

İSTANBUL TEKNİK ÜNİVERSİTESİ ★ FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ

**BİRİNCİL VE İKİNCİL KAYNAKLARDAN FARKLI YÖNTEMLERLE
ALTIN VE GÜMÜŞ KAZANIMI**

DOKTORA TEZİ

Şükriye Beste AYDIN

Cevher Hazırlama Mühendisliği Anabilim Dalı

Cevher Hazırlama Mühendisliği Programı

ARALIK 2015

İSTANBUL TEKNİK ÜNİVERSİTESİ ★ FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ

**BİRİNCİL VE İKİNCİL KAYNAKLARDAN FARKLI YÖNTEMLERLE
ALTIN VE GÜMÜŞ KAZANIMI**

DOKTORA TEZİ

**Şükriye Beste AYDIN
(505092003)**

Cevher Hazırlama Mühendisliği Anabilim Dalı

Cevher Hazırlama Mühendisliği Programı

Tez Danışmanı: Prof. Dr. Alim GÜL

ARALIK 2015

İTÜ, Fen Bilimleri Enstitüsü'nün 505092003 numaralı Doktora Öğrencisi Şükriye Beste AYDIN, ilgili yönetmeliklerin belirlediği gerekli tüm şartları yerine getirdikten sonra hazırladığı “BİRİNCİL VE İKİNCİL KAYNAKLARDAN FARKLI YÖNTEMLERLE ALTIN VE GÜMÜŞ KAZANIMI” başlıklı tezini aşağıda imzaları olan jüri önünde başarı ile sunmuştur.

Tez Danışmanı : **Prof. Dr. Alim GÜL**
İstanbul Teknik Üniversitesi

Jüri Üyeleri : **Prof. Dr. A. Ayhan SİRKECİ**
İstanbul Teknik Üniversitesi

Prof. Dr. Fatma ARSLAN
İstanbul Teknik Üniversitesi

Prof. Dr. Şafak G. ÖZKAN
İstanbul Üniversitesi

Prof. Dr. Sait KIZGUT
Bülent Ecevit Üniversitesi

Teslim Tarihi : 10 Kasım 2015
Savunma Tarihi : 14 Aralık 2015

Eşime, Aileme ve Arkadaşlarıma,

ÖNSÖZ

İ.T.Ü. Maden Fakültesi Cevher Hazırlama Mühendisliği Bölümünde Bölüm Başkanlıkları dönemlerinde doktora tez çalışması yapmama olanak sağlayan Sayın Prof. Dr. Fatma ARSLAN ve Sayın Prof. Dr. Gündüz ATEŞOK ile tez izleme komitemde yer alarak çalışmalarım süresince yapıcı eleştirileri ve destekleri için mevcut Bölüm Başkanı Sayın Prof. Dr. Ayhan Ali SİRKECİ'ye teşekkürlerimi sunarım.

Tez çalışmam boyunca bana yardımcı olan, her türlü zorluğumda bilgi ve desteğini esirgemeyen, her türlü olanağı sağlayan, akademik açıdan yol gösteren, danışmanım Sayın Prof.Dr. Alim GÜL'e teşekkür ederim.

Gerek lisans eğitimimde gerekse tez izleme komitemde bulunarak verdiği destekten dolayı Sayın Prof.Dr. Şafak ÖZKAN'a, tez kapsamında çalıştığım Çanakkale-Serçeler ve Çanakkale-Şahinli bölgelerine ait numunelerin sağlanmasında ve kimyasal analizlerde sağladıkları desteklerden dolayı Sayın İlhan GÖKNEL'e, Sayın Adnan ALTAŞ'a, kuyumcu curufları numunesinin teminini sağlayan, bilgi birikimi ve tecrübeleri ile beni yönlendiren Sayın Prof.Dr. Servet TİMUR'a, tezin ekonomik değerlendirmeler ile ilgili bölümünde önemli katkıları ve destekleri olan Sayın Keramettin ŞENSOY'a, Sayın Ali Çağatay ÇALIŞIR'a ve Sayın Erdal GÜLDOĞAN'a teşekkür ederim.

Tez çalışmam boyunca hep yanımda olan, yardımlarını esirgemeyen, en sıkıntılı zamanlarımda bile benim için ışık arayan sevgili dostlarım Ar.Gör. Hüseyin BAŞTÜRKÇÜ ve Ar.Gör. Ünzile YENİAL'a ve Cevher Hazırlama Mühendisliği bölümünde görev yapan saygıdeğer bütün hocalarıma teşekkür ederim.

Tez çalışması boyunca bana her türlü desteği ve anlayışı gösteren sevgili eşim Serhat AYDIN'a, sevgi ve ilgileriyle beni bugünlere getiren, eğitimim ve yaşamım için hiçbir maddi ve manevi desteği esirgemeyen annem Nergis EVEN'e ve babam Hilmi EVEN'e teşekkür ederim.

Aralık 2015

Şükriye Beste Aydın
(Maden Yüksek Mühendisi)

İÇİNDEKİLER

Sayfa

ÖNSÖZ.....	vii
İÇİNDEKİLER	ix
ÇİZELGE LİSTESİ.....	xiii
ŞEKİL LİSTESİ.....	xvii
ÖZET.....	xix
SUMMARY	xxiii
1. GİRİŞ.....	1
2. GENEL BİLGİLER	5
2.1 Altın ve Gümüşün Fiziksel ve Kimyasal Özellikleri.....	5
2.2 Altın ve Gümüş Yatakları	6
2.2.1 Hidrotermal altın yatakları.....	7
2.2.1.1 Epitermal altın yatakları	7
2.2.1.2 Mezotermal altın yatakları	8
2.2.1.3 Hipotermal altın yatakları.....	9
2.2.2 Plaser tip altın yatakları	9
2.2.3 Epitermal gümüş yatakları.....	10
2.2.4 Epitermal gümüş-barit yatakları	10
2.2.5 Epitermal gümüş-manganez yatakları	10
2.2.6 Kireç taşları içinde epitermal Ag-Pb-Zn damarları	11
2.2.7 Mezotermal gümüş damarları	11
2.2.8 U-Pb-Co-Ni-Ag formasyonu	11
2.3 Altın ve Gümüş Mineralleri	11
2.3.1 Nabit altın	12
2.3.2 Elektrum	13
2.3.3 Altın tellürler	13
2.3.4 Diğer altın mineralleri	13
2.3.5 Sülfürlü altın	13
2.4 Dünyada Altın ve Gümüş	14
2.5 Türkiye’de Altın ve Gümüş.....	17
3. KUYUMCU CURUFLARI.....	19
3.1 Giriş ve Sektörün Analizi	19
3.2 Birincil ve İkincil Altın Kaynakları	20
3.3 İkincil Kaynaklardan Altın Geri Kazanımında Kullanılan Rafinasyon Yöntemleri.....	24
3.3.1 Küpelasyon	24
3.3.2 Kral suyu prosesi	25
3.3.3 Selektif oksidasyon ile rafinasyon yöntemi.....	25
3.3.4 Miller prosesi	26
3.3.5 Solvent ekstraksiyon.....	26
3.4 Kuyumculuk Ara Ürünlerinden Altın Geri Kazanımı ve Altın İçeren Curufların Oluşumu.....	26

3.5 Kuyumcu Curuflarından Altın Geri Kazanımına Ait Yapılmış Çalışmalar ...	28
4. ALTIN VE GÜMÜŞÜN ZENGİNLEŞTİRİLMESİNDE UYGULANAN YÖNTEMLER.....	31
4.1 Cevher Mineralojisine Göre Zenginleştirme Yönteminin Belirlenmesi	31
4.1.1 Basit yapılı cevherleri	32
4.1.2 Kompleks cevherler	32
4.1.2.1 Siyanür tüketici kompleks cevherler	32
4.1.2.2 Oksijen tüketici kompleks cevherler	33
4.1.2.3 Altın adsorplayıcı kompleks cevherler	34
4.1.3 Refrakter Altın Cevherleri	35
4.2 Gravite Yöntemi	37
4.3 Flotasyon Yöntemi	42
4.3.1 Altın ve gümüş flotasyonunda kullanılan kollektörler	43
4.3.2 Nabit altın ve elektrik flotasyonu	44
4.3.3 Tellür minerallerinin flotasyonu	44
4.3.4 Bakır-altın cevherlerinin flotasyonu	45
4.3.5 Demir sülfürlere bağlı altının flotasyonu	46
4.3.6 Altınlı stibnit, stibnit ve maldonit flotasyonu	47
4.3.7 Gümüş flotasyonu	47
4.4 Kömür-Altın Aglomerasyon Flotasyonu Yöntemi	48
4.5 Siyanür Liçi	51
4.5.1 Siyanür liçi yöntemleri	53
4.5.2 Yüklü çözüldüden altın ve gümüşün geri kazanılması	54
4.5.2.1 Aktif karbon ile altın gümüş kazanımı	54
4.5.2.2 İyon değiştirici reçine yöntemi ile altın ve gümüş kazanımı	55
4.5.2.3 Çinko tozu ile çöktürme ile altın gümüş kazanımı	55
4.5.2.4 Elektroliz ile altın ve gümüş kazanımı	56
5. DENEYSEL ÇALIŞMALAR	57
5.1 Çanakale Serçeler Bölgesine Ait Altın-Gümüş Cevheri İle Yapılan Çalışmalar.....	57
5.1.1 Malzeme	57
5.1.2 Flotasyon Deneyleri.....	59
5.1.2.1 Tane boyutunun etkisi	60
5.1.2.2 Kollektör cins ve miktarının etkisi	62
5.1.2.3 Kademe sayısının etkisi	66
5.1.2.4 Temizleme devreli flotasyon deneyleri	67
5.1.2.5 Flotasyon artıklarından altın ve gümüş kazanımı	68
5.1.2.6 Flotasyon kinetiğinin incelenmesi	70
5.1.3 Liç Deneyleri	75
5.1.3.1 Liç süresinin etkisi	75
5.1.3.2 NaCN miktarının etkisi	76
5.1.3.3 Tane boyutunun etkisi	77
5.1.3.4 Pülpte katı oranının etkisi	78
5.1.3.5 Kurşun nitratın (PbNO ₃) etkisi	80
5.1.3.6 Oksijenin etkisi	82
5.1.3.7 Ön havalandırmanın etkisi	84
5.2 Çanakale Şahinli Bölgesine Ait Altın-Gümüş Cevheri İle Yapılan Çalışmalar.....	86
5.2.1 Malzeme	86
5.2.2 Flotasyon Deneyleri.....	87

5.2.2.1	Kollektör miktarının etkisi	88
5.2.2.2	Gaz yağı ilavesinin etkisi	90
5.2.2.3	Tane boyutunun etkisi	91
5.2.2.4	Temizleme ve süpürme flotasyonunun etkisi.....	93
5.2.2.5	Ayırma etkinliğinin ve flotasyon kinetiğinin belirlenmesi	95
5.2.3	Liç Deneyleri	100
5.2.3.1	Liç süresinin etkisi	100
5.2.3.2	NaCN miktarının etkisi	101
5.2.3.3	Tane boyutunun etkisi	102
5.2.3.4	Pülpte katı oranının etkisi.....	103
5.3	Kuyumcu Curufları İle Yapılan Çalışmalar	104
5.3.1	Malzeme	104
5.3.2	Flotasyon Deneyleri.....	106
5.3.2.1	Tane boyutunun etkisi	107
5.3.2.2	Kollektör miktarının etkisi	109
5.3.2.3	pH'ın etkisi	110
5.3.2.4	Temizleme ve süpürme flotasyonunun etkisi.....	112
5.3.2.5	Flotasyon kinetiğinin belirlenmesi	113
5.3.3	Liç Deneyleri	117
5.3.3.1	Tane boyutunun etkisi	117
5.3.3.2	NaCN miktarının etkisi	118
5.3.3.3	Liç süresinin etkisi	119
5.3.3.4	Pülpte katı oranının etkisi.....	120
6.	EKONOMİK İRDELEME	123
6.1	Çanakkale-Serçeler Cevheri ile İlgili Ekonomik İrdeleme	123
6.2	Çanakkale-Şahinli Cevheri ile İlgili Ekonomik İrdeleme	129
6.3	Kuyumcu Curufu ile İlgili Ekonomik İrdeleme	132
7.	SONUÇLAR.....	139
7.1	Çanakkale-Serçeler Altın-Gümüş Cevheri İle İlgili Elde Edilen Sonuçlar..	139
7.2	Çanakkale-Şahinli Altın-Gümüş Cevheri İle İlgili Elde Edilen Sonuçlar....	140
7.3	Kuyumcu Curufu İle İlgili Elde Edilen Sonuçlar	141
KAYNAKLAR		143
ÖZGEÇMİŞ		153

ÇİZELGE LİSTESİ

Sayfa

Çizelge 2.1 : Altın, gümüş mineralleri ve bazı özellikleri.	12
Çizelge 2.2 : Dünya altın rezervleri.	15
Çizelge 2.3 : Dünya altın üretim değerleri.	15
Çizelge 2.4 : Dünya gümüş üretim ve rezerv değerleri.	16
Çizelge 3.1 : Yıllara göre ülkelerin altın mücevherat tüketim miktarları (ton).	20
Çizelge 3.2 : İkincil altın kaynaklarını oluşturan bazı malzemelerin altın içerikleri. 21	
Çizelge 3.3 : Altın içeren ikincil kaynakların sınıflandırılması.	22
Çizelge 5.1 : Çanakkale-Serçeler bölgesine ait numunenin kimyasal analiz sonuçları.	58
Çizelge 5.2 : Tane boyutunun etkisinin incelendiği deneylerin koşulları.	61
Çizelge 5.3 : Tane boyutunun etkisinin incelendiği deneylerin sonuçları.	61
Çizelge 5.4 : ATP-KAX kolektörlerinin etkisinin incelendiği deneylerin koşulları. 62	
Çizelge 5.5 : ATP-KAX kolektörlerinin etkisinin incelendiği deneylerin sonuçları. 63	
Çizelge 5.6 : Aerophine 3418 A-Aero 208 kolektörlerinin etkisinin incelendiği deneyin koşulları.	64
Çizelge 5.7 : Aerophine 3418 A+Aero 208 ve ATP+KAX kolektörleri ile yapılan deneylerin değerlendirilmesi.	65
Çizelge 5.8 : Kademeli flotasyon deneylerinin koşulları.	66
Çizelge 5.9 : Kademe sayısının etkisinin incelendiği flotasyon deneylerinin sonuçları.	66
Çizelge 5.10 : Temizleme devrelerine ait deney koşulları.	68
Çizelge 5.11 : Temizleme devreli flotasyon deneylerinin sonuçları.	68
Çizelge 5.12 : Flotasyon artığının tekrar öğütülmesi ile yapılan süpürme flotasyonu deney koşulları.	69
Çizelge 5.13 : Flotasyon artığının tekrar öğütülmesi ile yapılan süpürme flotasyonu deney sonuçları.	69
Çizelge 5.14 : Çanakkale-Serçeler cevheri için birinci derece kinetik modelinde kullanılan veriler.	73
Çizelge 5.15 : Çanakkale-Serçeler cevheri için ikinci derece kinetik modelinde kullanılan veriler.	74
Çizelge 5.16 : Liç süresinin etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları.	75
Çizelge 5.17 : NaCN miktarının etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları. ...	77
Çizelge 5.18 : Tane boyutunun etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları.	78
Çizelge 5.19 : 1-2-4 g/L NaCN varlığında pülp te katı oranının etkisi.	79
Çizelge 5.20 : Altın-gümüş kazanımında ve siyanür tüketiminde kurşun nitratın etkisi.	81
Çizelge 5.21 : Hidrojen peroksitin altın-gümüş verimlerine ve siyanür tüketimine etkisi.	83
Çizelge 5.22 : Çeşitli oksitleyicilerin altın-gümüş verimi ve siyanür tüketimi üzerindeki etkisi.	84

Çizelge 5.23 : Ön havandırmanın altın-gümüş verimleri ve siyanür tüketimi üzerindeki etkisi.....	84
Çizelge 5.24 : Çanakkale-Şahinli bölgesine ait numunenin kimyasal analiz sonuçları.....	86
Çizelge 5.25 : Kollektör miktarının etkisinin incelendiği deneylerin koşulları.....	88
Çizelge 5.26: Kollektör miktarının etkisinin incelendiği deneylerin sonuçları.....	89
Çizelge 5.27 : Gaz yağının etkisinin incelendiği deney koşulları.....	90
Çizelge 5.28 : Gaz yağının etkisinin incelendiği deney sonuçları.....	90
Çizelge 5.29 : Tane boyutunun etkisinin incelendiği deneylerin koşulları.....	92
Çizelge 5.30 : Tane boyutunun etkisinin incelendiği deneylerin sonuçları.....	92
Çizelge 5.31 : Temizleme ve süpürme devrelerini içeren deneyin koşulları.....	94
Çizelge 5.32 : Temizleme ve süpürme devrelerini içeren deneyin sonuçları.....	95
Çizelge 5.33 : Kaba flotasyon ve süpürme flotasyonu süresinin belirlenmesine yönelik yapılan deneyin sonuçları.....	96
Çizelge 5.34 : Kaba flotasyon ve süpürme flotasyonu süresinin belirlenmesine yönelik yapılan deneyin kümülatif sonuçları.....	96
Çizelge 5.35 : Çanakkale-Şahinli cevheri için birinci derece kinetik modelinde kullanılan veriler.....	98
Çizelge 5.36 : Çanakkale-Şahinli cevheri için ikinci derece kinetik modelinde kullanılan veriler.....	99
Çizelge 5.37 : Liç süresinin etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları.....	100
Çizelge 5.38 : NaCN miktarının etkisinin incelendiği liç deneyinin koşulları.....	101
Çizelge 5.39: Tane boyutunun etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları.....	102
Çizelge 5.40 : Pülpte katı oranının etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları.....	103
Çizelge 5.41 : Kuyumcu curufunun kimyasal analiz sonuçları.....	105
Çizelge 5.42 : Tane boyutunun etkisinin incelendiği deneylerin koşulları.....	108
Çizelge 5.43 : Tane boyutunun etkisinin incelendiği deneylerin sonuçları.....	108
Çizelge 5.44 : Kollektör miktarının etkisinin incelendiği deneylerin koşulları.....	109
Çizelge 5.45 : Kollektör miktarının etkisinin incelendiği deneylerin sonuçları.....	110
Çizelge 5.46 : pH'ın etkisinin incelendiği deneylerin koşulları.....	111
Çizelge 5.47 : pH'ın etkisinin incelendiği deneylerin sonuçları.....	111
Çizelge 5.48 : Temizleme flotasyonu deneyinin koşulları.....	112
Çizelge 5.49 : Süpürme flotasyonu deneyinin koşulları.....	113
Çizelge 5.50 : Temizleme ve süpürme devresi içeren flotasyon deneyinin sonuçları.....	113
Çizelge 5.51 : Kuyumcu curufları için birinci derece kinetik modelinde kullanılan veriler.....	115
Çizelge 5.52 : Kuyumcu curufları için birinci derece kinetik modelinde kullanılan veriler.....	116
Çizelge 5.53 : Tane boyutunun etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları.....	117
Çizelge 5.54 : NaCN miktarının etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları.....	118
Çizelge 5.55 : Liç süresinin etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları.....	119
Çizelge 5.56 : Pülpte katı oranının etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları.....	120
Çizelge 6.1 : Çanakkale-Serçeler cevheri için kullanılan reaktiflerin maliyeti.....	123
Çizelge 6.2 : Çanakkale-Serçeler cevheri için uyarlanan bir altın-gümüş flotasyon tesisinin ayrıntılı maliyet analizi.....	125
Çizelge 6.3 : Çanakkale-Serçeler cevheri için flotasyon yöntemi ile günlük altın-gümüş üretim miktarları.....	125

Çizelge 6.4 : Çanakkale-Serçeler cevherinden elde edilen altın-gümüş konsantresinin günlük gelir analizi.....	125
Çizelge 6.5 : Çanakkale-Serçeler cevheri için uyarlanan bir altın-gümüş liç tesisinin maliyet analizi.	128
Çizelge 6.6 : Çanakkale-Serçeler cevheri için liç yöntemi ile günlük altın-gümüş üretim miktarları.	128
Çizelge 6.7 : Çanakkale-Serçeler cevheri için liç yöntemine göre günlük gelir analizi.	128
Çizelge 6.8 : Çanakkale-Şahinli cevheri için kullanılan reaktiflerin maliyeti.....	129
Çizelge 6.9 : Çanakkale-Şahinli cevheri için uyarlanan bir altın-gümüş flotasyon tesisinin ayrıntılı maliyet analizi.	130
Çizelge 6.10 : Çanakkale-Şahinli cevheri için flotasyon yöntemi ile günlük altın-gümüş üretim miktarları.	130
Çizelge 6.11 : Çanakkale-Şahinli cevherinden flotasyon yöntemi ile elde edilen altın-gümüş konsantresinin günlük gelir analizi.....	130
Çizelge 6.12 : Çanakkale-Şahinli cevheri için uyarlanan bir altın-gümüş liç tesisinin maliyet analizi.	131
Çizelge 6.13 : Çanakkale-Şahinli cevheri için liç yöntemi ile günlük altın-gümüş üretim miktarları.	132
Çizelge 6.14 : Çanakkale-Şahinli cevheri için liç yöntemine göre günlük gelir analizi.	132
Çizelge 6.15 : Kuyumcu curufu için kullanılan reaktiflerin maliyeti.....	134
Çizelge 6.16 : Kuyumcu curufu için tasarlanan bir altın-gümüş flotasyon tesisinin maliyet analizi.	134
Çizelge 6.17 : Kuyumcu curufu için flotasyon yöntemi ile elde edilen günlük altın-gümüş üretim miktarları.	135
Çizelge 6.18 : Kuyumcu curufu için flotasyon yöntemi ile elde edilen altın-gümüş konsantresinin günlük gelir analizi.....	135
Çizelge 6.19 : Kuyumcu curufu için uyarlanan bir altın-gümüş liç tesisinin maliyet analizi.	136
Çizelge 6.20 : Kuyumcu curufu için liç yöntemi ile günlük altın-gümüş üretim miktarları.	136
Çizelge 6.21 : Kuyumcu curufu için liç yöntemine göre günlük gelir analizi.....	136

ŞEKİL LİSTESİ

Sayfa

Şekil 2.1 : İnce altın levhanın çeşitli yükseltgen çözeltilerde çözünme hızları.	6
Şekil 2.2 : Dünya altın tüketim değerleri.	16
Şekil 2.3 : Türkiye'deki altın madenlerinden yıllara bağlı üretilen altın miktarı ve altın fiyatları.	18
Şekil 3.1 : Geri kazanım proses teknolojisinin genel olarak gösterimi.	23
Şekil 3.2 : Küpelyasyon işleminin genel uygulama adımları.	25
Şekil 3.3 : Curuf oluşumundan sonra altın külçe kazanımında uygulanan yöntemler.	27
Şekil 3.4 : Curuf oluşumundan sonra altın külçe kazanımında uygulanan yöntemler.	28
Şekil 3.5 : Kuyumcu curuflarından altın kazanımında uygulanan hidrometalurjik yöntemlerin akım şeması.	30
Şekil 4.1 : Altın cevherlerinin sınıflandırılması.	31
Şekil 4.2 : Altın kazanımında oksijen tüketici kompleks cevherler için uygulanan yöntemler.	33
Şekil 4.3 : Altın adsorplayıcı cevherler için altın üretiminde uygulanan yöntemler.	35
Şekil 4.4 : Refrakter cevherlerin ön hazırlığında uygulanan işlemler.	36
Şekil 4.5 : Knelson ayırıcısının şematik görünümü.	39
Şekil 4.6 : Falcon ayırıcısında zenginleştirmenin şematik görünümü.	39
Şekil 4.7 : MGS cihazının şematik görünümü.	40
Şekil 4.8 : Yağ köprüsünün oluşumu.	49
Şekil 4.9 : Kömür altın aglomerasyonu yönteminin şematik olarak gösterimi.	51
Şekil 5.1 : Çanakkale-Serçeler Bölgesine ait numunenin QEMSCAN görüntüleri ..	58
Şekil 5.2 : Öğütme sonucunda elde edilen malzemelerin tane boyut dağılımı.	60
Şekil 5.3 : ATP-KAX miktarının etkisi.	63
Şekil 5.4 : Kademe sayısının flotasyona etkisi.	67
Şekil 5.5 : Altın verim ve içeriklerinin zamana bağlı fonksiyonu.	70
Şekil 5.6 : Gümüş verim ve içeriklerinin zamana bağlı fonksiyonu.	70
Şekil 5.7 : Çanakkale-Serçeler cevheri için birinci derece kinetik modeli.	73
Şekil 5.8 : Çanakkale-Serçeler cevheri için ikinci derece kinetik modeli.	74
Şekil 5.9 : Liç süresinin altın ve gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.	76
Şekil 5.10 : NaCN miktarının altın ve gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.	77
Şekil 5.11 : Tane boyutunun Au-Ag çözünme verimine etkisi.	78
Şekil 5.12 : Pülpte katı oranının altın çözünme verimleri üzerindeki etkisi.	79
Şekil 5.13 : Pülpte katı oranının gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.	80
Şekil 5.14 : Ön havalandırma süresinin etkisi.	85
Şekil 5.15 : Çanakkale-Şahinli bölgesine ait numunenin QEMSCAN görüntüleri ..	87
Şekil 5.16 : Çanakkale-Şahinli cevheri üzerinde kollektör miktarının etkisi.	89
Şekil 5.17 : Öğütme sonucunda elde edilen numunelerin boyut analizi.	92

Şekil 5.18 : Tane boyutunun flotasyon verimine etkisi.	93
Şekil 5.19 : Ayırma etkinliğinin zamana bağlı değişimi ve optimum kaba flotasyon süresi.	97
Şekil 5.20 : Çanakkale-Şahinli cevherinin altın verim ve içeriklerinin zamana bağlı fonksiyonu.	98
Şekil 5.21 : Çanakkale-Şahinli cevheri için birinci derece kinetik modeli.	98
Şekil 5.22 : Çanakkale-Şahinli cevheri için ikinci derece kinetik modeli.	99
Şekil 5.23 : Liç süresinin altın ve gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.	100
Şekil 5.24 : NaCN konsantrasyonunun altın ve gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.	101
Şekil 5.25 : Tane boyutunun altın ve gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.	103
Şekil 5.26 : Pülpte katı oranının altın çözünme verimleri üzerindeki etkisi.	104
Şekil 5.27 : Pülpte katı oranının gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.	104
Şekil 5.28 : Kuyumcu curuflarına ait BSE görüntüleri.	106
Şekil 5.29 : Öğütme sonucunda elde edilen numunelerin boyut analizi.	107
Şekil 5.30 : Kollektör miktarının flotasyon verimine etkisi.	110
Şekil 5.31 : pH'ın altın ve gümüş verimleri üzerindeki etkisi.	111
Şekil 5.32 : Altın verim ve içeriklerinin zamana bağlı fonksiyonu.	114
Şekil 5.33 : Gümüş verim ve içeriklerinin zamana bağlı fonksiyonu.	114
Şekil 5.34 : Kuyumcu curufları için birinci derece kinetik modeli.	115
Şekil 5.35 : Kuyumcu curufları için ikinci derece kinetik modeli.	116
Şekil 5.36 : Tane boyutunun altın ve gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.	118
Şekil 5.37 : NaCN konsantrasyonunun altın ve gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.	119
Şekil 5.38 : Liç süresinin altın ve gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.	120
Şekil 5.39 : Pülpte katı oranının altın ve gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.	121
Şekil 6.1 : Çanakkale-Serçeler cevheri için tasarlanan flotasyon tesisi akım şeması.	124
Şekil 6.2 : Çanakkale-Serçeler cevheri için tasarlanan liç tesisi akım şeması.	127
Şekil 6.3 : Kuyumcu curufu için tasarlanan pilot ölçekli flotasyon tesisi akım şeması.	133

BİRİNCİL VE İKİNCİL KAYNAKLARDAN FARKLI YÖNTEMLERLE ALTIN VE GÜMÜŞ KAZANIMI

ÖZET

Günümüzde altın fiyatlarındaki artış eğilimi ile Dünya’da olduğu gibi Türkiye’de de altın üretimine olan ilgi artmış ve yeni altın kaynakları bulma arayışına girilmiştir. Türkiye’de altın-gümüş kazanımını siyanür liçi yöntemi ile yapan bir liç tesisinin siyanür kullanımından dolayı çevresel etki değerlendirmesi kapsamında yasal ve sosyal yükümlülükleri fazla olmakta ve bu sebepten birçok tesisin üretime geçmesinde problemler çıkabilmektedir.

Altın mücevherat üretiminde Dünyada ilk sıralarda yer alan Türkiye, mücevherat üretimi sonrası oluşan çok miktarda altın hurdasına sahiptir. Bu hurdaların tekrar işlenmesi sırasında oluşan ve bilinen rafinasyon yöntemleri ile tekrar değerlendirilmesi mümkün olmayan curuflar bazı rafinasyon tesislerinde atık olarak saklanmakta iken bazı atölye çaplı işletmelerde ise siyanür liçi uygulanarak değerli metal kazanımı için tekrar işlem görmektedir. Şehir merkezlerinde bulunan bu işletmelerde siyanürün hiç bir iyileştirme çalışması yapılmadan kontrolsüz olarak atılması çevreye daha duyarlı olan yöntemlerin uygulanabilirliğinin araştırılmasını zorunlu kılmıştır.

Tez kapsamında birincil ve ikincil kaynaklardan altın ve gümüş kazanımı liç ve flotasyon yöntemleri uygulanarak araştırılmıştır. Her iki yöntemin en yüksek altın ve gümüş verimlerini sağlayacak koşulları belirlenmiş ve uygulanabilirlikleri ekonomik ve çevresel şartlar değerlendirilerek incelenmiştir.

Deneyler Çanakkale-Serçeler ve Çanakkale-Şahinli bölgelerinden alınan cevher numuneleri ve Onsa Rafineri’den temin edilen kuyumcu curufu ile gerçekleştirilmiştir. Çanakkale-Serçeler cevheri 18.85 ppm Au ve 120.00 ppm Ag, Çanakkale-Şahinli cevheri 4.72 ppm Au ve 7.79 ppm Ag, kuyumcu curufları ise 28.30 ppm Au ve 42.00 ppm Ag içermektedir.

Çanakkale-Serçeler cevheri üzerinde yapılan flotasyon çalışmalarına göre, -74 µm tane boyutunda, kaba devrede 1000+1000 g/t Aerophine 3418 A+Aero 208 kullanımı ve 2 kademe temizleme devresi ile konsantrede %75.8 verim ile 625 ppm Au, %86.5 verim ile 4833 ppm Ag elde edilmiştir. Flotasyon kinetiğinin belirlenmesine yönelik yapılan çalışmalarda birinci derece ve ikinci derece kinetik modellerinin bu cevher için uygulanabilir olduğu tespit edilmiştir.

Çanakkale-Serçeler cevheri ile yapılan liç deneylerinde ise en yüksek altın-gümüş çözünme verimleri -74 µm tane boyutu, %40 pülpte katı oranı ve 450 dev/dk karıştırma hızında 4 saatlik ön havalandırmadan sonra 2.44 g/L NaCN ilavesi ile 12 saatlik liç süresi sonunda elde edilmiştir. Bu koşullarda yapılan liç deneyleri sonucunda altın çözünme verimi %92.0, gümüş çözünme verimi ise %90.5 olarak bulunmuştur.

Çanakkale-Serçeler cevheri ile ilgili yapılan maliyet analizine göre, bu cevherden altın-gümüş üretimi yapacak 500 t/gün kapasiteli bir flotasyon tesisinin cevher işleme maliyetinin 26.4 \$/ton, aynı kapasiteli liç tesisinin cevher işleme maliyetinin ise 32.1 \$/ton olduğu belirlenmiştir. Flotasyon yöntemi ile elde edilecek günlük net kâr 241,394 \$, liç yöntemi ile elde edilecek günlük net kâr ise 327,376 \$'dır.

Çanakkale-Şahinli cevheri ile ilgili gerçekleştirilen flotasyon deneylerinde -74 µm tane boyutunda kaba devrede 250+250 g/t Aerophine 3418 A+Aero 208 kullanımı ve 4 kademeli temizleme devresi sonunda %76.3 kazanma verimi ile 437 ppm Au içerikli ve %58.5 kazanma verimi ile 511 ppm gümüş içeren konsantre elde edilmiştir. Çanakkale-Şahinli cevherinin flotasyon kinetiği incelenerek korelasyon katsayıları dikkate alındığında birinci ve ikinci derece kinetik modelinin uygulanabilir olduğu saptanmıştır.

Çanakkale-Şahinli cevheri ile 450 dev/dk karıştırma hızı, 24 saat liç süresi, -74 µm tane boyutu, 1 g/L NaCN konsantrasyonu ve %40 pülpte katı oranında yapılan liç deneylerinin sonucunda altın %95.4 çözünme verimi ile, gümüş ise %88.9 çözünme verimi ile elde edilmiştir.

Çanakkale-Şahinli cevheri için yapılan maliyet analizlerine göre 500 ton/gün kapasiteli bir altın-gümüş flotasyon tesisinin cevher işleme birim maliyetinin 19.2 \$/ton, günlük net kârının 48,622 \$, aynı kapasiteli liç tesisinin ise cevher işleme birim maliyetinin 25.9 \$/ton, günlük net kârının 72,268 \$ olduğu hesap edilmiştir.

Çanakkale-Serçeler ve Çanakkale-Şahinli cevherlerine ait yapılan maliyet ve gelir analizleri değerlendirildiğinde liç yöntemi daha kârlı olmaktadır. Ancak siyanür liçi ile altın üretimi yapan tesislerin çevresel etki değerlendirmesi kapsamında yasal ve sosyal yükümlülüklerinin daha fazla olmasından dolayı bu durumun işletme maliyetlerine katacağı ek maliyetler siyanür liçi yönteminin ekonomikliğini azaltmaktadır. Bununla birlikte Çanakkale ili gibi ekolojik çevre özelliklerine sahip bir bölgede siyanür yönteminin yaratacağı çevresel baskılar gözönüne alındığında flotasyon yöntemi uygulanabilir olmaktadır.

Kuyumcu curufunun flotasyonu ile ilgili çalışmalar sonucunda %89 verim ile 614.6 ppm altın ve %83.2 verim ile 886.3 ppm gümüş içeren konsantre -74 µm tane boyutunda, kaba devrede 600+600 g/t miktarında Aerophine 3418 A+Aerofloat 242 kullanımı ile malzemenin doğal pH'sı olan 10.8'de ve 4 kademeli temizleme devresi sonucunda elde edilmiştir. Flotasyon kinetiğinin belirlenmesine yönelik gerçekleştirilen deneylerde birinci ve ikinci kinetik modeline göre kinetik hız sabitlerinin hesap edilebileceği belirlenmiştir.

Kuyumcu curufu ile ilgili olarak %10 pülpte katı oranında, 450 dev/dk karıştırma hızında, -53 µm tane boyutunda, 4 g/L NaCN konsantrasyonunda ve 24 saat liç süresinde yapılan liç deneylerinde %87.8 altın ve %81.5 gümüş çözünme verimlerine ulaşılmıştır.

Kuyumcu curufları için liç yönteminde pülpte katı oranının artırılması altın ve özellikle gümüş çözünme verimlerinde önemli düşüslere sebep olmaktadır. Ancak endüstriyel açıdan %10 pülpte katı oranı ile çalışılamayacağından hesaplamalar tesisin %40 pülpte katı oranında çalışacağı varsayılarak yapılmıştır. Yılda 2000 ton üretimi olan kuyumcu curuflarının 6.6 ton/gün kapasiteli pilot ölçekli bir flotasyon tesisinde zenginleştirildiğinde curuf işleme birim maliyetinin 37.5 \$/ton, günlük net kazancının ise 5,042 \$ olacağı saptanmıştır. Aynı kapasiteli pilot ölçekli bir liç

tesisinde ise curuf işleme birim maliyetinin 40.4 \$/ton, günlük net kazancının ise 4,975 \$ olacağı belirlenmiştir.

Kuyumcu curufundan flotasyon yöntemi ile altın-gümüş kazanımının ekonomiye sağlayacağı katkı, atık bertarafı ve daha az maliyetli çevreye duyarlı yöntemlerin geliştirilmesi gibi olumlu etkiler dikkate alınarak flotasyon yönteminin siyanür liçi yöntemine göre daha uygun olduğu belirlenmiştir.

GOLD AND SILVER RECOVERY FROM PRIMARY AND SECONDARY SOURCES WITH DIFFERENT PROCESSES

SUMMARY

Nowadays, production and exploration of gold mineral have increased in importance in all over the world and as well as in Turkey, due to the increase in gold in prices. However, some difficulties are being experienced in taking the official permissions for cyanide usage. These permissions include environmental and social issues. Therefore, lots of companies cannot start operating in plant scale.

Turkey is one of the most important jewellery producer in the world and for this reason, a large quantity of scrap gold exists in the country. These scrap golds can be reused in refining and slags are obtained after the process. But since this type of slags cannot be evaluated by the conventional refining methods, some of them are stored as tailings material and some of them are leached with cyanide in small scale plants. On the other side, these small plants, which are mostly located in city centers, do not apply any cyanide destruction processes. For this reason, the necessity of developing environmentally friendly methods have been investigated.

The experiment conditions, which provided the maximum Au and Ag efficiency were determined applying leaching and flotation methods for primary and secondary sources within the scope of the thesis. Besides, the applicability of these methods was examined by evaluating both economic and environmental conditions.

The experiments were carried out with the ore samples taken from the Serçeler and Şahinli regions of Çanakkale and the jewellery slag sample taken from a refinery. According to the results of the chemical analyses, while the Çanakkale-Serçeler ore sample contains 18.85 ppm Au and 120.0 ppm Ag, the Çanakkale-Şahinli ore sample has 4.72 ppm Au and 7.79 ppm Ag. On the other hand, the jewellery slag sample contains 28.3 ppm Au, 42.0 ppm Ag.

