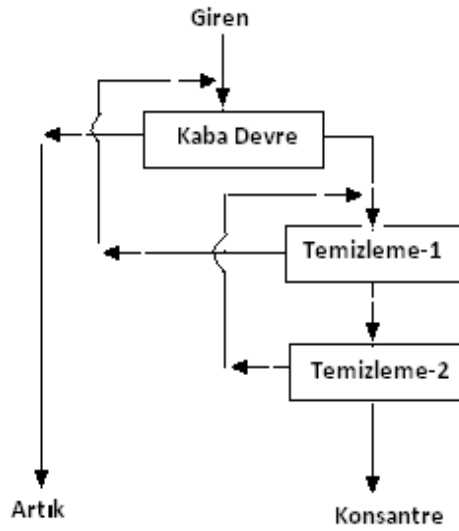


Şekil 4.7: 45 dakikalık öğütme sonucu elde edilen numunenin tane boyut dağılımı.

Kontrollü öğütme sonucu elde edilen boyut dağılımında -74 µm altındaki malzemenin % 80’ inin yaklaşık - 59,66 µm altında olduğu görülmektedir. Optimum tane boyutu -74 µm olarak belirlenmiş olan bu deneyde, 6,88 ppm Au içeren konsantre, % 77,8 verim ile kazanılmıştır.

4.4.2 Reaktif miktarı ve flotasyon süresinin etkisi

Aerophine 3418 A, Aero 208 reaktifleri kullanılarak, reaktif türü ve miktarının flotasyona etkisinin incelemek üzere dört deney yapılmıştır. Her deneyde 250, 500, 750, 1000 g/ton olarak reaktif miktarı artırılmış ve dört kademe şeklinde deney yapılmıştır. Yapılan 4 kademe kaba flotasyon işlemlerinden sonra iki kez temizleme yapılmıştır. Deney akım şeması Şekil 4.8’ de verilmektedir. Çizelge 4.11’ de bu deneylere ait ortak deney koşulları, Çizelge 4.12’ de ise deneylerin toplu sonuçları verilmiştir.



Şekil 4.8: Deney akım şeması.

Çizelge 4.11: Reaktif türü ve miktarının etkisinin incelendiği deneylerin koşulları.

Parametre	Miktar	
Na ₂ SiO ₃	1000 g/t	
3418 A	250,500,750,1000 g/t	
Aero 208	250,500,750,1000 g/t	
MIBC	40 g/t (20+10+10)	
Na ₂ SiO ₃ kıvam süresi	5 dk.	
Kollektör kıvam süresi	3+3+3+3 dk.	
Flotasyon	5+5+5+5 dk.	
pH	6,5-7	
Kollektör	Aero 208	3418 A
Deney 1	250 (100+50+50+50)	250 (100+50+50+50)
Deney 2	500 (200+100+100+100)	500 (200+100+100+100)
Deney 3	750 (300+150+150+150)	750 (300+150+150+150)
Deney 4	1000 (400+200+200+200)	1000 (400+200+200+200)

Birinci temizleme devresi deney koşulları.

Parametre	Miktar
3418A	20 g/t (10+10)
AERO 208	20 g/t (10+10)
MIBC	10 g/t (5+5)
Kollektif kıvam süresi	3 dk.
Flotasyon süresi	3 dk.
pH	6,5-7

İkinci temizleme devresi deney koşulları.

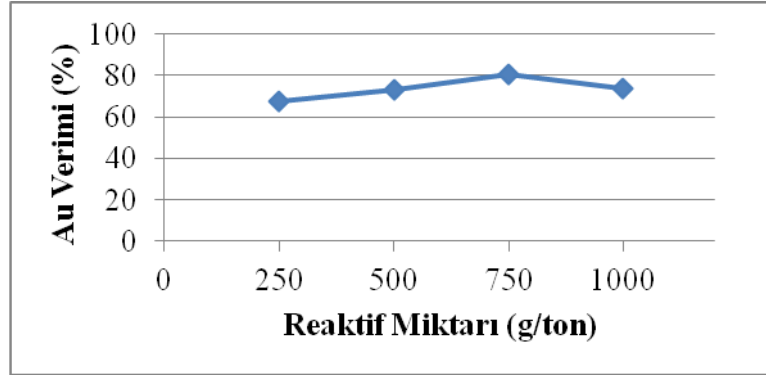
Parametre	Miktar
3418A	-
AERO 208	-
MIBC	-
Kollektif kıvam süresi	3 dk.
Flotasyon süresi	3 dk.
pH	6,5-7

Çizelge 4.12: Reaktif türü ve miktarının etkisinin incelendiği deneylerin sonuçları.

Reaktif Miktarı (g/t)	Ürünler	Miktar (%)	İçerik (ppm)		Verim (%)
			Au	Au	
250+250	Konsantre	7,6	40,2	67,8	
	Artık	92,4	1,57	32,2	
	Beslenen	100	4,51	100	
500+500	Konsantre	14,1	23,3	72,9	
	Artık	85,9	1,42	27,1	
	Beslenen	100	4,51	100	
750+750	Konsantre	32,6	11,2	80,9	
	Artık	67,4	1,28	19,1	
	Beslenen	100	4,51	100	
1000+1000	Konsantre	20,8	15,95	73,5	
	Artık	79,2	1,51	26,5	
	Beslenen	100	4,51	100	

Bu dört deneyde de görüldüğü gibi en uygun tenör ve verim Aero 208, Aerophine 3418 A kolektörlerinin miktar olarak 250 + 250 gr/ton kullanıldığı deneyde elde edilmiş olup bu sonuçlar; 40,2 ppm Au içeren konsantre, % 67,8 verim ile kazanılmıştır.

Reaktif miktarına bağı olarak Au verim değişimi, Şekil 4.9' da verilmektedir.



Şekil 4.9: Reaktif miktarına bağı olarak Au verimi.

Yapılan dört deneyin sonuçlarını karşılaştırdığımızda, reaktif tüketiminin artışı ile flotasyon selektivitesini önleyerek elde edilen konsantrenin Au içeriklerini düşürmüş, artık içeriği ve altın kazanma verimlerini önemli bir şekilde değiştirmemiştir. Deney sonuçları incelendiğinde, en uygun reaktif miktarının 250+250 g/ton olduğu tespit edilmiştir.