The mineralogical analyses were performed on the polished section samples employing QEMSCAN (Quantitative Evaluation of Minerals by Scanning Electron Microscopy) for Çanakkale-Serçeler and Çanakkale-Şahinli ores. Regarding to the jewellery slag sample, the mineralogical analysis was done by MLA (Mineral Liberation Analyzer), using search mode for generating particle data and line mode for model mineralogy. According to mineralogical analysis, the Çanakkale-Serçeler ore sample was dominated by pyrite, quartz, and kaolinite. Au-Ag occurrences in the ore sample were observed as native gold (95-100% Au and 0-5% Ag), argentian native gold (80-95% Au and 5-15% Ag), electrum (20-80% Au and 20-80% Ag), calaverite (AuTe_2 , ~37% Au), chlorargyrite (AgCl), argentite (Ag_2S), and jalpaite-proustite ($\text{Ag}_3\text{CuS}_2\text{-Ag}_3\text{AsS}_3$). The Çanakkale-Şahinli ore sample was dominated by quartz (75.6% by mass), feldspars (9.3% by mass) and pyrite (6.2% by mass) while the remaining was kaolinite and muscovite. The detected electrum grains were practically liberated. The jewellery slag sample was composed of mostly amorphous

silica material with high amounts of Ca and Na. The gold and silver appeared as metallic.

The effect of particle size, collector type and amount were investigated in flotation tests for the Çanakkale-Serçeler ore sample. To determine the optimum particle size, the flotation experiments were performed for 150 µm, 100 µm, 74 µm, 53 µm, and 38 µm particle size fractions. However, a significant difference was not observed in the results and the optimum particle size was determined as 74 µm. The best recovery of Au and Ag were obtained as 75.8% with 625 ppm Au content and 86.5% with 4833 ppm Ag content, respectively, when 1000 g/t+1000 g/t Aerophine 3418 A+Aero 208 were used as collectors in ten stages rougher flotation and two stages cleaning flotation. The studies conducted for determining the flotation kinetics showed that the first order and second order kinetic models were found to be applicable for the Çanakkale-Serçeler ore.

The leaching behaviour of a sulphide gold-silver ore obtained from the Canakkale-Serçeler Region sample was investigated in terms of a relationship between gold and silver extractions and cyanide consumption. 95% Au and 88.0% Ag extractions were obtained under the determined conditions as 24 h leaching duration, -74 µm particle size, 40% solids ratio, 4 g/L NaCN concentration, and 450 rpm stirring speed with NaCN consumption of 3.35 g/L. Since the NaCN consumption was higher than in industrial applications, $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$ and H_2O_2 additions and aeration using an air pump were tested during leaching in order to decrease the consumption. While $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$ addition with aeration caused a decrease in the metal extractions, the individual or combined additions of H_2O_2 and aeration could not provide a reduction in the cyanide consumption. Therefore, the effect of the pre-aeration followed by cyanidation was tested. Eventually, applying 4 h of pre-aeration before a shorter leaching duration of 12 h provided 92.0% Au and 90.5% Ag extractions with a lesser NaCN consumption of 2.44 g/L.

According to cost analysis carried out on the Çanakkale-Serçeler ore, while the ore processing unit cost for a 500 t/d capacity flotation plant was found as 26.4 \$/t, the ore processing unit cost of the leaching plant with the same capacity was found as 32.1 \$/t. Besides, daily net profit of flotation plant and leaching plant were calculated as 241,394 \$ and 327,376 \$ respectively.

The flotation concentrate of the Çanakkale-Şahinli ore sample containing a gold content of 437 ppm with recovery of 76.3% and a silver content of 511 ppm with recovery of 58.5% was obtained with the following conditions: 74µm particle size 250 + 250 g / t Aerophine 3418 A + Aero 208, and applying 4 stages cleaning flotation.

In the leaching tests performed as systematic for the Çanakkale-Şahinli ore sample, the influence of leaching parameters such as leaching duration, NaCN concentration, particle size, and solids ratios were examined. The optimum leaching parameters were determined as 24 h leaching duration, -74 µm particle size, 40% solid ratio, 1 g/L NaCN, and 450 rpm stirring speed under atmospheric conditions. With the optimum leaching parameters, the highest Au and Ag recoveries were obtained as 95.4% Au and 88.9% Ag respectively. When flotation kinetics was examined by considering correlation coefficients it was determined that first and second kinetic model were found to be applicable for the Çanakkale-Şahinli ore.

According to cost analysis carried out on the Çanakkale-Şahinli ore, the ore processing unit cost and daily net profit for a 500 t/d capacity flotation plant were

determined as 19.2 \$/t and 48,622 \$ as the ore processing unit cost and daily net profit of the leaching plant with the same capacity were found as 25.9 \$/t and 72,268 \$ respectively.

When the cost analyses of the Serçeler and Şahinli ore samples were evaluated, leaching method was found to be more economical. However, the official permissions related with the environmental and social issues cause extra costs for the cyanidation plants. Therefore, the feasibility of leaching plants decreases. Furthermore, flotation method has become prominent in a region like Çanakkale, which is a natural host for various ecological species.

In the flotation experiments of the jewellery slag, the concentrate, which had gold content of 614.6 ppm with recovery of 89.0% and silver content of 511 ppm with recovery of 83.2%, was obtained with 74µm particle size by adding 600 + 600 g/t Aerophine 3418 A + Aero 208 in rougher stage and applying 4 stages cleaning flotation. Besides, it was determined that the kinetic constant could be found by applying the first or the second kinetic model in the experiments performed for the flotation kinetics.

To investigate the optimum leaching condition of the jewellery slag, the experiments were performed. As a result of the experiments, the highest Au and Ag recoveries were achieved as 87.8% and 81.5%, respectively with the following conditions: 10% solids ratio, 4 g/L NaCN, -53 µm particle size, 24 h cyanidation time, and 450 rpm stirring speed under atmospheric conditions.

The increase of solids ratio caused a significant decrease in gold and particularly silver recoveries. Even though highest recoveries were obtained at 10% solids ratio, the leaching is usually performed at higher solids ratios between 35% and 50% in industrial applications. Therefore, 40% solids ratio was chosen for economical evaluation. When jewellery slag, which was produced 2000 ton per year, was enriched at a pilot-scale flotation plant for 6.6 ton/day capacity, slag processing unit cost was found as 37.5 \$/t and daily net profit was calculated as 5,042 \$. On the other hand slag processing unit cost was found as 40.4 \$/t and daily net profit was calculated as 4,975 \$ at a pilot-scale leaching plant for same capacity.

Gold-silver enrichment from the jewellery slag by flotation method provided positive effect as contributing economically, waste disposal and developing of less profitable and environment-friendly methods. When these effects were considered, it was determined that flotation method was more suitable than leaching method.

1. GİRİŞ

İnsanoğlunun kullandığı ilk metallere göre doğada daha az bulunması, işlenebilirliğinin kolay olması, dayanıklılığının ve doğal parlaklığının yüksek olması nedenleriyle değerli bir metal olarak sayılmıştır.

Altın, bilinen kayıtlara göre M.Ö. 3200'lü yıllarda Mısır'da darphanelerde eşit boyda çubuklar halinde çekilerek para olarak kullanılmıştır. M.Ö. 1500'lü yıllarda ise ticaret alanında kabul görmeye başlamıştır. Aynı yıllarda Mısırlılar tarafından altın alaşımlandırma ve döküm teknikleri geliştirilmiştir.

Dünyada üretilen altının %50'si kuyumculuk alanında, %40'ı yatırım amaçlı ve %10'u ise endüstri alanında kullanılmaktadır (Altın Madencileri Derneği, 2011). Günümüzde altın fiyatlarındaki artış eğilimi, dünyada bu metalin kazanılması çalışmalarını arttırmıştır. Türkiye'de de altın üretimine olan ilginin artmasıyla yeni altın madeni arayışlarına girilmiştir. Yapılan çalışmalar sonucunda Bergama-Ovacık, Eskişehir-Kaymaz, İzmir-Efemçukuru, Uşak-Kışladağ, Gümüşhane-Mastra, Erzincan-İliç, Manisa-Sart, Niğde-Bolkar, Kayseri-Himmetdede bölgelerinde altın kazanımına yönelik işletmeler kurulmuştur. Türkiye'nin görünür altın rezervi 700 ton olup, 2014 yılı üretim verilerine göre, Türkiye 31 tonluk altın üretimi ile Avrupa'da ilk sıradadır.

Dünyada üretilen altının % 84'ü siyanürleme, % 10'u gravite ve % 4'ü flotasyon yöntemleri ile elde edilmektedir. İri taneli altın cevherlerinin zenginleştirilmesinde gravite ve amalgamasyon yöntemleri kullanılırken, nispeten daha ince ve serbest taneli altın cevherlerinin zenginleştirilmesinde santrifüjlü gravite ayırıcıları da kullanılabilir (Roshan, 1990). Ayrıca, ince taneli cevherlerin zenginleştirilmesinde flotasyon yöntemi ve daha yaygın olarak da siyanür liçi uygulanmaktadır (Linge, 1997).

Günümüzde bir milyon tonun üzerinde üretilmekte olan siyanürün %80'i kimyasal endüstride nitril, naylon ve akrilik plastik, %20'si ise sodyum siyanür üretiminde kullanılmaktadır. Üretilen sodyum siyanürün %90'ı (toplamın %18'i) altın

madenciliginde siyanür liçi yönteminde kullanılmaktadır (Hilson ve Monhemius, 2006).

Dünyada geniş çapta uygulanan liç işleminde, kullanılan sodyum siyanür ve onun bazı türevlerinin zehirli olması ve buna bağlı olarak siyanür bileşiklerinin tehlikeli olarak sınıflandırılması siyanürün başlıca sakıncalarını oluşturmaktadır.

- İnsanların ve ekolojik alıcıların, nakliye sırasındaki kazalarda etrafa saçılan siyanüre maruziyeti,
- Kapalı mekanlarda işçilerin HCN gazına maruz kalmaları,
- Kuşlar ve balıklar gibi ekolojik alıcıların siyanür içeren çözeltilere maruz kalması,
- Yüzey veya yeraltı suyuna çözeltideki siyanürün karışması sonucu ağızdan alınmak yoluyla insanların siyanüre maruz kalması gibi etkiler de siyanürün zehirli olması özelliğinden kaynaklanan sakıncalardır (Longsdon ve diğ, 2001).

Öte yandan siyanür liçi yönteminin her cevher türünde başarılı olmadığı bilinmektedir. Siyanisid adı verilen bakır, arsenik ve antimon gibi yüksek miktarda siyanür tüketen mineraller altının çözeltiye geçmesini zorlaştırmaktadırlar. Altın içeren cevherin karbonlu malzeme içermemesi, kireç tüketimine neden olacak asit yapıcı bileşenlere sahip olmaması, killi malzemeden oluşmaması, altın tanelerini kaplayabilecek demir oksit oluşumuna neden olmaması, siyanür liçinde cevherin sahip olması gereken özelliklerdir (Gür, 1996).

Siyanürlü liç yönteminin sakıncaları dikkate alındığında altın üretiminde kullanılan gravite ayırması, flotasyon ve aglomerasyon gibi diğer yöntemler önem kazanmaktadır.

Kuyumculuk sektöründe takı üretimi ve soy metal işleyen fabrikaların çalışmaları esnasında farklı üretim aşamalarında yolluklar, besleyiciler, döküm çapakları, askı telleri, kesim ve pres artıkları gibi altın içeren atıklar oluşmaktadır. Aynı zamanda üretim aşamasında lavabo suları, atölye çöpleri, havalandırma tozları, cila ramatları ve mekanik işlem tozları gibi daha düşük miktarda altın içeren atıklar da meydana gelmektedir. Kuyumculuk işlemleri sonucu ortaya çıkan bu altın kayıpları üretilen ürünün üretim maliyetini arttırmakta ve bu durum sektördeki rekabeti etkilemektedir (Kaspin ve diğ, 2009).

Kuyumcu curuflarından geri kazanılan altın, piyasadaki altın fiyatları değişikliklerinde önemli rol oynamaktadır. Bundan dolayı kuyumcu artıklarının

miktarındaki azalma olasılığı bu artıklardan kazanılabilecek altın miktarındaki düşüşe bağlı olarak, maden işletmelerinde meydana gelebilecek potansiyel kayıplara göre piyasalar üzerinde daha fazla etkili olabilecektir. (Url-1).

Altın takı üretiminde Hindistan'dan sonra ikinci sırada yeralan Türkiye'de yılda yaklaşık olarak 60-100 ton hurda altın işlenmektedir. Bu hurda altınların bir kısmı denetim dışı işletmelerde en fazla %99.5 verim ve 4 g/kg altın içeriği ile kazanılmaktadır. Ancak bu işletmelerde uygulanan kazanım yöntemlerinin ilkelliği sebebi ile çevre kirliliğine yol açılmaktadır. Büyük kuyumcu fabrikalarında ise hurda altınların kazanımı için altın rafinasyon tesisleri bulunmaktadır. Bu fabrikalar yalnızca kendi üretimlerinden oluşan altın hurdalarını tekrar işleyebildikleri gibi, üretim maliyetlerini düşürmek için fabrika dışından gelen altın hurdalarını da işlemektedirler.

Kuyumculuk işlemleri sonucunda oluşan altın ve gümüş içerikli artıklardan altının geri kazanımı için hidrometalurjik ve pirometalurjik işlemler uygulanabilmektedir. Pirometalurjik işlemler sonucunda soda boraks esaslı curuf oluşmakta ve curufların düşük vizkositesine karşın uygulanan ergitmede ulaşılabilen sıcaklık değerinin nispeten daha düşük kalmasından dolayı, altının tamamı kazanılamayıp, bir kısmı altın zerrecikleri halinde curuf yapısında bulunmaktadır. Curuf yapısında kalan, kazanılamayan altın miktarı işletmelere göre farklılık göstermekle birlikte 1200 g/t seviyelerine çıkabilmektedir. İlk ergitme işlemi ile altının yüksek verim ile kazanımı mümkün olmadığından pirometalurjik işlemler esas alınarak ve yine soda boraks ile ergitme işlemi yapılarak altın kazanımı sağlanır. Ancak bütün bu işlemlerin sonucunda pirometalurjik işlemler ile kazanılamayacak, halen curuf içerisinde kalmış altın bulunmaktadır. Curuf içerisinde bulunan düşük içerikli altının kazanma verimini %99 seviyelerine çıkarabilmek için siyanür liçi yöntemi kullanılabilmektedir. Ancak, kuyumculuk faaliyetlerinin gerçekleştirildiği, sayıları 5000'i aşan ve tümü de şehir merkezlerinde bulunan atölyelerden yılda yüzlerce kilogram siyanür herhangi bir iyileştirme çalışması yapılmadan kanalizasyona atılmaktadır. AB ülkelerinde uygulanan çevresel normlara göre bu şekilde kontrolsüz siyanür ilavesi ile altın kazanımının çevreye verdiği zararlar göz önüne alındığında, çevreye dost ve daha ekonomik olabilecek yöntemlerin araştırılması zorunluluk haline gelmiştir (Url-2; Durmaz, 2012).

Günümüzde curuf içerisinde kalan altının geri dönüşüm teknolojisinin geliştirilip, endüstriyel çapta çevreye duyarlı üretim sistemlerinin uygulanabilirliğinin araştırılması, atık bertarafı ve sağlayacağı ekonomik katkılar açısından önem kazanmaktadır.

Bu çalışma kapsamında, birincil ve ikincil kaynaklardan altın-gümüşün liç ve flotasyon yöntemleri ile optimum kazanım koşulları belirlenmiş ve endüstriyel açıdan her iki yöntemin karşılaştırmalı olarak ekonomiklik irdelemesi yapılmıştır.

2. GENEL BİLGİLER

2.1 Altın ve Gümüşün Fiziksel ve Kimyasal Özellikleri

Normal şartlar altında bozunmama özelliğinden dolayı soy metal olarak adlandırılan altın, doğal halde metalik parlaklıkta ve güneş sarısı rengindedir. Diğer metallerden farklı olarak, altının doğada tek başına bulunma özelliği bulunmaktadır. Bununla birlikte doğada gümüş, bakır, nikel, platin, paladyum, tellür gibi metallerle de bulunabilir.

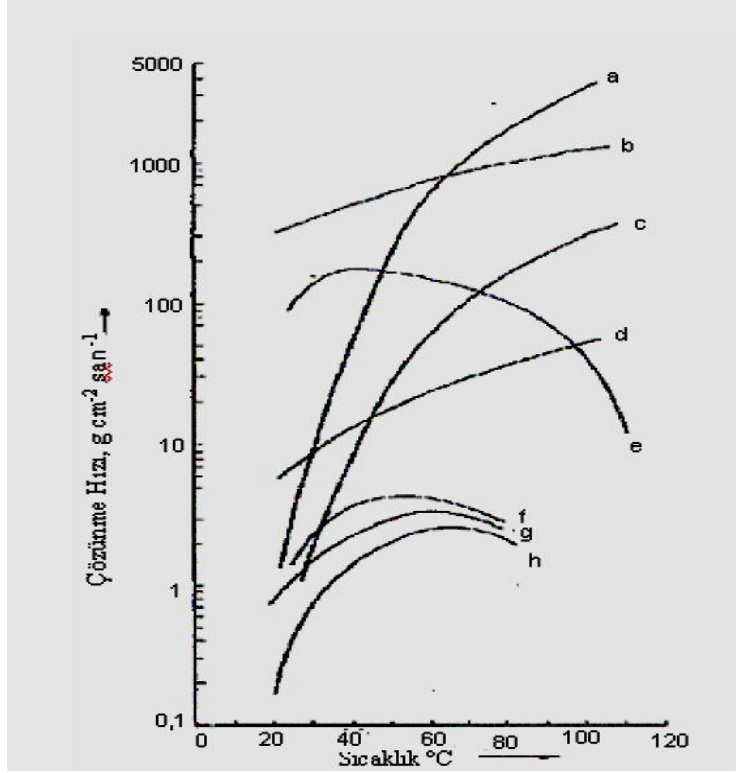
Altının korozyona, oksitlenmeye ve sülfürlenmeye karşı gösterdiği direnç, diğer metallerle kolay alaşım yapabilme, yüksek elektrik ve ısı iletkenliği gibi özellikleri, altını diğer metallerden üstün kılmaktadır. Ayrıca, düşük sertlik ve kolay dövülebilirlik özellikleri nedeni ile kuyumculuk sektöründe ve laboratuvar araç ve gereç yapımında kullanılmaktadır.

Altın; gümüş, bakır, nikel, çinko, platin, paladyum ve iridyum ile alaşım yapabilmektedir. Bu alaşımlara ısıtılımlerle daha iyi mekanik özellikler kazandırılabilir. Altının doğada bulunduğı şekilde kristalinin tam bir görüntüsü olmayıp kübik, oktahedral, dodekahedral görülebilen yüzeyler üzerinde ipliğimsi, yaprağımsı ve küresel şekiller sergilerler.

Normal koşullar altında, su, kuru ve nemli hava, ozon, azot, hidrojen, flor, iyot, kükürt, hidrojen sülfür ile reaksiyona girmeyen altın yalnızca kral suyu ($1 \text{ mol HNO}_3 + 3 \text{ mol HCl}$) ve klorlu su (HClO) gibi çok kuvvetli oksidasyon ortamlarında çözünür. Cıva ile alaşım oluşturabilmektedir. Bileşikleri +1 ve +3 değerlikli olan altın, krom ve brom ile tepkimeye girebilmektedir. Çeşitli endüstriyel çözeltiler içindeki altının çözünürlük hızları Şekil 2.1’ de belirtilmiştir (Habashi, 1997).

Gümüş çoğı bileşiklerinde +1 değerliklidir. Dövülebilme ve tel halinde çekilebilme özelliğine sahip olan gümüşün rengi ve çizgi rengi gümüş beyazıdır. Atmosferde oksitlenmeye karşı büyük bir mukavemet gösterir. Bakırdan daha zor, altından ise daha kolay oksitlenerek kahve veya gri-siyah renklerde görülür. Doğal gümüş

genellikle alařım halinde Au, Hg, Cu; daha seyrek olarak Pt, Sb ve Bi ierir. Gmřn kadmiyum ve inko ile yaptıėı alařımlar, parlaklıėını ok daha yavař kaybeder. Buna antimon ve kalay ilave edilirse, bu parlaklık ve dayanıklılık daha da artar. Gmřn standart elektrot potansiyeli 0.7978 V'dur. Nitrik asit ve deriřik sıcak slfrik asitte kolayca znmektedir. Ayrıca kkrt ve birok kkrt bileřikleriyle hemen reaksiyona girmektedir (ilingir, 1996).



řekil 2.1 : İnce altın levhanın eřitli ykseltgen zltelerde znme hızları. a) Kral suyu, 6 mol/L; b) HCl, 6 mol/L + Br₂, 0.2 mol/L; c) NaCN, 0.45 mol/L + 4-nitrobenzoik asit, 0.1 mol/L + NaOH, 0.2 mol/L; d) HCl, 6 mol/L + Cl₂ (doymus); e) HCl, 6 mol/L + H₂O₂, 0.22 mol/L; f) NaCN, 1 mol/L + hava; g) NaCN, 0.45 mol/L + NaOH, 0.2 mol/L + hava; h) NaCN, 0.006 mol/L + Ca(OH)₂, 0.04 mol/L + hava.

Kbik sistemde kristallenen gmř genellikle arpık, dallı veya kesiřen gruplar halindedir. Genellikle dzensiz ktleler, pullar ve levhalar ile yer yer iri veya ince teller halinde bulunur (Yeniyol, 2004).

2.2 Altın ve Gmř Yatakları

Altının yataklanma řekli hidrotermal yataklar ve plaser yataklar olarak ikiye ayrılmaktadır. Hidrotermal yataklar epitermal, mezotermal, hipotermal olarak gruplandırılmaktadır. Plaser yataklar, sedimanter kmelenme ya da fiziksel

yığılanma olarak da anılabilir ve mekanik bir ayrışım işlemiyle oluşmaktadır. Hidrotermal yataklar ise gerek direk plutondan sağlanan metal taşıyıcı sıvıların ve gerekse su tablasının altında bulunan çeşitli sıvıların oluşturduğu yatakların genel başlığıdır ve tamamen kimyasal işlemlere bağlıdır (Kiriş, 1994).

Gümüş yatakları ise epitermal gümüş yatakları, epitermal gümüş-barit yatakları, epitermal gümüş-manganez yatakları, kireç taşları içinde epitermal Ag-Pb-Zn damarları, mezotermal gümüş yatakları ve U-Pb-Co-Ni-Ag formasyonu olarak gruplandırılmaktadır (Çilingir, 1996).

2.2.1 Hidrotermal altın yatakları

Hidrotermal altın yatakları oluşum sıcaklığı bakımından çoğunlukla düşük sıcaklıklarda ($T < 200^{\circ}\text{C}$) oluşmuş epitermal yataklar şeklindedirler. Yüzeye yakın seviyelerde, travertenimsi kayaçlar içinde oluşan hidrotermal altın yatakları ılıca tipi sedimanter istif içinde özellikle karbonatlı kayaçların taban seviyelerinde oluşmuştur. Bu tip altın yatakları bileşimleri bakımından da altınlı-kuvarslı oluşumlar, altınlı-sülfürlü-kuvarslı oluşumlar, altınlı-gümüşlü-kuvarslı-aduleryalı oluşumlar gibi değişik isimler altında gruplanabilmektedir. Bu yataklar içinde altın ya tellüridli bileşikler halinde veya sülfürlü mineraller içinde Cu'nun yerini alarak zenginleşmektedir. Zaman zaman nabit altın oluşumları da gözlenebilmektedir (Gökçe, 1995).

2.2.1.1 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. Cevher içinde altın taneleri mikroskopla dahi görülemeyecek kadar ince boyutta ve kaya içinde saçınımlar halinde bulunmaktadır (Oygür, 1996). Epitermal sistemde oluşum derinliği: 0-100 m, oluşumu ise silisli damar, breş bacaları, ağsal damar, disemine, yer değişim, düzensiz uzun eksenli yumrulanma, cevher tekstilleri; boşluk doldurma, kabuk dolguları, tarak yapıları, kolloform dolgular, breşlenme, düzensiz yapraklanma şeklindedir (Kiriş, 1994).

Epitermal yatakların özellikle arama sırasında göz önünde bulundurulması gereken en önemli özelliği alterasyondur. Bu, kayaçlar içerisinde dolaşan sıcak suları aramada belirleyici olmaktadır. Metalleri çözüp tekrar çöktürme özelliklerinin yanı

sıra, epitermal çözeltilerin çevre kayalar üzerinde etkin bir alterasyon oluşturma yetenekleri vardır. Alterasyon killi ve silisli zonlar şeklinde kendini belli etmektedir. Çözeltilerin yüzeye doğru yükseldikçe basınç kaybetmesi ve soğuması nedeniyle alterasyon klasik olarak zonlara ayrılır (Kırıkoğlu, 1990).

Yüksek sülfürleşmeye bağlı epitermal Au yatakları; asidik, sülfürce zengin, oksidize sıvılara bağlı oluşurken, düşük sülfürleşmeye bağlı epitermal Au yatakları ise nötüre yakın, sülfürce fakir, indirgenmiş sıvılar tarafından oluşturulur. Yüksek sülfürleşmeye bağlı epitermal altın yataklarında sıvılar SO₂'ce zengin magmatik gaz ve sıvıların yoğunlaşması sonucu oluşurlar (Kiriş, 1994). Bu yataklar; 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).

Düşük sülfürleşmeye bağlı epitermal altın yatakları, düşük oranda baz metal içerikleri, kuvars-adularya-karbonserizit alterasyon topluluğu, nötüre 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 adularyadır (Kiriş, 1994).

Sediman ve karbonatlı kayalarda yataklanmış epitermal altın yataklarını 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).

2.2.1.2 Mezotermal 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).

Porfiri tipi altın yataklarında 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 kaya içerisinde dağılır (Kiriş, 1994).

Damar tipi altın yataklarında altın cevheri, nabit altın ve tellüridler (özellikle petzit) şeklindedir. Yatakların sülfür içeriği düşüktür ve genel olarak pirit başta olmak üzere arsenopirit, sfalerit, galen, kalkopirit ve tetrahedrit minerallerine rastlanmaktadır. Gang mineralleri kuvars, ferrodolomit, diğer karbonatlar ve serizittir. Yataklanma sıcaklıklarını bazı araştırmacılar 250-300°C olarak tanımlarken, diğer bazı araştırmacılar, altın ve kuvarsin enjeksiyonu için >340°C ile birlikte 670-2500 kbar koşullarını öne sürmektedir (Kiriş, 1994).

2.2.1.3 Hipotermal altın yatakları

Hipotermal altın yatakları, yüksek sıcaklık (300-500°C) ve 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).

2.2.2 Plaser tip altın yatakları

Mostra veren, altın içeren kuvars damarları erozyona maruz kalarak zamanla fiziksel duraylılığını kaybetmekte ve bünyesinde hapsettiği altını serbest bırakmaktadır. Çeşitli taşınım ortamında (düşüş, yuvarlanma, rüzgar, yağmur suyu yıkaması vb.) nehir veya akarsuya kadar taşınan altın parçacıkları, özgül ağırlık farklılığı nedeniyle dibe çökmekte, zamanla konsantrasyonu artmakta ve plaser yataklar oluşmaktadır. Bu yataklar temel anlamda, ağır minerallerin hafif minerallerden yerçekimi kuvveti etkisiyle ayrışımı, dekantasyon olgusuna dayanır. Ayrışımı yapan araçlar, hareketli olmak kaydıyla su (nehir, dalga), hava (rüzgar) ve çoğunlukla bunların birkaçının birleşmesiyle oluşan taşıyıcı ayrıştırıcı topluluğudur. Cevherleşmeyi oluşturan mineraller altın, zirkon, monazit, topaz, safir, beril, korund, spinel, gümüş, elmas, platinyum, kasiterit, ilmenit, rutil ve barittir (Kiriş, 1994).

Kayaçlar ve cevherleşmeler içinde nabit halde veya tellürlü ve sülfürlü mineraller bulunan altın tanecikleri, yüzeysel bozunma sırasında nabit altın tanecikleri şeklinde

serbestleşir. Altın kimyasal bozunmaya ve fiziksel parçalanmaya karşı dayanıklı soy metal olması ve yüksek yoğunluğu nedeniyle plaser yatakların yaygın bileşenlerindendir. Bozunma bölgesinde gelişen kalıntı tipi plaserlerden denizel plaserlere kadar her çeşit plaser tip yatakta zenginleşebilmektedir. Plaser tipi Au yatakları işletilmeleri ve zenginleştirilmeleri kolay olduğundan üretimde önemli paya sahiptirler (Gökçe, 1995).

2.2.3 Epitermal gümüş yatakları

Bu yatakların bünyesinde gümüş, genellikle nabit gümüş şeklinde bulunmaktadır. Volkanik faaliyetlere bağlı olarak veya püskürük kayalar içerisindeki damarların ve çatlakların dolguları olarak oluşmaktadırlar. As, Sb, Hg, Bi, Fe gibi elementler gümüşle beraber yan element olarak görülmektedir. Yan kayalar hem asidik hem bazik olabilmektedir. Derinlikleri 300-600 m arasında değişmektedir. Gümüş tenörü 60 g/ton ile birkaç kg/ton arasında değişkenlik göstermektedir. Bu tip yatakların ana mineralleri galen, sfalerit, arjantit, pirarjirit ve kalkopiritir (Çilingir, 1996).

2.2.4 Epitermal gümüş-barit yatakları

Bu tip yataklar ana minerali barit olan epitermal yatak olarak tanımlanabilmektedir. Ancak bu tip yatakların epitermal yatlardan farkı, derinlik ve uzunluk olarak çok daha küçük olmasıdır. Nadiren derinliklerinin 60-70 m altına uzanım gösterdiği görülmektedir. Gümüş mineralleri oksit veya nabit gümüş şeklinde bulunmaktadır. Güney Kaliforniya'da bulunan bir epitermal gümüş-barit yatağında gümüşün bulunuş şekli, serarjirit, embolit ve nabit gümüşce zengin mercekler şeklindedir ve bu mercekler barit damarı içinde düzensiz şekilde dağılmış durumdadır. Gümüş ise barit damarının çevresinde tenörü düşük zonda gözlenmektedir (Çilingir, 1996).

2.2.5 Epitermal gümüş-manganez yatakları

Genç volkanik kayalar içerisinde ve komşu kireç taşları arasında ana minerali manganez karbonat ve manganez oksit olan damarlar gümüş içermektedir. Bu yataklarda gümüş serarjirit şeklinde bulunurken bazı kısımlarda klorit, florit, vanadinit, piromorfit ve deskloritte bulunmaktadır. Dünya genelinde geçmişten bugüne en zengin yatlardan birisi olan Utah'daki Escalante yatağı bu tipin bir örneğini temsil etmektedir. Riyolit içerisinde barınan manganez damarlarının gümüş tenörü 300-350 g/t civarındadır (Çilingir, 1996).

2.2.6 Kire taşları içinde epitermal Ag-Pb-Zn damarları

Bu tip yatakların sayısı azdır. Üretim gücü yüksek olan bu yatak tiplerinde gümüş genellikle prüstit ve nabit haldedir. Yatak içerisindeki galen gümüş içeriğı bakımından zengindir. Bu tip yatağın örneğı Amerika-Colorado'da mevcuttur. Gümüş mercekler halinde ve kire taşlarındaki barit, pirsoit, galen ve sfalerit damarları içerisinde bulunmaktadır (ilingir, 1996).

2.2.7 Mezotermal gümüş damarları

Bu tipin en önemli örneğı dünyanın en büyük yataklarından biri olan Courer D'Alene yatağıdır. Gümüş, kil taşları ve kuvarsitler içerisinde bir damar şeklinde görölmektedir. Damarın derinliğı, uzunluğundan fazladır. Gümüş tenörü 750 g/t' dur. Cevher yan element olarak ise %0.75 Cu ve %10-12 Pb-Zn içermektedir (ilingir, 1996).

2.2.8 U-Pb-Co-Ni-Ag formasyonu

Bu tip yatakların oluşum şekli granit entrüzyonlarına bağılı olarak veya diyabaz kütlelerinde oluşabilmektedir. Nabit gümüş ve gümüş mineralleri ile beraberindeki diğerk mineraller, tektonik hat içerisinde disemine ve atlak dolguları şeklinde bulunmaktadır. Derinlikle minerallerin bileşimi Ag-Ni-Co-Pb-U sırasında olmaktadır. Kanada'daki Cobalt City yatağı da bu sıraya göre oluşmuştur ve buradan 15000 tona yakın gümüş üretimi gerçekleştirilmiştir. Gümüş oranı %10'lara ıkabileceğı gibi %6'ya kadar Ni ve %30'a kadar Co içermektedir (ilingir, 1996).

2.3 Altın ve Gümüş Mineralleri

Doğada en az bulunan elementlerden olan altının yeryüzünde bulunma miktarı 0.005 g/t, gümüşün ise 0.07 g/t'dur (Marsden ve House, 2006). Dünyada ekonomik olarak üretim yapılan madenlerde altın içeriğı 0.2 g/ton ile 15-20 g/ton arasında değışmektedir (Yüce, 1997).

Altın rezervlerinin büyük çoğunluğunu nabit altın ve elektrik oluşturur. Nabit altın, %50'lere ulaşabilecek oranlarda Ag, %2 oranında Fe ve daha az oranlarda bizmut, paladyum, bakır ve diğerk metalleri içerebilmektedir (Saager, 1984). Bununla birlikte pirit, kalkopirit, arsenopirit ve pirotin içinde önemli miktarda altın bulunabilmekte ve

yan ürün olarak kazanılabilmektedir. Ayrıca altın yataklarından Ag, Pt grubu elementler, U, Cu, W, Bi, Te elementleri elde edilebilmektedir (Gökçe, 1995).

Gümüş doğada nabit gümüş ve Au, Cu, Hg ve Sb ile oluşturduğu arametal bileşikleri ve sülfürler, sülfotuzlar, tellürler, selen ve halojenlerle oluşturduğu bileşikler halinde bulunmaktadır. Önemli gümüş mineralleri; nabit gümüş, arjantit, freibergit, prustit, pirarjirit, klorarjirit ve hessittir. Gümüş, sülfürlü yatakların büyük bir bölümünde galen, kalkopirit ve pirit içerisinde birkaç mikrondan, birkaç yüz mikrona varan tane büyüklüklerinde izlenmektedir (Yüce, 2014). Gümüş üretiminin %80'i bu metallerin üretiminde yan ürün olarak gerçekleştirilmektedir. En önemli kurşun minerali olan galen, gümüş üretiminde en büyük paya sahiptir (Saager, 1984). Çizelge 2.1'de önemli altın ve gümüş mineralleri verilmiştir (Henley, 1975; Çilingir, 1996).

Çizelge 2.1 : Altın, gümüş mineralleri ve bazı özellikleri.

Mineral Adı	Formül	Yoğunluk (g/cm ³)	Sertlik (Mohs)	Teorik Metal (%Au, Ag)
Nabit altın	Au	15.3-19.3	2.5	>%75 Au
Nabit gümüş	Ag	10-11.1	2.5	-
Elekttrum	Au,Ag	13-16	2-2.5	%45-75 Au
Maldonit	Au ₂ Bi	15.5	1.5-2	%65 Au, %35 Bi
Arjantit	Ag ₂ S	7.3	2-2.5	%87 Ag
Prustit	Ag ₂ AsS ₃	5.6	2.5-3	%65.4 Ag
Pirarjirit	Ag ₂ SbS ₃	5.8	2.5-3	%59.8 Ag
Stefanit	5Ag ₂ S. Sb ₂ S ₃	6.2-6.5	2.5-3	%68.3 Ag
Freibergit	(Ag,Cu,Fe) ₁₂ Sb ₄ S ₁₃	4.8-5	3.5	%28-36 Ag
Embolit	Ag(Cl,Br)	5.8-6	1.5	-
Klorarjirit	AgCl	5.6	1.5	-
Bromarjirit	AgBr	5.8-6	2	%75 Ag
Telluridler :				
Kalaverit	AuTe ₂	9-9.4	2.5	%39.2-42.8 Au
Montbrayit	Au ₂ Te ₃	9.9	2.5	%44.3-50.7 Au
Silvenit	(Au,Ag) ₂ Te ₄	8-8.3	1.5-2	%24.2-29.9 Au
Petzit	Au ₃ AgTe ₂	8.7	2.5	%23.4-25.4 Au
Krennerit	(Au,Ag)Te ₂	8.5	2.5	%38 Au, %4 Ag
Kostovit	AuCuTe ₂	7.9	2-2.5	%25-27.3 Au
Nagyagit	Pb ₅ Au(Te,Sb) ₄ S ₆	6.8-7.5	1-1.5	%6-13 Au
Hessit	Ag ₂ Te	8.4	2.5-3	%63.3 Ag

2.3.1 Nabit altın

Nabit altının %99.8'e kadar altın içerdiği bilinmektedir. Ancak çoğu zaman gümüş varlığından dolayı %85 ile %95 arasında altın içermektedir. Nabit altının yoğunluğu

19.3-15.3 g/cm³ arasında değişmektedir. Nabit altın tanecikleri genelde çok incedir. İri taneli kısmen düzgün kristalli, yapışık plakalar veya yumrular şeklindeki nabit altınlar, nugetler olarak adlandırılırlar (Çilingir, 1996).

2.3.2 Elektrum

Altın genellikle gümüş ile alaşım oluşturmaktadır. Ancak gümüş içeriği %25 ile %55 arasında olduğu zaman mineral, elektrum ismini almaktadır. Elektrum gümüş içeriğinden dolayı mat sarı renklidir. Nabit altına göre daha düşük olan yoğunluğu 13.0 g/cm³ ile 16.0 g/cm³ arasında değişmektedir (Marsden ve House, 2006).

2.3.3 Altın tellürler

Altın içeren tellürlerin en yaygın olanları kalaverit (AuTe₂), silvenit ((Au,Ag)₂Te₄) ve petzit (Ag₃AuTe₂) mineralleridir. Altın içeren diğer tellür mineraller ise, krennerit ((Au,Ag)Te₂), montbrayit (Au₂Te₃) ve kostovit (AuCuTe₄)'tir. Altın tellürler genellikle serbest altın ve sülfür minerallerine bağlı olarak bulunur. Altın tellürlerin yoğunluğu nabit altından daha düşüktür. Altın tellür cevherlerinde, gümüş minerali olarak en çok hessit (Ag₂Te) mineraline rastlanır (Marsden ve House, 2006).

2.3.4 Diğer altın mineralleri

Altın nadiren maldonit (Au₂Bi) mineralinin içerisinde bizmut ile oluşur. Maldonit 15.5 g/cm³ yoğunluğuna ve altından daha düşük Mohs sertliğine (1.5-2.0) sahiptir. Siyanür çözeltilerinde çok az çözünür.

Altın ve bakır, çok nadir olan AuCu₃ ve AuCu gibi bileşikler oluşturur. Bu bileşiklerin kristal yapısı yüzey merkezli kübik sistemdir (Marsden ve House, 2006).

2.3.5 Sülfürlü altın

Altın, sülfürlü minerallerin içerisinde çok ince katı çözelti kapanımları halinde bulunabilir. Örneğin, sülfürlü mineral yapılarının içindeki altın içeriği arsenopiritte 0.2'den 15.2 g/t'a, piritte 0.2'den 132 g/t'a, kalkopiritte ise 0.2'den 7.7 g/t'a kadar olabilmektedir. Sülfürlü mineraller içerisindeki altının oluşumu refrakter altın sistemlerinde başlıca önem taşımaktadır (Marsden ve House, 2006).

2.4 D nyada Altın ve G m   

1970'lerin sonlarından ba layarak, d nya altın madenciliğinde  ok ciddi bir geli im ba lamı tır. Sanayile mi  bir ok  lkede altın cevheri  retimi hızla artı  g stermi tir. Bu geli imle beraber, o zamana kadar geleneksel altın  reticisi olan G. Afrika ve Rusya'nın bu sekt rdeki paylarında d      ya anırken, di er  retime ge en  lkelerin paylarında ise artı  g r lm   t r ( zel, 2011).

D nya altın  retimi, ge ti imiz 1975-2000 yılları arasında yaklaşık olarak iki katına  ıkmı tır. Bunun sonucunda, bilinen altın cevherleri i letmeye alınırken, yeni altın yataklarının bulunup i letilmesi i in de t m d nyada arama ve yatırım d nemi ba lamı tır. D nyada 1990 yılına ait toplam altın  retimi miktarı 2133 ton iken, s regelen artı la beraber bu miktar 2000 yılında %12'lik bir artı  g stererek 2381 tona y kselmi tir. Bu artı ın sebebi ise  in, Peru, Endonezya, Papua Yeni Gine ve ABD'deki maliyeti d   k olan madenlerin i letilmeye ba lanması ve hızlı teknolojik/ekonomik geli melerden kaynaklanmı tır (Url-3). Altın  retimindeki artı  2010'lu yıllarda da devam etmi tir. 2012 yılında d nya  apındaki genel altın  retimi 2700 ton olmu tur (George, 2013). D nya altın  retiminde  in, Avustralya, Amerika, Rusya ve G. Afrika ilk 5 sırayı payla maktadırlar. Altın  retiminde, hi bir Avrupa  lkesi ciddi bir paya sahip de ildir. Altın rezervi bakımından ise 9800 ton ile Avustralya 1. sırada yer almaktadır. Avustralya'nın ardından ise G. Afrika 6000 ton ve Rusya 5000 ton ile sıralanmaktadır. D nya altın rezervi  izelge 2.2'de,  retim de erleri  izelge 2.3'de, yıllara g re t ketim de erleri ise  ekil 2.2'de verilmi tir (Url-4).

Altın talebinde genellikle ortado u ve uzakdo u  lkeleri ilk sıralarda yer almaktadır. Altın bu  lkelerde genelde m cevherat ama lı kullanılmaktadır. Amerika ve  in gibi  lkelerdeki altın talebi ise daha  ok teknolojik gereksinimlerden dolayı olmaktadır.  in'de son be  yılda altın t ketimi %13 artı  g stermi tir. Genel olarak, 2014 yılında d   k altın fiyatlarından dolayı, kuyumculuk ve elektronik alanında altının kullanım miktarı artmı tır (Url-4).

2000'li yıllardan beri cep telefonları ve tablet kameralarındaki yenilikler dijital foto raf ılı ın geli imine katkı sa lamı tır. Bu sebepten, foto rafla ilgili uygulamalardaki g m    talebi, dijital kameraların kullanımının artmasıyla azalmı tır. Kuyumculukta, elektronik uygulamalarda ve di er end striyel uygulamalarda g m   

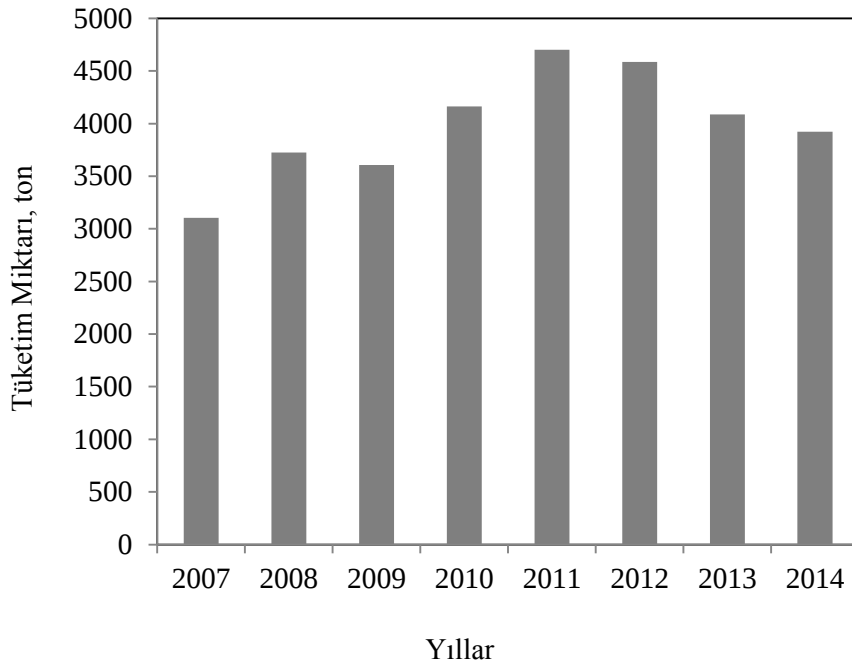
talebi azalış gösterirken, sert lehim alaşımlarında, madeni paralarda, gümüş çatal bıçak ve sofra takımlarında gümüş kullanımı ise artış göstermiştir. Yara bakım tedavisi için bandaj ve tıbbi ilaç ürünlerinde de gümüş kullanımı artmıştır. Dünya gümüş üretim ve rezerv miktarları Çizelge 2.4’de verilmiştir (Url-4).

Çizelge 2.2 : Dünya altın rezervleri.

Ülkeler	Rezerv, ton	
	2013	2014
Avustralya	7400	9800
Güney Afrika	6000	6000
Rusya	5000	5000
Şili	3900	3900
ABD	3000	3000
Endonezya	3000	3000
Brezilya	2600	2400
Peru	2200	2100
Çin	1900	1900
Özbekistan	1700	1700
Gana	1600	2000
Meksika	1400	1400
Papua Yeni Gine	1200	1200
Kanada	920	2000
Türkiye	700	700
Diğer Ülkeler	9300	9300
Toplam	51820	55400

Çizelge 2.3 : Dünya altın üretim değerleri.

Ülkeler	Üretim Miktarları, ton			
	2011	2012	2013	2014
Çin	362	370	430	450
Avustralya	258	250	265	270
ABD	234	230	230	211
Rusya	200	205	230	245
Güney Afrika	181	170	160	150
Peru	164	165	151	150
Kanada	97	102	124	160
Endonezya	96	95	61	65
Özbekistan	91	90	98	102
Gana	80	89	90	90
Meksika	84	87	98	92
Papua Yeni Gine	66	60	57	60
Brezilya	62	56	71	70
Şili	45	45	51	50
Türkiye	24.6	29.5	33.5	31
Diğer Ülkeler	640	645	684	695



Şekil 2.2 : Dünya altın tüketim değerleri.

Çizelge 2.4 : Dünya gümüş üretim ve rezerv değerleri.

Ülkeler	Üretim Miktarı, ton		Rezerv,ton
	2013	2014	
ABD	1040	1170	25000
Avustralya	1840	1900	85000
Bolivya	1290	1300	22000
Kanada	627	646	7000
Şili	1170	1200	77000
Çin	4100	4200	43000
Meksika	4860	4700	37000
Peru	3670	3700	98900
Polonya	1200	1200	85000
Diğer Ülkeler	4440	4400	50000

Dünya gümüş üretimi 2013 yılı sonunda 26000 ton iken çok az miktarda artış göstererek 2014 yıl sonu itibari ile 26100 ton'a ulaşmıştır. Bu artış, Avustralya, Bolivya, Çin ve Peru'daki artan gümüş üretimi sonucunda oluşmuştur. Dünya gümüş üretiminde Meksika ilk sırayı alırken, Çin ve Peru ise Meksika'yı takip eden ülkelerdir. Gümüş rezervi açısından ise Peru, Polonya, Avustralya ve Şili önemli ülkeler konumundadır.

2.5 Türkiye’de Altın ve Gümüş

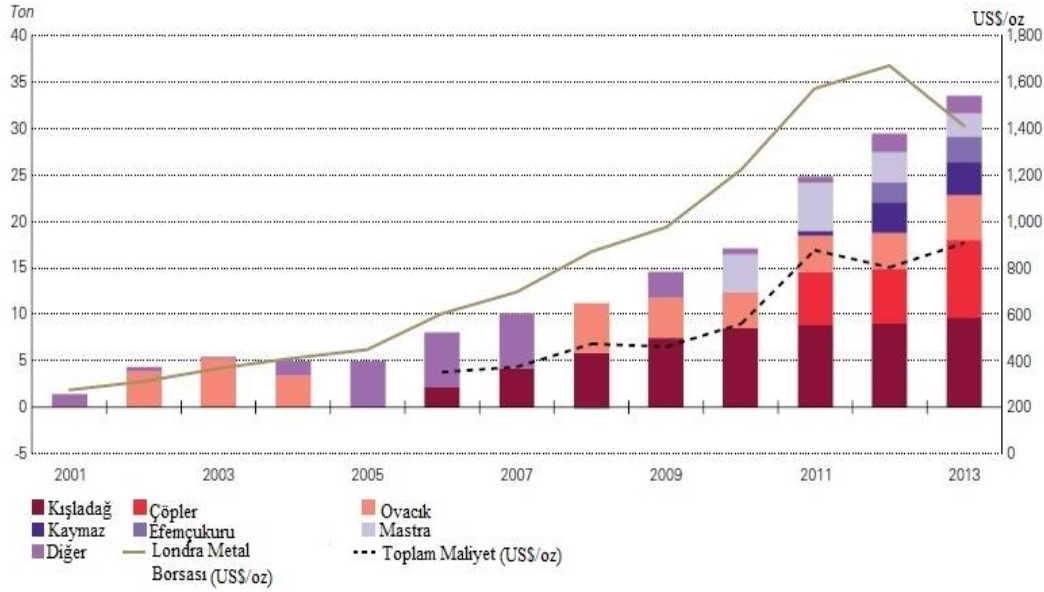
Türkiye’de altın madenciliği ilk olarak 1989 yılında keşfedilen ve 2001 yılında üretime geçen Bergama Ovacık Altın Madeninde başlamıştır. Altın madenciliği, 2002 yılında Manisa Salihli Sart plaser altın madeninin, 2006 yılında Uşak Kışladağ altın madeninin, 2009 yılında Gümüşhane Mastra altın madeninin, 2010 yılında Erzincan Çöpler altın madeninin, 2011 yılında Eskişehir Kaymaz altın madeni ile İzmir Efemçukuru altın madeninin, 2012 yılında Niğde Tepeköy altın madeninin, 2015 yılında ise Kayseri Himmetdede altın madeninin üretime başlamasıyla önemli yol katetmiştir.

Ülkemizde bilinen ve arama çalışmaları süren altın yatakları Ege, Doğu Karadeniz ve Doğu Anadolu bölgelerinde yoğunlaşmaktadır. Halen üretime hazır olan altın yataklarımızda tonda 1.2 g ile 12.65 g arasında değişen miktarlarda altın bulunmaktadır. Buna göre işletilebilir altın rezervi metal bazında toplam 700 tondur. Jeolojik yapısı ve dünyadaki altın oluşum modellerine dayanılarak yapılan hesaplama göre Türkiye altın potansiyelinin 6500 ton olduğu ve bu rezervle de dünyanın ikinci ülkesi haline gelebileceği tahmin edilmektedir (Url-5). Türkiye’deki altın madenlerinden yıllara bağlı üretilen altın miktarı ve \$/oz olarak altın fiyatları Şekil 2.3’de gösterilmiştir (Url-6).

Uşak-Kışladağ Altın Madeni İşletmesinin rezerv geliştirme çalışmaları ile cevher rezervinin yaklaşık 180.6 milyon ton olduğu ve buna bağlı olarak yıllık ortalama üretimin yaklaşık olarak 12.5 milyon ton olacağı saptanmıştır. Uşak-Kışladağ altın cevherinin altın için ortalama tenörü 1.07 g/ton olarak; sınır tenör ise, 0.35 g/ton (oksitli cevher) 0.5 g/ton (sülfürlü cevher) olarak, gümüşün ortalama tenörü ise 1.1 g/ton olarak belirlenmiştir (Url-7).

Dört proses tesisi bulunan Koza Altın İşletmelerinin, 2001 yılından bu yana çalışmakta olan ilk tesisleri Bergama-Ovacık tesisinde halen 900.000 ton/yıl üretim yapılmaktadır. 2014 yılında Ovacık tesisinde 203711 ons altın (7.71 g/t altın tenörlü), 82402 ons gümüş (4.56 g/t gümüş tenörlü) üretimi gerçekleştirilmiştir. 2009 yılında devreye alınan, 1 milyon 350 bin ton altın rezervine sahip Mastra tesislerinde 2014 yılında 16200 ons altın (4.99 g/t altın tenörlü) ve 11814 ons gümüş (5.95 g/t gümüş tenörlü) işlenmiştir. Eskişehir-Kaymaz tesisinde ise 2014 on iki aylık dönemde 92888 ons altın (4.88 g/t altın tenörlü), 48001 ons gümüş (3.66 g/t gümüş tenörlü)

üretimi gerçekleştirilmiştir. Koza Altın İşletmeleri'nin dördüncü tesisi olan Kayseri - Himmetdede tesisinde toplamda 3711 ons altın üretimi gerçekleştirilmiştir (Url-8).



Şekil 2.3 : Türkiye'deki altın madenlerinden yıllara bağlı üretilen altın miktarı ve altın fiyatları.

Erzincan-İliç bölgesinin Çöpler köyünde Anagold Madencilik'e ait olan altın madeninde Aralık 2010'da üretime başlanılmıştır. Yıllık ortalama 6.2-6.5 ton üretim yapılmakta olup, 2010 yılından beri toplamda 21 ton üretim yapılmıştır. Ortalama 1.7 g/t altın tenörüne ve 122.8 milyon ton rezerve sahip altın madeninde yıgın lıç yöntemi ile üretim yapılmaktadır (Url-9).

Türkiye'de birincil kaynaklardan gümüş üretimine, Etibank vasıtasıyla 1987 yılı sonlarında 100. Yıl Gümüş Madeni İşletmeleri Müessesesi Müdürlüğü'nün Kütahya/Gümüşköy mevkiinde kurulan tesislerinin fiilen faaliyete geçmesiyle başlanmıştır. 2004 yılında yapılan özelleştirme kapsamında Eti Gümüş A.Ş. tarafından satın alınmıştır. Metalik hammadde kaynaklarından gümüş madeni, Eti Gümüş Tesisleri'nde işlenerek, ülke ihtiyacının tamamını karşılayacak şekilde ve %99.9 saflıkta değerlendirilmektedir (Url-10). Eti Gümüş tesisleri, Türkiye'de tüvenan cevherden metal gümüş üretilen tek madencilik kuruluşudur. Tesis kapasitesi 12 milyon ton/yıl'dır. Toplam rezerv yaklaşık 100 milyon ton olup, tenör ortalaması 10-180 g/ton'dur (Url-11).

3. KUYUMCU CURUFLARI

3.1 Giriş ve Sektörün Analizi

İlk olarak Doğu Avrupa'daki insan toplulukları tarafından, milattan yaklaşık 4000 yıl önce kullanılmaya başlanan altın, günümüzün de en değerli madenlerindendir (Böcügöz ve Günkut, 2005; Turan, 2009). Dünyada yıllık yaklaşık 2500 ton olarak üretilen altının %50'si kuyumculuk alanında, %40'ı yatırım amaçlı ve %10'u ise endüstri alanında kullanılmaktadır (Madencilik Sektörü ve Altın Madenciliği Raporu, 2011).

2001 yılında altın üretimine başlayan Türkiye, 2014 yılı üretim verilerine göre, 31.5 tonluk altın üretimi ile Avrupa'da ilk sıradadır (Url-3). Türkiye altın talebinde, Hindistan, ABD, Suudi Arabistan ve Çin'den sonra 5. sırada yer almaktadır. Bu durum, Dünya üretiminde ilk sıralarda bulunmamamıza rağmen, dünya altın talebinde ön sıralarda yer aldığımızı göstermektedir. İthal edilen altının büyük bir kısmı altın takı üretiminde kullanılmaktadır. Türkiye altın takı üretiminde Hindistan'dan sonra ikinci sırada yer almaktadır. Türkiye'nin 20-25 yıl önce başlayan mücevherat ihracatı son yıllarda büyük artışlar göstermiş, 2011 yılında Dünya değerli mücevherat ihracatında 11. sırada yeralan Türkiye, altın mücevherat ihracatında ise İtalya'dan sonra ikinci sırada yer almıştır. İtalya yıllık ürettiği altın mücevheratının %80'ini ihraç ederken, Türkiye ise %40'ını ihraç etmektedir. Geriye kalan altın yerli üreticiye, turistlere ve bavul ticareti yapanlara satılmaktadır. Dünyada takı ihracatı yapan üçüncü ülke ise Hindistan'dır. Hindistan altın takı üretiminde birinci sırada yer almasına rağmen, takı ihracatında üçüncü sırada bulunmaktadır. 2011 yılı verilerine göre, Türkiye'nin altın mücevherat ihracatı yaklaşık 1.8 milyar ABD Doları olarak gerçekleşmiştir. Türkiye'nin mücevherat ihracatı yaptığı ülkeler başta Birleşik Arap Emirlikleri olmak üzere Irak, Kazakistan, Rusya Federasyonu, ABD, Litvanya, Almanya ve İtalya'dır. Dünya altın takı alımında ise Türkiye 118 ton ile dördüncü sırada yer almaktadır (Türkiye

Cumhuriyeti Ekonomi Bakanlığı, 2012). Ülkelerin yıllara göre altın takı alım/tüketim miktarları Çizelge 3.1’de gösterilmiştir (Url-4).

Halen gelişmekte olan altın sektöründe 6500 kuyumcu atölyesi, 20 büyük mücevher üretim kompleksi, 100 toptan mücevher satış mağazası, 30000’in üzerinde kuyumcu dükkânı faaliyet göstermekte olup, toplam 250000 kişi istihdam edilmektedir. İhracata ve iç piyasaya yönelik talep artışından dolayı, sektördeki firmalar el emeği işçiliği yerine, teknoloji ağırlıklı üretimi tercih etmektedir. Ayrıca batıdan gelen turistlerin altın mücevherat alımında 14 ve 18 ayar altına yönelmeleri de teknoloji ağırlıklı takı üretiminin tercih edilmesindeki diğer etkindir. 1990’lı yıllardan beri sektörde ihracat açısından önemli gelişmeler kaydedilmiştir. Bundan dolayı da teknolojik yeniliklere ek olarak, yurtiçi ve yurtdışı pazarlarda yer alabilmek için takı dizaynına önem verilerek, bu alanda eğitim kurumları açılmıştır (Kaplan, 2003).

Çizelge 3.1 : Yıllara göre ülkelerin altın mücevherat tüketim miktarları (ton).

Ülkeler	2009	2010	2011	2012
Hindistan	442.37	745.70	986.3	864.0
Çin	376.96	428.00	921.5	817.5
ABD	150.28	128.61	199.5	161.0
Türkiye	75.16	74.07	143.0	118.0
Suudi Arabistan	77.75	72.95	69.1	58.5
Rusya	60.12	67.50	76.7	81.9
Birleşik Arap Emirlikleri	67.60	63.37	60.9	58.1
Mısır	56.68	53.43	36.0	47.8
Endonezya	41.00	32.75	55.0	52.3
İngiltere	31.75	27.35	22.6	21.1

3.2 Birincil ve İkincil Altın Kaynakları

Altın kaynakları birincil kaynaklar ve ikincil kaynaklar olmak üzere ikiye ayrılır. Birincil altın kaynaklarını altın cevherleri oluşturmaktadır. Ayrıca bakır gümüş rafinasyonu sonucu oluşan anot çamuru, kurşun rafinasyonundan gelen zengin köpük, gümüş rafinasyon elektrolizinden gelen anot çamuru ve cevherden siyanürleme yolu ile elde edilen kompleks, birincil altın kaynakları olarak sıralanabilir. Bu kaynaklardan dore elde edilirken uygulanan pirometalurjik işlemler sonucunda curuf oluşmaktadır (Manziek, 1990; Voisin, 2012). Altın, kullanım alanı açısından en büyük paya sahip olan kuyumculuk haricinde, elektronik ve iletişim, otomotiv, havacılık, dişçilik ve tıp alanlarında da kullanılmaktadır. Bu kullanım alanlarında ortaya çıkan katı, sıvı ve hurdaya çıkmış altın içerikli ürünler altın

rafinasyonu için hammadde olan ikincil altın kaynaklarını oluşturmaktadır (Wan ve Miller, 1990). İkincil kaynakların içerdiği altın oranları Çizelge 3.2’de verilmiştir (Corti, 2002). İkincil altın kaynaklarını oluşturan hammaddeler çok çeşitlilik gösterdiğinden ikincil kaynaklar metalik olanlar ve metalik olmayanlar olarak iki gruba ayrılmaktadır (Oygür ve Zambak, 2005). Altın içeren ikincil altın kaynaklarının sınıflandırılarak listelenmiş şekli Çizelge 3.3’de gösterilmiştir (Syed, 2006; Sum, 1991).

Çizelge 3.2 : İkincil altın kaynaklarını oluşturan bazı malzemelerin altın içerikleri.

Malzemeler	Altın İçeriği, %
Eski takılar	39-73
Dişçilik hurdaları	6
Kuyumcu tezgahı hurdaları	19-52
Lavabo Çamurları	6-8
Halılar ve ahşap yer kaplamaları	0.1-9
Eski ergitme potaları	0.8-5
Cila ve yer ramatı	0.5-5
Saat kayışları ve çeşitli altın kaplı hurdalar	0.25-5
Gözlük çerçeveleri	2.4
Zımpara kağıtları, yer çöpleri, fırçalar ve diğer atölye çöpleri	0.1-4
Elektronik metalleri, iğneler, bağlayıcılar	1
Elektronik panolar	0.007-0.03

Kuyumculuk, dişçilik ve elektronik hurdaları, gözlük çerçeveleri, saat kayışları ve mahfazaları, saat pilleri gibi altın içerikli artıklar metalik kaynaklar grubunda yer almaktadır. Altının düşük gerilim ve akım kullanılan elektronik cihazların parçalarında kullanılması, sahip olduğu iletkenlik, kimyasal tepkimeye kolay girememesi, oksitlenmeye ve sülfürlenmeye karşı direnç gösterme özelliklerinden kaynaklanmaktadır. Baskılı devrelerde, bağlantı elemanlarında, anahtarlarda ve minyatür devrelerde, transistörlerin ve yan iletkenlerin kaplanması kullanıldığı gibi bilgisayarlarda da yan iletken ve devrelerin birbirleriyle temasını sağlamak amacıyla % 99.999 saflıkta ince altın teller veya altın kaplamalar kullanılmaktadır. Dişçilik alanında ortaya çıkan artıklar, altın alaşımları bileşimlerine göre düşük altın içerikli alaşımlar ve gümüş bazlı altın-gümüş-paladyum alaşımları olarak sınıflandırılır. Genel olarak, dişçilik ve kuyumculuktan gelen artıklar temiz ve basit değerli metal artıklardır. Kuyumculuk sektöründe farklı kademelerde oluşan artıklar yolluklar, besleyiciler, döküm çapakları, askı telleri, kesim ve pres artıkları olarak sıralanabilir. Bu artıkların haricinde kullanılmış ziynet eşyaları da kuyumculuk sektörünün hurda niteliğindeki ikincil metalik kaynaklarıdır (Erdem, 2006).

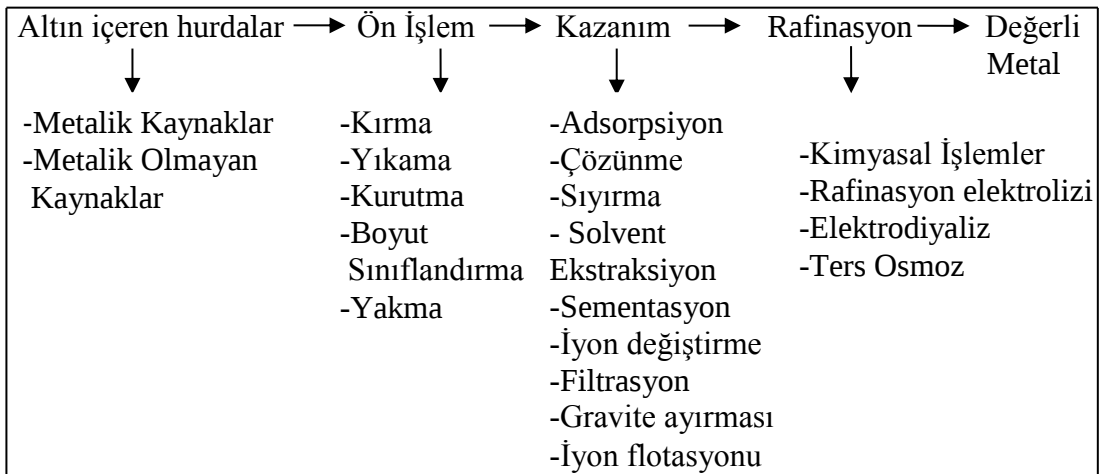
Çizelge 3.3 : Altın içeren ikincil kaynakların sınıflandırılması.

Metalik Kaynaklar	Metalik Olmayan Kaynaklar
Kuyumcu hurdası	Porselen artıkları
Alaşım hurdaları	Cam ziynet artıkları
Düşük içerikli tezgah hurdaları	Karbon ve filtre
Kullanılmış dişçilik malzemeleri	Bilgisayar kartı hurdaları
Anod hurdaları	Cep telefonu hurdaları
Mücevher parlatma artıkları	Genel elektronik hurdalar
Maden artıkları	Bilgisayar ana kart hurdaları
Çeşitli curuflar	İyon değiştirici reçineler
Deniz suyu	Seramik hurdaları
Bağlantı uç ve iğneleri	Yansıtıcı hurdaları
	Biyokütle boncukları
	Harcanan katalizör
	Parlatma tozu
	Kullanılmış kaplama çözeltileri
	Baskılı devre kartları
	Düşük voltajlı telefon yüklenicisi
	Monte edilmemiş kablo bağlantı kartları

Kuyumculuk, altının kullanım alanları arasında en büyük paya sahip olduğundan bu sektörden elde edilen hurdalar, geri dönüşümde en büyük kaynağı oluşturmaktadır. Kuyumculuk hurdaları kirlenme oranına göre, yüksek ve düşük kaliteli hurdalar olarak adlandırılabilir. Yüksek kaliteli hurdalar %20'nin üzerinde altın içermektedir. Genellikle üretime geri gönderilerek doğrudan geri kazanılması sağlanır. Bu sınıfa giren kesilmiş şerit ya da döküm yollukları gibi malzemeler dökümde besleme amacıyla şarjın %50'sini geçmeyecek şekillerde kullanılabilirler. %20'inin altında altın içeren düşük kaliteli hurdalardan altın kazanımında, hurdaların kalitesi yükseltilmeye çalışılır ya da saf altın olarak yeniden rafine edilir. Bileşimi bilinen temiz ve yüksek kaliteli hurdaların yeniden değerlendirilmesinde, hurdanın oksitlenmeye maruz kalmaması, hurda yüzeyinin iyice temizlenmiş olup, yağ veya alçı gibi kirlетici maddelerin bulunmaması gibi faktörler önem taşımaktadır. Ayrıca hurdanın geri kazanım aşamalarında da kirlетici etkenlerin etkilerinin sürebileceği ve alaşım için zararlı olabileceği düşünülmeli ve kirlетici miktarının tayini için devamlı analizler yapılmalıdır (Corti, 2002). Üretimin her evresinde oluşabilecek, genellikle %0.1-%9 arasındaki miktarlarda altın içeren kompleks yapıdaki toz curuf ve izabe artıkları (ramatlar) metalik olmayan ikincil altın kaynaklarını oluşturmaktadır. Kesme, öğütme, dolgu ve perdahlama tekerlekleri üzerinde elle cilalama işlemleri ile oluşan testere talaşları ve asılı toz partikülleri tezgahlara ve yere düşerek çalışma

yüzeylerini, boruları ve işçilerin giysilerini ince bir toz tabakası olarak kaplamaktadır. Altın kayıplarına sebep olabilecek bu talaş ve toz partiküllerini kazanabilmek için tezgâhların, motorlu öğütme, cilalama ve perdahlama tekerlerinin etrafına emici vantilatörler ve filtrelerle birlikte uygun başlıklar yerleştirilmelidir. Ayrıca işçilerin üstünde biriken tozların toplanması için işçilere filtrelerle birlikte makinede yıkanabilecek giysilerin verilmesi altın kayıplarının azaltılmasında uygulanabilecek yöntemlerdendir. Metalik olmayan ramat dışındaki diğer artıklar ise, lavabo çamurları, çapak ve cila makinelerinden dökülen çamurlar, kullanılmış kalıplar, halılar, paspaslar, eski önlükler, temizlik bezleri, süpürgeler, kumlama makinelerinden gelen kumlar ve eski potalardır. Bu malzemelerde kendi içerisinde yanabilen ve yanamayan olmak üzere ikiye ayrılır. Her malzeme uygun bir proses ile rafinasyon işlemine tabi tutulur. Kuyumculuk işlemleri sırasında katı artıklar oluşabileceği gibi sıvı artıklarda oluşmaktadır. Çeşitli oranlarda altın içeren kaplama çözeltileri, parlatma çözeltileri, çeşitli atölye ve laboratuvar çözeltileri de çeşitli rafinasyon işlemleri ile kazanılabilmektedir. Bununla birlikte banyo artıkları da kostik, alüminyum ve çinko kullanımı ile çöktürülerek kazanılabilmektedir. Altın takı üretimi sırasında meydana gelebilecek altın kayıplarının en aza indirilmesinde, düzenli olarak üretimin her aşamasında ağırlıkların bilinmesi önem taşımaktadır (Corti, 1997; 2001).

İkincil altın kaynakları çok çeşitli olduğundan geri kazanım prosesleri karmaşık olabilmektedir. Ancak bütün işlemler sonucunda %99.9 saflıkta altın elde edilebilmektedir. Geri kazanım proses teknolojisinin genel olarak gösterimi Şekil 3.1’de verilmiştir (Syed, 2012).



Şekil 3.1 : Geri kazanım proses teknolojisinin genel olarak gösterimi.

3.3 İkincil Kaynaklardan Altın Geri Kazanımında Kullanılan Rafinasyon

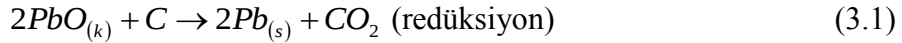
Yöntemleri

Altının ikincil kaynaklardan geri kazanılmasında uygulanacak rafinasyon tekniği altın kaynağının türüne ve altın içeriğine bağlıdır. Bununla birlikte uygulanacak yöntem belirlenirken çevresel, teknolojik ve maddi koşulların da dikkate alınması gerekmektedir. Rafinasyon yöntemleri küpelasyon, kral suyu prosesi, selektif oksidasyon prosesi, miller prosesi ve solvent ekstraksiyon prosesi olarak sıralanmaktadır (Erdem, 2006).

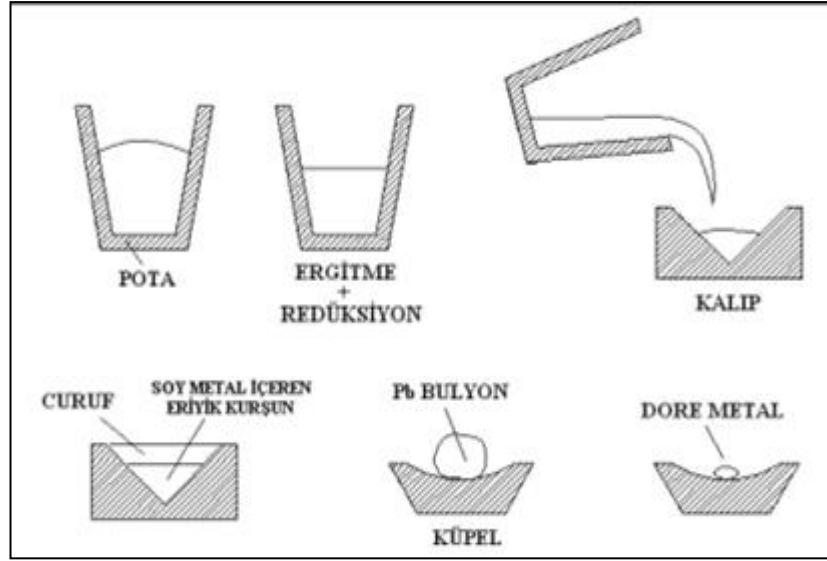
3.3.1 Küpelasyon

Ergitme yöntemlerinden biri olan küpelasyon yöntemi, altın geri kazanımını sağlamanın yanında, altın ve gümüşün kantitatif analizinde de kullanılmaktadır. Küpelasyon yönteminde ergitme işlemi için curuf yapıcılar, litarj (PbO) ve redüktanlar kullanılmaktadır. Curuf yapıcılar olarak boraks ($\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$) ve soda (Na_2CO_3), redüktan olarak fırın atmosferi ergitme sistemini oluşturmaktadır. Genellikle karbon varlığında (kömür tozu, un, şeker vb.), 1100°C ' de gerçekleştirilen ergitme işleminde ilave edilen kurşun altın, gümüş ve diğer değerli metalleri bünyesinde toplar. Ergitme sonucunda birbirini içerisinde çözünmeyen ve özgül ağırlık farkı ile birbirinden ayrılabilen iki ayrı sıvı faz oluşmaktadır. Bu iki faz, değerli metalleri içeren kurşun fazı ve metalik olmayan elementleri içeren curuf fazıdır (Bugbee, 1940). Dökme demir kalıplara alınan kurşun fazı, soğuduktan sonra küpellere yerleştirilir. $850-900^\circ\text{C}$ 'deki fırınlarda kurşun uçurularak dore metal kalması sağlanır. Küpelasyon işleminin genel uygulama adımları Şekil 3.2'de gösterilmiştir (Url-12).

Küpelasyon işleminin içerdiği kurşunun redüksiyon ve oksidasyon reaksiyonları denklem 3.1 ve 3.2'de yer almaktadır.



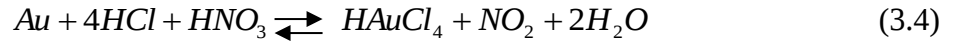
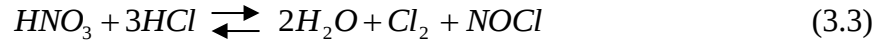
Küpelasyon işleminin birinci adımında kurşun fazından ayrılan curuf, boyut küçültme işlemleri sonucunda tekrar ergitilebilmektedir. Böylece curuf içerisinde halen kalmış olan altın, gümüş ve diğer değerli metal kayıpları en aza indirilmektedir.



Şekil 3.2 : Küpelasyon işleminin genel uygulama adımları.

3.3.2 Kral suyu prosesi

Kral suyu prosesinde özellikle altın için etkili olan ve kral suyu olarak adlandırılan 3:1 oranındaki hidroklorik ve nitrik asitin oluşturduğu karışım kullanılmaktadır. Kral suyu ile çözündürme sırasında oluşan reaksiyonlar aşağıdaki gibidir.



Reaksiyonlar sonucu meydana gelen azot oksitin oluşumunu önlemek için klor gazı veya hidrojen peroksit gibi oksidantlar ilave edilebilir. Hurdaların kral suyu çözündürülmesi ile altın, platin, paladyum, bakır, kurşun ve kalay gibi metaller çözeltiye geçerken, gümüş klorür, rutenyum, iridyum, rodyum ve osmiyum çözünmeyerek veya çözünmeyen bileşikler oluşturarak çökmektedir. Çöktürme prosesinde ise altın ile beraber diğer metallerin de çökmesinden dolayı safa yakın altın elde etmek mümkün olmamaktadır (Manziek, 1990; Benner ve diğ, 1991).

3.3.3 Selektif oksidasyon ile rafinasyon yöntemi

Sıvı metal üzerine kontrollü olarak verilen oksijen, selektif olarak, altına göre daha bazik olan empüritelerin oksidasyonunu sağlar. Curuf yapıcı malzemelerin ilavesiyle 1100°C'de ergitme işlemi yapılır. Öncelikle bazik karakterli bir curuf oluşturularak bakıra kadar olan bazik metallerin büyük bir kısmı giderilir (Alcantara ve diğ, 1999)

3.3.4 Miller prosesi

Miller prosesinde altın klorürlerin kararsız, gümüş ve bazık metallerin ise kararlı klorürler oluşturmaları sebebiyle sisteme klor gazı ilave edilir. 1100 °C’de klorürlerin ergime sıcaklıklarına göre, AgCl ve CuCl curuf içerisinde kalırken PbCl₂, FeCl₂, FeCl₃, ZnCl₂, CuCl₂’ün buhar fazında sistemden ayrılmasıyla altının saflaştırıldığı bir yöntemdir (Kinneberg ve diğ, 1996).