4.4.3 Pülpte Katı Oranının Etkisi

Reaktif türü ve miktarının belirlenmesinde yapılan 4 deney sonucunda elde edilen 250+250 g/ton da Au içeriğinin 40,2 ppm olarak bulunduğu flotasyon koşulundaki reaktif miktarı sabit tutularak, seçimliliği artırmak amacıyla, değişik PKO değerlerinde deneyler yapılmıştır. Deney sonuçları Çizelge 4.13' de verilmiştir.

Çizelge 4.13: Ürün miktarı ve pülpte katı oranına göre etkisinin incelendiği deneylerin sonuçları.

PKO (%)	Ürünler	Miktar %	İçerik (ppm)	Verim (%)
			Au	Au
20	Konsantre	3,6	63,5	50,7
	Artık	96,4	2,31	49,3
	Beslenen	100	4,51	100
25	Konsantre	2,2	102	49,7
	Artık	97,78	2,32	50,3
	Beslenen	100	4,51	100
30	Konsantre	2,9	76,6	49,2
	Artık	97,1	2,36	50,8
	Beslenen	100	4,51	100

Deney sonuçları incelendiğinde, pülpde katı oranı artışının altın kazanma verimi üzerinde önemli bir etkisi olmadığı görülmüştür. %25 PKO değerinin üstünde ve altındaki deneylerde, konsantrenin Au içerikleri düşmüştür. %25 PKO değerinde seçiciliğin artması ile 102 ppm Au içeren konsantre, % 49,7 verim ile elde edilmiştir.

4.4.4 Farklı reaktif türünün (PAX +ATP) etkisi

Altın içeren cevherlerin flotasyonla zenginleştirilmesine yönelik literatür incelemelerinde PAX (Potasyum amil ksantat) ve ATP (Amino thiophenol) reaktiflerinin de etkin sonuçlar verdiği tespit edilmiştir. Bu reaktiflerin etkisini görmek amacıyla eşit miktarlarda 250 g/t +250 g/t PAX ve ATP kullanılarak, PKO % 20’ de iki temizlemeli deneyler yapılmıştır. Çizelge 4.14’ de flotasyon şartları Çizelge 4.15’ de pH: 6,7-7’de yapılan deneyin sonucu verilmiştir.

Çizelge 4.14: (PAX+ATP) kolektörlerinin kullanıldığı flotasyon koşulları.

Parametre	Miktar
Na ₂ SiO ₃	1000 g/t
PAX	250 g/t (50+50+50+100)
ATP	250 g/t (50+50+50+100)
MIBC	40 g/t (20+10+10)
Na ₂ SiO ₃ kıvam süresi	5 dk.
Kollektör kıvam süresi	3+3+3+3 dk
Flotasyon	3+3+3+3 dk
pH	6,5-7

Birinci temizleme devresi deney koşulları

Parametre	Miktar
PAX	20 g/t (10+10)
ATP	20 g/t (10+10)
MIBC	10 g/t (5+5)
Kollektif kıvam süresi	3 dk.
Flotasyon süresi	3 dk.
pH	6,5-7

İkinci temizleme devresi deney koşulları

Parametre	Miktar
PAX	-
ATP	-
MIBC	-
Kollektif kıvam süresi	3 dk.
Flotasyon süresi	3 dk.
pH	6,5-7

Çizelge 4.15: Farklı reaktif türünün incelendiği deney sonucu.

Reaktif	Ürünler	Miktar	İçerik (ppm)	Verim (%)
Miktarı (g/t)		(%)	Au	Au
250+250	Konsantre	2,6	99,4	57,3
	Artık	97,4	1,98	42,7
	Beslenen	100	4,51	100

PAX (Potasyum amil ksantat) ve ATP (Amino thiophenol) kollektörlerinin kullanıldığı deney ile 3418A + Aero 208 kollektörlerinin kullanıldığı deney sonuçları karşılaştırıldığında, konsantre Au içeriklerinde önemli bir değişiklik elde edilmemiştir. Benzer koşullarda ve pH (4,5-5,5) aralığında ikinci bir deney daha yapılarak pH değişiminin etkisi araştırılmıştır. Çizelge 4.16’ da bu deneyin koşulları, Çizelge 4.17’ de deneyin sonucu verilmiştir.

Çizelge 4.16: (3418 A+Aero 208) kolektörlerinin kullanıldığı flotasyon koşulları.

Parametre	Miktar
Na ₂ SiO ₃	1000 g/t
3418 A	250 g/t (50+50+50+100)
Aero 208	250 g/t (50+50+50+100)
MIBC	40 g/t (20+10+10)
Na ₂ SiO ₃ kıvam süresi	5 dk
Kollektör kıvam süresi	3+3+3+3 dk
Flotasyon	3+3+3+3 dk
pH	4,5-5,5

Birinci temizleme devresi deney koşulları.

Parametre	Miktar
3418A	20 g/t (10+10)
AERO 208	20 g/t (10+10)
MIBC	10 g/t (5+5)
Kollektif kıvam süresi	3 dk.
Flotasyon süresi	3 dk.
pH	6,5-7

İkinci temizleme devresi deney koşulları.

Parametre	Miktar
3418A	-
AERO 208	-
MIBC	-
Kollektif kıvam süresi	3 dk.
Flotasyon süresi	3 dk.
pH	6,5-7

Çizelge 4.17: Asidik pH (4,5-5,5) aralığında yapılan deneylerin koşulları.

Reaktif	Ürünler	Miktar	İçerik (ppm)	Verim (%)
Miktarı (g/t)		(%)	Au	Au
(Aero 208+3418A)	Konsantre	3,4	63,3	47,7
	Artık	96,6	2,44	52,3
	Beslenen	100	4,51	100

Literatür araştırmalarında, genellikle altınlı arsenopirit cevherinde altın tanelerini kazanmak için asidik ortamda (H_2SO_4 , pH: 4,5-5,5) ksantatlarla flotasyon uygulaması yer almaktadır (Allan ve Woodcock, 2001). Deneylere esas numunenin minerolojisine baktığımızda; % 95' ini kuvars, % 4' ünü demir içeren mineraller ve % 1' lik kısmını ise barit, pirit oluşturduğundan, pH: (4,5-5,5) aralığında yapılan deneyde gerek verim gerekse tenör açısından etkili bir sonuç elde edilememiştir. Deney sonucunda 63,3 ppm Au içerikli konsantre, % 47,7 verimle elde edilmiştir.