3.3.5 Solvent ekstraksiyon

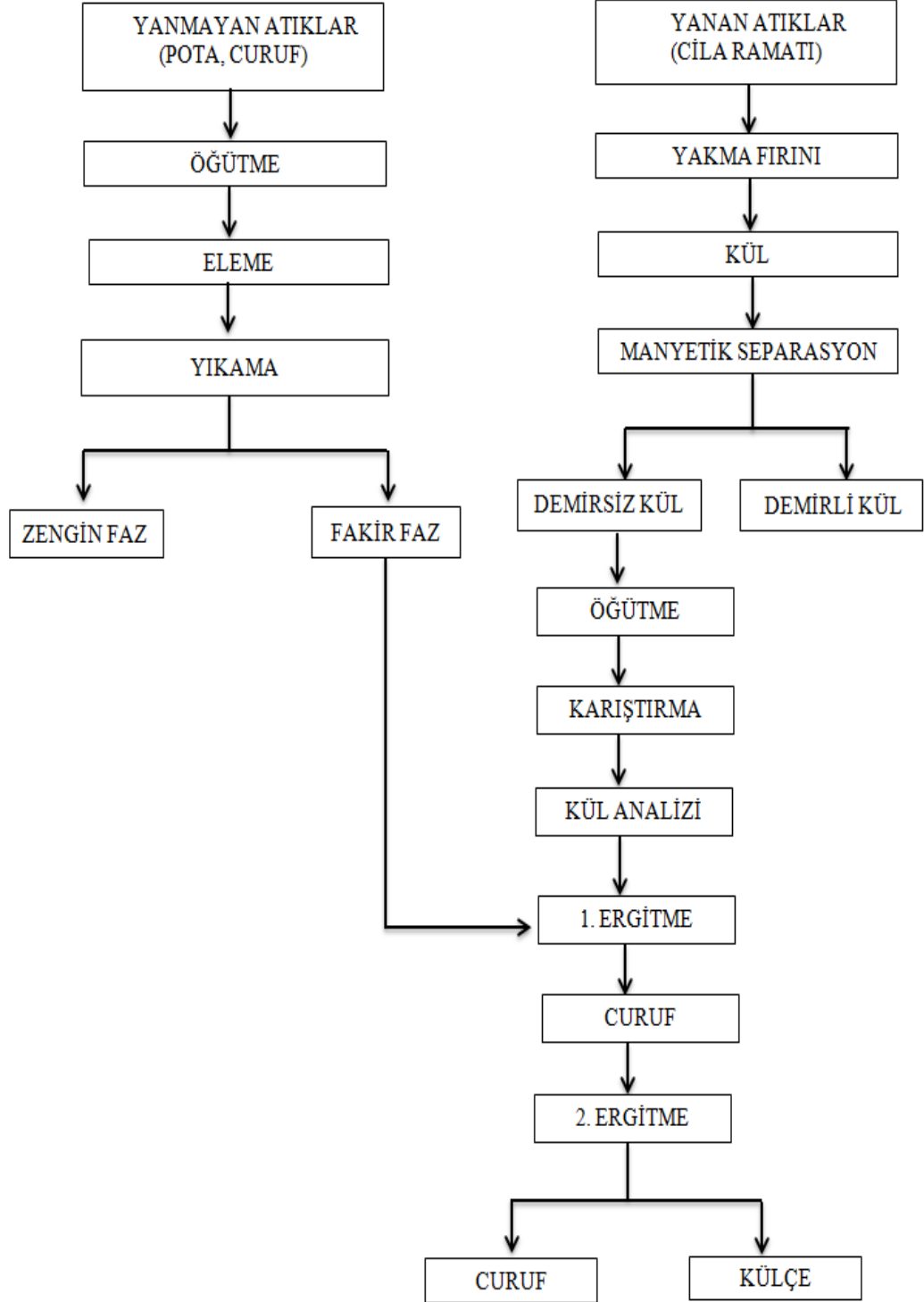
Kimyasal çözündürme sistemlerinde hammaddenin altın içeriğinin çok düşük olması durumunda çözeltinin redüksiyonundan önce yapılması gereken temizleme işlemi için solvent ekstraksiyon yöntemi kullanılır. Bu yöntem iki adımdan oluşur. Yükleme adı verilen birinci adımda sıvı fazda bulunan metal iyonları organik faza geçerek kompleks oluştururlar. Sıyırma adı verilen ikinci adımda ise, birbirleri içinde çözünmeyen yüklü organik faz ile H⁺ iyonları içeren sulu faz karıştırılır. Organik fazda kompleks halde bulunan metal iyonu sulu fazda bulunan H⁺ iyonu ile yer değiştirerek sulu faza geçer. Endüstriyel bazı uygulamalarda yükleme adımı ile sıyırma adımı arasında yüklü organik fazı yıkama işlemi uygulanır. Bu işlemin amacı ise yükleme sırasında organik faza geçen empüritelerin sıyırma çözeltisine geçmesini engellemektir. Kirlili ve düşük metal içerikli malzeme, solvent ekstraksiyon ile temiz ve derişik bir çözeltiye aktarılmış olur. Solvent ekstraksiyon işleminden sonra organik faz oksalik asit ile redüksiyona tabi tutularak altın kazanılır (Ashbrook ve Ritcey, 1984; Kinneberg ve diğ, 1996).

3.4 Kuyumculuk Ara Ürünlerinden Altın Geri Kazanımı ve Altın İçeren

Curufların Oluşumu

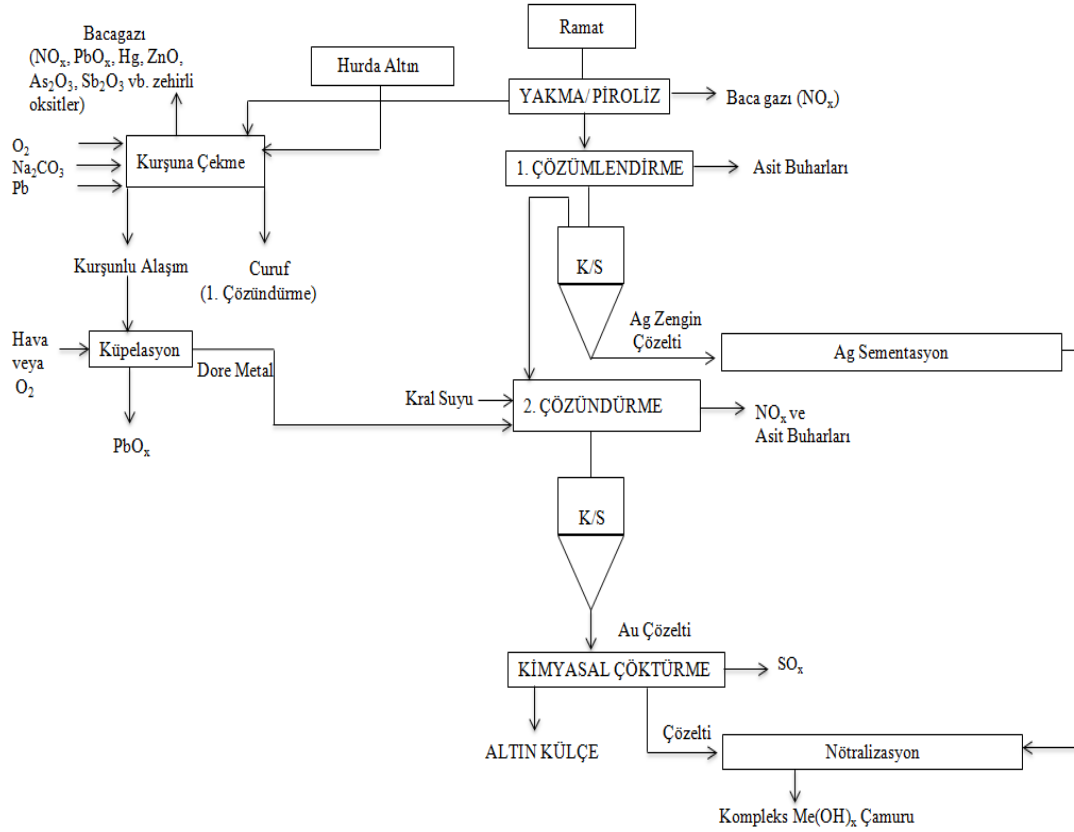
Altının geri kazanımında ramat olarak adlandırılan çöpler, el bezleri, lavabo suları, havalandırma kanallarında toplanan tozlar, paspaslar ve fırçalar yakılarak kül haline getirilir. Elde edilen kül manyetik ayırıcıya beslenerek içerisindeki demirli kısım uzaklaştırılır. Yanmayan diğeri kuyumculuk artıkları ise belirli boyut küçültme işlemlerinden sonra yıkamaya tabi tutulur. Eğer içerisinde altın ve gümüş içeren zengin faz bulunuyorsa yıkama işlemi ile bu faz ayrılır. Geriye kalan fakir kısım, demiri uzaklaştırılmış ve belirli boyuta getirilmiş kül ile karıştırıldıktan sonra ergitme işlemleri gerçekleştirilir. İlk ergitme işlemi ile altın geri kazanımı yapılır.

Ancak halen yüksek altın içerikli 1. curuf tekrar ergitme işlemine tabi tutulur. Geri kazanım işlemleri sonucu oluşan 1. curuflar tekrar ergitildikten sonra ikinci kez altın kazanımı sağlanır. Bu işlem sonucu geriye kalan 2. curuflar ise standart yöntemlerle geri kazanılamayan altın içeren yapıdadır. Kuyumculuk artıklarının geri kazanımında elde edilen curufların oluşumu Şekil 3.3’de verilmiştir (Durmaz, 2012).



Şekil 3.3 : Curuf oluşumundan sonra altın külçe kazanımında uygulanan yöntemler.

Geri kazanımda oluşan bu curuflar soda boraks esaslı olup, küpelasyon ya da selektif oksidasyon rafinasyonu sonucu oluşmaktadır. Türkiye'deki bir çok denetim dışı işletmeler de dahil olmak üzere curuf oluşumundan sonra altın külçe elde edilmesi için uygulanan yöntemler Şekil 3.4'de gösterilmektedir (Erdem, 2006).



Şekil 3.4 : Curuf oluşumundan sonra altın külçe kazanımında uygulanan yöntemler.

3.5 Kuyumcu Curuflarından Altın Geri Kazanımına Ait Yapılmış Çalışmalar

Ruihua ve diğ. (1997) tarafından yapılan bir çalışmada pirit curuflarından altın kazanımında klasik flotasyona ilave olarak hidrofobik flokülasyon flotasyonunun etkisi incelenmiştir. 2.94 g/t altın içerikli curuf boyut küçültme işlemleri ile %80'i 74 µm altına indirilmiştir. Pirit curufu içerisindeki altının tane boyutunun ise 10 µm'dan daha küçük olduğu belirlenmiştir. Klasik flotasyon aşamasında sodyum sülfür, bütül ksantat, bütül aerofloat amonyum ve kireç kullanılmıştır. Hidrofobik flokülasyon flotasyonu (HFF) sırasında da kerosen kullanımı tercih edilmiştir. Klasik flotasyon ile optimum öğütme süresi, reaktif türü ve miktarı, pH değerini belirlemeye yönelik çalışmalar yapılmış, bu çalışmaların sonucunda, en uygun koşullar 30 dk öğütme süresi ve pH 9'da 200 g/t bütül ksantat ve bütül aerofloat amonyum, 300 g/t sodyum sülfür kullanımı olarak belirlenmiştir. Bu koşullarda 12.05 g/t içeriğinde ve %63.87

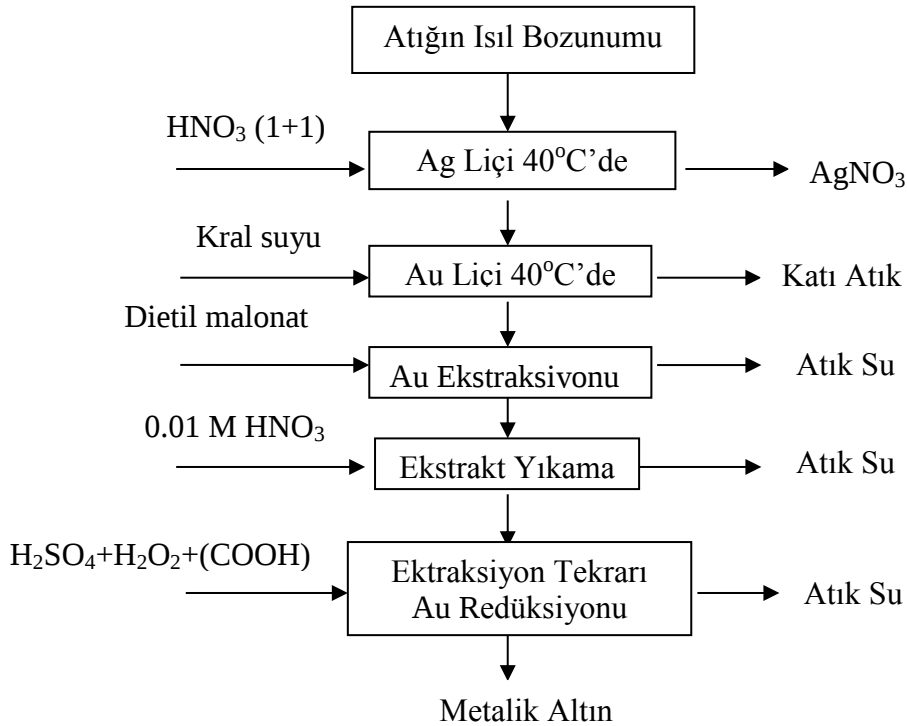
kazanma verimiyle altın elde edilmiştir. HFF işlemi için ise kütlece 1:100 oranında kerosen ve su bir karıştırıcı yardımıyla emülsifiye edilmiştir. Klasik flotasyon aşamasından sonra pülp içerisine ilave edilen bu karışım ilk önce 15 dk boyunca karıştırılmış ve 5 dk'lık köpük alma işleminin ardından 14.48 g/t içerikli altın %65.37 'lik verim ile kazanılmıştır. Pülp içerisindeki karıştırma süresi 20 dk'ya çıkartıldığında ise altın içeriği 14.40 g/t olurken altın verimi ise %72.34'e ulaşmıştır. Pirit curufları içerisinde çok ince boyuttaki altının kazanımında klasik flotasyon çok etkili olmaz iken, hidrofobik flokülasyon flotasyonu ile daha verimli sonuçlar elde edilmiştir. Polar olmayan yağlar tane yüzeyinin hidrofobikliğini arttırmakta ve hidrofobik flokülasyon oluşumunu kolaylaştırmaktadır. Aynı zamanda bu yöntem ile taneler arasında yağ köprüleri oluşarak, hidrofobik yığınların boyutu arttırılmaktadır. Pirit curufu içerisindeki çok ince boyuttaki altın taneleri yağ köprüleri oluşumu ile kümeleşip, tane boyutunu arttırmış ve bu durum daha yüksek verimlerle altın kazanımını mümkün kılmıştır.

Chmielewski ve diğ. (1997), elektronik ve kuyumcu artıklarından altın kazanımı için hidrometalurjik yöntemleri kullanarak çalışmalar yapmışlardır. İşlemler, düşük sıcaklıkta karbonizasyon ve atıkların kavrulması, nitrik asit liçi ile gümüş ve diğer metallerin uzaklaştırılması, kral suyu ile liç, dietil malonat ile altının seçimli solvent ekstraksiyonu ve redükleme ile organik fazdan metalik altının ayrılması adımlarından oluşmaktadır. Saflaştırma adımlarında, hekzanol, metil izobütil keton, di-n-bütil keton, dietil malonat, dibütil eter, etilen glikol, n-amil eter, izobütil eter, 2,2 dikloroetil eter ve birkaç doğal yağları içeren çeşitli ekstraktantlar incelenmiştir. Araştırmacılar ekstraktantların seçiminde; selektiflik, altın ile yüklenebilme, kral suyu ile muameleye karşı dayanıklılık, organik-sıvı fazın ayrılması ve ekstraktantların fiyatı gibi ana özellikleri göz önünde bulundurmuşlardır.

Elde edilen sonuçlara dayanarak, dietil malonat diğerlerine göre en iyi ekstrakt olarak seçilmiştir. Dietil malonatın iyi seçimlilik göstermesinin yanında 140 g/L altın içeriği ile yüksek doygunluk kapasitesine sahip olması en uygun ekstrakt olarak seçiminde belirleyici olmuştur. Uygulanan sistemin akım şeması Şekil 3.5' de verilmiştir (Chmielewski ve diğ, 1997).

Delfini ve diğ. (1999), tarafından kuyumculuk işlemleri sırasında, işçilerin kıyafetlerinin ve ellerinin yıkanması ile elde edilen altın içerikli sulardan altın kazanımı için santrifüjlü gravite ayırıcılarından olan Knelson ayırıcısı ile gravite

ayırması yapılmıştır. Yapılan elek analizleri sonucunda, altın miktarının yaklaşık %8 gibi çok az bir miktarın -38 µm tane boyutunda olduğu ve geri kalanının daha iri boyuttaki altından oluştuğu tespit edilmiştir. Knelson ayırıcısı ile yapılan deneylerde verimli sonuçlar elde edilememiştir. Bunun sebebi olarak da altının çoğunluğunun iri taneli olması gösterilmiştir. Daha iyi sonuçların elde edilebilmesi için öğütme işlemi gibi ön işlemlerin yapılması gerektiği ve ardından flotasyon veya liç işleminin uygulanabileceği belirtilmiştir.

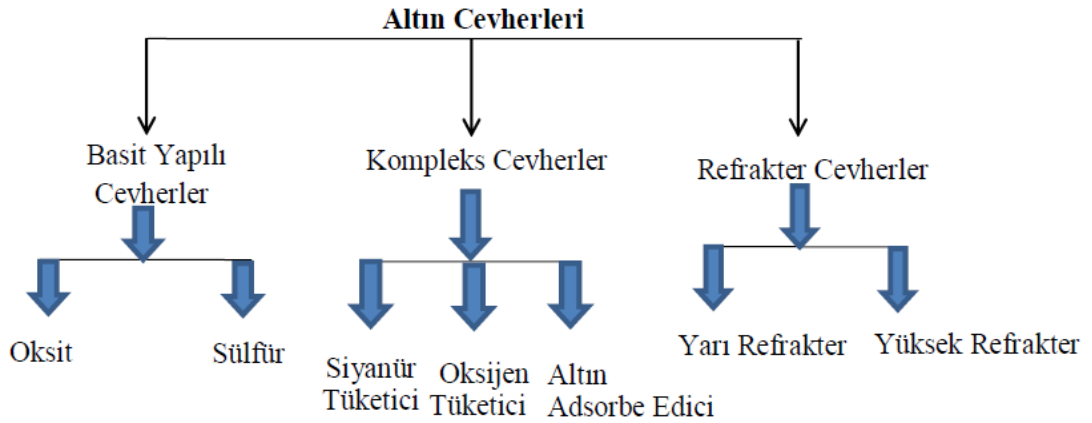


Şekil 3.5 : Kuyumcu curuflarından altın kazanımında uygulanan hidrometalurjik yöntemlerin akım şeması.

4. ALTIN VE GÜMÜŞÜN ZENGİNLEŞTİRİLMESİNDE UYGULANAN YÖNTEMLER

4.1 Cevher Mineralojisine Göre Zenginleştirme Yönteminin Belirlenmesi

Altın cevherleri genel olarak basit yapılı, kompleks ve refrakter cevherler olarak sınıflandırılmaktadır. Basit yapılı cevherlerden geleneksel siyanür liçi ile %90'dan fazla verim ile altın elde edilmektedir. Yüksek siyanür konsantrasyonu ve oksijen ilavesi ile yeterli ekonomikte altın elde edilebilen cevherler kompleks altın cevherleri, bu işlemlere rağmen yeterli altın eldesi sağlanamayan cevherler ise refrakter cevherler olarak sınıflandırılmaktadır. Altın cevherlerinin şematik olarak sınıflandırılması Şekil 4.1'de gösterilmektedir (La Brooy ve diğ, 1994).



Şekil 4.1 : Altın cevherlerinin sınıflandırılması.

Yüksek refrakter cevherlerde altın mineral matrisinde kilitli kalabildiğinden kullanılan çözücü reaktif ile teması mümkün olmamaktadır. Kompleks cevherlerde ise cevher içinde, liç reaktiflerini tüketebilecek yan reaksiyonlara sebep olan mineraller bulunabilir. Bu durum, ortamda yetersiz siyanür ve oksijene neden olarak çözünmeyi olumsuz etkilemektedir. Cevher içerisinde bulunabilecek bazı bileşikler çözünmüş altın siyanür bileşiğini liç çözeltisinden çöktürebilmekte veya adsorplayabilmektedir. Altın telluritler, arsenitler, aurostibnit ve maldonit gibi çözünmez alaşımlar veya bileşikler halinde de bulunabilmektedir (McDonald ve diğ, 1990).

4.1.1 Basit yapılı cevherleri

Basit yapılı cevherler, gravite zenginleştirmesi gibi fiziksel yöntemlerle zenginleştirilebilmektedir. Çok ince altın taneleri, santrifüj kuvvetinden faydalanarak geliştirilmiş olan Knelson ve Falcon gravite ayırıcıları kullanılarak kazanılabilmektedir (Bellamy ve diğ, 1989). Bu tip altın cevherleri kömür-yağ aglomerasyonu ile de zenginleştirilebilmektedir. Basit yapılı cevherlerin siyanür ile zenginleştirilmesinde yöntem seçiminde altın tenörü önem taşımaktadır. Düşük altın içerikli cevherlerde yığın liçi uygulanmaktadır. Cevherde çok ince kısımlar bulunması halinde, liç reaktifinin süzülme problemi kireç, çimento veya polimerik reaktiflerle uygulanan aglomerasyon yöntemi ile çözülebilmektedir (O'Brien, 1982). Yüksek altın içerikli altın cevherlerinde ise karıştırmalı siyanür liçi uygulanmaktadır. Karıştırmalı siyanür liçinin ardından pülpte karbon veya kolonda karbon işlemleri ile altın kazanılmaktadır (La Brooy ve diğ, 1994).

4.1.2 Kompleks cevherler

Kompleks cevherler siyanür tüketiciler (bakır ve reaktif sülfürler), oksijen tüketiciler (reaktif sülfürler), altın adsorplayıcılar (karbonlar, sülfürler ve killer) olarak sınıflandırılabilir.

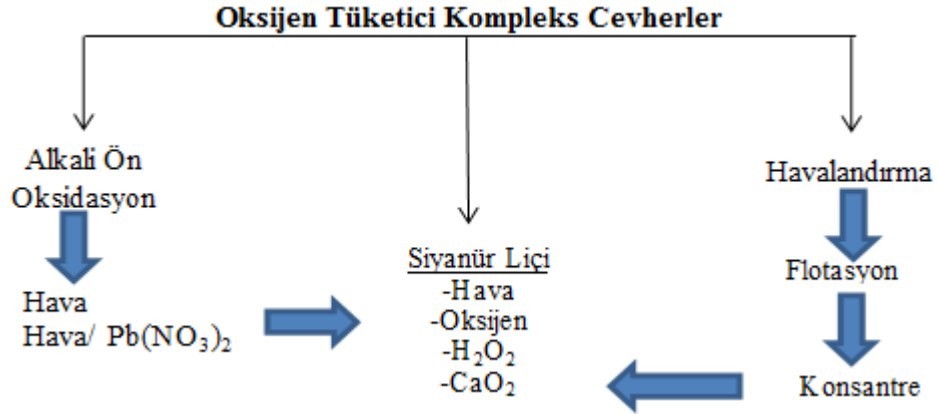
4.1.2.1 Siyanür tüketici kompleks cevherler

Kompleks cevherler, pirotin ($\text{Fe}_{(1-x)}\text{S}$), markasit (FeS_2), kovelin (CuS), digenit ($\text{Cu}_{1.8}\text{S}$), kalkosin (Cu_2S), arsenik ve antimuan sülfürler ve çinko sülfürler gibi sülfür minerallerinden oluşmaktadır. Bu tip cevherlerde %1'den fazla bakır bulunması durumunda kimyasal ön iyileştirme veya flotasyon yöntemi ile bakır uzaklaştırılabilir. Bakır mineralleri siyanür ile bakır (I) siyanür kompleksleri vererek büyük oranda siyanür tüketimine sebep olan CuCN , $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$, $\text{Cu}(\text{CN})_3^{-2}$, $\text{Cu}(\text{CN})_4^{-3}$ bileşikleridir (Haque, 1992). Bakır siyanürden siyanürün kazanımı için kullanılan Sceresini prosesi ile bakır siyanür bileşiği karbon üzerine yüklenerek bakır, sülfat ya da sülfür formunda kazanılarak, siyanürün geri kazanımı sağlanmaktadır (Sceresini ve Staunton, 1991). Amonyak-siyanür, brom, tiyosülfat ve tiyoüre gibi altın çözücüler de bakır mineralleri içeren altın cevherlerinde kullanılabilir. Brom ve tiyosülfat altının bakıra göre selektif liçinde sınırlı uygulanabilirliğe sahiptir. Bakır minerallerinin siyanür ve tiyoüre ile çözünürlüğünün birbirine yakın olmasından dolayı tiyoüre, siyanür ile karşılaştırıldığında çok az

çözünürlük üstünlüğüne sahiptir. Düşük bakır içeren cevherler için ise amonyak-siyanür çözücü reaktifleri, sağladıkları %60-80 altın kazanımları ve sınırlı bakır çözünmesi ile tercih edilmektedirler. Bunların haricinde altının elektrik içinde bulunması liç kinetiğini yavaşlatıp, siyanür tüketimini yükseltebilmektedir (La Brooy ve diğ, 1994).

4.1.2.2 Oksijen tüketici kompleks cevherler

Reaktif sülfürler yüksek miktarda oksijen tükettiklerinden dolayı, oksijen ihtiyacını giderebilmek için sisteme saf oksijen, hidrojen peroksit veya kalsiyum peroksit gibi oksidantlar ilave edilebilmektedir. Bununla birlikte sülfürler siyanür ile tepkimeye girerek tiyosiyanat oluşturabilmektedirler. Oksidant ilavesi ile siyanür liçinden önce hava veya $Pb(NO_3)_2$ ilavesi ile alkali ön oksidasyon yapılabilirdiği gibi sadece havalandırma ile de çözelti içerisinde çözünmüş olarak bulunan sülfürlerin oksitlenmesi sağlanabilmektedir. Oksijen tüketici kompleks cevherlerden altın kazanımında uygulanabilecek yöntemler Şekil 4.2’de gösterilmektedir (La Brooy ve diğ, 1994).



Şekil 4.2 : Altın kazanımında oksijen tüketici kompleks cevherler için uygulanan yöntemler.

Dinçer ve Önal (1998) tarafından Kütahya Gümüşköy gümüş zenginleştirme tesisindeki düşük gümüş çözünme verimlerinin artırılmasına yönelik çalışmalar yapılmıştır. Deneylerde, liç süresinin, tane boyutunun, NaCN konsantrasyonunun, pülpte katı oranının, sıcaklığın ve oksitleyici reaktiflerin etkisi incelenmiştir. Deney sonucunda 24 saatlik liç süresinde, 53 mikron tane boyutunda, 3 g/L NaCN konsantrasyonunda 12 g/L H_2O_2 kullanılarak gümüş çözünme veriminin %60’dan %80’e yükseldiği görülmüştür.

Arslan ve diğ. (1998) Artvin-Cerrattepe bölgesine ait altın ve gümüş cevherinden altın ve gümüş kazanımında liç süresinin ve 5, 10 ve 15 g/L H₂O₂ ilavesinin etkisini incelemişlerdir. 48 saatlik liç süresi sonunda 15 g/L H₂O₂ ilavesi ile altın çözünme veriminin %97'ye, gümüş çözünme veriminin ise %71'e ulaştığı belirlenmiştir. Çalışma sonucunda, siyanür liçinde oksitleyici olarak hidrojen peroksit ilavesinin altın-gümüş çözünme verimlerinin yükselmesini ve liç süresinin düşmesini sağladığı görülmüştür.

Arslan ve diğ. (1999) Artvin-Cerattepe yöresi altın ve gümüş içeren cevherlerden Au ve Ag kazanımına yönelik olarak siyanür liçi yapmışlardır. Numunenin Au içeriği 8.94 g/t ve gümüş içeriği 317.1 g/t'dur. Deneyler sonunda optimum çözündürme koşulları -0.075 mm tane boyutu, %10 katı/sıvı oranı, 1 g/L NaCN konsantrasyonu, 0.4 g/L Ca(OH)₂ ilavesi, 300 g/t Pb(NO₃)₂ ve 24 saat çözündürme süresi olarak bulunmuştur. Bu koşullar altında altının tümü çözeltiye alınırken gümüşün yaklaşık %50'si çözünmüştür. NaCN tüketimi ise 3.6 kg/t olarak bulunmuştur.

Öztürk ve diğ. (2009) yaptığı çalışmada 9.05 g/t altın ve 3 g/t gümüş içeren Mastra altın cevherinden siyanür liçi ile altın kazanımında ön havalandırma, H₂O₂ ilavesi ve çözündürme süresinin etkisini incelenmişlerdir. 4 saatlik ön havalandırma uygulandığında çözünme veriminin %84'ten %64'e düştüğünü ve bu sebeple ön havalandırma işleminin altın çözünme verimini olumsuz etkilediği belirlenmiştir. Liç süresinin incelendiği deneylerde ise liç süresi arttıkça altın çözünme veriminin de arttığı ve 8 saatlik liç süresi sonunda çözünme veriminin %84'e ulaştığı gözlenmiştir. Hidrojen peroksit ilavesinin etkisini belirlemek için yapılan deneyde, hidrojen peroksit ilave edilmeden 2 saatlik çözünme sonrasında altın çözünme verimi %48 iken, 5 g/L H₂O₂ ilavesinden sonra çözünme verimi %70'e ulaşmıştır. Hidrojen peroksit konsantrasyonunun arttırılmasına bağlı olarak çözünme verimleri düşmeye başlamıştır. Mastra altın cevherinden liç yöntemi ile altın kazanımında liç süresinin arttırılmasının veya 5 g/L hidrojen peroksit ilave edilmesinin gerekli olduğu belirlenmiştir.

4.1.2.3 Altın adsorplayıcı kompleks cevherler

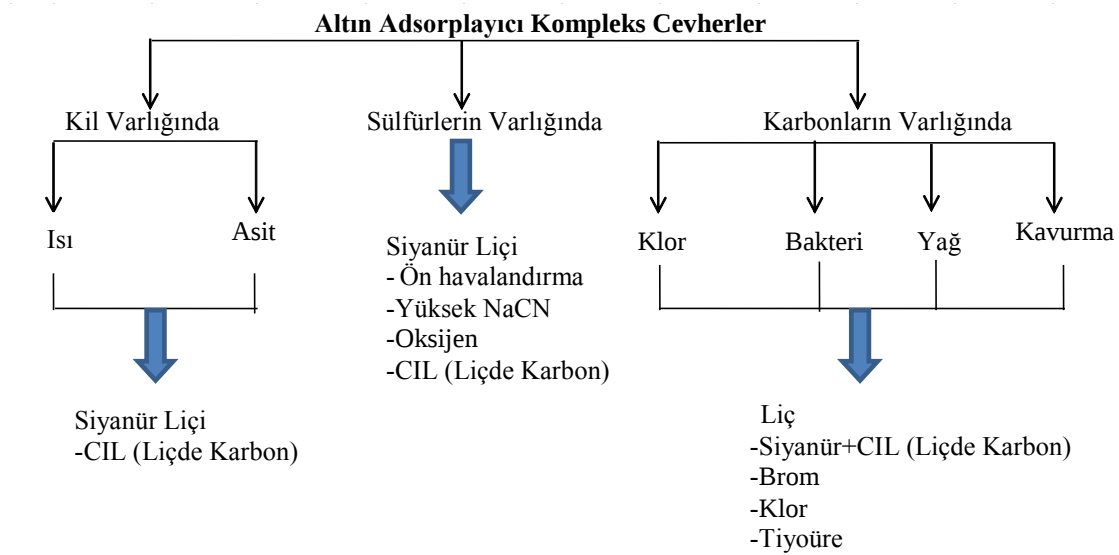
Cevher içerisinde bulunan karbonlu mineraller, altının siyanür çözeltisinde çözünerek oluşturduğu Au(CN)₂⁻ bileşiğini adsorbe etmektedir. Klorlama, kavurma ve bakteriyel ön iyileştirme işlemleri ile altının karbonlu mineraller tarafından

adsorbe edilmesi önlenmektedir. Liç işlemi sırasında dizel yakıt veya gazyağı ilavesi de karbonlu minerallerin altın adsorplama özelliğini engellemektedir (Andreazza, 1988).

Cevherde bulunan kil mineralleri de $Au(CN)_2^-$ bileşiğini adsorbe edebilmektedirler. Aynı zamanda killeri altın üzerinde ince bir tabaka oluşturarak altının siyanür ile temasını önleyebilmektedirler (Matson ve Fisher, 1981).

Cevher içerisinde pirotin, pirit gibi bazı sülfürlerin varlığı da düşük altın kazanımına sebep olabilmektedir. Bu durum siyanür konsantrasyonunun veya ön havalandırma ile ortamdaki oksijen miktarının artırılması ile önlenmektedir (Quach, 1993).

Altın adsorplayıcı kompleks cevherlerden altın kazanımında uygulanabilecek yöntemler Şekil 4.3’de gösterilmektedir (La Brooy ve diğ, 1994).

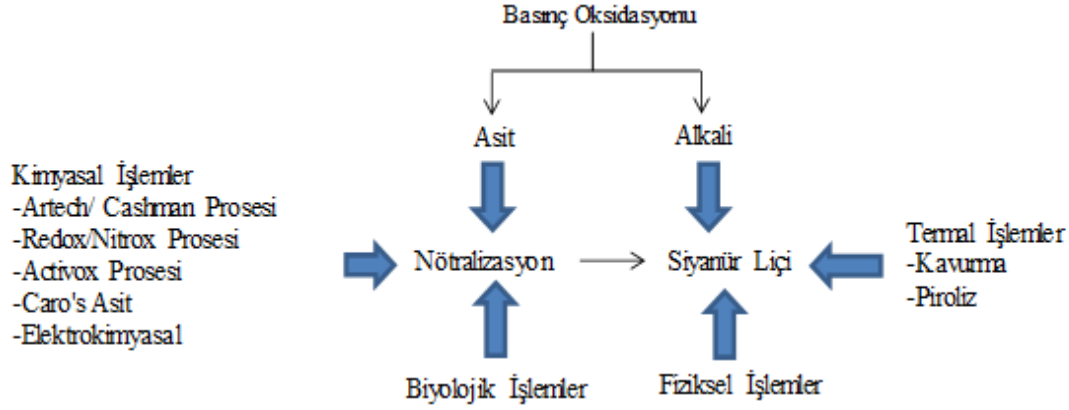


Şekil 4.3 : Altın adsorplayıcı cevherler için altın üretiminde uygulanan yöntemler.

4.1.3 Refrakter Altın Cevherleri

Altının cevher içerisindeki ana minerallerde kilitli olması durumunda cevher, refrakter altın cevheri olarak adlandırılmaktadır. Altın; sülfürler, oksitler, silikatlar içerisinde fiziksel olarak kilitli bulunabilmektedir. Elektum, altın tellürler, aurostibnit ($AuSb_2$) ve maldonit (Au_2Bi) gibi altın alaşım ve bileşiklerinde ise altın kimyasal olarak kilitlidir. Bununla birlikte altının sülfür kafesinin içerisinde bulunması veya kimyasal tabaka oluşumundan dolayı altın yüzeyinin pasivizasyonu gibi durumlar cevherin refrakterliğine sebep olmaktadır (La Brooy ve diğ, 1994).

Refrakter cevherlerde altın arsenopirit, pirit ve kalkopirit gibi minerallerin içerisinde bulunmaktadır. Refrakter sülfürlü cevherlerden altın kazanımının sağlanması için bazı ön hazırlama işlemlerinin yapılması gerekmektedir. Şekil 4.4’de gösterilen bu hazırlık işlemleri fiziksel, kimyasal, termal, biyolojik, ve basınçlı oksidasyon ile ön hazırlık işlemlerini kapsamaktadır (La Brooy ve diğ, 1994).



Şekil 4.4 : Refrakter cevherlerin ön hazırlığında uygulanan işlemler.

Fiziksel ön hazırlık işlemi olarak uygulanabilecek tek yöntem ince öğütmedir. Bu işlem, refrakter cevherin tamamının klasik değirmenlerle -38 µm boyutuna ya da titreşimli, karıştırılmalı veya jet değirmenlerle 1-20 µm boyutlarına öğütülmesi ile gerçekleştirilmektedir. Yüksek enerji maliyetlerinden dolayı, bu yöntem yüksek tenörlü konsantrelere uygulanmaktadır (Delahey ve diğ, 1992).

Redox/Nitrox, Artech/Cashman, Activox, Caro's Asit, HMC boru reaktör prosesleri ve elektrokimyasal bulamaç prosesinde sülfür matriksini kırıp altını açığa çıkarmak için asidik ortam kullanılmaktadır. Redox/Nitrox, Artech/Cashman, Activox proseslerinde, yüksek basınç oksidasyon prosesine göre daha hafif oksidasyon şartları uygulanmaktadır. Redox/Nitrox prosesi nitrik asit ile oksidasyon esasına dayanmaktadır. Artech/Cashman prosesi kalsiyum iyonlarının varlığında yapılan hipoklorik asit basınçlı liç yöntemidir (La Brooy ve diğ, 1994).

Termal işlemler sülfür fazını kırıp altını erişilebilir kılmak için kullanılmaktadır. Kavurma işleminde, sülfür mineralleri havanın oksijeni tarafından yakılarak metal oksitler ve kükürt dioksit gazları elde edilmektedir. Piroliz işlemi ise daha az uygulanmakta olup, sülfür mineralleri oksijensiz ortamda birçok reaksiyon ürünlerine dönüştürülmektedir (Çelik, 2004).

Siyanür liçi prosesine uymayan refrakter altın cevherlerinin ön hazırlanmasında uygulanan biyooksidasyon (BIOX) işleminde tiyobasillus ferro oksidant gibi

bakteriler kullanılarak sülfür minerallerinin oksidasyon hızı arttırılmakta, bu minerallerin kafes yapıları parçalanıp altının siyanür liçi için serbestleşmesi sağlanmaktadır (Çelik, 2004).

Sülfür minerallerinin tamamının oksitlenmesini gerektiren cevherler için uygun olan basınçlı oksidasyon ile ön hazırlama yöntemi ileri teknoloji ve yüksek yatırım maliyeti gerektirmektedir. Asidik basınç oksidasyonunun tipik işletme koşulları 170°-225°C sıcaklık, 1-3 saat süreli oksidasyon süresidir. Sülfürün sülfata geri dönüşümsüz oksidasyonu için sıcaklığın 160°C nin üzerinde tutulması gerekmektedir. Otoklavda ilk olarak pirit ve arsenopirit çözünerek ferrik, sülfat ve arsenat iyonlarını oluştururlar. Bu iyonlar daha sonra hidroliz ile katı formlar olan scorodit, hematit, demir (III) sülfat ve jarositlere dönüşürler. Çözünmeye yardımcı olmak amacıyla sisteme oksijen üflenmektedir. Otoklavdaki toplam basınç 1100-3200 kPa olup, oksijenin kısmi basıncı 350-700 kPa dır. Otoklavdaki pülpün pH'sı yeterli redox potansiyelinin sağlanması ve aşırı çökelmelerin önüne geçilmesi amacıyla 2'den düşük tutulmaktadır (Çelik, 2004).

220°C'de 3300 kPa toplam basınç ve 140-180 kPa kısmi oksijen basıncında gerçekleştirilen alkali basınç oksidasyonu prosesi ise yüksek karbonat (>%10) ve düşük sülfür (<%2) içeren cevherlerin nötr veya hafif nötr şartlarda oksidasyonu için uygulanmaktadır. Alkali basınç oksidasyonu ile pirit, demir oksitler/hidroksitler ve sülfürik aside dönüşmektedir (Çelik, 2004).

Acarkan ve diğ. (1994) tarafından yapılan çalışmada Kütahya-Gümüşköy bölgesinden alınan refrakter cevherden gümüşün çözündürülmesinde koruyucu alkali olan Ca^{+2} iyonlarının davranışı incelenmiştir. Yüksek konsantrasyonda koruyucu alkali kullanımının bu cevherlerin siyanürasyonunda etkili olduğu belirlenmiştir. Ca^{+2} iyonları, siyanür tüketen ve gümüş çözünümünü engelleyen zararlı iyonların etkisini önlediği için bu iyonlar sülfürlü gümüş cevherlerinin siyanürasyonunda yararlı olmuştur. Aynı zamanda Ca^{+2} 'nin yüksek konsantrasyonda kullanımı siyanür tüketiminin de düşmesini sağlamıştır.

4.2 Gravite Yöntemi

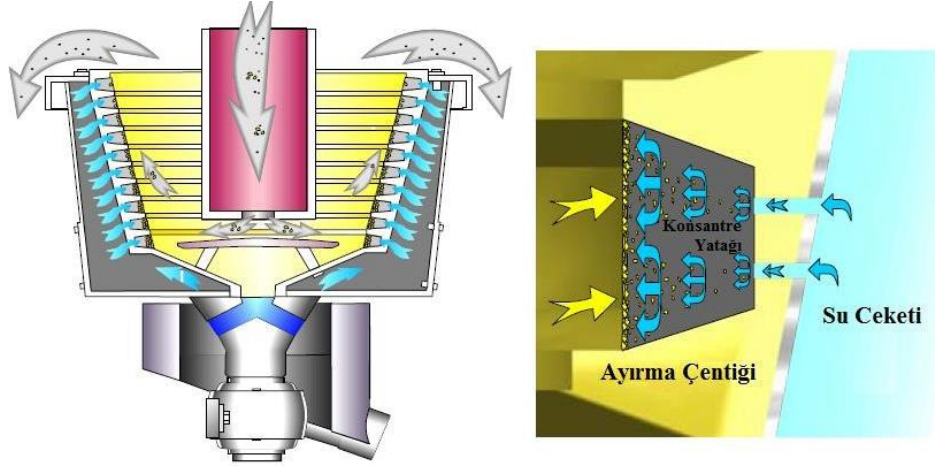
Altın zenginleştirilmesinde gravimetrik yöntemler eski çağlardan beri kullanılmaktadır. Minerallerin özgül ağırlık farkına göre zenginleştirildiği gravite

yönteminde özgül ağırlığı yaklaşık 19 g/cm³ olan altın ile özgül ağırlıkları 2.7-3.5 g/cm³ arasında değişen gang mineralleri birbirinden ayrılmaktadır. En küçük tane boyutunun belirlenmesi, gravite yönteminin seçiminde ve verimli olarak uygulanabilmesinde önem taşımaktadır.

Gravimetrik zenginleştirmede kullanılan aygıtlar; spiral, sarsıntılı masa, silindirik Johnson seperatörü, jig, reichert konileri, multi gravite, knelson ve falcon ayırıcılarıdır. Gravimetrik zenginleştirmenin uygulandığı cevherlerde altının serbest ve iri taneli olması gerekmektedir. Siyanür liçi yönteminde iri altın tanelerinin çözünmesi zaman aldığından bu özellikteki cevherler gravimetrik yöntemler ile zenginleştirilebilmektedir.

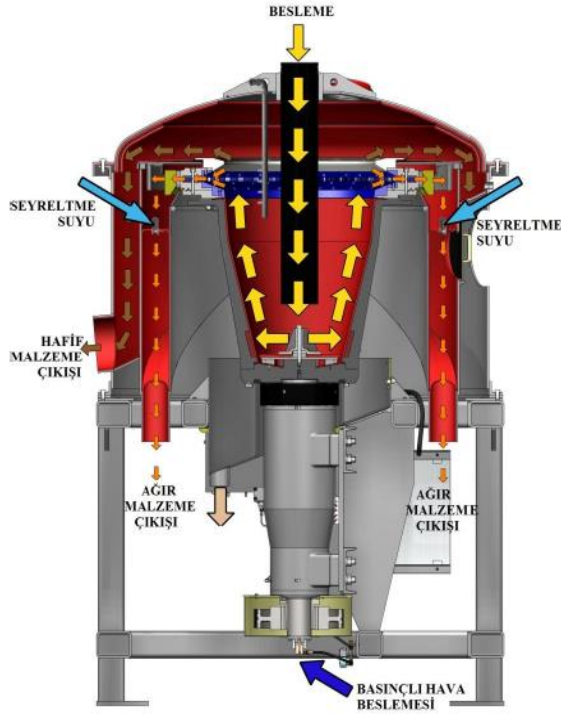
Santrifüj kuvvetinin uygulanması ince veya çok ince taneli ağır minerallerin kazanımında etkili olmuştur (Magumbe, 2002). Byron Knelson tarafından 1988 yılında Kanada’da patenti alınmış olan Knelson santrifüjlü ayırıcısı 30 µm’den küçük çok ince tanelerin zenginleştirilmesinde uygulanabilmektedir (Ren ve diğ, 1994). Yüksek hızlı santrifüj seperatör olan Knelson ayırıcısı, dünyada damar tipi ve alüvyal altın üretiminde kullanılmaktadır. Ayrıca plaser cevherlerdeki serbest altın tanelerinin kazanımında da etkin bir şekilde kullanılan bu santrifüjlü ayırıcılar, metalurjik atıklardan, nehir kumlarından ve farklı cevherlerden değerli metallerin kazanımı için endüstride önemli bir uygulama alanına sahiptir. Plaser için üst çalışma boyutu 6 mm, damar tipi cevher için 2 mm dolaylarındadır (Patchejieff ve diğ, 1995). Uygulamalarda Knelson ayırıcısının tercih edilmesinin sebepleri olarak; basit yapısı, yüksek kapasitesi, geniş tane boyutu aralığında çalışabilmesi ve çok yüksek zenginleştirme oranlarında ayırım yapabilmesi gibi özellikler sıralanabilir. Cihazın şematik görüntüsü Şekil 4.5’de gösterilmektedir (Ling, 1998).

Knelson ayırıcısında en fazla %70 pülpte katı oranındaki malzeme konik bir hazne içerisine üstten beslenir. Bu konik hazne 400 dev/dk’ya varan bir hızla döndürüldüğünde 60 G’lik kuvvet oluşmaktadır. Uygulanan santrifüj kuvvetin etkisiyle ağır taneler yatağın oluklarına takılır. Haznenin içindeki deliklerden su verilip malzemenin yıkanması sağlanır. Hafif taneler ise pülpün üst çıkışından alınır. Knelson ayırıcısında yıkama suyu miktarı, pülp yoğunluğu ve işlem süresi gibi parametreler incelenebilmektedir (Celep ve diğ, 2006).



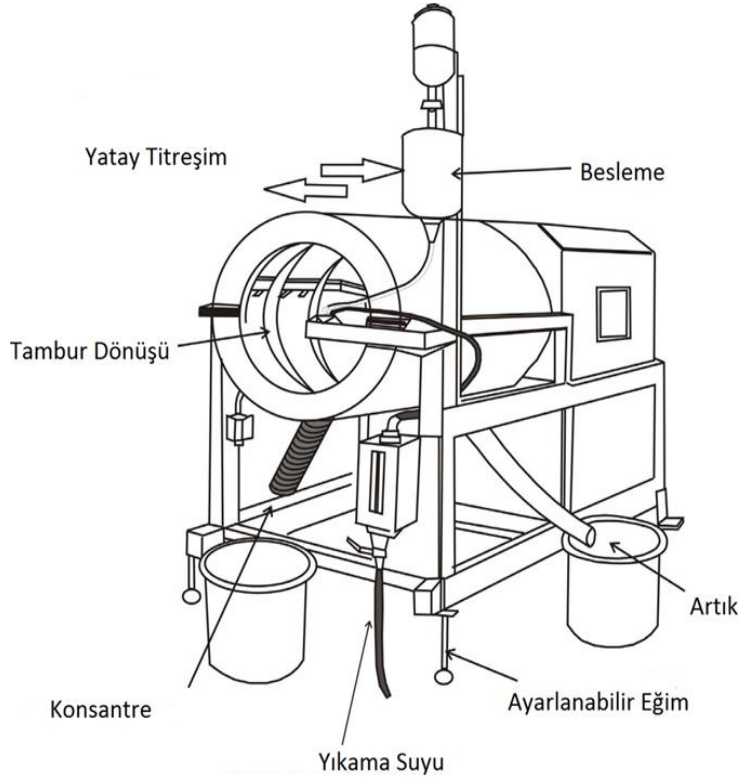
Şekil 4.5 : Knelson ayırıcısının şematik görünümü.

Knelson ile benzer yapıya sahip olan Falcon ayırıcısı da altının zenginleştirilmesinde kullanılan bir diğer santrifüjlü gravite ayırıcısıdır. Haznesinin kendi ekseninde dönmesi sonucu 300 G'ye ulaşan bir santrifüj kuvveti elde edilebilmektedir. 15-20 μm boyutuna kadar olan tanelerin zenginleştirilmesinde kullanılabilmesi, mekanik kısmının karmaşık olmayışı ve yüksek kapasitesi Falcon santrifüjlü gravite ayırıcısının avantajlarını oluşturmaktadır (Honaker ve diğ., 2001). Peru'da bulunan Antapite altın tesisinde, Fas'ta bulunan Akka altın tesisinde ve Güney Afrika'da bulunan Anglo altın tesisinde Falcon ayırıcısı kullanılmaktadır. Falcon ayırıcısındaki zenginleştirme şematik olarak Şekil 4.6'da gösterilmiştir (Url-13).



Şekil 4.6 : Falcon ayırıcısında zenginleştirmenin şematik görünümü.

Multi gravite ayırıcısı (MGS), santrifüj kuvvetinin etkili olduğu diğer bir cihazdır. Bir tarafı açık tambur şeklinde bir gövdeye sahiptir. Cihaza yerçekimi kuvvetinden daha büyük bir merkezkaç kuvveti uygulanmaktadır. Bu kuvvetin etkisi ile ayırma yüzeyinde ince akışkan bir tabaka oluşmaktadır. Belirli bir dev/dk ile dönüş yapan tambur içerisinde, tamburla aynı yönde dönen bir ünite bulunmaktadır. Bu ünite üzerinde bulunan küreyiciler, iri ve ağır taneleri tamburun açık kısmına doğru hareket ettirmektedirler. MGS'ye uygulanan ileri geri titreşim hareketi de ayırmayı kolaylaştırmaktadır. Beslenen malzeme, içeriğinde %20-50 katı olacak şekilde hazırlanmaktadır. Cihazın diğer santrifüjlü ayırıcılara göre etkin özelliği, farklı yoğunluktaki tanelerin ayrılmasında kısa sürede fazla ayırma yüzeyi sağlamasıdır (Billy ve diğ, 1994). Cihazın şematik görüntüsü Şekil 4.7'de görülmektedir (Roy, 2009).



Şekil 4.7 : MGS cihazının şematik görünümü.

Kolombiya'nın El Bagre ve Bajo Cauca bölgelerinden alınan altın içerikli plaserler üzerinde Knelson ayırıcısı kullanılarak çalışmalar yapılmıştır. Üç kademeli deneyler sonunda altının %99'u kazanılmıştır. Benzer olarak Kanada'da bulunan Golden Giant madeninde uygulanan pülpte karbon (CIP) işleminin sonucunda elde edilen atıklar Knelson ayırıcısında zenginleştirme işlemine tabi tutulmuştur. İçeriğinde 0.4-0.5 g/t Au bulunan CIP artığından, %3-8 altın içerikli konsantre elde edilmiştir. Daha

sonra bu konsantrenin içeriği, sarsıntılı masa cihazı ile %75-80 dolaylarına ulaşmıştır (Yüce ve diğ, 2009).

İsveç'in Boliden işletmesinde altın kazanımının arttırılması için çalışmalar yapılmıştır. Boliden işletmesinde zenginleştirilen Renström cevheri, çinko, kurşun, bakır, altın ve gümüş içermektedir. Tesisin daha önceki prosesinde malzeme otojen ve çakıllı değirmenlerde öğütüldükten sonra siklona beslenmektedir. Siklon üstü malzeme flotasyon devrelerine, siklon altı malzeme ise gravite ile zenginleştirme işlemine tabi tutulmaktadır. Gravite ile zenginleştirmede Reichert konisi, spiral ve sarsıntılı masa kullanılmaktadır. Beslenen altın içeriği 3.5 g/t olup, gravite zenginleştirmesi ile bu değer 1236 g/t'a ulaşmaktadır. Deneylerde, tesisin mevcut prosesindeki gravite ayırıcıları yerine Knelson ayırıcısı kullanılmıştır. Siklon altı malzeme Knelson ayırıcısına beslendiğinde elde edilen konsantrenin altın içeriği 4257 g/t'a yükselmiştir. Deney sonuçlarına göre, Knelson ayırıcısı ile konsantredeki altın tenörü 2.5 kattan daha fazla bir artış göstermiştir (Söderlund ve Johansson, 2005).

Çanakkale bölgesinden alınan 19.2 g/ton Au içerikli numuneye multi gravite ayırıcısı ve Knelson ayırıcısı ile zenginleştirme deneyleri yapılmıştır. Deneyler sonucunda Au içeriği MGS ile 90 g/ton'a, Knelson ayırıcısı ile ise 70 g/ton'a ulaşmaktadır (Yüce ve diğ, 2009). Gümüşhane-Mastra bölgesinden alınan numune üzerinde altın kazanımı için araştırmalar yapılmıştır. Ana minerali kuvars olan bu numunede sülfür mineralleri olarak pirit, kalkopirit, sfalerit ve galen bulunmaktadır. Yapılan mineralojik çalışmalarda altın tanelerinin -50 µm boyutunda olduğu görülmüştür. Altın içeriği 6 g/ton olan malzeme, 100 µm'nin altına öğütüldükten sonra Knelson ayırıcısı ile zenginleştirme işlemine tabi tutulmuştur. Elde edilen konsantrenin altın içeriği 618.3 g/t ve altın kazanma verimi %41.4 bulunmuştur (Gül ve diğ, 2007).

Türkiye'de fiziksel yöntemlerle altın zenginleştirilmesi endüstriyel olarak Pomzaexport A.Ş tarafından Manisa-Salihli-Sart'ta sallantılı masa, Knelson ve Humpry spiralleri kullanılarak plaser tip altın yatağından, nabit altın üretimi için gerçekleştirilmektedir.

Liç yöntemi ile karşılaştırıldığında, gravite ile ayırmanın çevresel açıdan ve canlı sağlığı açısından daha az risk taşıdığı görülmektedir. Aynı zamanda reaktif kullanımının olmaması nedeniyle liç yöntemlerine göre daha ekonomiktir.

Konsantrenin doğrudan izabeye gönderilmesi ile daha kısa sürede daha az maliyetli metal üretilmektedir (Celep ve diğ, 2006).

4.3 Flotasyon Yöntemi

Flotasyon yönteminin altın madenciliğindeki uygulaması 1930'lu yıllarda suda çözünen ksantat ve dithiofosfat gibi flotasyon kollektörlerinin bulunması ile başlamıştır (Taggart, 1945). Bundan önce Kanada, Avustralya ve Kore'de yer alan birkaç altın madeninde kompleks ve refrakter altın cevherinin kazanılmasında ilk aşamada flotasyon yöntemi uygulanmaktaydı. Bu tesislerde, flotasyon kollektörü olarak yağlar kullanılarak düşük içerikli kaba altın konsantreleri üretilmekteydi. Kanada, 1960'ların sonuna kadar ikinci büyük altın üreticisiydi ve ürettiği altının büyük çoğunluğu kompleks, refrakter ve bakır-altın cevherlerinin flotasyonu ile elde edilmekteydi (Dunne, 2005). 1980'lerde ve 1990'larda Avustralya, Afrika ve Amerika'da yeni imkânların yaratılması ile altın üretiminde büyük artışlar meydana gelmiştir. O zamanlardan beri flotasyon ile altın kazanımı için kullanılabilir selektif flotasyon kollektörleri ile ilgili araştırmalar önem kazanmıştır (Damjanovic ve Goode, 2000; Winckers, 2002).

Serbest haldeki altının flotasyon verimi, köpük kararlılığı ve altın tanelerinin şekil, boyut gibi fiziksel özelliklerinden etkilenmektedir. Reaktif türü ve pülp pH'ı ise kimyasal açıdan flotasyona etki etmektedir (Nagaraj, 1997; Teague ve diğ, 1999).

Flotasyonda önemli bir parametre olan tane boyutu, altının yüksek yoğunluğundan dolayı daha fazla önem taşımakta ve altın flotasyonu için 10-200 µm arasında olmaktadır. Laboratuvar ölçekli çalışmalarda 3 µm tane boyutunda flotasyon yapılabilse de, endüstriyel ölçekli uygulamalarda 10 µm'dan daha düşük tane boyutlarında flotasyon verimi hızlı bir şekilde azalmaktadır (Allan ve Woodcock, 2001; Chrysosoulis ve Dimos, 2004).

Altın flotasyonunda, pH düzenleyici olarak genellikle kireç ve sülfürik asit tercih edilmektedir. Altın flotasyonunda pH değerinin seçimi birçok faktöre bağlıdır. pH seçiminde genellikle cevherdeki sülfürlü ve silikatlı gang bileşenlerinin miktarı ve türü dikkate alınmaktadır. Kil mineralleri pH 5-9 arasında yüzebildiğinden, cevher içerisinde bu minerallerin bulunması durumunda, bu pH aralığının dışında bir pH değeri seçilmektedir. Arsenopirit ve pirit içeren sülfürlü altın cevherlerinin

flotasyonunda pH aralığı 7-9 arasında olmaktadır. Talk minerallerinin bastırılması ve pahalı gang bastırıcılarının kullanımından kaçınmak için daha yüksek pH değerlerinde de flotasyon gerçekleştirilebilmektedir (Dunne, 2005).

Birçok araştırmada, saf metalik altının sıfır veya ölçülebilir bir temas açısına sahip olduğu belirlenmiştir. Bazı araştırmacılar yaptıkları çalışmalarda altın için temas açısı ölçülebilirken, bazı araştırmacılar ise ölçememişlerdir. Saf altın yüzeyinde temas açılarındaki bu farklılık, yüzey kaplayıcı kalıntılardan ve organik bileşenlerden kaynaklanmaktadır. Genel olarak saf altın yüzeyi hidrofilik olarak bilinmektedir ve temas açısı sıfır olarak ölçülmektedir. Yapılan çalışmalarda, nabit altın yüzeylerinin organik bileşenlerle kirlenmesinin bir sonucu olarak hidrofobik olabileceği belirlenmiştir (Wang ve Poling, 1983). Ancak halen altın minerallerinin oluşum koşullarına bağlı olarak yüzeylerin hidrofob ya da hidrofil özellikte olması belirsizlik göstermektedir.

4.3.1 Altın ve gümüş flotasyonunda kullanılan kollektörler

Ksantat ile flotasyon; metal ksantat oluşumu, ksantat iyonunun kimyasal tutunumu ve diksantojen oluşumu aşamalarını içermektedir. Genellikle serbest altının flotasyonu için kullanılabilecek ksantat türü diksantojendir. Hidrofob olan katının yüzeyinde adsorplanan diksantojen doğal bir yağdır. Altın flotasyonu ve ölçülebilir temas açısının belirlenmesi diksantojen oluşumuna yakın potansiyellerde gerçekleşmektedir (Woods ve diğ, 1994).

KAX (Potasyum Amil Ksantat) gibi daha uzun zincirli ksantatlar daha kolay oksitlenmekte ve daha düşük potansiyellerde diksantojen oluşmaktadır. Tiyol zincir uzunluğunun artışı temas açısını arttırmakta ve böylece yüzeylerin hidrofobikliği de artmaktadır.

Gümüş yüzeyinde KEX (Potasyum Etil Ksantat) adsorpsiyonu, bir elektrokimyasal mekanizma olan metal ksantat oluşumu ile açıklanmaktadır. Altın ile beraber gümüş bulunması ve KEX kullanılması durumunda, gümüş ksantat oluşumunun meydana geldiği potansiyel, saf altın yüzeyinde diksantojen oluşumu için gerekli olan potansiyelden daha düşüktür. Sonuç olarak, altın-gümüş alaşımlarının flotasyonu altına göre daha düşük potansiyellerde gerçekleşmektedir (Lepinen ve diğ, 1991).

Altın flotasyonunda dithiofosfatlar ikincil kollektör olarak kullanılmaktadırlar. Aero 208, altın flotasyonunda etkili bir kollektör olarak bilinmektedir. Genellikle altın için

selektif olmayan dithiofosforik asitler belirli koşullar altında altın yüzeyine adsorplanmaktadır. Monothiofosfatlar yüksek gümüş içerikli altın için iyi bir selektiflik sağlamaktadır ve bazı sülfürlü cevherlerden altın kazanılmasında kullanılmaktadır (Nagaraj, 1991). Monothiofosfatlar; ksantatlar, dithiofosfatlar ve ksantojen oluşumlarından daha kararlı ve kuvvetlidirler (Dunne, 2005).

Merkaptanlar asidik ortamda piritte bağlı altın ve altın flotasyonunda tercih edilen kollektörlerdir. Oksitlenmiş veya kısmen oksitlenmiş piritik altın cevherlerinin flotasyonunda kullanılmaktadır (Dunne, 2005).

Altın flotasyonunda ikincil kollektör olarak bilinen Aero 208, Aero 3477, Aero 407, Aero 412 ve Aerophine 3418 A kollektörlerinin yanısıra Aero Maxgold 900 serisi kollektörlerde serbest haldeki ve demir sülfürlere bağlı altının kazanılmasında kullanılmaktadır. Gümüş flotasyonunda ise Aerofloat 242 ve Aerophine 3418 A, Aero 6931, Aero MX-950 ve Aero MX-6205 gibi kollektörler tercih edilmektedir (Cytec, 2012).

4.3.2 Nabit altın ve elektrik flotasyonu

Nabit altın ve elektrik tanelerinin yüzeyleri, organik bileşenlerle ya da şlam ile kaplanmadığı sürece doğal pH'da, çok az miktarda ksantat ve uygun köpürtücü ilavesi ile yüzdürülebilmektedir. Nabit altın ve elektrik flotasyonundaki en büyük problem öğütme boyunca altının, levha ve pulsu yapı oluşturma eğilimi göstermesidir. Sivri kenarlı taneler hava kabarcığına tutunmadıklarından dolayı altın kayıpları meydana gelmektedir (Bulatovic, 2010).

Serbest haldeki altın tanelerinin pirit ile beraber bulunması durumunda, yüksek pH'larda dithiofosfatların kullanımı selektif altın flotasyonu için uygun olmaktadır. Monothiofosforik asitler de bazı metal sülfürlerden, altının selektif olarak kazanılmasında kullanılmaktadır. Sülfürlü minerallere bağlı nabit altının kazanılmasında ksantat ve dithiofosfat karışımlarının kullanılması etkili olmaktadır (Monte ve diğ, 1997).

4.3.3 Tellür minerallerinin flotasyonu

Yapılan çalışmalarda, altın tellürlerin pH 7-9 arasında az miktarda bakır sülfat ve köpürtücü ilavesi ile kolaylıkla yüzebildiği belirlenmiştir. Ortamdaki çözünabilir ağır metal tuzlarının varlığı, altın tellür minerallerinin yüzeyinin hidrofilikliğini artırarak

yüzebilirliğini azaltmaktadır. Bu durumda, ksantat veya merkaptan türü kollektör ilave edilmektedir (Bulatovic, 1997). Fiji Adaları Cumhuriyeti'ndeki Emperor Madenindeki altın tellürler kollektör ilave edilmeksizin, demir sülfürleri bastırmak için pH 9'da, yalnızca köpürtücü ilavesi ile yüzdürülebilmektedir (Marsden ve House, 2006). Cevher içerisinde sülfür mineralleri bulunması durumunda tellür minerallerinin kazanılması zorlaşmaktadır. Bu durum uygun kollektör, köpürtücü ve pH düzenleyici seçimi ile çözülebilmektedir (Zhang ve diğ, 2010).

Yan ve Hariyasa (1997) tarafından Avustralya'nın Kuzey Kalgoorlie bölgesinden alınan cevher üzerinde, altın tellürlerin flotasyonu ile ilgili çalışmalar yapılmıştır. Bu çalışmalarda, kollektör cinsinin ve pH'ın etkisi incelenmiştir. Kollektör ilavesiz pH 8'de yapılan deneylerde, altın tellürler %74 kazanma verimi ile elde edilmiştir. Deney sonucunda, altın tellürlerin flotasyon hızının düşük olduğu belirlenmiştir. pH 8'de kollektör olarak 50 g/t sodyum etil ksantat veya potasyum amil ksantat, köpürtücü olarak 20 g/t Teric 401 (ICI Australia Pty Ltd), canlandırıcı olarak 100 g/t bakır sülfat kullanımı ile altın tellürler %88 kazanma verimi ile elde edilmiştir. Aynı koşullar altında, pH 5-11 arasında yapılan deneylerde ise pH değişiminin altın verimlerinde önemli değişikliklere sebep olmadığı saptanmıştır.

4.3.4 Bakır-altın cevherlerinin flotasyonu

Bakır-altın cevherlerinden altının flotasyonu, altının oluşumuna ve demir sülfürlere bağlı olmasına göre gerçekleştirilmektedir. Porfiri bakır cevherlerinde altın; nabit altın, elektrik ve gümüşe bağlı sülfür tuzları olarak bulunabilmektedir. Porfiri bakır-altın cevherlerinin zenginleştirilmesinde, satılabilir bakır-altın konsantresi elde etmek önem taşımaktadır. Altının, pirit ve markasit gibi demir sülfür minerallerine bağlı olması konsantrede altın veriminin düşmesine neden olmaktadır. Altın kayıplarının çoğunluğu piritten kaynaklanmaktadır. Piritin problem olduğu bir çok tesiste, pH 9-11.8 arasında dithiofosfat tipi kollektör kullanılmaktadır. Cevher içerisinde pirit içeriği düşük olduğu zaman ksantatlar da tercih edilmektedir.

Son zamanlarda porfiri bakır-altın cevherlerinden altın kazanımı için ticari proseslerin geliştirilmesinde toplu sülfür flotasyonu üzerinde durulmaktadır. Elde edilen bulk konsantrenin tekrar öğütülerek, ardından yapılacak olan flotasyon işlemi ile bakır ve altının piritten ayrılması öngörülmektedir.

Kil mineralleri içeren bakır-altın cevherlerinde, doğal pH'da az miktarda Na_2S kullanımı yararlı olmaktadır. Pülp içerisinde Fe ve Cu gibi suda çözünebilen katyonların bulunması durumunda az miktarda organik asit ilavesi (oksalit, tartarik) bakır konsantrisindeki altın verimini iyileştirmektedir. Altının büyük bir kısmı pirite bağlı olduğundan, masif sülfürlü bakır-altın cevherlerinden altın kazanımı, porfiri bakır-altın cevherlerine göre düşük olmaktadır. Genellikle bu tip cevherlerden altın kazanımı %60'ı aşmamaktadır. Markasit ve pirotin içeren bakır-altın cevherlerinden alkali pH'larda $\text{Na}_2\text{H}_2\text{PO}_4$ (sodyum dihidrojen fosfat) kullanımı markasit ve pirotini bastırarak, altın ve bakır kazanımına yardımcı olmaktadır.

Bazı porfiri bakır-altın cevherleri, doğal olarak yüzeabilen alüminosilikat ve klorit gibi gang mineralleri içermektedir. Sodyum silikat, dekstrin ve karboksi metil selüloz gibi bastırıcılar kullanılarak gang mineralleri kontrol edilmektedir (Bulotavic, 2010).

4.3.5 Demir sülfürlere bağlı altının flotasyonu

Pirit yüzeyinde oksidasyon ürünleri bulunmadığı zaman, pirit hidrofob olarak bilinmektedir. Ancak yine de yüzdürülebilmesi için bir kollektöre ihtiyaç duyulmaktadır. Pirit hem asidik hem de bazik ortamlarda yüzdürülebilmektedir. Birincil kollektör olan ksantatlar ile alkali ortamda, merkaptanlarla ise asidik ortamda pirit kazanılabilmektedir. Ksantat ve merkaptan karışımlarının kullanımı da piritin kazanılmasında etkili olmaktadır. İkincil kollektör olan dithiofosfatlar pirite karşı selektif, arsenopirite karşı ise daha az selektiftir. Amin bazlı kollektörler ise asit ile ön kondüsyonlama yapılmamış, siyanür liçi işlemi görmüş piritin yüzdürülebilmesinde kullanılabilmektedir.

Pirit ile çok benzer özelliklere sahip olan arsenopiritin flotasyon özelliği de pirit ile benzerdir. Arsenopirit yüzeyi kolaylıkla oksitlenebilmektedir. Oksitleyici koşullar altında, yüksek arsenopirit verimi sağlamak için yüksek konsantrasyonda KAX (Potasyum Amil Ksantat) gerekli olmaktadır (Monte ve diğ., 2002). Arsenopiritin düşük flotasyon hızı, yüzeyinde demir oksit türlerinin oluşmasına neden olmaktadır. Pülpde bulunan ferrik ve ferröz iyonları gibi oksidasyon ürünleri, kimyasal koşullara bağlı olarak diksantojen ve ferrik ksantat bileşiklerinin oluşumunu sağlamaktadır (Dunne, 2005).

Pirotin, asidik ve doğal pH aralıklarında kolaylıkla yüzebilmektedir. Kollektör miktarları, pirit flotasyonunda kullanılan miktarlar ile benzerlik gösterirken, alkali

ortamlarda yüzey kaplanması sebebiyle düşük flotasyon verimleri elde edilebilmektedir. Pirotin kolaylıkla oksitlenebilmekte ve bu durumda arsenopiritten daha zor yüzelebilmektedir (Dunne, 2005).

4.3.6 Altınlı stibnit, stibnit ve maldonit flotasyonu

Altınlı stibnit (AuSb_2) mineralinin flotasyon davranışı hakkında yeterli bilgi bulunmadığından, flotasyon davranışının stibnit ile benzerlik gösterdiği varsayılmaktadır. Stibnit kolaylıkla yüzdürülemeyen bir mineraldir. Kabul edilebilir flotasyon verimlerini sağlamak için bakır tuzları veya kurşun ile canlandırılması gerekmektedir. Asidik ve doğal ortamda yüzdürülebilmektedir.

Altınlı stibnit mineralinde olduğu gibi maldonit (Au_2Bi) mineralinin flotasyon davranışı hakkında çok az bilgi bulunduğundan flotasyon davranışının sülfürlü bizmut minerallerine benzerlik göstereceği düşünülmektedir. Sülfürlü bizmut minerallerinin flotasyon özelliği baz metal sülfürlerin flotasyonuna benzemekte ve maldonit bilinen sülfür kollektörleri ile yüzdürülebilmektedir (Dunne, 2005).

4.3.7 Gümüş flotasyonu

Gümüş genellikle bakır ve kurşun sülfürler ile konsantre edilme eğilimi göstermektedir. Gümüş flotasyonunda Aerofloat 242 ve Aerophine 3418 A en çok tercih edilen kollektörlerdir. Aero 6931, Aero MX-950 ve Aero MX-6205 kollektörleri bakır sülfürlere bağlı gümüşün kazanılmasında etkili olmaktadır. Gümüşlü galenin flotasyonunda ise Aero 6931 ve Aerophine 3418 A kollektörleri kullanılmaktadır. Gümüş; sfalerit, arsenopirit ve piritte bağlı olarak bulunabilmektedir. Arjantit (Ag_2S), polibazit ($8\text{Ag}_2\text{S} \cdot \text{Sb}_2\text{S}_3$), prüstit (Ag_3AsS_3), pirarjirit (Ag_3SbS_3), stefanit ($5\text{Ag}_2\text{S} \cdot \text{Sb}_2\text{S}_3$) ve tetrahedrit ($\text{Cu}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$) gibi gümüş sülfürler ve gümüş-antimuan-arsenik sülfürler, flotasyon yöntemi ile kazanılabilmektedir. Sodyum sülfür, kireç, kostik soda ve nişasta gibi düzenleyici maddeler gümüşün bastırılmasına neden olmaktadır. Gümüş cevheri, baz metal sülfürlerden çok az miktarda içerdiği zaman sülfürlü cevherlerin toplu flotasyonu maksimum gümüş verimi için en iyi sonuçları vermektedir. Cevher içerisindeki gümüşün pirit, pirotin, arsenopirit ve çinko sülfürlere bağlı olması durumunda, bu minerallerin aktive olması için bakır sülfat ilave edilmesi gerekmektedir. Bu cevher türleri için, dithiofosfatların, Aerofloat 242 ve Aero 3477 gibi kollektörlerin, ksantatlara (örneğin izopropil ksantat genellikle 20-50 g/t arasında kullanılmaktadır.)

göre daha az miktarlarda kullanımı yeterli olmaktadır. Aerophine 3418 A kollektörü tek başına ya da ksantatlar ile beraber kullanılabilir. Aero MX-950 ve Aero XD-5002 kollektörleri ise gang minerallerine bağlı gümüşün kazanılmasında etkili olmaktadır. Serüzit, malakit, kuprit ve kerarjirit gibi oksit minerallerine bağlı olan gümüşün yüzdürülebilmesi için flotasyon işleminden önce sülfürleme işlemi yapılması gerekmektedir. Sülfürleme işleminden sonra bu mineraller Aero 407 ve Aero 7151 gibi kollektörlerle rahatlıkla yüzdürülebilmektedir (Cytec, 2012).

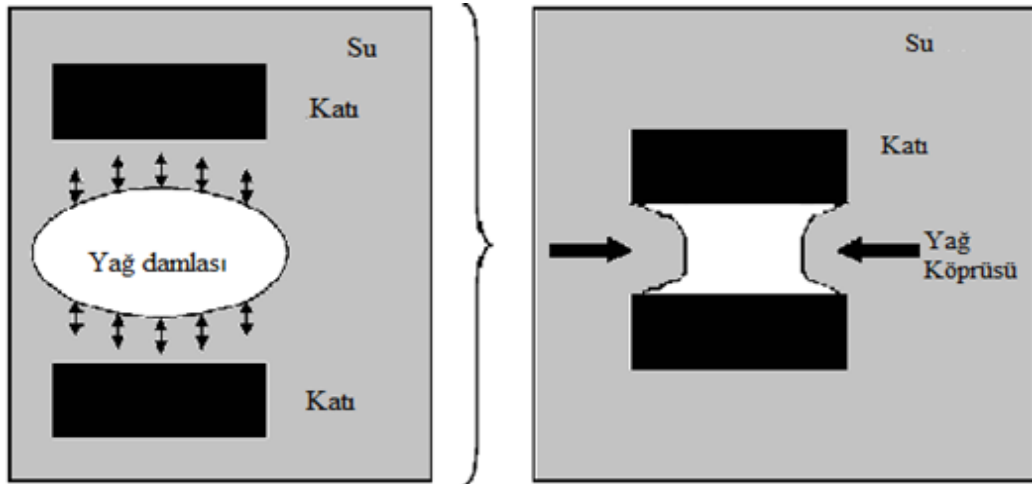
4.4 Kömür-Altın Aglomerasyon Flotasyonu Yöntemi

Altın üretimi sırasında kullanılan civa ve siyanür tüketimi sebebiyle, çevresel koruma sorunu dünya çapında araştırma konusu olmuştur. Bilinen altın kazanma yöntemlerine alternatif yöntemler bulma arayışına girilmiştir. 1920 yılından beri bu konuda pek çok araştırmacı çalışmalar yapmıştır. 1986 yılında, British Petrol (BP) Avustralya araştırma grubu kömür altın aglomerasyon (CGA) yöntemini geliştirerek patentini almıştır. Batmen Engineering International Ltd. ve Charlton Mineral Associates Pty Ltd. tarafından CGA yönteminin varyasyonları araştırılmıştır (Kotze ve diğ, 2000). Bu yöntem, kömür ve yağdan oluşmuş aglomeratların içine yağ sever özellikteki altın tanelerinin bağlanmasına dayanır. Altın tanelerini yağ ile aglomeratlar oluşturarak elde etmek mümkündür. Ancak cevher içinde aglomerat oluşması için yeterli altın bulunmaması sebebiyle hidrofobik özellikte kömür gibi başka bir malzemeye ihtiyaç duyulmuştur.