4.4.5 Bastırıcının etkisi

Altın flotasyonunda silikatları bastırmak ve pülpü disperse etmek için kullanılan (Na_2SiO_3) sodyum silikatın flotasyona etkisi incelenmiştir. Yapılan deneylerde; flotasyon şartı olarak 250+250 g/ton Aerophine 3418 A, Aero 208 reaktifleri ile Na_2SiO_3 her deneyde 500 g/ton arttırılarak 500-1000-1500-2000 g/ton şeklinde iki temizlemeli 4 deney yapılmıştır. Çizelge 4.18' de bu deneylere ait ortak deney koşulları, Çizelge 4.19' da ise deneylerin toplu sonuçları verilmiştir. Bu deney sonuçlarına bağlı olarak Şekil 4.10' da bastırıcı miktarına bağlı Au verimi grafiği gösterilmiştir.

Çizelge 4.18: Bastırıcı miktarının incelendiği flotasyon deneylerinin koşulları.

Kollektör	Aero 208+ 3418A	Na_2SiO_3 (g/ton)
Deney 1	250 (100+50+50+50)	500
Deney 2	250 (100+50+50+50)	1000
Deney 3	250 (100+50+50+50)	1500
Deney 4	250 (100+50+50+50)	2000

Birinci temizleme devresi deney koşulları.

Parametre	Miktar
3418A	20 g/t (10+10)
AERO 208	20 g/t (10+10)
MIBC	10 g/t (5+5)
Kollektif kıvam süresi	3 dk.
Flotasyon süresi	3 dk.
pH	6,5-7

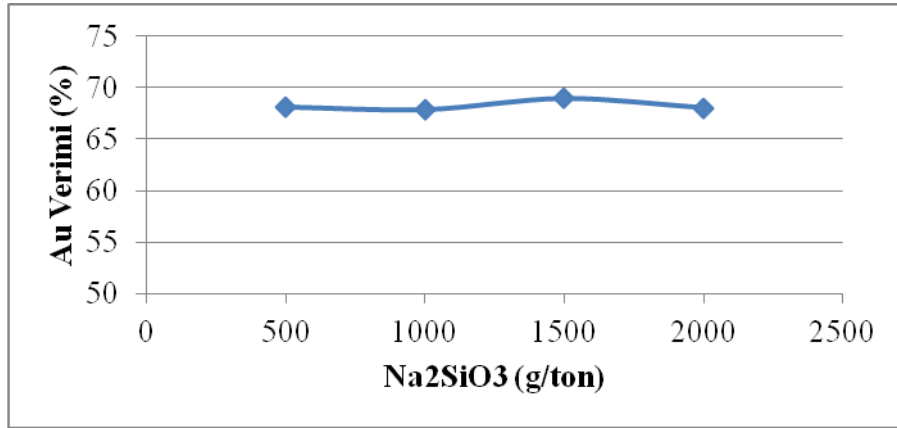
İkinci temizleme devresi deney koşulları.

Parametre	Miktar
3418A	-
AERO 208	-
MIBC	-
Kollektif kıvam süresi	3 dk.
Flotasyon süresi	3 dk.
pH	6,5-7

Çizelge 4.19: Bastırıcı miktarının incelendiği flotasyon deneylerinin sonuçları.

Reaktif Miktarı	Ürünler	Miktar	İçerik(ppm)	Verim(%)
Na ₂ SiO ₃ (g/t)		%	Au	Au
500	Konsantre	8,5	36,3	68,4
	Artık	91,5	1,56	31,6
	Beslenen	100	4,51	100
1000	Konsantre	7,6	40,2	67,8
	Artık	92,4	1,57	32,2
	Beslenen	100	4,51	100
1500	Konsantre	11,00	28,4	69,0
	Artık	89,0	1,57	31,0
	Beslenen	100	4,51	100
2000	Konsantre	7,5	40,9	68,0
	Artık	92,5	1,56	32,0
	Beslenen	100	4,51	100

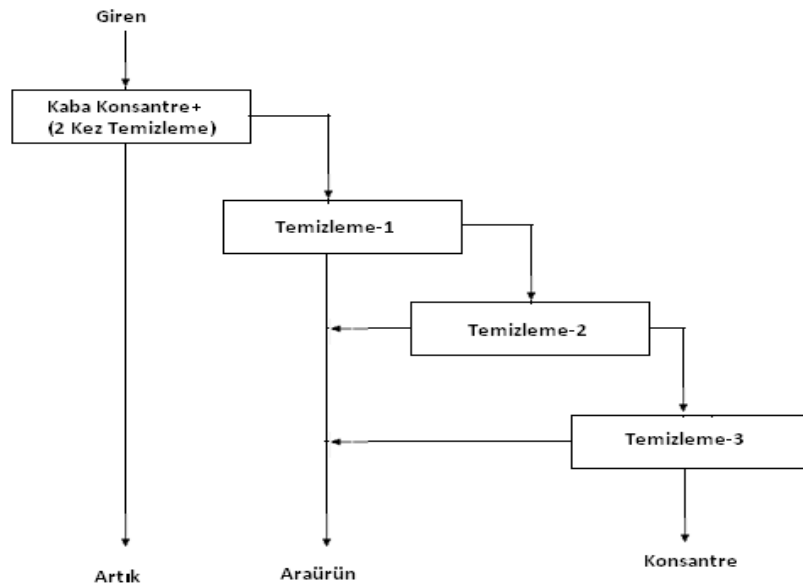
Flotasyonda killeri ve silikatları bastırmak için sodyum silikat Na₂SiO₃ kullanılmaktadır. Literatür araştırmalarında, yüksek oranda kullanımının, gerek pülp içerisindeki aktif oksijen miktarını tükettiği, gerekse mineral yüzeylerine toplayıcı adsorbsiyonunu engellediği belirtilmektedir (Şen ve Çilingir, 2009). Nitekim değişik miktarlarda Na₂SiO₃ kullanıldığı deneylerde, 1000 g/ton Na₂SiO₃ değerinden sonra konsantre Au içeriğinde kısmi düşüşlerin meydana geldiği görülmektedir. Deney sonucunda en uygun Na₂SiO₃ miktarının 1000 g/ton olduğu tespit edilmiştir.



Şekil 4.10: Bastırıcı miktarına bağlı Au verimi.

4.4.6 Nihai zenginleştirme deneyleri

Yapılan tüm deney sonuçları dikkate alınarak, nihai olarak daha selektif bir konsantre elde etmek amacıyla, temizleme kademelerinin artırılması amaçlanmıştır. Temizleme kademelerinin daha fazla miktarda numune ile yapılabilmesi için kaba devreye beslenen numune miktarı artırılarak (6000 gr.) 4 kademe halinde kaba flotasyon yapılmıştır. Kaba konsantre daha sonra 3 kademe temizleme işlemine tabi tutulmuştur. Deneyin akım şeması Şekil 4.11’ de, koşulları Çizelge 4.20’ de ve buna bağlı olarak toplu deney sonuçları Çizelge 4.21’ de gösterilmiştir. Çizelge 4.22’ de, nihai konsantrenin komple kimyasal analizi verilmiştir.