1-500 µm boyut aralığındaki serbest halde altın taneleri içeren plaser, alüvyonlu cevherler ve sahil kumları, kömür altın aglomerasyonu yöntemi ile zenginleştirilebilmektedirler. Bu tür cevherler ile yapılan deneylerde, 0.21-0.78 ppm altın içerikli malzemedan %98'e varan kazanma verimi ile Au kazanılmıştır. Artıklardaki altın içerikleri ise 0.03-0.09 ppm olarak elde edilmiştir. 3 ppm altın içeren alüvyonlu cevherlerden, kömür tozu ve dizel yağ kullanarak, %80 verim ile 900 ppm altın içerikli konsantre elde edilmiştir (Beltran ve Jacinto, 1991). Plaser veya sert kayaç oluşumlu gravite konsantreleri veya gravite tesis artıkları, liç ve amalgam prosesi sonucu açığa çıkan artıklar, kömür altın aglomerasyonu yönteminde kullanılabilen diğer malzemelerdir. Cevherde bulunabilecek arsenopirit ve pirit gibi diğer mineraller altının yağ severliğini azaltmakta ve bu sebeple altın kazanımına olumsuz etki etmektedir (Akçıl ve diğ, 2009).

Kömür altın aglomerasyon yöntemi ile elde edilen altın verimleri, bu yöntemin amalgamasyon ve siyanür liçi yöntemine alternatif olduğunu ortaya koymaktadır. Altın verimi, kömür yağ oranındaki azalma; aglomerat-cevher oranındaki artış ve kullanılan kömürün tane boyutunun azalmasıyla artmaktadır (Hilson ve Monhemius, 2006).

Kömür altın aglomerasyon yöntemi, pülp halindeki malzemede bulunan kömür yağ aglomeratları içine yağ sever özellikteki altın tanelerinin selektif kazanımını içermektedir. Kömür yağ aglomeratları sulu ortamda kömür ve yağın birlikte yoğun karıştırılması ile önceden hazırlanmaktadır. Yoğun karıştırma işlemi, yağın su içerisinde dağılımını sağlamaktadır. Kömürün yüzeyini kaplayan yağ damlaları ve bu yağ damlaları ile çarpışan su ile ıslatılmış taneler yağ köprülerinin oluşmasına sebep olur. Oluşan bu yağ köprüsü, aynı zamanda kömür ve altın taneleri arasında bir sıvı köprüsü görevindedir. Şekil 4.8’de yağ köprüsünün oluşumu gösterilmiştir. Kömür-yağ oranı, yağ çeşidi ve karıştırma hızı aglomeratların boyutunu belirleyici etkenlerdir. Serbest haldeki altın taneleri kömür-yağ aglomeratları ile çarpışarak ya da içlerine sızarak, bağlanırlar. Bu yöntemde 1 ton aglomerat 10 kg altın tanesi ile yüklenebilmektedir (Wall ve diğ, 1992).



Şekil 4.8 : Yağ köprüsünün oluşumu.

Altın içerikli cevher, karbonlu malzeme ve yağ fazı, malzeme parametrelerini belirlemektedir. Bu üç fazın kimyasal, fiziksel ve fizikokimyasal özellikleri kömür altın aglomerasyon yönteminin gerçekleştirilebilmesini etkilemektedir. Özellikle altının mineralojisi, karbon içerikli malzemenin boyut, miktar ve türü, yağın miktar ve çeşidi bu proses için önemli parametrelerdir. Grafit, bitümlü kömür, endüstriyel kömür, metalurjik kömür ve linyitler bir çok araştırmacı tarafından bu proses için

başarıyla kullanılmıştır. Kömür yağ aglomerasyonunun başarısını kömürün yüzey özellikleri belirlemektedir. Bu özellikler; hidrokarbon yapısı, oksijenli gruplar içeren polar grupların sayısı, çeşidi ve kömürdeki inorganik metallerin içeriğidir (Arnold ve diğ, 1989).

Ham petrol, dizel yakıt gibi seyreltilmiş çeşitli petrol fraksiyonları, saf alifatik hidrokarbonlar ve bitkisel yağlar kömürün yağ ile aglomerasyonunda kullanılabilen yağ çeşitleridir (Arnold ve Aplan, 1989). Ancak hidrokarbonların ticari olarak satış fiyatlarının yüksek oluşu ve özellikle işlenmemiş bitkisel yağların hidrokarbonlara göre fiyatının daha az olması, bitkisel yağ kullanımının tercih edilmesine sebep olmaktadır. Ayrıca bitkisel yağların tekrar kullanılabilir olması ve çevreyi kirletici özelliği bulunmaması tercih edilmesindeki diğer etkenleri oluşturmaktadır.

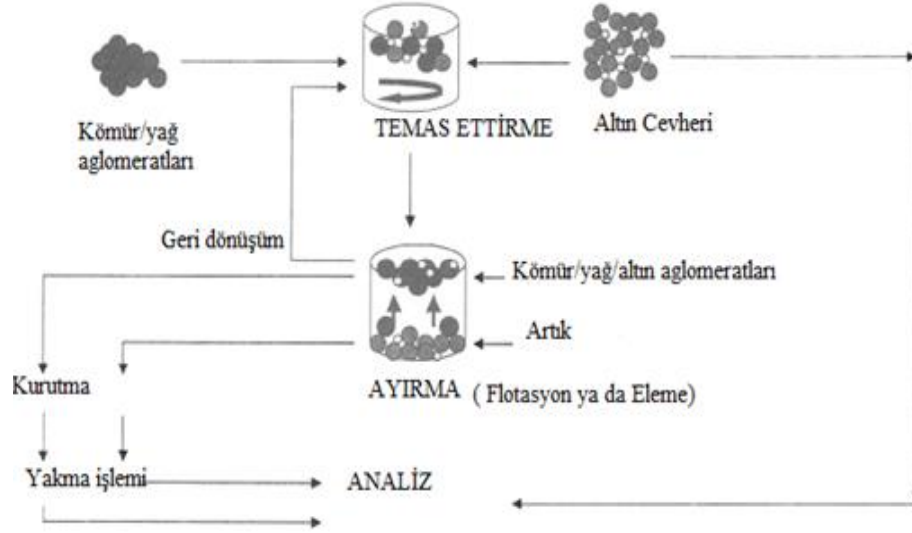
Kömür altın aglomerasyonu yönteminde malzeme parametreleri önemli olduğu kadar operasyon parametreleri de önem taşımaktadır. Bu parametreler, kömür-yağ-altın aglomeratlarının oluşumunda dağılma, çarpışma ve birleşme aşamalarını etkilemektedir. Yeterli yağ miktarı ve uygun karıştırma süresi ile yağ ile kaplı taneler birbirleri ile çarpışırlar. Yağın sahip olduğu yüzey gerilimi ve taneler arasındaki yağ köprülerinin kapiler çekiminden dolayı aglomeratlar oluşur. Mekanik karıştırma, yağın dağılmasını ve yağ damlaları ile kömür tanelerinin çarpışmasını arttırmaktadır. Pülp sıcaklığının artırılması ve pülp yüzey aktif maddelerin ilave edilmesi yağın emülsiyonlaştırılmasında önemli rol oynar.

Bütün parametreler incelendiğinde, kömür altın aglomerasyonunun başarısı, taneler arası çarpışmalara, aglomeratların dayanımına, karıştırma süresine, karıştırma şekline, derecesine, altın ve aglomeratların etkileşim süresine bağlanmaktadır (Wu ve diğ, 2004)

Kömür-yağ-altın aglomerasyonu yöntemi iki ana bölümden oluşmaktadır. Bunlar; kömür yağ altın aglomeratlarının oluşumu ve bu aglomeratların pülpten kazanılmasıdır. Aglomeratların pülpten kazanılması flotasyon yöntemi ile ya da elekler yardımıyla yapılan eleme işlemi ile gerçekleştirilmektedir. Kömür altın aglomerasyonu yönteminin şematik gösterimi Şekil 4.9’da verilmiştir (Moses ve Petersen, 1999).

Şekil 4.9’da görüldüğü gibi kömür yağ aglomeratları pülp içine ilave edilmektedir. Burada altın ile kömür-yağ aglomeratları temas etmekte ve oluşan kömür yağ altın

aglomeratları flotasyon veya eleme işlemi ile kazanılmaktadır. Aglomeratlar kurutulduktan sonra, altın analizi için yakılarak ortamdaki kömürün uzaklaşması sağlanmaktadır. Kömür-yağ-altın aglomeratlarının oluşumundan sonra pülp içinde kalan ve artık olarak adlandırılan kısım altın kaybını azaltmak için tekrar devreye döndürülmektedir.



Şekil 4.9 : Kömür altın aglomerasyonu yönteminin şematik olarak gösterimi.

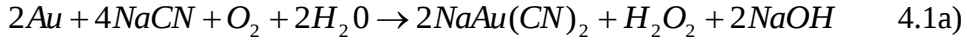
Kömür yağ aglomeratları önceden hazırlanabildiği gibi, başlangıçta pülpe ayrı ayrı ilave edilerek, pülp içerisinde aglomerat oluşturmaları istenebilir. Ancak karşılaştırmalı yapılan çalışmalarda, doğrudan pülp içinde kömür yağ aglomeratlarının oluşumu ile kömür-yağ-altın aglomerasyonu yönteminin gerçekleştirilmesi, başarısız sonuçlar alınmasına neden olmuştur (Şen ve diğ, 2005).

4.5 Siyanür Liçi

Siyanür, karbon ve azotun birleşmesiyle oluşan, suda hidroliz olarak gaz halindeki hidrasiyanik asite dönüşebilen bir kimyasaldır. Siyanür bileşikleri doğal olarak bulunabildiği gibi potasyum ve sodyum siyanür olarak da üretilmektedir (Logsdon ve diğ, 2001).

Cevherlerden altın ve gümüş kazanımı için en yaygın olarak kullanılan yöntem siyanür liçi yöntemidir. 1846 yılında ilk kez Elsner altının siyanür solüsyonunda çözünmesi reaksiyonunu araştırmış, 1887 yılında ise McArthur cevherlerden altın kazanımı için siyanür liçini ilk kez uygulamıştır (Ling, 1994). Ticari olarak ise siyanür liçi Witwaterstrand altın madenlerinde 1890'larda uygulanmaya başlanmıştır.

Altının siyanür ile çözünme reaksiyonları denklem 4.1a ve 4.1b’de, gümüşün siyanür ile çözünme reaksiyonu ise denklem 4.2a ve 4.2b’de verilmektedir.



Altın ve gümüşün çözünme reaksiyonlarında oksijen varlığı önem taşımaktadır. Altın ve gümüş serbest oksijen içermeyen siyanür çözeltisinde çözünmemektedir. Siyanür liçi tesislerinde, genellikle NaCN kullanımı tercih edilmektedir. Endüstriyel uygulamalarda altın için NaCN miktarı 0.2-0.5 kg/t, gümüş için ise 0.5-3.0 kg/t arasında olmaktadır. Liç sisteminde, siyanür iyonu düşük pH’larda hidroliz olarak çok zehirli olan hidrojen siyanür (HCN) iyonlarını oluşturduğundan, siyanür çözeltisinin pH’ının 10.5-12 arasında olması gerekmektedir (La Brooy ve diğ., 1994). Bu durum koruyucu alkalilik adı verilen, ortama kireç ilavesi ile sağlanmaktadır. Endüstriyel uygulamalarda kireç ilavesi altın için 0.5-2.0 kg/t, gümüş için ise 2.0-9.0 kg/t arasında değişmektedir.

Siyanürleme işlemi sırasında, cevher bileşimindeki bileşenler siyanürlemeyi etkilemektedir. Karbondioksit ve asit yapan mineraller, siyanürün parçalanmasına neden olmaktadır. Bu olumsuz etki, çözeltinin pH’ının kireç ve kostik soda ilavesi ile 10-11 arasına getirilmesi ile önlenebilmektedir. Bakır mineralleri siyanür çözeltisinde birlikte çözünerek fazla miktarda siyanür ve oksijen sarfiyatına neden olmaktadır. Arsenik içeren mineraller siyanürü tüketerek altının çözünmesini engellemektedir. Arsenopirit, siyanür çözeltisinde hızla oksitlenerek altının çözünmesini geciktirmektedir. Stibnit de siyanürlemeyi engelleyen bir diğer sülfürlü mineral olarak bilinmektedir. Cevher içerisinde bulunan ve aşırı siyanür tüketimine neden olan bu sülfürlü mineraller liç sisteminde siyanisid olarak adlandırılmaktadır. Cevher içerisinde bu minerallerin bulunması durumunda, liç işleminden önce kimyasal oksidasyon, ısı ile oksidasyon, basınç altında oksidasyon ve biyolojik oksidasyon gibi ön işlemlerin uygulanması gerekmektedir. Siyanür ile çözünme işleminde siyanür konsantrasyonu, oksijen konsantrasyonu, liç süresi, tane boyutu, karıştırma hızı ve sıcaklık gibi parametreler liç verimini etkilemektedir (Çilingir, 1996).

Geniş çapta endüstriyel ölçekli kullanımı, yüksek altın ve gümüş çözünme verimlerinin sağlanması, aktif karbon üzerine efektif adsorpsiyonu ve liç mekanizmasının iyi biliniyor olması siyanür liçinin avantajlarını; oldukça zehirleyici etkisi, yüksek pH'larda çalışma zorunluluğu, yavaş liç kinetiği ve çevresel kısıtlamalar ise dezavantajlarını oluşturmaktadır (Yüce, 2010).

4.5.1 Siyanür liçi yöntemleri

Yığın liçi, tekne liçi, karıştırma liçi ve yerinde liç uygulanan siyanür liçi yöntemleridir. Yöntem seçiminde cevherdeki altın ve gümüş içeriği önemli olmaktadır. Tekne liçi günümüzde uygulama alanı bulamazken yığın liçi en çok tercih edilen yöntemlerdendir. Yığın liçi 3 g/t'dan daha az altın içeren cevherlere uygulanmaktadır. Bu yöntemde, cevher 10 cm'nin altına kırılmakta ve maliyeti yüksek olan öğütme işlemi yapılmamaktadır. Uygun tane boyutuna getirilen malzeme sızdırmaz bir tabakanın üzerine yığılmakta ve siyanür çözeltisi yığının üzerine püskürtme ile verilmektedir. Siyanür çözeltisi yığının alt kısımlarına süzülürken altın ve gümüş çözeltiye geçmektedir. Yığının alt kısmına süzülen altın ve gümüş yüklü çözelti havuzda toplanmaktadır (Haque, 1992; Yüce, 2010).

Yığın liçinde altın tanelerinin yeterince serbestleşmemesi nedeniyle karıştırma liçine göre altın kazanma verimleri düşük olmaktadır. Ancak öğütme maliyetinin olmamasından dolayı karıştırma liçine göre daha ekonomik bir yöntemdir. Yığın liçinde cevherin siyanür ile temas süresi 30-60 gün arasında değişmektedir. Yığın liçinde iri boyutlu cevherler için çözünme verimleri %40-60, aglomera edilmiş ince boyutlu cevherlerde ise %60-80 arasında olmaktadır (Yüce, 2010).

Karıştırma liçi genellikle 0.2 mm altı malzemenin silindirik bir tank içerisinde pervane ya da hava ile karıştırılmasıyla gerçekleştirilmektedir. Karıştırma liçinde altın için liç süresi 16-48 saat arasında değişmektedir. Altın-gümüş kazanma verimleri %80'in üzerine çıkmaktadır.

Karıştırma liçinde, öğütme ile ince altın tanelerinin büyük oranda serbestleşmesi %95'in üzerinde altın kazanma verimlerinin elde edilmesini sağlamaktadır. Öğütme boyutunun küçülmesiyle, öğütme maliyetleri artacağından ekonomik olarak optimum öğütme boyutunun belirlenmesi önem taşımaktadır.

4.5.2 Yüklü çözeltilerden altın ve gümüşün geri kazanılması

Çözünen altın içeren çözeltinin katı kısmından ayrılması için genellikle, ters yönlü yıkama sistemi kullanılmaktadır. Karıştırıcılardan çıkan pülp seri halde bağlanmış olan koyulaştırma tanklarına girmekte ve burada çözelti bir yönde, katılar ise ters yönde hareket etmektedirler. Böylece çözünmeyen katı kısım altın-gümüş yüklü siyanür çözeltisinden yıkanarak temizlenmektedir. Yüklü çözeltilerden altın ve gümüşün kazanılması; yüklü çözeltinin aktif karbon yatağından geçirilmesi ile altını ve gümüşü adsorblama, altın ve gümüşlü çözeltiyi anyonik tipte katı-iyon değiştirici yataklardan geçirerek altını konsantre etme, elektroliz yolu ile altın ve gümüş kazanma, altın-gümüş ile aralarında elektropotansiyel fark olan çinko ile altın ve gümüşü çöktürme yöntemleri kullanılarak gerçekleştirilmektedir (Çilingir, 1996).

4.5.2.1 Aktif karbon ile altın gümüş kazanımı

Aktif karbon adsorpsiyon yönteminde kullanılan aktif karbon; ağaçtan, petrol kokundan, fındık kabuğundan ya da değişik petrol türevlerinden yapılabilmektedir. En çok tercih edilen aktif karbon birim hacminde daha çok yüzey veren hindistan cevizi kabuğundan yapılandır. Aktif karbon, çoğunlukla -5+1 mm boyut grubunda sınıflandırıldıktan sonra kullanılmaktadır. Aktif karbon, altın yüklü siyanür çözeltisi ile pülpde karbon, liçte karbon veya kolonda karbon yöntemi ile temas ettirilmektedir.

Pülpde karbon yöntemi (Carbon in Pulp-CIP) aktif karbonun liç işlemi sonrasında pülpe ilave edilmesi ile gerçekleşmektedir. Çözündürme işlemi bittikten sonra pülp ilk tanktan son tanka doğru hareket ederken, boş aktif karbon ise ters yönde hareket etmektedir. Pülpde karbon 15-20 g/L miktarlarında olup, her bir tanktan taşan karbon eleme ile ayrılmaktadır (Celep, 2005).

Liçte karbon yönteminde (Carbon in Leach-CIL) aktif karbon doğrudan liç tanklarına beslenmektedir. Liçte karbon yöntemi liç hızı yüksek, cevher tenörü düşük olduğunda pülpde karbon yöntemine göre daha avantajlıdır. Cevher içerisinde altını adsorplayacak karbon ya da kil minerallerinin bulunması durumunda liçte karbon yöntemi tercih edilmektedir. Çözündürme işlemi ile çözünen altın ve gümüşün aktif karbon üzerine adsorplanması işleminin birarada gerçekleşmesi, liçte karbon yönteminin yatırım ve işletme maliyetlerinin düşük olmasını sağlamaktadır. Zamandan da tasarruf edilmesini sağlayan bu yöntemin dezavantajı her türlü cevhere uygulanamamasıdır (Tanrıverdi, 1997; Seyrankaya, 2001).

Kolonda karbon yönteminde (Carbon in Column-CIC) temizlenmiş ya da berraklaştırılmış liç çözeltisi karbon yüklü kolonlardan geçirilerek çözünmüş altın ve gümüş karbon üzerine adsorplanmaktadır (Celep, 2005).

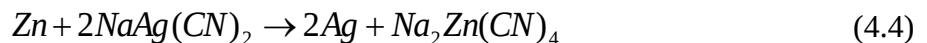
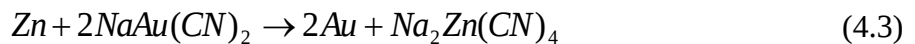
Altın ve gümüş aktif karbona adsorplandıktan sonra, altın ile yüklenen aktif karbon sıyırma kolonuna alınmaktadır. Kolondan yüksek konsantrasyonda NaCN ve kostik içerikli sıcak çözelti geçirilmekte ve altın karbondan ayrılarak yüksek konsantrasyonlarda altın içerecek şekilde çözeltiye alınmaktadır. Bu çözeltiden altın ve gümüş elektrolizle ya da çinko tozu ile çöktürülerek elde edilmektedir (Sayiner, 2012).

4.5.2.2 İyon değiştirici reçine yöntemi ile altın ve gümüş kazanımı

Süzülüp berraklaştırılmış altın yüklü siyanür çözeltisi, anyonik tipte katı-iyon değiştirici ile donatılmış yataklardan geçirilmektedir. Bu katı reçineler çözeltideki altın ve gümüşü soğurmaktadırlar. Altını ve gümüşü alınmış çözelti tekrar liç devresine beslenmektedir. Belirli oranda altın ve gümüş ile yüklenen katı iyon değiştiriciler devre dışı bırakılıp, özel şartlarda altın ve gümüş desorplanarak rejenere edilmektedir. Desorplama işlemi ile altın ve gümüş oranı yüksek çözelti oluşmaktadır. Bu çözeltiden elektrolizle veya çinko ile çöktürme yöntemi ile metalik altın ve gümüş kazanılmaktadır (Çilingir, 1996).

4.5.2.3 Çinko tozu ile çöktürme ile altın gümüş kazanımı

Katıdan ayrılan altın ve gümüş içeren siyanürlü berrak çözeltiye vakum uygulanarak çözünmüş oksijen içeriği düşürülmekte ve ardından çinko tozu ilave edilmektedir. $Au(CN)_2^-$ bileşiği Zn ile reaksiyona girerek Au(katı) çinko tozu üzerine çökerken Zn(katı), $Zn(CN)_4^{2-}$ bileşiği halinde çözeltiye geçerek Au ile Zn yer değiştirmektedir. Sonuçta, çinko tozu, üzerine kaplanan Au ile birlikte filtre edilerek çözeltiden ayrılmakta ve filtre keki ergitilerek altın kazanılmaktadır. Zn ise sıcak H_2SO_4 ile liç edilerek çökelekten uzaklaştırılmaktadır (Nsimba, 2009). Altının çinko tozu ile çöktürülmesinde oluşan tepkime (4.3)'de verilmiştir. Gümüş içinde tepkime benzer olup (4.4)'de gösterilmiştir.



4.5.2.4 Elektroliz ile altın ve gümüş kazanımı

Aktif karbon adsorpsiyonu-desorpsiyonu veya iyon deęiřtirici reçine yöntemi ile zenginleřtirilmiř yüklü çözeltilerden altın-gümüş eldesi için 1874 yılında Almanya’da elektroliz (Wohlwill) yöntemi geliřtirilmiřtir. Bu proseste geniř yüzey alanına sahip çelik yünden üretilmiř katotlar kullanılmaktadır. Altın kaplı çelik yün ergitilerek külçe altın elde edilmektedir (Habashi, 2013).

Siyanür çözeltilerinden altın ve gümüşün elektroliz ile kazanımı çinko ilavesi ile çöktürmeye göre bazı avantajlara sahiptir. İndirgeme elektrolitik olarak yapıldığından çözeltilere kimyasal bir reaktif ilavesi gerekmemektedir. Ayrıca, elektroliz ile yüksek saflık derecesinde altın elde edilmektedir. Elektrolizin dezavantajı ise siyanürlü çözeltilerin altın konsantrasyonu çok düşük olduğundan, katot yüzeyinde altın birikme hızının da çok düşük olmasıdır (Kakı, 1995).

5. DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Altının ve gümüşün gerek birincil gerekse ikincil kaynaklardan kazanımı çok büyük oranda siyanür liçi ile yapılmaktadır. Ancak özellikle son yıllarda yeni işletme izinlerinin alınması ekolojik gerekçelerle yasal güçlükler yaratmakta, bazı işletmeler bu yasal süreçleri tamamlayamadıkları için faaliyete dahi geçememektedirler. Kuyumcu curuflarından altın ve gümüşün siyanürasyonla kazanımı ise esas itibari ile şehir merkezlerindeki denetim dışı işletmelerde sağlanmaktadır. Bu nedenle siyanürasyona alternatif cevher hazırlama tekniklerinin uygulanması son derece önem kazanmaktadır. Cevher hazırlama açısından ister birincil, ister ikincil kökenli olsun siyanürasyona alternatif olabilecek en önemli yöntem flotasyondur.

Tez kapsamında farklı tipte altın ve gümüş cevherleşmeleri gösteren Çanakkale'nin Serçeler ve Şahinli bölgelerinden alınan Esan Eczacıbaşı Endüstriyel Hammaddeler Sanayi ve Ticaret A.Ş. firmasına ait numuneler ve Altınbaş Holding bünyesindeki Onsa Mücevherat İmalatı ve Dış Tic. A.Ş. firmasına ait kuyumcu curufları ile çalışılmıştır. Birincil ve ikincil kaynaklardan altın ve gümüş kazanımı için siyanürasyon ve alternatif olabilecek flotasyon yönteminin uygulanabilirliği araştırılmıştır. Her iki yöntemin uygun koşulları belirlendikten sonra yöntemlerin tercih sebebi ekonomik olarak incelenmiştir.

5.1 Çanakkale Serçeler Bölgesine Ait Altın-Gümüş Cevheri İle Yapılan Çalışmalar

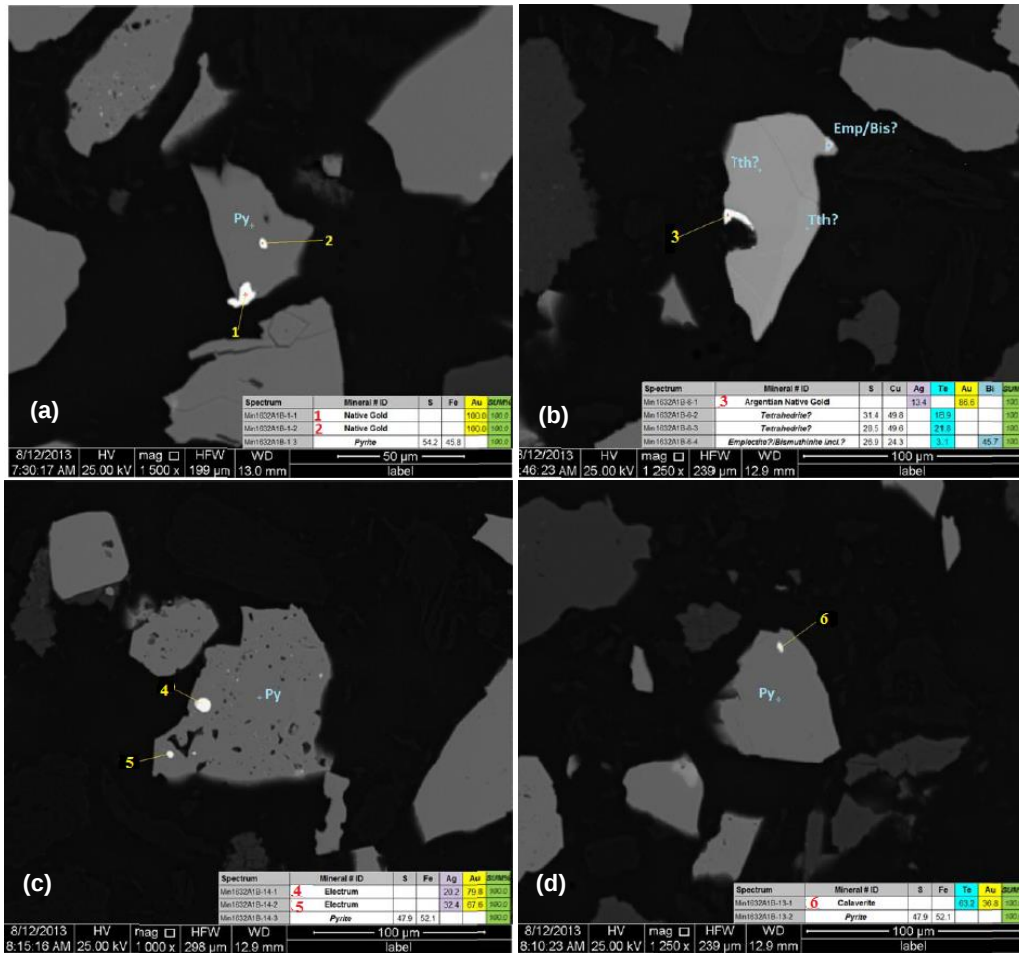
5.1.1 Malzeme

Esan Eczacıbaşı Endüstriyel Hammaddeler Sanayi ve Ticaret A.Ş. yetkililerince tedarik edilen cevher numunesi sırasıyla çeneli, konili ve merdaneli kırıcıdan geçirildikten sonra 2 mm'lik titreşimli eleğe beslenmiştir. Eleküstü malzeme tekrar merdaneli kırıcıya gönderilerek tamamı kontrollü olarak 2 mm altına indirilmiştir. Temsili numune üzerinde kimyasal ve mineralojik analizler ALS (Australian Laboratory Services) laboratuvarlarında yapılmıştır. Çizelge 5.1'de gösterilen

kimyasal analiz sonuçlarına göre, numune 18.85 g/t Au ve 120.0 g/t Ag içermektedir. Parlak kesitler üzerinde QEMSCAN (taramalı elektron mikroskobu) cihazı ile mineralojik analizler gerçekleştirilmiştir. Numunenin QEMSCAN görüntüleri Şekil 5.1’de gösterilmiştir.

Çizelge 5.1 : Çanakkale-Serçeler bölgesine ait numunenin kimyasal analiz sonuçları.

Element	İçerik (ppm)	Element	İçerik (%)
Au	18.85	Al	1.04
Ag	120.0	Ca	0.05
As	137.5	Fe	3.51
Bi	511.0	K	0.03
Zn	79.0	Mg	0.02
Co	41.8	Na	0.01
Cu	182.0	S	0.8
Se	51.0	Si	41.0
Te	7.3	Ti	<0.005



Şekil 5.1 : Çanakkale-Serçeler Bölgesine ait numunenin QEMSCAN görüntüleri (a) 1- nabit altın, 2-nabit altın (b) 3-gümüşlü nabit altın (c) 4-elektrum, 5-elektrum (d) 6-kalaverit.

Mineralojik analiz sonuçlarına göre, numune içerisinde yaygın olan mineraller pirit ve kuvars, geriye kalan ise kaolinitir. Numune içerisinde oldukça serbestleşmiş pirit taneleri, kısmen iç büyüme gösteren tetrahedrit, tennantit ve daha az oranda sülfürler ile kükürt tuzları bulunmaktadır. Sülfürler, sülfürlü olmayan fazlardan serbestleşmiştir. Cevher içerisindeki piritin ortalama tane boyutu 50 μm , tetrahedritin ortalama tane boyutu 27 μm ve sülfürlerin ortalama tane boyutu ise 23 μm olarak belirlenmiştir.

Altının çoğunluğu nabit altın ve elektrüm olarak bulunmaktadır. Mineral Serbestleşme Analiz (Mineral Liberation Analyzer-MLA) cihazı ile altının tane boyutunun 19-0.62 μm arasında değiştiği, d_{80} boyutunun 16.18 μm ve d_{50} boyutunun ise 12.54 μm olduğu belirlenmiştir. Gümüş geniş olarak klorarjirit ve az miktarda arjantitten oluşmaktadır. Klorarjiritin tane boyutları 75-0.87 μm arasında değişirken d_{80} boyutu 68.43 μm , arjantitin tane boyutları 13.5-0.87 μm arasında değişirken d_{80} boyutu ise 9.05 μm olmaktadır. Altın ve gümüş mineralleri çoğunlukla piritte bağlıdır. Geriye kalan altın ve gümüş taneleri kuvarsa, kaolinite, demir sülfürlere ve demir hidroksitlere bağlı bulunmaktadır. Tanımlanan demirin büyük bir kısmı pirit olarak yer almaktadır. Geriye kalan demir ise Fe-Ti oksitleri içinde kapanım halindedir. Kükürdün neredeyse tamamı (%99) piritte, çok az kısmı da diğer sülfürler ve sülfatlar içerisinde bulunur. Numunedeki altın ve gümüş oluşumları nabit altın (%95-100 Au ve %0-5 Ag), gümüşlü nabit altın (%80-95 Au ve %5-15 Ag), elektrüm (%20-80 Au ve %20-80 Ag), kalaverit (AuTe_2 , %~37 Au), klorarjirit (AgCl), arjantit (Ag_2S) ve jalpaite-proustite ($\text{Ag}_3\text{CuS}_2\text{-Ag}_3\text{AsS}_3$) olarak gözlenmiştir.

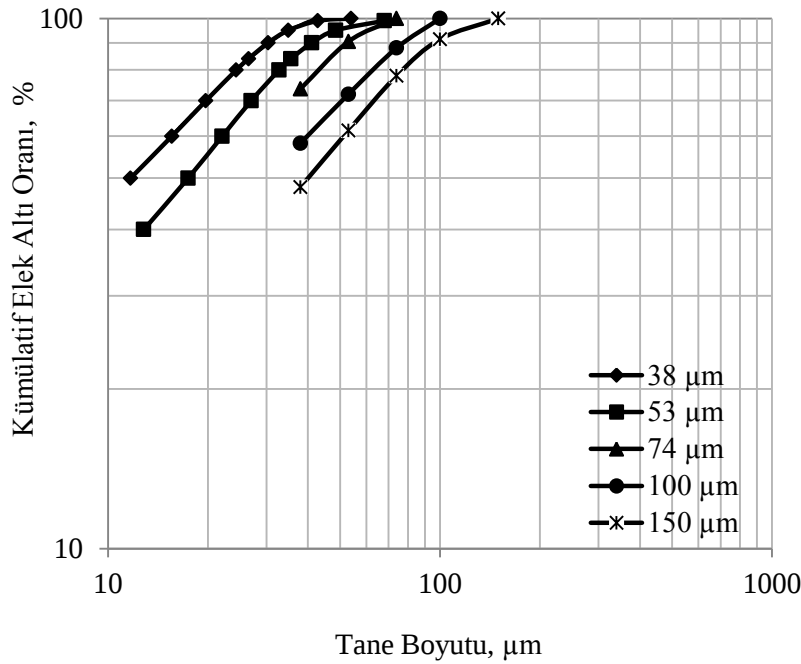
5.1.2 Flotasyon Deneyleri

Flotasyon deneylerinde doğrudan izabeye gidebilecek nitelikte altın ve gümüş içeren konsantre üretmek için çalışmalar yapılmıştır. Yapılan deneylerde tane boyutunun, flotasyon süresinin, kollektör türü ve miktarının etkisi incelenmiştir. Elde edilen sonuçlar ile flotasyon kinetiğinin belirlenmesine yönelik çalışmalar yapılmıştır. En uygun koşullar değerlendirilerek, yüksek altın ve gümüş içerikli konsantre elde etmek için çok kademeli temizleme devreli flotasyon deneyleri gerçekleştirilmiştir. Deneyler, Denver marka D 12 model laboratuvar tipi flotasyon makinasında yapılmıştır. Tane boyutunun, flotasyon süresinin, kollektör türü ve miktarının etkisinin incelendiği ön deneylerde 1 kg malzeme kullanılmıştır. Deneyler 2.5 L'lik

flotasyon hücrelerinde 1500 dev/dk karıştırma hızında gerçekleştirilmiştir. Deneylerde kullanılan bastırıcı reaktif (Na_2SiO_3) %10'luk, kollektörler ve köpürtücüler ise %1'lik derişimde hazırlanmıştır. Aerophine 3418 A, Aero 208, ATP (amino tiyo fenol), KAX (potasyum amil ksantat) kollektör olarak, MIBC (metil izobutil karbinol) ise köpürtücü olarak kullanılmıştır. Flotasyon hücresine beslenen pülpün doğal pH'sı 6.5-7.0 arasındadır.

5.1.2.1 Tane boyutunun etkisi

Tane boyutunun etkisini inceleyebilmek için malzemenin tamamı 150, 100, 74, 53 ve 38 μm altına öğütölerek deneyler yapılmıştır. 2 mm altı malzemeyi bu boyutlara öğütebilmek için bilyalı değirmende kademeli öğütme işlemleri gerçekleştirilmiştir. %60 pülpde katı oranında ve 8 kg bilya şarjı ile yapılan öğütme işlemi sonucunda istenilen boyutlarda malzeme elde edilmiştir. Öğütme süreleri 150 μm için; 30+15 dk, 100 μm için; 45+15 dk, 74 μm için; 45+30 dk, 53 μm için; 60+30 ve 38 μm için; 60+45 dk olarak belirlenmiştir. -150 μm , -100 μm ve -74 μm boyutundaki malzemenin boyut dağılımını belirlemek için ASTM (ASTM-Amerikan Society for Testing and Materials) standartlarına göre elekler kullanılırken, -53 μm ve -38 μm boyutundaki malzemenin boyut dağılımını belirlemek için ise partikül boyut cihazı (Malvern Mastersizer) kullanılmıştır. Şekil 5.2'de, elde edilen veriler ile çizilen log-log eksenli kümülatif elek altı eğrileri gösterilmiştir.



Şekil 5.2 : Öğütme sonucunda elde edilen malzemelerin tane boyut dağılımı.

Deneylerde silikat bastırıcısı olarak 1000 g/ton Na₂SiO₃, kollektör olarak Aerophine 3418 A ve Aero 208, köpürtücü olarak ise MIBC kullanılmıştır. Tane boyutunun etkisinin incelendiği dört kademeli olarak yapılan flotasyon deneylerinin koşulları Çizelge 5.2’de, deney sonuçları ise Çizelge 5.3’de verilmiştir (Aydın, 2012).

Çizelge 5.2 : Tane boyutunun etkisinin incelendiği deneylerin koşulları.

Parametreler	Koşullar
pH	4.5-5.0
Na ₂ SiO ₃ , g/t	1000
Kondüsyon Süresi, dk	5
Aerophine 3418 A, g/t	250 (50+50+50+100)
Aero 208, g/t	250 (50+50+50+100)
Kıvam Süresi, dk	3+3+3+3
MIBC, g/t	50 (20+10+10+10)
Flotasyon Süresi, dk	3+3+3+3

Çizelge 5.3 : Tane boyutunun etkisinin incelendiği deneylerin sonuçları.

Tane Boyut, µm	Ürünler	Miktar, %	İçerik, ppm		Verim, %	
			Au	Ag	Au	Ag
150	Konsantre	10.4	136.00	970.00	79.8	87.1
	Artık	89.6	4.00	16.70	20.2	12.9
	Toplam	100.0	17.73	115.80	100.0	100.0
100	Konsantre	13.4	104.50	834.00	79.8	89.6
	Artık	86.6	4.10	15.00	20.2	10.4
	Toplam	100.0	17.55	124.75	100.0	100.0
74	Konsantre	15.9	87.20	752.00	81.7	91.7
	Artık	84.1	3.70	12.90	18.3	8.3
	Toplam	100.0	16.98	130.40	100.0	100.0
53	Konsantre	15.4	91.60	749.00	81.0	91.5
	Artık	85.6	3.90	12.70	19.0	8.5
	Toplam	100.0	17.41	126.09	100.0	100.0
38	Konsantre	13.2	95.70	732.00	78.0	88.3
	Artık	86.8	4.10	14.70	22.0	11.7
	Toplam	100.0	16.19	109.38	100.0	100.0

Tane boyutunun etkisinin incelendiği deneylerde, tane boyutu küçüldükçe konsantredeki altın ve gümüş kazanma verimlerinde çok önemli artışlar görülmemektedir. Ancak 38 µm tane boyutu ile yapılan deneyde, altın ve gümüş

verimlerinde düşüşler gözlenmiştir. İnce boyutlarda, bazı durumlarda şlam oluşumu kontrol edilerek altın kazanımının sağlanmasına rağmen, gang bileşenlerinin de flotasyonu sebebiyle altının selektivitesinin azaldığı bilinmektedir (Bulatovic, 1997). Serçeler cevheri kaolinit ve kuvars ağırlıklı olduğundan, uzun süreli öğütme muhtemelen şlam etkisi yaratarak altın ve gümüş verimlerinde az miktarda düşüşlere sebep olmuştur. Beş farklı boyut ile yapılan deneylere göre, %81.7 Au ve %91.7 Ag verimleri ile en uygun boyut -74 µm olarak belirlenmiştir.

5.1.2.2 Kollektör cins ve miktarının etkisi

Kollektör cins ve miktarlarının etkisinin incelendiği deneylerde, ATP-KAX ve Aerophine 3418 A-Aero 208 kollektör kombinasyonlarının ayrı ayrı kullanımının flotasyona etkisi araştırılmıştır. Deneylerde, ATP-KAX kollektörlerinden 250+250, 500+500, 750+750, 1000+1000 g/t kullanılmış ve kollektörler 4 kademede ilave edilmiştir. Deney koşulları Çizelge 5.4’de, deney sonuçları Çizelge 5.5’de ve Şekil 5.3’de verilmiştir (Aydın, 2012).

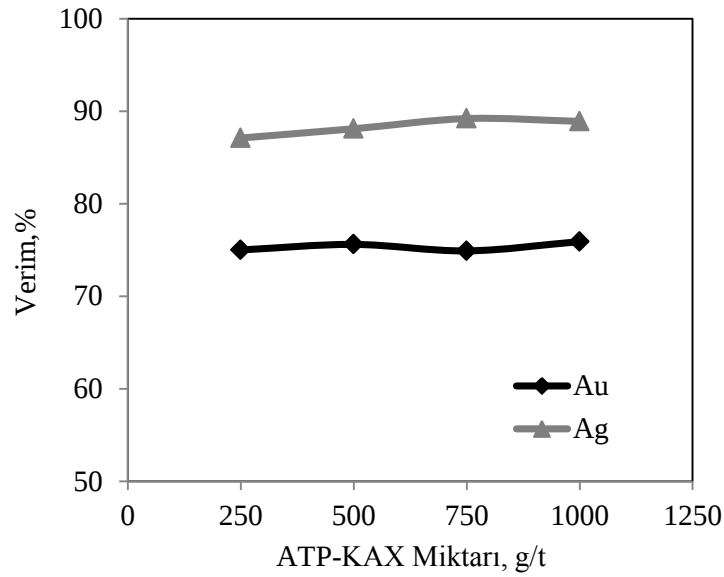
Çizelge 5.4 : ATP-KAX kollektörlerinin etkisinin incelendiği deneylerin koşulları.

Parametreler	Koşullar
pH	6.5-7.0 (doğal)
Tane Boyutu, µm	74
Na ₂ SiO ₃ , g/t	1000
Kondüsyon Süresi, dk	5
ATP, g/t	250 (100+50+50+50)
	500 (200+100+100+100)
	750 (300+150+150+150)
	1000 (400+200+200+200)
KAX, g/t	250 (100+50+50+50)
	500 (200+100+100+100)
	750 (300+150+150+150)
	1000 (400+200+200+200)
Kıvam Süresi, dk	3+3+3+3
MIBC, g/t	50 (20+10+10+10)
Flotasyon Süresi, dk	3+3+3+3

ATP-KAX kollektörleri ile gerçekleşen deneylerin sonuçları incelendiğinde, kollektör miktarının arttırılmasının altın ve gümüş verimleri üzerinde önemli bir etkisinin olmadığı görülmektedir. 250 g/t ATP-KAX kullanımı ile %75.1 Au ve %87.1 Ag verimleri elde edilirken, kollektör miktarları 1000 g/t’a çıkarıldığında ise altın verimi %75.7’ye, gümüş verimi ise %88.8’e ulaşmıştır.

Çizelge 5.5 : ATP-KAX kolektörlerinin etkisinin incelendiği deneylerin sonuçları.

Kolektör Miktarı, g/t (ATP+KAX)	Ürünler	Miktar, %	İçerik, ppm		Verim, %	
			Au	Ag	Au	Ag
250+250	Konsantre	7.9	179.0	1315.00	75.1	87.1
	Artık	92.1	5.10	16.70	24.9	12.9
	Toplam	100.0	18.84	119.26	100.0	100.0
500+500	Konsantre	8.6	161.50	1160.00	75.6	88.0
	Artık	91.4	4.90	14.90	24.4	12.0
	Toplam	100.0	18.37	113.38	100.0	100.0
750+750	Konsantre	9.7	145.0	1110.00	75.0	89.2
	Artık	90.3	5.20	14.50	25.0	10.8
	Toplam	100.0	18.76	120.76	100.0	100.0
1000+1000	Konsantre	8.7	157.0	1225.0	75.7	88.8
	Artık	91.3	4.80	14.70	24.3	11.2
	Toplam	100.0	18.04	120.0	100.0	100.0



Şekil 5.3 : ATP-KAX miktarının etkisi.

Fenilmerkaptan olarak adlandırılan ATP (Aminotiyofenol- C_6H_7NS) yapı olarak fenole benzer olan aromatik tiyol bileşiğidir. Fenollerden farkı, aromatik zincire hidroksil grupların (-OH) yerine sülfhidril (-SH) grupların bağlı olmasıdır. Özellikle oksitli kurşun-çinko minerallerinin flotasyonunda kullanılan ATP'nin oksitli kurşun ve demir minerallerine bağlı bulunan nabit altın, nabit gümüş ve elektum gibi altın ve gümüş minerallerinin flotasyonundaki etkisi Acarkan ve diğ. (2011) tarafından ortaya konulmuştur. ATP-KAX kombinasyonu ile yaptıkları çalışmada, %52.5 verim ile 235 ppm altın ve %37.6 verim ile 3740 ppm gümüş konsantresi elde edilmiştir.

Çizelge 5.5 incelendiğinde, elde edilen %75 altın ve %87 gümüş verimleri ile ATP-KAX kombinasyonunun sülfürlü demir minerallerine bağlı olan altın ve gümüşün flotasyonunda daha etkili olduğu sonucuna varılmaktadır. Sonuçlara benzer olarak, O'Connor ve Dunne (1991) tarafından yapılan çalışmada da asidik ortamda merkaptanların pirite bağlı altının ve diğer altın minerallerinin flotasyonunda tercih edilebileceği belirtilmiştir.

ATP-KAX kollektörlerinin kullanım miktarlarındaki değişimin, altın ve gümüş kazanımında herhangi bir artışa sebep olmamasından dolayı ortamda okside olmuş altın yüzeylerinin olabileceği düşünülmüştür. Mendiratta (2000) tarafından yapılan çalışmada, dönüşümlü voltametri kullanılarak 10^{-4} M Na_2S çözeltisindeki altının yüzeyinde polisülfürler (S_{x+1}^{-2}) belirlenmiştir. Flotasyon ortamına ilave edilen Na_2S yüzeydeki oksidasyon ürünlerini uzaklaştırarak, oluşan polisülfürler ile altın yüzeyini hava sever hale getirmiştir. Okside olmuş altın yüzeylerinin varlığını saptayabilmek için deney koşulları sabit tutularak 2500 g/t (3×10^{-2} M) Na_2S ilavesi ile flotasyon gerçekleştirilmiştir. Deney sonucunda %75.9 Au ve %89.4 Ag verimleri elde edilmiştir. Elde edilen sonuçlara göre Na_2S ilavesinin belirgin bir iyileştirme yaratmadığı görülmüş ve okside olmuş altın yüzeylerinin varlığı belirlenememiştir.

Aerophine 3418 A - Aero 208 kollektörlerinden 500 g/t kullanılarak yapılan deneyin koşulları Çizelge 5.6'da verilmiştir. Her iki kollektör kombinasyonunun altın ve gümüş flotasyonu üzerindeki etkisini daha iyi karşılaştırabilmek için 500 g/t kollektör kullanımında elde edilen sonuçlar Çizelge 5.7'de değerlendirilmiştir (Aydın, 2012).

Çizelge 5.6 : Aerophine 3418 A-Aero 208 kolektörlerinin etkisinin incelendiği deneyin koşulları.

Parametreler	Koşullar
pH	4.5-5.0
Tane Boyutu, μm	74
Na_2SiO_3 , g/t	1000
Kondüsyon Süresi, dk	5
Aerophine 3418A, g/t	500 (100+100+100+100+100)
Aero 208, g/t	500 (100+100+100+100+100)
Kıvam Süresi, dk	3+3+3+3+3
MIBC, g/t	50 (10+10+10+10+10)
Flotasyon Süresi, dk	3+3+3+3+3

Çizelge 5.7 : Aerophine 3418 A+Aero 208 ve ATP+KAX kollektörleri ile yapılan deneylerin değerlendirilmesi.

Kollektör Cinsi, g/t (500+500)	Ürünler	Miktar, %	İçerik, ppm		Verim, %	
			Au	Ag	Au	Ag
Aerophine 3418 A+Aero 208	Konsantre	27.6	57.40	397.40	85.9	91.6
	Artık	72.4	3.60	13.90	14.1	8.4
	Toplam	100.0	18.45	119.75	100.0	100.0
ATP+KAX	Konsantre	8.6	161.50	1160.00	75.6	88.0
	Artık	91.4	4.90	14.90	24.4	12.0
	Toplam	100.0	18.37	113.38	100.0	100.0

Çizelge 5.7'deki deney sonuçları incelendiğinde, 500 g/t Aerophine 3418 A-Aero 208 kullanımı ile %85.9 Au ve %91.6 Ag verimlerine ulaşıldığı görülmektedir. Ancak, aynı miktardaki ATP-KAX kollektörlerinin kullanımında ise daha yüksek içerikli altın ve gümüş daha düşük verimlerle elde edilmiştir. Deney sonuçlarına göre, verim açısından altın ve gümüş flotasyonu üzerinde Aerophine 3418 A-Aero 208 kollektörlerinin, ATP-KAX kollektörlerine göre daha etkili olduğu belirlenmiştir.

Altın flotasyonunda etkili kollektörler olarak bilinen Aero 208 (sodyumizopropildithiofosfat) dithiofosfat kökenli, Aerophine 3418 A (sodyumizobütildithiofosfin) ise dithiofosfin kökenli ikincil kollektörlerdir (Cytec, 2010). Aynı yapıda olan dithiofosfinlerin ve dithiofosfatların bazı özellikleri farklıdır. Aerophine 3418 A'nın metal kompleksleri daha kararlıdır ve yüzdürebilme kapasitesi Aero 208'den yüksektir (Leppinen, 1991; Klimpel, 1999; Güler ve Hiçyılmaz, 2004). Aero 208, bazı sülfürlü cevherlerden selektif olarak altın kazanımında etkilidir (Nagaraj ve diğ, 1991; Basilio ve diğ, 1992a). Aerophine 3418 A ise gümüş ve gümüş sülfürlerin flotasyonunda kullanılmaktadır. Yüksek pirit içerikli cevherlerden altın kazanımında etkilidir (Minhione, 1990; Basilio ve diğ, 1992b). Aerophine 3418 A ve Aero 208 kollektörlerinin ağır metallerle yaptığı tuzların çözünürlüğü genellikle ksantat tuzlarının çözünürlüğünden daha fazladır. Bu sebeple bu kollektörler ksantatlara göre daha zayıf kollektördür. Ancak Bulatovic (1997), dithiofosfatların piritte karşı daha selektif olduğunu, cevherin içerisinde pirit minerali bulunması durumunda bu kollektörlerin kullanılması ile ksantatlara göre daha iyi sonuçlar elde edilebileceğini belirtmiştir (Bulatovic, 1997).

5.1.2.3 Kademe sayısının etkisi

Aerophine 3418 A ve Aero 208 kolektörleri ile 5 kademeli yapılan deney sonuçları gözönüne alınarak, kademe sayısının etkisini belirleyebilmek için 10 ve 15 kademeli deneyler yapılmıştır. Kademeli flotasyon deneylerinin koşulları Çizelge 5.8’de verilmiştir. Daha önce yapılan 5 kademeli flotasyon deneyi ile birlikte genel sonuçlar Çizelge 5.9’ da ve Şekil 5.4’de gösterilmiştir.

Çizelge 5.8 : Kademeli flotasyon deneylerinin koşulları.

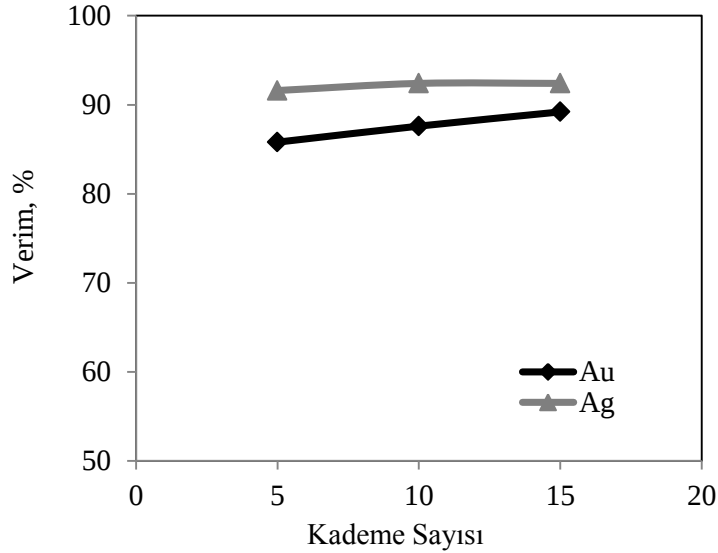
	Parametreler	Koşullar
10 Kademe	pH	4.5-5.0
	Na ₂ SiO ₃ , g/t	1000
	Kondüsyon Süresi, dk	5
	Aerophine 3418 A, g/t	1000 (Her kademede 100 g/t kullanılmıştır.)
	Aero 208, g/t	1000 (Her kademede 100 g/t kullanılmıştır.)
	Kıvam Süresi, dk	3+3+3+3+3+3+3+3+3+3
	MIBC, g/t	100 (Her kademede 10 g/t kullanılmıştır.)
	Flotasyon Süresi, dk	3+3+3+3+3+3+3+3+3+3
15 Kademe	pH	4.5-5.0
	Na ₂ SiO ₃ , g/t	1000
	Kondüsyon Süresi, dk	5
	Aerophine 3418 A, g/t	1500 (Her kademede 100 g/t kullanılmıştır)
	Aero 208, g/t	1500 (Her kademede 100 g/t kullanılmıştır)
	Kıvam Süresi, dk	3+3+3+3+3+3+3+3+3+3+3+3+3+3
	MIBC, g/t	150 (Her kademede 10 g/t kullanılmıştır.)
	Flotasyon Süresi, dk	3+3+3+3+3+3+3+3+3+3+3+3+3+3

Çizelge 5.9 : Kademe sayısının etkisinin incelendiği flotasyon deneylerinin sonuçları.

Kademe Sayısı	Ürünler	Miktar, %	İçerik, ppm		Verim, %	
			Au	Ag	Au	Ag
5	Konsantre	27.6	57.40	397.40	85.9	91.6
	Artık	72.4	3.60	13.90	14.1	8.4
	Toplam	100.0	18.45	119.75	100.0	100.0
10	Konsantre	22.2	71.50	512.50	87.5	92.6
	Artık	77.8	2.90	11.80	12.5	7.4
	Toplam	100.0	18.13	122.96	100.0	100.0
15	Konsantre	28.0	56.20	394.50	89.0	92.4
	Artık	72.0	2.70	12.60	11.0	7.6
	Toplam	100.0	17.70	120.01	100.0	100.0

Çizelge 5.9’daki deney sonuçları incelendiğinde, kademe sayısının artırılmasının artıktaki kalan altın ve gümüşün kazanılmasında olumlu etki sağladığı görülmektedir.

Bu olumlu etki, kademe sayısı arttırıldıkça kullanılan reaktif miktarının ve flotasyon süresinin de artmış olmasına bağlıdır. 5 kademeli flotasyon deneyinde artıktaki 3.60 ppm Au ve 13.90 ppm Ag, 10 kademeli flotasyon deneyinde ise artıktaki 2.90 ppm Au ve 11.80 ppm Ag saptanmıştır. 15 kademeli flotasyon deneyinde altın kazanımı açısından çok az bir iyileştirme olmasına rağmen, gümüş veriminde herhangi bir değişiklik gözlenmemiştir.



Şekil 5.4 : Kademe sayısının flotasyona etkisi.

5.1.2.4 Temizleme devreli flotasyon deneyleri

Doğrudan izabeye gönderilebilecek altın-gümüş konsantresi üretebilmek için 10 ve 15 kademeli yapılan deneylerde elde edilen kaba konsantreye temizleme flotasyonunun uygulanması gerekmektedir. 10 kademeli yapılan deneyin kaba konsantresi 2 kademeli temizleme devresine, 15 kademeli gerçekleştirilen deneyin kaba konsantresi ise 3 kademeli temizleme devresine tabi tutulmuştur. Bu deneylerde ilk iki temizleme devresinin deney koşulları aynı olup, yalnızca 15 kademeli flotasyon deneyinin 3. temizleme devresine 10'ar g/t Aerophine 3418 A ve Aero 208 kollektörleri ilave edilerek 3 dk boyunca köpük alınmıştır. Temizleme devrelerine ait deney koşulları Çizelge 5.10'da, deney sonuçları ise Çizelge 5.11'de verilmiştir.

10 ve 15 kademeli flotasyon deneylerinde elde edilen kaba konsantrelerin içerikleri ve verimleri benzerlik gösterdiğinden elde edilen sonuçlar 2 kademe ve 3 kademe temizleme devrelerinin etkisi olarak incelenebilir. 2 kademeli temizleme devresi ile konsantrede %75.8 verim ile 625 ppm Au, %86.5 verim ile 4833 ppm Ag elde edilmiştir. 3 kademe temizleme ile ise konsantrede %69.6 verim ile 1026.5 ppm Au

ve %80.6 verim ile 8058.1 ppm Ag kazanılmıştır. Deney sonuçları değerlendirildiğinde, 10 kademeli flotasyon işlemi sonucunda elde edilen kaba konsantreye sadece 1 kademe, 15 kademeli flotasyon işlemi sonucunda elde edilen kaba konsantreye 2 kademe temizleme flotasyonunun uygulanmasıyla doğrudan izabeye gidebilecek altın gümüş konsantresi elde edilebileceği görülmektedir.

Çizelge 5.10 : Temizleme devrelerine ait deney koşulları.

<i>1. Temizleme Devresi</i>	
pH	4.5-5.0
Aerophine 3418 A, g/t	30 (0+10+20)
Aero 208, g/t	30 (0+10+20)
Kıvam Süresi, dk	3 (0+1.5+1.5)
MIBC, g/t	20 (10+0+10)
Flotasyon Süresi, dk	7 (3+2+2)
<i>2. Temizleme Devresi</i>	
pH	4.5-5.0
Aerophine 3418 A, g/t	20 (10+10)
Aero 208, g/t	20 (10+10)
Kıvam Süresi, dk	3 (0+1.5+1.5)
MIBC, g/t	10 (0+10)
Flotasyon Süresi, dk	4 (2+2)

Çizelge 5.11 : Temizleme devreli flotasyon deneylerinin sonuçları.

Deney Koşulları	Ürünler	Miktar, %	İçerik, ppm		Verim, %	
			Au	Ag	Au	Ag
10 kademeli kaba flotasyon ve 2 kademe temizleme flotasyonu	Konsantre	2.2	625.00	4833.00	75.8	86.5
	Ara Ürün 2	2.5	23.30	96.70	3.2	2.0
	Ara Ürün 1	17.5	8.80	28.80	8.5	4.1
	Artık	77.8	2.90	11.80	12.5	7.4
	Toplam	100.0	18.13	122.96	100.0	100.0
15 kademeli kaba flotasyon ve 3 kademe temizleme flotasyonu	Konsantre	1.2	1026.50	8058.10	69.6	80.6
	Ara Ürün 3	1.8	70.80	354.00	7.2	5.3
	Ara Ürün 2	13.9	14.60	52.20	11.5	6.0
	Ara Ürün 1	11.1	1.20	5.50	0.7	0.5
	Artık	72.0	2.70	12.60	11.0	7.6
	Toplam	100.0	17.70	120.01	100.0	100.0

5.1.2.5 Flotasyon artıklarından altın ve gümüş kazanımı

10 kademeli yapılan flotasyon işlemi sonucunda artıktaki 2.90 ppm altın ve 11.80 ppm gümüş bulunmaktadır. Daha sonra gerçekleştirilen 15 kademeli flotasyon deneyi ile hem kullanılan reaktif miktarı hem de flotasyon süresi arttırılmasına rağmen artıktaki altın ve gümüş içeriklerinde önemli bir iyileştirme sağlanamamıştır. Mineralojik

analizlerden altın ve gümüş minerallerinin çoğunluğunun piritte bağlı olduğu bilindiğinden, pirit minerali açısından tam serbestleşmenin sağlanamadığı düşünülerek flotasyon artığı tekrar öğütülmüş ve ardından süpürme flotasyonu gerçekleştirilmiştir. 10 kademe yapılan flotasyon deneyinden elde edilen artık %60 pülpde katı oranında 60 dk boyunca bilyalı değirmende öğütülerek -38 µm tane boyutuna getirilmiştir. Öğütmenin ardından gerçekleştirilen flotasyon deneyinin koşulları Çizelge 5.12’de, deney sonucu ise Çizelge 5.13’de gösterilmiştir. Deney sonuçlarına göre, tekrar öğütme ve süpürme flotasyonu sonucunda nihai artıktaki altın içeriği 2.20 ppm, gümüş içeriği ise 8.40 ppm olarak bulunmuştur.

Çizelge 5.12 : Flotasyon artığının tekrar öğütülmesi ile yapılan süpürme flotasyonu deney koşulları.

<i>Süpürme Devresi</i>	
pH	4.5-5.0
Tane Boyutu, µm	38
Aerophine 3418 A, g/t	200 (50+50+50+50+50)
Aero 208, g/t	200 (50+50+50+50+50)
Kıvam Süresi, dk	3+3+3+3
MIBC, g/t	80 (20+20+20+20)
Flotasyon Süresi, dk	3+3+3+3

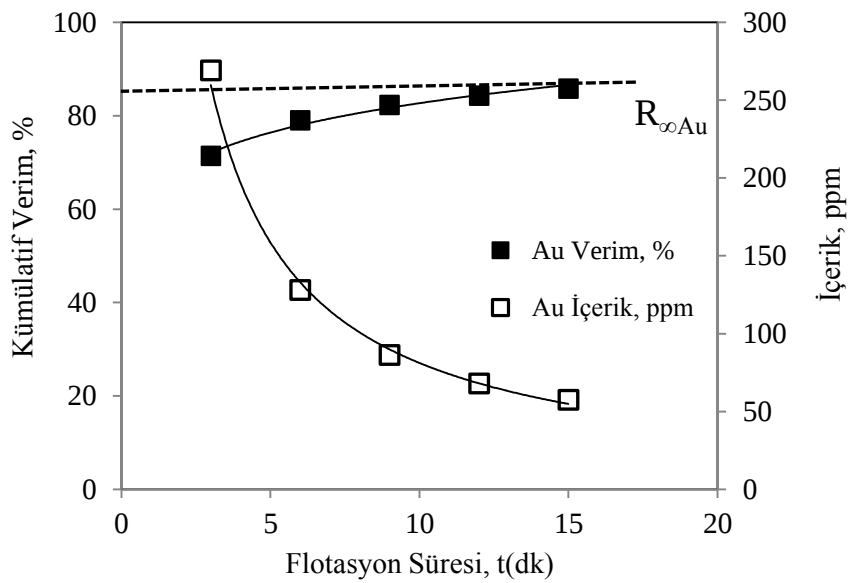
Cevher içerisindeki altın tanelerinin boyutu 19-0.62 µm arasında olup d₅₀ boyutu 12.54 µm’dur. Çoğunlukla klorarjirit ve arjantit olarak bulunan gümüşün d₅₀ boyutu ise özellikle arjantit için 6.05 µm gibi çok düşük tane boyutlarındadır. Bu sebeple malzemenin boyutunun 38 µm altına indirilmesi pirit haricinde kuvars, kaolinit ve demir hidroksitlere bağlı olan altın ve gümüşün serbestleşmesi için yeterli olmamıştır. Bununla birlikte çok ince boyutlarda serbest halde altın ve gümüşün bulunması durumunda da flotasyonun 10 µm altında etkili olmaması artıklarda kazanılamayan altın ve gümüş içeriklerini açıklamaktadır.

Çizelge 5.13 : Flotasyon artığının tekrar öğütülmesi ile yapılan süpürme flotasyonu deney sonuçları.

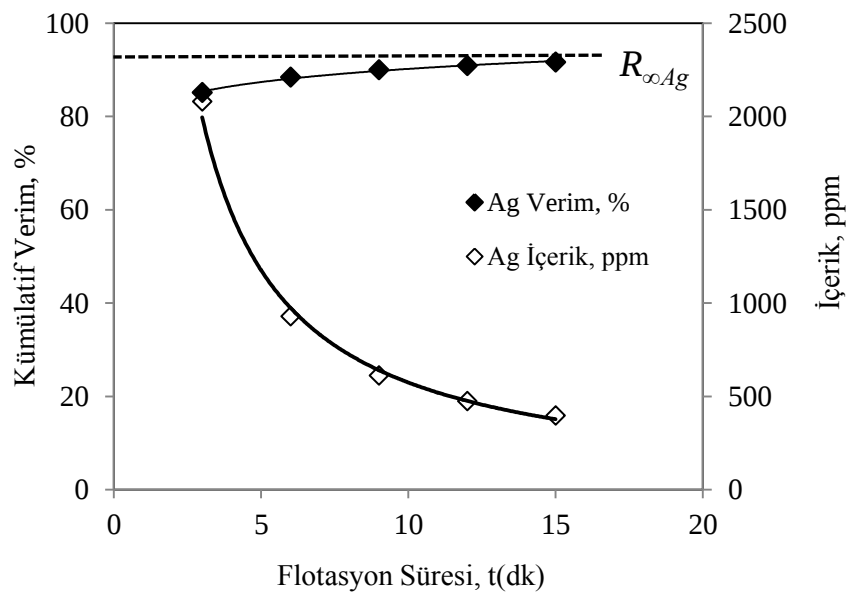
Ürünler	Miktar (%)	İçerik (ppm)		Verim (%)	
		Au	Ag	Au	Ag
Konsantre	2.2	625.00	4833.00	75.8	86.5
Ara Ürün 2	2.5	23.30	96.70	3.2	2.0
Ara Ürün 1	17.5	8.80	28.80	8.5	4.1
Süpürme Konsantresi	1.9	19.50	110.10	2.0	1.7
Süpürme Ara Ürün	15.0	3.40	12.30	2.9	1.6
Artık	60.9	2.20	8.40	7.6	4.1
Toplam	100.0	18.13	122.96	100.0	100.0

5.1.2.6 Flotasyon kinetiğinin incelenmesi

Altın ve gümüş verimleri üzerinde flotasyon süresinin etkisi, pH 4.5-5’de, 1000 g/t Na_2SiO_3 , 500’er g/t Aero 208 ve Aerophine 3418 A, 50 g/t MIBC ilavesi ile incelenmiştir. Zamana bağlı yapılan deney, 1 kg numune ile 2.5 L’lik flotasyon hücresinde gerçekleştirilmiştir. 3, 6, 9, 12 ve 15 dk köpük alma süreleri sonunda altın için elde edilen sonuçlar Şekil 5.5’de, gümüş için elde edilen sonuçlar ise Şekil 5.6’da verilmiştir. Sonuçlar incelendiğinde 15 dk sonunda altın ve gümüş verimlerinin sabitlenmeye başladığı ve kabul edilebilir altın ve gümüş verimlerinin elde edildiği görülmektedir.



Şekil 5.5 : Altın verim ve içeriklerinin zamana bağlı fonksiyonu.



Şekil 5.6 : Gümüş verim ve içeriklerinin zamana bağlı fonksiyonu.

Literatürde yaygın olarak kullanılan flotasyon modelleri flotasyon hızı ile ilgili olarak formüle edilmiştir. Flotasyon modelleri, flotasyon sisteminin hidrodinamik, kimyasal ve fiziksel parametrelerini nicel olarak ifade edebilmektedir (Ofori ve diğ, 2014). Flotasyon hızı, zaman ile bağlantılı yüzen malzeme miktarı olarak açıklanabilir (Bulatovic, 2007). Flotasyon hız sabiti (k), cevherin yüzey kimyası, tane boyutu ve mineralojisi gibi özelliklerine bağlıdır. Aynı zamanda hız sabiti reaktif miktarı ve havalandırma seviyesi gibi flotasyon değişkenleri ile de ilgilidir (Kelebek ve Nanthakumar, 2007). Flotasyon hız sabiti (k), konsantride değerli mineral kazanma olasılığını ifade eden sayısal bir değerdir. Aynı hücre içerisinde farklı reaktif koşullarının veya malzemenin farklı tane boyutlarının flotasyondaki etkilerini karşılaştırmak için kullanılabilir. Cevher içerisinde her mineral bir k değerine sahiptir. Bu değerlerin oranları flotasyonun seçimliliğini sayısal olarak ifade etmektedir (Gupta ve Yan, 2006).

Flotasyon kinetiği, birinci derece ve ikinci derece flotasyon modeli kullanılarak incelenmiştir. Birinci derece flotasyon modeli birçok flotasyon sistemi için deneysel verilere uygun sonuçlar verir. Flotasyon kinetiğinin belirlenmesinde kullanılan denklemler kimyasal kinetik alanında kullanılan denklemler ile açıklanmaktadır.

$$\frac{dC}{dt} = -k_1 C \quad (5.1)$$

$$C = C_o e^{-k_1 t} \quad (5.2)$$

$$\ln\left(\frac{C_o}{C}\right) = k_1 t \quad (5.3)$$

Birinci kinetik modeli için (5.1), (5.2) ve (5.3) denklemlerinde C_o ; $t=0$ anında hücredeki toplam değerli malzeme konsantrasyonu (g/L), C ; t anında hücrede kalan değerli malzeme konsantrasyonu (g/L), k_1 ; birinci derece flotasyon kinetik sabiti olarak tanımlanmaktadır. Flotasyonda %100 kazanım mümkün olmadığından sonsuz zamanda flotasyon ile elde edilemeyip hücre içerisinde kalan malzeme miktarını tanımlayan C_∞ ifadesi gözönüne alınarak denklemler tekrar oluşturulmuştur (Gupta ve Yan, 2006).

$$\ln\left(\frac{C_o - C_\infty}{C - C_\infty}\right) = k_1 t \quad (5.4)$$

$$\frac{C_o - C_\infty}{C - C_\infty} = e^{k_1 t} \quad (5.5)$$

$$1 - \left(\frac{C - C_\infty}{C_o - C_\infty} \right) = 1 - e^{-k_1 t} \quad (5.6)$$

$$\frac{C_o - C}{C_o - C_\infty} = 1 - e^{-k_1 t} \quad (5.7)$$

Hesaplamalarda malzemenin konsantrasyonu kullanılabildiği gibi verimi de esas alınarak işlemler yapılabilir. Aşağıda yer alan birinci derece kinetik denklemlerinde, R değeri “t” anındaki kümülatif verim, R_∞ değeri maksimum verim ve k_1 değeri ise birinci derece kinetik hız sabitidir (Arbiter ve Harris, 1962; Pecina ve diğ, 2009).

$$R = \left(\frac{C_o - C}{C_o} \right) \quad (5.8)$$

$$R_\infty = \left(\frac{C_o - C}{C_o} \right) \quad (5.9)$$

$$\frac{R}{R_\infty} = \left(\frac{C_o - C}{C_o - C_\infty} \right) \quad (5.10)$$

Denklem (5.7), (5.10)’da yerine konduğunda denklem (5.13) elde edilmektedir.

$$R = R_\infty (1 - e^{-k_1 t}) \quad (5.11)$$

$$R = R_\infty - R_\infty e^{-k_1 t} \quad (5.12)$$

$$\ln \left(\frac{R_\infty - R}{R_\infty} \right) = -k_1 t \quad (5.13)$$

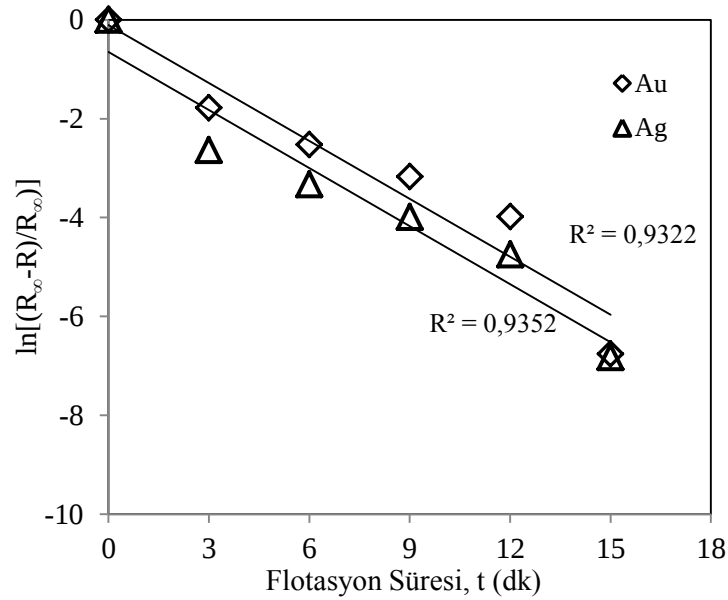
Birinci kinetik modeli denklem (5.4) veya (5.13) kullanılarak çizilebilmektedir. Şekil 5.7’de gösterilen birinci derece kinetik modeli denklem (5.13)’e göre çizilmiştir. Altın ve gümüş için hesaplamalarda kullanılan veriler Çizelge 5.14’de verilmiştir. Denklem (5.13) için $R_{\infty Au}$ değeri Şekil 5.5’den %85.9, $R_{\infty Ag}$ değeri ise Şekil 5.6’dan %91.7 olarak bulunmuştur.

Şekil 5.7’de gösterilen birinci derece kinetik modelinde doğruların eğiminden altının kinetik sabiti (k_{Au1}) 0.9322 korelasyon katsayısı ile 0.390 dk⁻¹ olarak, gümüşün kinetik sabiti (k_{Ag1}) ise 0.9352 korelasyon katsayısı ile 0.391 dk⁻¹ olarak

bulunmuştur. Altın ve gümüş için birinci derece kinetik modelinden elde edilen hız sabitleri ve korelasyon katsayıları uyumluluk göstermektedir.

Çizelge 5.14 : Çanakkale-Serçeler cevheri için birinci derece kinetik modelinde kullanılan veriler.

Au			Ag		
t	R	$\ln((R_{\infty Au}-R)/R_{\infty Au})$	t	R	$\ln((R_{\infty Ag}-R)/R_{\infty Ag})$
0	0	0	0	0	0
3	71.4	-1.779	3	85.1	-2.631
6	79.0	-2.522	6	88.4	-3.324
9	82.3	-3.172	9	90.0	-3.987
12	84.3	-3.983	12	90.9	-4.742
15	85.8	-6.756	15	91.6	-6.821



Şekil 5.7 : Çanakkale-Serçeler cevheri için birinci derece kinetik modeli.