Şekil 4.11: Temizleme devresi flotasyon akım şeması.

Çizelge 4.20: Temizleme yapılarak konsantre elde edilen deneyin koşulları.

Kaba flotasyon koşulları.	
Parametre	Miktar
Na ₂ SiO ₃	1000
3418 A	250 g/t
Aero 208	250 g/t
MIBC	40 g/t (20+10+10)
Na ₂ SiO ₃ kıvam süresi	5 dk.
Kollektör kıvam süresi	3+3+3+3 dk.
Flotasyon	5+5+5+5 dk.
pH	6,5-7
Birinci temizleme devresi deney koşulları	
Parametre	Miktar
3418A	30 g/t (10+10+10)
AERO 208	20 g/t (10+10)
MIBC	15 g/t (5+5+5)
	3 dk.
Kollektif kıvam süresi	(0+1'30"+1'30")
Flotasyon süresi	9 dk. (3+3+3)
pH	6,5-7
İkinci temizleme devresi deney koşulları	
Parametre	Miktar
3418A	20 g/t (10+10)
AERO 208	20 g/t (10+10)
MIBC	10 g/t (5+5)
	3 dk.
Kollektif kıvam süresi	(0+1'30"+1'30")
Flotasyon süresi	6 dk. (3+3)
pH	6,5-7
Üçüncü temizleme devresi deney koşulları	
Parametre	Miktar
3418A	20 g/t (10+10)
AERO 208	20 g/t (10+10)
MIBC	5 g/t (5)
	3 dk.
Kollektif kıvam süresi	(0+1'30"+1'30")
Flotasyon süresi	5 dk. (3+2)
pH	6,5-7

Çizelge 4.21: 3 Temizleme kademeli deneyin toplu sonuçları ve araürün dağıtılması.

Ürünler	Miktar %	İçerik (ppm)	Verim %
Konsantre	0,6	187	24,9
Ara Ürün	6,6	21,8	31,9
Artık	92,8	2,1	43,2
Besleme	100	4,51	100

Ürünler	Miktar %	İçerik (ppm)	Verim %
Konsantre	1,3	187	54,0
Artık	98,7	2,1	46,0
Besleme	100	4,51	100

Çizelge 4.22: Temizleme devresi etkisinin incelendiği deney sonucunun kimyasal analizi.

Element	İçerik (ppm)	Element	İçerik (ppm)	Element	İçerik (%)
Au	187	Co	140	Al	0,19
Ag	244	Cu	10000	Ca	0,47
As	3160	Cr	510	Fe	25,4
Ba	200	Ga	<10	Na	0,02
Be	1,8	Mo	45	S	>10
Bi	54	Ni	3250	Ti	0,01
Cd	13,6	P	240		
Pb	6780	Sr	45		
Sb	524	U	10		
Sc	1	V	10		
W	<10	Zn	2900		
Mg	0,52	Mn	153		

Temizleme yapılmamış kaba flotasyon devresi deneyi sonucu ile karşılaştırdığımız da Au içeriği açısından en iyi sonuçlar bu deneyde elde edilmiştir. Sonuçlar değerlendirildiğinde Au içeriği 102 ppm' den 187 ppm değerine yükselmiştir. Artıklarda altının kalması minerolojik analizlerde görüldüğü gibi, 0,2-5 mikron boyut aralığında değişen büyüklüklerde Au içeren taneler bulunmakta olup kuvars içinde kapanım halinde bulunmasıyla ilgilidir. Ayrıca temizleme devresinin konsantresinden 244 ppm Ag kazanılmıştır.

4.4.7 Klasik+kolon flotasyon deneyleri

Daha seçimli konsantre almak amacıyla klasik flotasyon ile elde edilen kaba konsantrenin kolon flotasyonu ile temizlenmesi amaçlanmıştır. Bu amaçla aynı koşullarda klasik flotasyon konsantresi elde edilmiş daha sonra 5x5x60 cm. boyutlu laboratuvar tip kolon flotasyonu ile 3 kademe temizleme işlemi yapılmıştır.

Şekil 4.12’ de deneyde kullanılan flotasyon kolonu Şekil 4.13’ de flotasyon akım şeması ve Çizelge 4.23’ de deneyin toplu sonuçları gösterilmiştir.

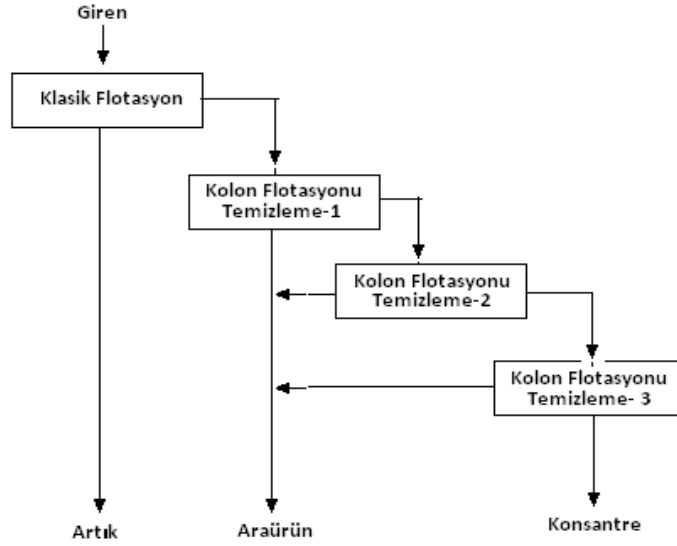


Şekil 4.12: Laboratuvar tip kolon flotasyon aygıtı.

Çizelge 4.23: Klasik + Kolon Flotasyon deneyi toplu sonuçları ve ara ürün dağıtılması.

Ürünler	Miktar %	İçerik (ppm)	Verim %
Konsantre	0,7	100	15,52
Ara Ürün	6,5	32,91	47,44
Artık	92,8	1,8	37,04
Besleme	100	4,51	100

Ürünler	Miktar %	İçerik (ppm)	Verim %
Konsantre	2,76	100	61,19
Artık	97,24	1,8	38,81
Besleme	100	4,51	100



Şekil 4.13: Klasik+kolon flotasyon devresi akım şeması.

Klasik+kolon flotasyon devresinin klasik flotasyon temizleme devresi ile karşılaştırıldığında; konsantr Au içeriği 187 ppm den 100 ppm değerine düşmüştür. Deneyde konsantr Au içeriğindeki düşme nedeni muhtemelen iri boyutlu ağır tanelerin köpük zonuna ulaşamaması olarak değerlendirilmektedir.

4.4.8 Jet flotasyonun deneyleri

Daha ince boyutlarda ve farklı flotasyon teknikleri kullanılarak temiz bir konsantr elde edilmesine yönelik olarak, yaklaşık 5000 gr. numune, dik milli karıştırma değirmene beslenerek tamamı boyutu -53 mikron altına indirilmiştir. Şekil 4.14’ de deneyde kullanılan dik milli karıştırma değirmen verilmektedir.



Şekil 4.14: Laboratuvar tip dik milli karıştırma değirmen.

Malzeme boyutunu -53 mikron altına öğütmek için kullanılan dik milli karıştırıcı değirmende 385,66 dev/dakika hızla çalışılmıştır. Öğütmesi tamamlanan -53 mikron boyutlu malzeme zenginleştirilmek üzere jet flotasyon ünitesine beslenmiştir. Çizelge 4.24’ de jet flotasyon koşulları verilmektedir. Şekil 4.15’ de jet flotasyon ünitesi gösterilmiştir.



Şekil 4.15: Laboratuvar tipi Jet flotasyon ünitesi.

Çizelge 4.24: Jet flotasyon deney koşulu.

Parametre	Miktar
Na_2SiO_3	1000
3418 A	250 gr/ ton
Aero 208	250 gr/ ton
MIBC	40 gr/t (20+10+10)
Na_2SiO_3 kıvam süresi	5 dk.
Kollektör kıvam süresi	3+3+3+3 dk
Flotasyon	5+5+5+5 dk.
pH	6,5-7

Deneylerde kullanılan Jet Flotasyon hücresinin özellikleri Çizelge 4.25’ de verilmiştir.

Çizelge 4.25: Jet flotasyon hücresinin özellikleri.

Parametre	Miktar
Kıvam Tankı Hacmi	32 lt.
Jet Flotasyon Hücre Hacmi	33 lt.
Enjektör Delik Sayısı	3
Enjektör Delik Çapı	3 mm.
Jet Basıncı	0,8-1 kg/cm ²
Jet Flotasyon Hava Debisi	1,2 m ³

Jet flotasyon deney sonucunda elde edilen toplu sonuçlar Çizelge 4.26’ da verilmiştir.

Çizelge 4.26: Jet flotasyon deneylerinin sonuçları.

Ürünler	Miktar %	İçerik (ppm)	Verim %
Jet Konsantresi	7,6	27,7	46,7
Artık	92,4	2,6	53,3
Besleme	100	4,51	100

Yapılan deneyler sonucunda; jet flotasyon yöntemi ile etkili bir ayrımın gerçekleşmediği ve artık Au içeriğinin 2,6 ppm civarında bulunduğu ve konsantre Au içeriğinin ise 28 ppm, veriminin ise % 46,7 de kaldığı tespit edilmiştir. Konsantre içeriğinin çeşitli temizleme kademeleri ile artırılması sözkonusu olmasına rağmen atılan artık içinde yüksek oranda altın kaçağı bulunmaktadır. Konsantre veriminin düşük olması, jet flotasyonun her ne kadar hızlı bir flotasyon tekniği olmasına rağmen, artıkdaki kaçak dolayısıyla altın zenginleştirmesinde etkili olmadığı tespit edilmiştir.

5. SONUÇLAR

Koza Altın İşletmelerine ait Eskişehir-Kaymaz epitermal tip maden yatağından alınan cevher numunesinin toplu kimyasal analiz sonucu, cevherdeki altın içeriği 4,51 g/t, gümüş içeriği 11 g/t olarak belirlenmiştir. Cevherde altın ve gümüş dışında değerli element olarak; % 42,4 Si, 3050 ppm Cr, 1800 ppm As ve 1230 ppm Cu içeriğine sahiptir.

Araştırmada kullanılan numunenin % 95'ini kuvars, % 4'ünü demir içeren mineraller ve % 1'lik kısmını ise barit, pirit ve Ni-Zn-Cu sülfürler ile eser miktarda Au ve Ag taneleri oluşturmaktadır. 0,2-5 mikron boyut aralığında değişen büyüklüklerde Au içeren taneler bulunmaktadır ve Au içeren tanelerin çoğu nabit formda bulunurken çok azı elektrum formundadır. Nabit ve elektrum formundaki altın taneleri, sadece demir hidroksit mineralleri ile bağlı taneler şeklinde bulunmaktadır.

Tane boyutunun etkisinin incelendiği flotasyon deneyleri kapsamında -100/-74/-53/-38 µm tane boyutlarında, Aerophine 3418A ve Aero 208 kollektörleriyle deneyler yapılmıştır. Deneyler sonucunda diğer tane boyutları ile karşılaştırıldığında en iyi sonuç; tane boyutu -74 µm, 6,88 ppm Au içeren konsantre, % 77,8 verim ile kazanılmıştır.

Reaktif miktarının ve flotasyon süresinin etkisinin incelendiği flotasyon deneyinde 250 g/t Aerophine 3418A ve 250 g/t Aero 208 kollektörleri kullanılmıştır. Deney sonucunda 40,2 ppm Au içeren konsantre, % 67,8 verim ile kazanılmıştır.

Pülpte katı oranına göre yapılan flotasyon deneyinde; flotasyon koşulları olarak 250 g/t Aerophine 3418 A ve 250 g/t Aero 208 kollektörleri kullanılarak % 20-25-30 PKO değerleri ile çalışılmıştır. Pülpte katı oranları karşılaştırıldığında % 25 PKO ile, 102 ppm Au içeren konsantre, % 49,7 verim ile kazanılmıştır. Böylece seçimlilik artırılarak, daha temiz altın konsantresi elde edilmiştir.

Yapılan deneylerde reaktif türünün değiştirilmesi Aerophine 3418A + Aero 208 kollektörlerinin yerine PAX (Potasyum amil ksantat) ve ATP (Amino thiophenol) kollektörlerinin kullanılması tenör içeriklerinde önemli bir değişiklik oluşturmamıştır. Deney sonucunda 99,4 ppm Au içeren konsantre ve %57,3 verim ile kazanılmıştır.

Flotasyon koşulları, pH (4,5-5,5) aralığında % 20 PKO ile 250 g/t Aerophine 3418 A ve 250 g/t Aero 208 kollektörleri kullanarak deney yapılmıştır. pH (4,5-5,5) aralığında yapılan deneyde; 63,3 ppm Au içeren konsantre ve verim % 47,7 olarak düşmesine neden olmuştur. Diğer deney sonuçları ile karşılaştırıldığında etkili bir sonuç alınamamıştır.

Altın flotasyonunda bastırıcı etkiye sahip olan Na_2SiO_3 varlığının flotasyona etkisinin incelendiği deneyde; 500/1000/1500/2000 g/ton Na_2SiO_3 miktarları şeklinde dört deney yapılmıştır. Deneylerin sonuçları karşılaştırıldığında altın kazanma verimlerinde ve içeriklerinde önemli bir etkiye sahip olmadığı görülmüş buna bağlı olarak Au içeriği 40,2 ppm % 67,8 verimle 1000g/ton olarak seçilmiştir.

Au içeriklerinin yükseltilmesi amacıyla ürün miktarı artırılarak 6000 gr. lık numuneden klasik flotasyonda kullanılan 250 g/t Aerophine 3418A ve 250 g/t Aero 208 kollektörleri ile 4 kademe kaba flotasyon yapılmıştır. Kaba flotasyona 3 kademe daha temizleme yapılmıştır. Deneyler sonucunda; Au içeriği 187 ppm değerine yükselmiş verim % 24,9 olarak bulunmuştur. Konsantre Ag içeriği ise 244 ppm olarak gerçekleşmiştir.

Aynı şartlarda Klasik flotasyon yöntemi ile alınan konsantrenin içeriğini yükseltmek amacıyla kolon flotasyon ile 3 kez temizleme işlemi uygulanmıştır. Deneyler sonucunda; 100 ppm Au içerikli konsantre, altın kazanma verimi ise % 15,52 verimle elde edilmekte, araürünlerin dağıtılması durumunda, konsantre verimi teorik olarak % 61,19 değerine yükselmektedir.

Jet flotasyon deneyi yapılmıştır. Klasik flotasyon deneyinde belirlenen şartlar uygulanan deney sonuçlarında; artık Au içeriğinin 2,6 ppm civarında bulunduğu ve konsantre Au içeriğinin ise 28 ppm, veriminin ise % 46,7 de kaldığı tespit edilmiştir.

Yapılan tüm deneysel alıřmaların sonucunda; Eskiřehir-Kaymaz epitermal altın cevherlerinden evreye duyarlı, nitelikli bir n konsantre eldesinin, tamamı -74 mikron altında, 250 g/t Aerophine 3418A ve 250 g/t Aero 208 kollektrleri ve 1000 g/ton Na₂SiO₃ kullanılarak, 3 kez temizleme iřleminin yapıldığı klasik flotasyon yntemi ile gerekleřtirileceğı tespit edilmiřtir. Bu alıřma sonucunda; 187 ppm Au ierikli konsantre, % 24,9 verimle elde edilmekte, ararnlerin dağıtılması durumunda, konsantre verimi teorik olarak % 54 deėerine ykselmektedir. Konsantre Ag ieriėi ise 244 ppm olarak gerekleřmiřtir.

KAYNAKLAR

- Acarkan, N.** (2011). Değerli Metallerin Zenginleştirilmesi Ders Notları.
- Acarkan, N. Gül, Bulut, G. Kangal, O. Karakaş, F.** The Effect of Collector's Type on Gold and Silver Flotation in a Complex Ore. Istanbul Technical University, Faculty of Mines, Mineral Processing Engineering Department, Maslak-Istanbul 22 November 2012.
- Allan, G. C. ve Woodcock, J. T.** (2001). A review of the flotation of native gold and electrum, Mineral engineering, volume 14, no 9 pp. 931-962.
- Altın Madencileri Derneği** (2011). Madencilik Sektörü ve Altın Madenciliği Raporu.
- Ancia, P., Frenay, J.ve Dandoris, P.** (1997). Comparison Of Knelson And Falcon Centrifugal Separators, Innovation in Physical Separation Technologies, Falmouth, Uk: Imm, s. 53-62.
- Andrew, L.S.,** (1984). Gold Ore Processing Today, International Mining Magazine.
- Anonim** (2008). Madencilik sektörü ve altın madenciliği. Altın Madencileri Derneği Dergisi, 24-25.
- Aydın, D.,** (2012). Çanakkale-Serçeler Altın Cevherinin Zenginleştirilmesi, Yüksek Lisans Tezi, İstanbul Teknik Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü.
- Banisi, S.** (1990). An Investigation of Behaviour of Gold in Grinding Circuits, Master Thesis, Mining And Metallurgical Engineering, Department McGill University, Montreal, Canada.
- Başaran, H. Ö.** (2010). Altın Cevherlerinin Ateş Analizlerinde Kullanılan Cürufuşturma Etkilerinin İncelenmesi, Yüksek lisans tezi, İstanbul Teknik Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü.
- Bayraktar, İ. ve Yarar, B.** (1985). Altın Cevherlerinin Zenginleştirilmesi ve Altının Ekstraksiyonu. Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik 9. Kongresi, Ankara, Bildiriler Kitabı.
- Bulatovic, S.M.** (1997). Flotation Behavior of Gold During Processing of Porphyry Coppergold Ores and Refractory Gold-Bearing Sulphides. Minerals Engineering, 10, 895-908.
- Celep, O.** (2005). Mastra ve Kaletaş (Gümüşhane) Cevherlerinden Altın Kazanımı. Yüksek Lisans Tezi, Karadeniz Teknik Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü.
- Column** (1991). International conference on column flotation Volume ½ June 2-6, 1991 Sudbury, Ontario, Canada.

- Çilingir, Y.** (1990). Metalik Cevherler ve Zenginleştirme Yöntemleri Cilt 1 DEÜ Müh.-Mim Fak. MM/MAD-90 EY 198, İzmir.
- Dikmen, S. ve Ergün, Ş.L.** (2004). Karıştırmalı Bilyalı Değirmenler, *Madencilik*, Cilt 43, Sayı 4, s. 3-15.
- Dobby, G.S. ve Finch, J.A.** (1990). Column Flotation, Pergamon Press.
- Doğan, Ö. S.** (2005). Türkiye’de altın madenciliği. *İÜ Edebiyat Fak. Coğrafya Böl. Coğrafya Dergisi*, 13, 150-157.
- DPT: 2623-ÖİK: 634.** (2001). *Madencilik Özel İhtisas Komisyonu Raporu Madenler Alt Komisyonu Değerli Metaller Çalışma Grubu Raporu*, Devlet Planlama Teşkilatı, Ankara.
- DPT:2537-ÖİK:553.** (2000). *Demir Dışı Metaller Sanayii Özel İhtisas Komisyonu Raporu*, Devlet Planlama Teşkilatı, Ankara.
- Energy and Environmental Profile of the US Department of Energy**, Gold and Silver.s 1-20. www1.eere.energy.gov/industry/gold-silver.
- Erdem, B.** (2006). *İkincil kaynaklardan altın geri kazanım ve rafinasyon prosesinin optimizasyonu*. İstanbul Teknik Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Yüksek Lisans Tezi, İstanbul.
- Erzenoğlu S.** (2012).Bilecik Bölgesi Düşük Tenörlü Bakır Cevherinin Flotasyon Yöntemleri ile Zenginleştirmesinin Araştırılması. İstanbul Teknik Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Yüksek Lisans Tezi, İstanbul.
- Forrest, K., Yan, D. ve Dunne, R.** (2000). Optimisation of Gold Recovery by Selective Gold Flotation for Copper-Gold-Pyrite Ores. *Minerals Engineering*, Sayı 14, no 2, sayfa 224-241.
- Gökçe, A.** (1995). Özel Maden Yatakları. *Maden yatakları*, içinde (133-140). Sivas:Cumhuriyet Üniversitesi Yayınları, No:59.
- Gül, A. Kangal, O. Sirkeci, A. Önal,G.** Beneficiation of the gold bearing ore by gravity and flotation. Mineral Processing Engineering Department Istanbul, Faculty of Mines, Technical University, Istanbul. *International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials Volume 19, Number 2, Feb 2012, Page 106 DOI: 10.1007/s12613-012-0523-4*.
- Güneş, N. ve Akçıl, A.** (1997). Altın Kazanımında Kimyasal Proseslerin İncelenmesi, *Mühendis Bilimleri Dergisi*, Cilt 3, Sayı 2, s 389-392.
- Güney, A.** (1990). Etibank Üçköprü Krom Zenginleştirme Tesisi Artıklarından Küçük Boyutlu Kromitin Zenginleştirilmesi İstanbul Teknik Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Doktora Tezi, İstanbul.
- Güney, A.** (2010). Kolon flotasyonu ve uygulamaları ders notları.
- Güney, A.** (2011). Ultrafine grinding ders notları.
- H. Basturkcu, I. Kursun ve I. Demir.** (2010). The application of cyanide leaching with agitating method in Kışladağ gold mine ore, s.689, Proceedings of the XIIth international mineral processing symposium 6-8 October Nevşehir, Turkey, İstanbul Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü, Türkiye 68.

- Habashi, F.** (1997). *Handbook of Extractive Metallurgy*, Wiley-VCH, Germany.
- Heiser, N.** (1996). Coal flotation technical review, *The Australian Coal Review*, s.34-36.
- Huang, L.** (1996). Upgrading of Gold Gravity Concentrates: A Study of the Knelson Concentrator, *doktorate thesis*, Department Of Mining And Metallurgical Engineering, McGill University, Montreal.
- Kangal M.O.** (1998). Yüksek Titanyum İçerikli Albit Cevherlerinin Değerlendirilmesi Yüksek Lisans Tezi, İstanbul Teknik Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü.
- Kırıkoğlu, M.S.** (1990). Epitermal Altın Yataklarının Oluşum Özellikleri, *Madencilik*, Cilt 29, Sayı 1, s. 41-50.
- Kırıkoğlu, M.S.** (1992). Maden Yatakları, Teknik Üniversite Matbaası.
- Kiriş, K.** (1994). Altın; ekonomik yataklanma tipleri, arama safhaları ve maliyet, *Jeoloji Mühendisleri Odası Yayınları*, C. 44-45, 50-61.
- Knelson, B. ve Jones, R.** (1993). A New Generation of Knelson Concentrations, *Symposium on Environmental Aspects of Mineral Engineering*, Cape Town, South Africa.
- Knelson, B. ve Jones, R.** (1994). A New Generation of Knelson Concentrations: A Totaly system. *Mineral Engineerings*, 7, (2-3), 201-207.
- Kökkılıç, O.** (2011). *Falcon Santrifüjlü Gravite Ayırıcısında Zenginleştirmenin Modellemesi*, doktora tezi, İstanbul Teknik Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü.
- Köse M., Oygür V.** (2009). Türkiye’de Altın Madenciliğini Engellemeye Yönelik Asılsız İddialar ve Gerçekler. *Altın Madencileri Derneği Dergisi*, 1.
- Kurşun H.** (2001). Kolon Flotasyonunda Zenginleştirmeyi Etkileyen Parametrelerin Teorisinin İncelenmesi, *Niğde Üniversitesi Mühendislik Bilimleri Dergisi*, Cilt 5, Sayı 2, s. 25-39.
- L. Valderrama , J. Rubio** High intensity conditioning and the carrier flotation of gold fine particles 283-285 52s.
- La Brooy S.R., Linge H.G. ve Walker G.S.** (1994). Review of Gold Extraction From Ores. *Mineral Engineering*, 7 (10), 1213-1241.
- Linge, H.G. ve Welham, N.J.** (1997). Gold Recovery from a Refractory Arsenopyrite (FeAsS) Concentrate by In-Situ Slurry Oxidation, *Mineral Engineering*, 10,6,557-566.
- Lutrell, G. H., Honaker, R. Q. ve Philips, D. L.,** (1995). Enhanced Gravity Separators: New Alternatives For Fine Coal Cleaning, *12th International Coal Preparation Conference*, Lexington, KT, 281-292.
- Maden Mühendisleri Odası.** Altın Aramaları Ve Ülkemiz Açısından Önemi.
- Maden Tetkik Arama Enstitüsü (MTA).** (2010). Türkiye altın – gümüş Yatakları haritası. 2010.2013, http://www.mta.gov.tr/v1.0/images/turkiy_maden/maden_yataklari/b_h/altin_gumus.jpg.

- Majumder, A. K. ve Barnwal, J. P.** (2006). Modelling Of Enhanced Gravity Concentrators- Present Status, *Mineral Processing & Extractive Metallurgy Review*, Volume 27, No 1, p 61-68.
- Monte, M. B. M., Dutra, A. J. B. Albuquerque, C. R. F., Tondo, L. A. ve Lins, F. F.** (2002). The Influence of the Oxidation State of Pyrite and Arsenopyrite on the Flotation of an Auriferous Sulfide Ore, *Minerals Engineering*, Sayı 15, sayfa 1113-1120.
- Monte, M. B. M., Lins, F. F., ve Oliveira, J. F.** (1997). Selective Flotation of Gold from Pyrite Under Oxidizing Conditions, *International Journal of Minerals Engineering*, sayı 51, sayfa 255-256.
- Monte, M.B.M., Dutra, A. J. B., Albuquerque, Jr., Tondo, L.A., and Lins F. F.** (2002).The influence of the oxidation state of pyrite and arsenopyrite on the flotation of an aureferous sulphide ore.
- Oygür, V.** (1996). Dünya altın madenciliği ve Türkiye'nin altın potansiyeli, *Jeoloji Mühendisliği* sayı 49, 55-62.
- Oygür, V. ve Zambak, C.** (2005). Altın Madenciliğinin Türk Ekonomisine Katkısı. *Uluslararası Değerli Taşlar ve Metaller Sempozyumu, İstanbul, Bildiri Kitabı sayfa 1-18. İTÜ Süleyman Demirel Kültür Merkezi 29- 30 Nisan 2005.*
- Önal, G.** (1980). Cevher Hazırlamada Flotasyon Dışındaki Zenginleştirme Yöntemleri, İstanbul Teknik Üniversite Matbaası.
- P.A Ugarte J.H. Reinoso** (1991). Column flotation testing work for gold upgrading in a very fine low grade material in a stream, Volume 1 , sayfa 31-43 International Conference On Column Flotation June 2-6.
- Pyke, B. L., Johnston, R. F. ve Brooks, P.** (2000). The Charecterisation and Behaviour of Carbonaceous Metarial in a Refractory Gold Bearing Ore. *Mineral Engineering*, sayı 12, no 8, sayfa 851-862.
- R.A Alford, A.Bijok, P.J Baguley, and E. Artone.** (1991). Column Flotation Circuit Desingn At Peak Gold s 123-135 International Conference On Column Flotation June 2-6.
- Roshan, B.B.** (1990). Hydrometallurgical processing of precious metal ores. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy*, 6, 67-80.
- Samanlı, S.** (2008). Zonguldak-Çatalağzı Termik Santralı Katı Fosil Yakıtı Öğütme Kinetiğinin Araştırılması Zonguldak Karaelmas Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Doktora Tezi, Zonguldak.
- Sayın, E., Batar, T., Kaya, E. ve Tufan, B.** (2010). Altın Üretiminde Siyanür Tüketiminin Azaltılması için Farklı Bir Yöntem: *Gravite Zenginleştirme ve Liç Kombinasyonu, Ekoloji* 19, 77, 65-71.
- Sayın, Z.E.** (2010). Altın Konsantresinden doğrudan liç ile altın eldesi, *Yüksek Lisans Tezi*, Dokuz Eylül Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü.
- Stephen L. Chrysosoulis, Daniela Venter, Stamen Dimov,** On The Floatability Of Gold Grains 455-472.

- Şen, S.** (2007). *Evaluation of Coal-Oil Assisted Gold Flotation As A Novel Processing Method for Gold Recovery*, doktora tezi, Dokuz Eylül Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü.
- Taggart, A.F.** (1945). *Handbook of Mineral Dressing*. John Wiley & Sons, New York.
- Teague, A. J., Van Devender, L. S. J. ve Swatminathan, C. A.** (2000). The Effect of Copper Activation on the Behaviour of Free and Refractory Gold During Froth Flotation, *Minerals Engineering*, sayı 12, no 9, sayfa 1001-1019.
- Turan, A.** (2009). *Keban Yöresi Piritik Refrakter Altın Cevherlerinin Ateş Analizi Optimizasyon*, yüksek lisans tezi, İstanbul Teknik Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü.
- Van Devender J. S. J., Teague A. J. ve Swaminathan C.** (2000). Factors Affecting the Flotation of Free Gold in the Presence of Refractory 7 Gold. XXI: *Cevher Hazırlama Kongresi*, 2000, İtalya, Bildiriler Kitabı, B8a.24-B8a.31.
- Wang, Y. ve Forssberg, E.** (2007). Enhancement of Energy Efficiency for Mechanical Production of Fine and Ultra-fine Particles in Comminution, *China Particuology*, Cilt 5, s. 193-20.
- Yıldız, N.** (2010). Zenginleştirme. *Cevher hazırlama* (2.Baskı), içinde (402 - 410). Ankara: Ertem Basım Yayın.
- Yüce, A. E.** (1995). *Altın Gümüş İçeren Sülfürlü Bakırlı-Pirit Cevherlerinden Tiyoüre Liçi Ile Altın Ve Gümüş Kazanımı*, doktora tezi, İstanbul Teknik Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü.

Url -1 < <http://www.maden.org.tr> > , alındığı tarih:20,10.2013 **Maden.**

Mühendisleri Odası. Altın Aramaları Ve Ülkemiz Açısından Önemi.

Url -2 < <http://www.enerji.gov.tr> > , alındığı tarih:20,10.2013 **Arze Marcela,**
World Gold Council, Gold Market Knowledge

Url -3 < <http://www.goldsheetlinks.com/> > , alındığı tarih:20,10.2013.

Url -4 < <http://www.kitco.com/> > , alındığı tarih:20,10.2013.

Url- 5 < <http://gold.infomine.com/countries> > , alındığı tarih:20.10.2013.

Url- 6 < <http://www.kozaaltın.com.tr> > , alındığı tarih:20.10.2013.

Url- 7 < <http://www.tuprag.com.tr> > , alındığı tarih:20,10,2013.

Url- 8 < <http://www.alacergold.com> > , alındığı tarih:20,10.2013.

Url- 9 < <http://www.stratexinternational.com> > , alındığı tarih:20,10.2013.

Url- 10 < <http://www.pregold.com> > , alındığı tarih:20,10.2013.

Url- 11 < <http://www.ultrafinegrind.com> > , alındığı tarih:20,10.2013.

ÖZGEÇMİŞ

Ad Soyad: Yağmur BAYOĞLU

Doğum Yeri ve Tarihi: Edirne /1984

Adres: Acar sok. Ferahevler No:28/2 Ökten Apt. Tarabya/Sarıyer İSTANBUL

E-Posta: yagmurbayoglu@hotmail.com

Lisans: Süleyman Demirel Üniver Mühendislik Fakültesi Maden Mühendisliği
Bölümü ISPARTA

Yüksek Lisans : İstanbul Teknik Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, 2013