İkinci derece kinetik modelinin belirlenmesi için kullanılan denklemler (5.14), (5.15) ve (5.16)'da verilmiştir (Arbiter ve Harris, 1962). Denklemlerde yer alan k_2 ikinci derece kinetik modeli hız sabitidir. Birinci derece kinetik modelinde de kullanılan “t” anındaki kümülatif verim (R) değeri ise denklem (5.8)’de eşitlenerek konsantrasyon olarak hesap edilmiştir.

$$\frac{dR}{dt} = k(R_{\infty} - R)^2 \quad (5.14)$$

$$R = \frac{R_{\infty}^2 kt}{1 + R_{\infty} kt} \quad (5.15)$$

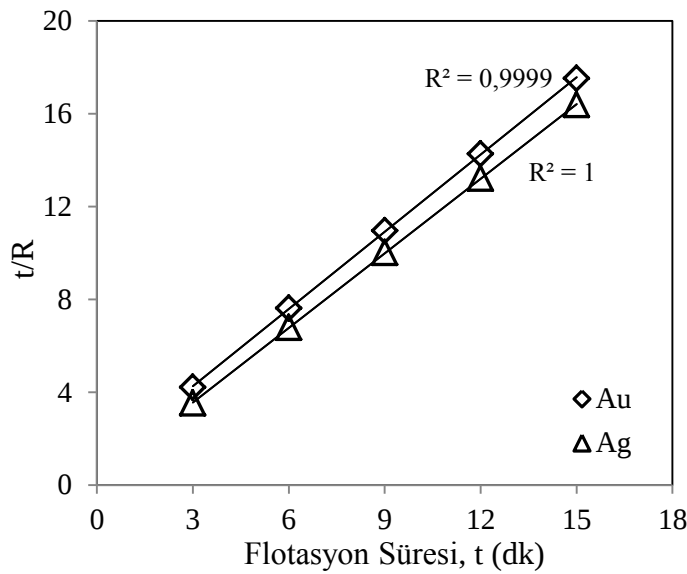
$$\frac{t}{R} = \frac{t}{R_{\infty}} + \frac{1}{R_{\infty}^2 k_2} \quad (5.16)$$

İkinci derece kinetik modeli için hesap edilen veriler Çizelge 5.15’de verilmiştir. Şekil 5.8’de gösterilen ikinci derece kinetik modelinde altın ve gümüş için doğruların eğimi $1/R_{\infty}$ ’a, kesme noktası değeri ise $1/R_{\infty}^2 k_2$ ’ye eşit olmaktadır. Bu eşitliklerden faydalanılarak, ikinci derece kinetik hız sabitleri yüksek korelasyon katsayıları ile altın için k_{Au2} $1.318 \text{ Lg}^{-1}\text{dk}^{-1}$ ve gümüş için ise k_{Ag2} $3.329 \text{ Lg}^{-1}\text{dk}^{-1}$ olarak hesap edilmiştir.

Çizelge 5.15 : Çanakkale-Serçeler cevheri için ikinci derece kinetik modelinde kullanılan veriler.

Au				Ag			
t	C	R= (Co-C)/Co	t/R	t	C	R= (Co-C)/Co	t/R
(dk)	(g/L)	(g/L)		(dk)	(g/L)	(g/L)	
0	0.00740	-	-	0	0.04792	-	-
3	0.00213	0.712	4.211	3	0.00715	0.851	3.526
6	0.00157	0.788	7.611	6	0.00559	0.883	6.792
9	0.00132	0.821	10.959	9	0.00484	0.898	10.012
12	0.00117	0.841	14.256	12	0.00439	0.908	13.211
15	0.00106	0.856	17.517	15	0.00405	0.916	16.384

Bu veriler doğrultusunda, birinci derece ve ikinci derece kinetik modelinin bu cevher için uygulanabilir olduğu söylenebilmektedir. Aynı zamanda, modellere ait doğru çizimleri altın ve gümüşün flotasyon sisteminde beraber hareket ettiğini göstermektedir.



Şekil 5.8 : Çanakkale-Serçeler cevheri için ikinci derece kinetik modeli.

5.1.3 Liç Deneyleri

Tamamı 2 mm'nin altında olan malzemenin liç deneyleri için istenilen boyuta getirilmesinde halkalı öğütücü kullanılmıştır. Beher içerisinde yapılan karıştırma liçi deneyleri teflon kaplı pervaneli karıştırıcı (IKA RW20) kullanılarak 450 dev/dk'da gerçekleştirilmiştir. Deneylerde, çözücü reaktif olarak analitik saflıkta NaCN (Merck), pH düzenleyicisi olarak da kireç kullanılmıştır. pH 10.5-11.0 arasında yapılan deneyler boyunca pH düzenli olarak pH metre (WTW 3401 pH metre) ile kontrol edilmiştir. Liç deneyi tamamlandıktan sonra, katı-sıvı ayrımı için vakumlu filtre kullanılmıştır. Katı-sıvı ayrımından sonra ise elde edilen liç kekinde küpelasyon yöntemi ile altın-gümüş analizi yapılmıştır. Yüklü çözeltideki serbest siyanür konsantrasyonunun tayini, standart gümüş nitrat çözeltisi (0.02 M) ve indikatör olarak rodamin kullanılarak gerçekleştirilmiştir.

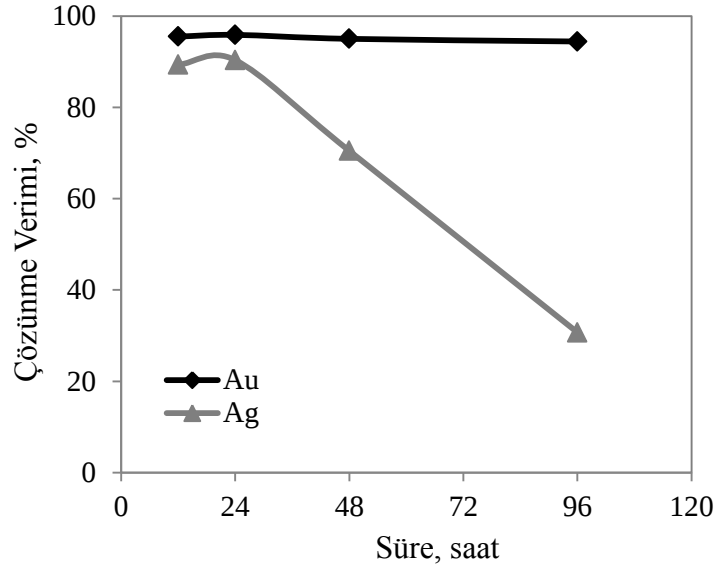
Refrakter olmayan sülfürlü altın-gümüş cevherinin liç davranışının incelendiği deneylerde, liç süresinin, tane boyutunun, NaCN konsantrasyonunun ve pülpte katı oranının etkisi incelenerek optimum Au ve Ag kazanma verimleri tespit edilmiştir. Deneysel parametreler optimize edildikten sonra, altın ve gümüş çözünme verimini arttırmak ve siyanür tüketimini düşürmek için $Pb(NO_3)_2$ ilavesinin, oksitleyici reaktif kullanımının ve ön havalandırmanın çözüldürmeye etkisi araştırılmıştır.

5.1.3.1 Liç süresinin etkisi

Liç süresinin etkisini incelemek için 12, 24, 48 ve 96 saatlik sürelerde deneyler yapılmıştır. Deneyler; oda sıcaklığında, %10 pülpte katı oranında, 1 g/L NaCN konsantrasyonunda ve tamamı 100 µm altına öğütülmüş numune ile gerçekleştirilmiştir. Deney sonuçları Çizelge 5.16'da ve Şekil 5.9'da verilmiştir. Deney sonuçlarına göre, 24 saatlik liç süresi sonunda %95.9 Au ve %90.4 Ag çözünme verimleri elde edildiğinden optimum liç süresi 24 saat olarak belirlenmiştir.

Çizelge 5.16 : Liç süresinin etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları.

Süre, saat	Atık İçerik, ppm		Çözünme Verimi, %	
	Au	Ag	Au	Ag
12	0.86	13.00	95.5	89.4
24	0.77	11.50	95.9	90.4
48	0.94	35.70	95.0	70.5
96	1.02	80.60	94.4	30.7



Şekil 5.9 : Liç süresinin altın ve gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.

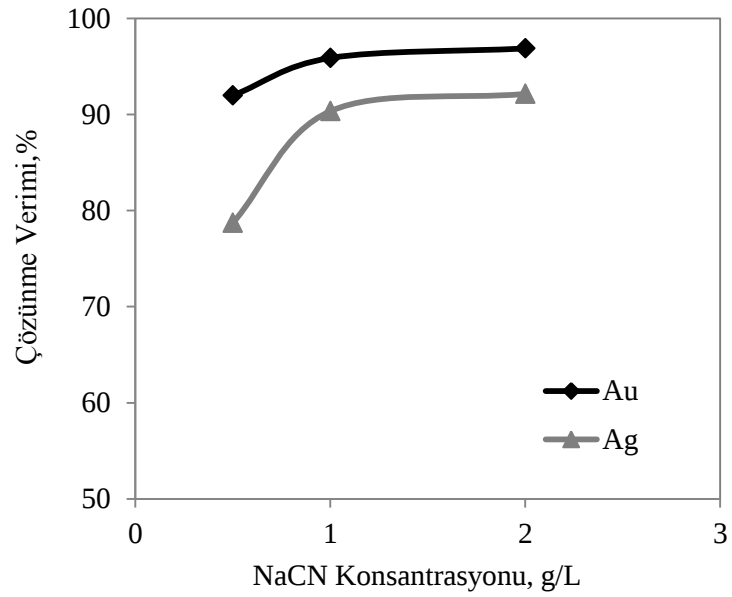
Genel uygulamalarda, gümüş çözündürmesinde uzun liç sürelerine ihtiyaç duyulduğu bilinmesine rağmen, bu cevher için düşük siyanür konsantrasyonuna bağlı olarak bu durum gerçekleşmemiştir. En yüksek gümüş verimleri 12 ve 24 saatlik liç süreleri sonunda elde edilmiştir. Ancak 24 saatlik liç süresinden sonra gümüş çözünme verimlerinde ani bir düşüş meydana gelmiştir. Bu durumun sebebi, gümüş sülfür bileşiklerinin çökmesi olarak düşünülmektedir. Elektromun yüzeyinde oluşan gümüş sülfür tabakası pülp içerisindeki çözünmüş oksijen eksikliğinden dolayı oksitlenmemiş olabilmektedir. Marsden ve House, (2006) yaptıkları çalışmada, sülfür iyonlarının varlığında, elektrom yüzeyinde 1-2 μm kalınlığında gümüş sülfür tabakası oluştuğunu, bu tabakanın sodyum siyanür ile elektrom arasındaki reaksiyonu engellediğini ve buna bağlı olarak çözünme kinetiğinin düşüş gösterdiğini belirtmişlerdir.

5.1.3.2 NaCN miktarının etkisi

0.5, 1.0 ve 2.0 g/L NaCN konsantrasyonlarının altın ve gümüş çözünmesi üzerinde etkisini incelemek üzere liç deneyleri yapılmıştır. Deney sonuçları Çizelge 5.17’de ve Şekil 5.10’da gösterilmektedir. 24 saatlik liç süresi boyunca oda sıcaklığında, %10 pülp te katı oranında ve tamamı 100 μm tane boyutunda gerçekleştirilen deneyler sonucunda 1 g/L NaCN konsantrasyonu ile %95.9 Au ve %90.4 Ag kazanma verimleri elde edilmiştir. 2 g/L NaCN kullanıldığında altın veriminde %1’lik ve gümüş veriminde ise %2’lik gibi çok az bir artış meydana geldiğinden daha sonraki deneylerde kullanılacak NaCN miktarı 1 g/L olarak belirlenmiştir.

Çizelge 5.17 : NaCN miktarının etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları.

NaCN Miktarı g/L	Atık İçerik, ppm		Çözünme Verimi, %	
	Au	Ag	Au	Ag
0.5	1.52	25.7	92.0	78.7
1.0	0.77	11.5	95.9	90.4
2.0	0.59	9.50	96.9	92.2



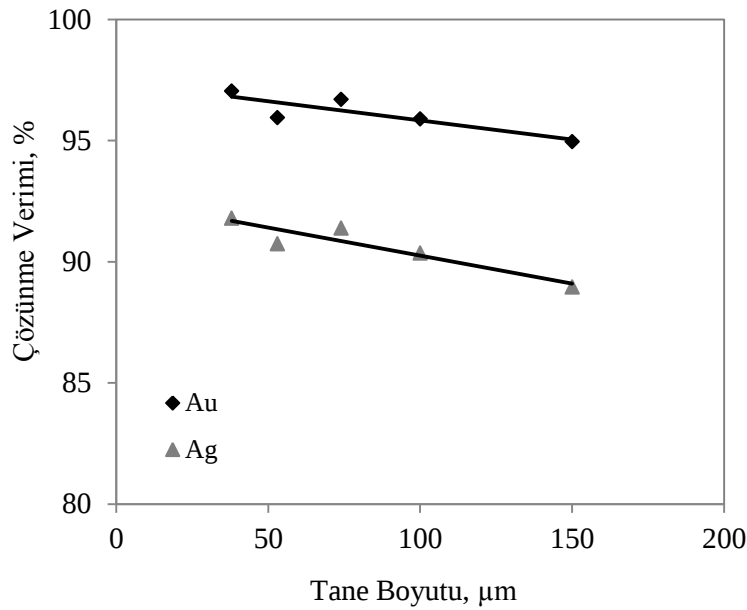
Şekil 5.10 : NaCN miktarının altın ve gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.

5.1.3.3 Tane boyutunun etkisi

Tane boyutunun etkisinin incelendiği deneylerde tamamı 150 μm , 100 μm , 74 μm , 53 μm ve 38 μm altına indirilmiş malzeme ile liç işlemi yapılarak en uygun tane boyutu belirlenmiştir. Deneyler, 24 saatlik liç süresinde, oda sıcaklığında, %10 pülpte katı oranında ve 1 g/L NaCN konsantrasyonunda gerçekleştirilmiştir. Çizelge 5.18 ve Şekil 5.11’de verilen deney sonuçlarına göre, tane boyutu küçüldükçe altın ve gümüş verimleri artmaktadır. Altın tanelerinin yüzey alanlarının ya da altının tane serbestleşmesinin artmasından dolayı tane boyutu küçüldükçe altın ve gümüşün çözünme hızının arttığı bilinmektedir (Marsden ve House, 2006). Deney sonuçlarından görüldüğü gibi 74 μm boyutunda altın ve gümüşün çözünme verimleri sırasıyla %96.7 ve %91.4 olarak elde edilmiştir. Bu boyutta liç kekinde 0.6 ppm altın tespit edilmiştir.

Çizelge 5.18 : Tane boyutunun etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları.

Tane Boyutu, μm	Artık İçerik, ppm		Çözünme Verimi, %	
	Au	Ag	Au	Ag
150	0.95	13.20	95.0	89.0
100	0.77	11.50	95.9	90.4
74	0.61	10.20	96.7	91.4
53	0.75	10.90	95.9	90.7
38	0.55	9.70	97.0	91.8



Şekil 5.11 : Tane boyutunun Au-Ag çözünme verimine etkisi.

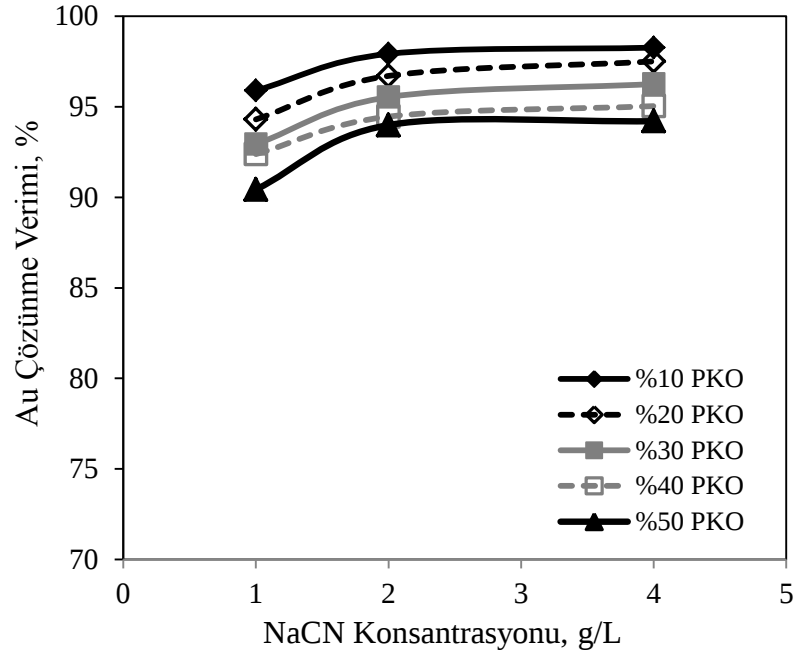
5.1.3.4 Pülpte katı oranının etkisi

Deneylerde 10, 20, 30, 40 ve 50 pülpte katı oranlarında hazırlanmış liç sistemlerine 1, 2 ve 4 g/L NaCN ilavesi yapılarak, NaCN miktarının pülpte katı oranına bağlı olarak Au-Ag çözünme verimleri üzerindeki etkisi araştırılmıştır. Deneyler 24 saat liç süresinde, -74 μm tane boyutunda ve 450 dev/dk karıştırma hızında gerçekleştirilmiştir. Çizelge 5.19, Şekil 5.12 ve 5.13’de verilen deney sonuçlarına göre, %10 pülpte katı oranında ve 4 g/L NaCN konsantrasyonunda en yüksek altın verimi %98.3, gümüş verimi ise %95.2 olarak elde edilmiştir. %10 pülpte katı oranı ile en yüksek verimler elde edilmesine rağmen, endüstriyel uygulamalarda pülpte katı oranı %35-50 arasında olduğundan, %40 pülpte katı oranı ve 4 g/L NaCN ilavesi, 24 saat liç süresi, -74 μm tane boyutu ve 450 dev/dk karıştırma hızı en uygun

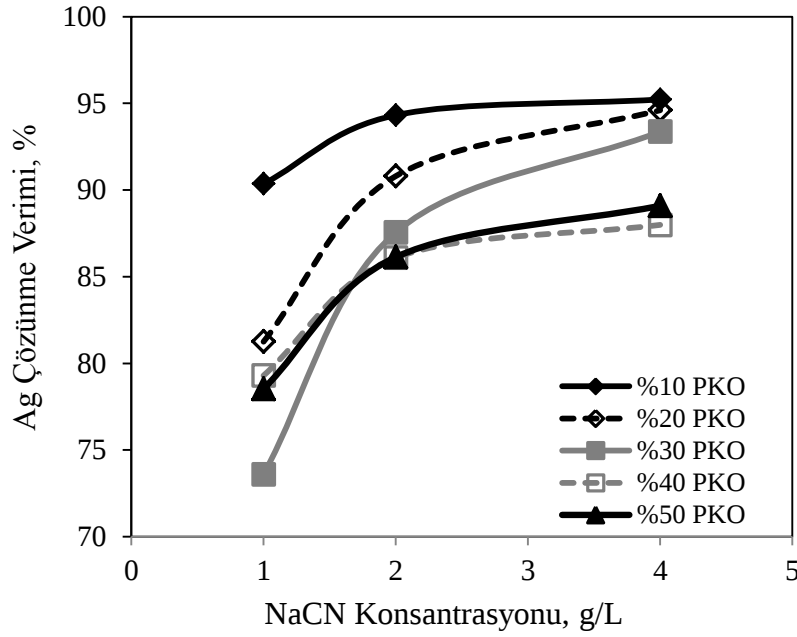
deney koşulları olarak belirlenmiştir. Bu şartlar altında altın ve gümüş verimleri sırasıyla %95.0 ve %88.0, NaCN tüketimi ise 3.35 g/L bulunmuştur.

Çizelge 5.19 : 1-2-4 g/L NaCN varlığında pülpte katı oranının etkisi.

Pülpte Katı Oranı, %	NaCN Konsantrasyonu g/L	Artık İçerik, ppm		Çözünme Verimi, %	
		Au	Ag	Au	Ag
10	1	0.77	11.50	95.9	90.4
	2	0.38	6.60	97.9	94.3
	4	0.33	5.70	98.3	95.2
20	1	1.07	22.36	94.3	81.3
	2	0.62	10.97	96.7	90.8
	4	0.47	6.44	97.5	94.6
30	1	1.33	31.50	92.9	73.6
	2	0.84	14.80	95.5	87.6
	4	0.71	8.00	96.3	93.4
40	1	1.41	24.40	92.4	79.3
	2	1.04	16.60	94.5	86.1
	4	0.93	14.30	95.0	88.0
50	1	1.79	25.50	90.4	78.5
	2	1.11	16.30	94.0	86.1
	4	1.09	13.00	94.2	89.1



Şekil 5.12 : Pülpte katı oranının altın çözünme verimleri üzerindeki etkisi.



Şekil 5.13 : Pülpte katı oranının gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.

Endüstriyel uygulamalarda genel olarak siyanür tüketimi 0.5 g/L olduğu için 4 g/L NaCN kullanımı fazla olmaktadır. Marsden ve House (2006), gümüş içeriği 20 g/t'dan yüksek olan cevherlerde siyanür konsantrasyonunun 2 g/L'den 10 g/L'ye kadar gerekli olabileceğini belirtmişlerdir. Diğer yandan, yüksek siyanür tüketiminin sebebi olarak; sülfür iyonlarının siyanür ile reaksiyona giren tiyosiyanat, sülfat, sülfid ve polisülfid iyonlarını oluşturması ya da sülfür iyonlarının altın yüzeyinde sülfür tabakası oluşumuna neden olması gösterilebilir. Eğer liç çözeltisinde tiyosiyanat oluşuyorsa, NaCN tüketimi artmakta ve aşağıda verilen ilgili reaksiyonlar oluşmaktadır (Marsden ve House, 2006).



Sülfür iyonlarının siyanür tüketimi üzerindeki olumsuz etkisini önleyebilmek için kurşun nitrat, oksitleyici reaktifler, hava ve bunların ortak kullanımının etkisi incelenmiştir.

5.1.3.5 Kurşun nitratın (PbNO₃) etkisi

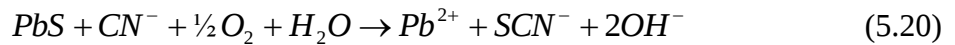
Altın kazanımını iyileştirmek ve özellikle siyanür tüketimini düşürmek amacıyla farklı miktarlarda (100, 200, 400 g/t) kurşun nitrat ilavesi ile deneyler yapılmıştır. Bununla birlikte deneyler boyunca liç sistemine 6 L/dk hava verilmiştir. Deneyler,

oda koşullarında %40 pülpte katı oranında, 450 dev/dk karıştırma hızında 24 saat boyunca, 4 g/L NaCN ilavesi ile gerçekleştirilmiştir. Çizelge 5.20’den görüldüğü gibi kurşun nitrat ilavesi ile altın-gümüş kazanımında ve siyanür tüketiminde yararlı bir etki sağlanamamıştır. Aksine, kurşun nitrat ilavesi altın ve özellikle gümüş verimlerinde önemli bir düşüşe sebep olmuştur.

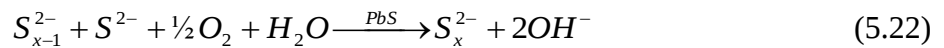
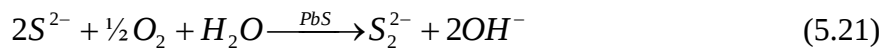
Çizelge 5.20 : Altın-gümüş kazanımında ve siyanür tüketiminde kurşun nitratın etkisi.

Kurşun Nitrat Miktarı g/t	Altın Verimi %	Gümüş Verimi %	NaCN Tüketimi g/L
0	95.03	87.99	3.35
100	62.69	79.30	3.88
200	52.97	44.46	3.88
400	65.93	25.59	3.83

Kurşun, çözeltinin pH’ına ve çözelti içerisindeki sülfürlerin miktarına bağlı olarak kurşun sülfat ve kurşun hidroksit bileşikleri oluşturmaktadır. Ayrıca, kurşun nitrat sülfür minerallerinin varlığında çözeltide çözünmüş olarak bulunan sülfürleri çöktürmekte ve böylece altın yüzeyindeki sülfür tabakası oluşumu önlenmektedir (Hedley ve Tabachnick, 1968; Deschenes ve diğ, 2002; Breuer ve diğ, 2008). Ancak, (5.20)’deki reaksiyon denkleminde gösterildiği gibi, siyanür varlığında, kurşun sülfürün oksidasyonu nedeni ile tiyosiyanat oluşmakta ve böylece kurşun sülfürden sülfür iyonları ayrılmaktadır (Breuer ve diğ, 2008).



Sülfür iyonlarının liç çözeltisinde aşırı miktarda bulunması durumunda ise, sülfür iyonları polisülfürleri oluşturmak için oksijen ile daha hızlı reaksiyona girmektedir. Bu durumda, siyanür bulunmayan liç ortamında kurşun sülfürün varlığı sülfür iyonlarının oksidasyonunu hızlandırmaktadır. Aşağıda yer alan denklemlerde görüldüğü gibi, kurşun sülfür oksidasyon reaksiyonlarında katalizör görevi görmektedir (Breuer ve diğ, 2008).



Birçok araştırmacı yaptığı çalışmalarda liç ortamında bulunan fazla miktardaki sülfür türlerinin varlığından dolayı kurşun nitrat ilavesi ile ilgili olumlu sonuçlar elde etmiştir. Ancak Çanakkale-Serçeler cevheri ile ilgili yapılan çalışmalarda muhtemelen liç sisteminde ilk önce çözünmüş kurşun (II) iyonları kurşun sülfür oluşturmak için sülfür iyonlarını çöktürmekte, çözeltide hava ve siyanür bulunması ve fazla miktarda çözünmüş sülfür iyonlarının bulunmamasından dolayı oluşan kurşun sülfür oksitlenmekte, kurşun sülfürden sülfür iyonları ayrılarak siyanür ile tiyosiyanat oluşumuna sebep olmaktadır. Bu nedenle diğer çalışmaların aksine altın-gümüş verimlerinde ve NaCN tüketiminde olumlu sonuçlar elde edilememiştir.

5.1.3.6 Oksijenin etkisi

Liu ve Yen (1995) yaptıkları çalışmada altın ve gümüş çözündürmesinde sülfür minerallerinin etkisinin çözeltideki sülfür minerallerinin ve oksijenin miktarına bağlı olduğunu belirtmişlerdir. Benzer şekilde Yen ve Aghamiran (1998), piritin, pirit, sfalerit ve kalkopirit varlığında pülpe oksijen verilmesinin altın çözündürülmesi üzerinde olumlu bir etki sağladığını ifade etmişlerdir. Bu sebeple pülpe oksijen ilavesinin siyanür tüketimi ve altın gümüş kazanımı açısından etkisi araştırılmıştır.

%40 pülpte katı oranında, 450 dev/dk karıştırma hızında, 24 saat boyunca, 4 g/L NaCN ilavesi ile yapılan deneyde, 0.005, 0.010, 0.015, ve 0.020 M miktarlarında hidrojen peroksit (H_2O_2) kullanılmıştır. Çizelge 5.21’de belirtildiği gibi 0.005 M hidrojen peroksit ilavesi ile sırasıyla altın-gümüş verimleri %95.2 ve %92.4 olarak bulunmuştur. Sodyum siyanür tüketimi 3.90 g/L’dir. Hidrojen peroksit miktarı 0.02 M’a arttırıldığında ise altın %96.6, gümüş %90.4 kazanma verimi ve 3.64 g/L’lik NaCN tüketimi ile elde edilmiştir. Altın ve gümüş verimlerinde çok az miktarda artışlar görülse de, yüksek NaCN tüketiminden dolayı istenilen sonuçlar elde edilememiştir. Yüksek siyanür tüketiminin sebebi olarak, sodyum siyanürün hidrojen peroksit tarafından oksitlenmesi gösterilebilir. Hidrojen peroksit liç sisteminde oksijen kaynağı olarak kullanımından çok oksitleyici bir reaktif görevi görmüştür.

4 g/L NaCN ile yapılan liç deneyleri, çok yüksek siyanür tüketimleri ile gerçekleştirilmiştir. Hidrojen peroksitin daha düşük NaCN konsantrasyonundaki etkisini incelemek için 1 g/L NaCN ilavesi ile deneyler yapılmıştır. Ancak, deneyler sonucunda metal kazanma verimlerinin %70’lerin altında olduğu görülmüştür.

Çizelge 5.21 : Hidrojen peroksitin altın-gümüş verimlerine ve siyanür tüketimine etkisi.

H ₂ O ₂ Miktarı Molar	Altın Verimi %	Gümüş Verimi %	NaCN Tüketimi g/L
0	95.0	88.0	3.35
0.005	95.2	92.4	3.90
0.010	95.3	91.3	3.80
0.015	96.1	90.9	3.75
0.020	96.6	90.4	3.64

Habashi (1967), siyanür konsantrasyonun ve çözünmüş oksijenin doğrudan altın çözünme hızını etkilediğini belirtmiştir. Çözünme hızı, düşük siyanür konsantrasyonlarında siyanür konsantrasyonuna, yüksek siyanür konsantrasyonlarında ise ortamdaki oksijen miktarına bağlıdır. İlgili denklemler (5.23 ve 5.24) aşağıda yer almaktadır. Denklemlerde, v ; çözünme hızını, A ; altın yüzeyini, D ; difüzyon sabitini, δ ; sınır tabakasının kalınlığını ifade etmektedir (Deschenes ve Wallingford, 1995).

$$v = 0.5_{CN^-} \delta^{-1} [CN^-] \quad (5.23)$$

$$v = 2AD_{O_2} \delta^{-1} [O_2] \quad (5.24)$$

Hidrojen peroksit ilavesinden ayrı olarak daha önce elde edilen optimum koşullar altında 6 L/dk kapasiteye sahip bir hava motoru ile hava ilavesi gerçekleştirilmiştir. Ayrıca hem hava hem de 0.005 M hidrojen peroksit ilavesinin gerçekleştirildiği deneyler de yapılmıştır. Çizelge 5.22’de verilen deney sonuçlarına göre altın-gümüş verimlerinin %96 ve %92 değerlerine ulaştığı görülmektedir. Sonuçlar karşılaştırıldığında, yalnızca hava ve yalnızca 0.005 M hidrojen peroksit kullanımı ile benzer sonuçlar elde edilmiştir. Ancak hem hava hem hidrojen peroksit kullanımı gümüş verimi üzerinde olumsuz etkiye sebep olmuştur. Hidrojen peroksit miktarının artırılması durumunda olduğu gibi, ortamdaki fazla oksijen gümüş çözünümünü engellemiştir. (5.25)’de yer alan denklemde görüldüğü gibi, hidrojen peroksit, su ve oksijen olarak ayrıştığı zaman çözünmüş oksijen sağlanmaktadır. Bu bilgiler doğrultusunda, çözünmüş yüksek konsantrasyonda oksijenin, altın ve gümüş yüzeyinde oksit tabakası oluşturarak pasifleştirdiği öne sürülebilir (Cathro ve diğ, 1961).



Çizelge 5.22 : Çeşitli oksitleyicilerin altın-gümüş verimi ve siyanür tüketimi üzerindeki etkisi.

Oksitleyici Türü	Altın Verimi, %	Gümüş Verimi, %	NaCN Tüketimi g/L
-	95.0	88.0	3.35
0.005M H ₂ O ₂	95.2	92.4	3.90
Hava	96.4	91.8	3.98
Hava + 0.005M H ₂ O ₂	96.1	70.3	3.95

Diğer yandan Çizelge 5.20’de görüldüğü gibi, sodyum siyanür tüketimi ile altın verimleri paralellik göstermektedir. Siyanür tüketimleri arttıkça altın verimlerinde de artışlar meydana gelmektedir. Oksijence zengin liç ortamında NaCN tüketiminin azaltılması amaçlanmasına rağmen, liç süresi boyunca sisteme oksijen verilmesi NaCN tüketimini arttırmıştır. Bu sebeple, düşük siyanür tüketimi ile altın ve gümüş kazanımının arttırılmasına yönelik ön havalandırma deneyleri yapılmıştır.

5.1.3.7 Ön havalandırmanın etkisi

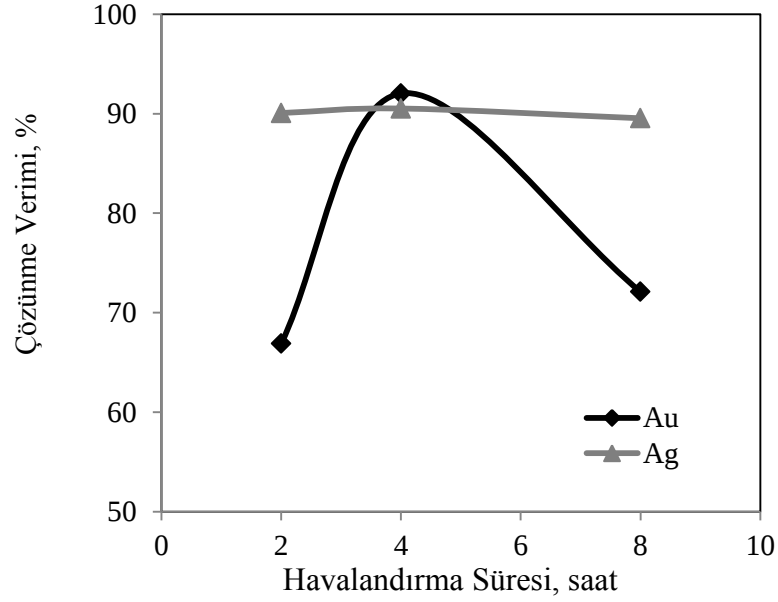
Ön havalandırma deneylerinde önce siyanür ilave edilmeksizin pH:10.5-11.0’de, %40 pülpte katı oranında ve 450 dev/dk karıştırma hızında yalnızca hava ilave edilerek, 4 saat süre ile malzeme karıştırılmış ve böylece ön havalandırma işlemi gerçekleştirilmiştir. Ön havandırma işlemlerinden sonra 12, 18 ve 24 saatlik sürelerde 4 g/L NaCN varlığında liç deneyleri yapılmıştır. Deney sonuçları Çizelge 5.23’de verilmiştir. Çizelge 5.23’deki sonuçlar incelendiğinde, 2.44 g/L NaCN tüketimi ile %92.0 Au ve %90.5 Ag verimlerinin elde edildiği 12 saatlik liç süresi optimum süre olarak belirlenmiştir.

Çizelge 5.23 : Ön havandırmanın altın-gümüş verimleri ve siyanür tüketimi üzerindeki etkisi.

Liç Süresi, saat	Altın Verimi, %	Gümüş Verim,%	NaCN Tüketimi, g/L
12	92.0	90.5	2.44
18	85.3	89.8	3.45
24	71.4	91.5	3.41

Bu sonuçların ardından 12 saatlik liç süresi sabit tutularak, 2 ve 8 saatlik ön havalandırma sürelerinin etkisini incelemek amacıyla deneyler yapılmıştır. Bu deneylerde 2 saat ön havalandırma ile siyanür tüketimi 2.04 g/L elde edilirken, 8 saat ön havalandırma için ise 1.51 g/L siyanür tüketimi bulunmuştur. Deneyler sonucunda

düşük NaCN tüketimleri sağlanmasına rağmen, bu durum altın ve gümüş verimlerinin önemli ölçüde düşmesine sebep olmuştur. Deney sonuçları Şekil 5.14’de gösterilmiştir.



Şekil 5.14 : Ön havalandırma süresinin etkisi.

Ön havalandırma işlemi ile liç ortamı oksijence zengin hale getirilerek, altın ve gümüşün çözünmesine engel olan sülfür türlerinin oksitlenmesi sağlanmıştır. Ön havalandırma boyunca ortama sodyum siyanür ilave edilmediği için, sodyum siyanürün oksitlenmesi önlenmiştir. Bilindiği gibi, ön havalandırma süresi arttıkça liç ortamındaki oksijen konsantrasyonu da artmaktadır. Deney sonuçlarından 4 saatlik ön havalandırma süresinden daha uzun sürelerde havalandırma işlemi yapıldığında, gümüş kazanımlarında herhangi bir etki görülmez iken, altın kazanımlarında ise önemli düşüşlere neden olduğu belirlenmiştir. Bunun sebebi olarak, ön havalandırma süresinin arttırılması ile birlikte ortamda artan oksijen konsantrasyonunun altın yüzeyinde oksit tabakası oluşturarak altın çözünümünün engellenmesi gösterilmektedir.

Yapılan liç deneyleri sonucunda, 4 saatlik ön havalandırmanın NaCN konsantrasyonunun düşürülmesi için gerekli olduğu ve bu işlem ile kullanılan NaCN konsantrasyonunun 2.44 g/L’ye düşürülebileceği belirlenmiştir. Aynı zamanda ön havalandırma işlemi ile liç süresi de 12 saate indirilmiştir. Deney sonuçları irdelendiğinde, optimum koşullar %40 pülpte katı oranı, -74 µm tane boyutu, 450 dev/dk karıştırma hızı, 4 saat ön havalandırma, 12 saatlik liç süresi ve 2.44 g/L

NaCN kullanımı olarak belirlenmiştir. Bu koşullar altında altın %92.0 verim ile çözünürken liç kekinde ise 1.49 ppm Au kalmaktadır. Gümüş ise %90.5 Ag çözünme verimi ile kazanılırken liç kekinde 11.27 ppm çözünmeyen gümüş bulunmaktadır.

5.2 Çanakkale Şahinli Bölgesine Ait Altın-Gümüş Cevheri İle Yapılan Çalışmalar

5.2.1 Malzeme

Esan Eczacıbaşı Endüstriyel Hammaddeler Sanayi ve Ticaret A.Ş. yetkililerince tedarik edilen cevher numunesinin tamamı çeneli, konili ve merdaneli kırıcıdan geçirilerek kontrollü olarak 2 mm altına kırılmıştır. Numuneye ait kimyasal ve mineralojik analizler ALS (Australian Laboratory Services) Laboratuvarları tarafından yapılmıştır. Numunenin kimyasal analiz sonuçları Çizelge 5.24’de verilmiştir. Kimyasal analiz sonucuna göre, numune 4.79 ppm Au ve 7.72 ppm Ag içermektedir. Numuneye ait altın-gümüş taneciklerinin QEMSCAN görüntüleri ise Şekil 5.15 ’de gösterilmektedir.

Çizelge 5.24 : Çanakkale-Şahinli bölgesine ait numunenin kimyasal analiz sonuçları.

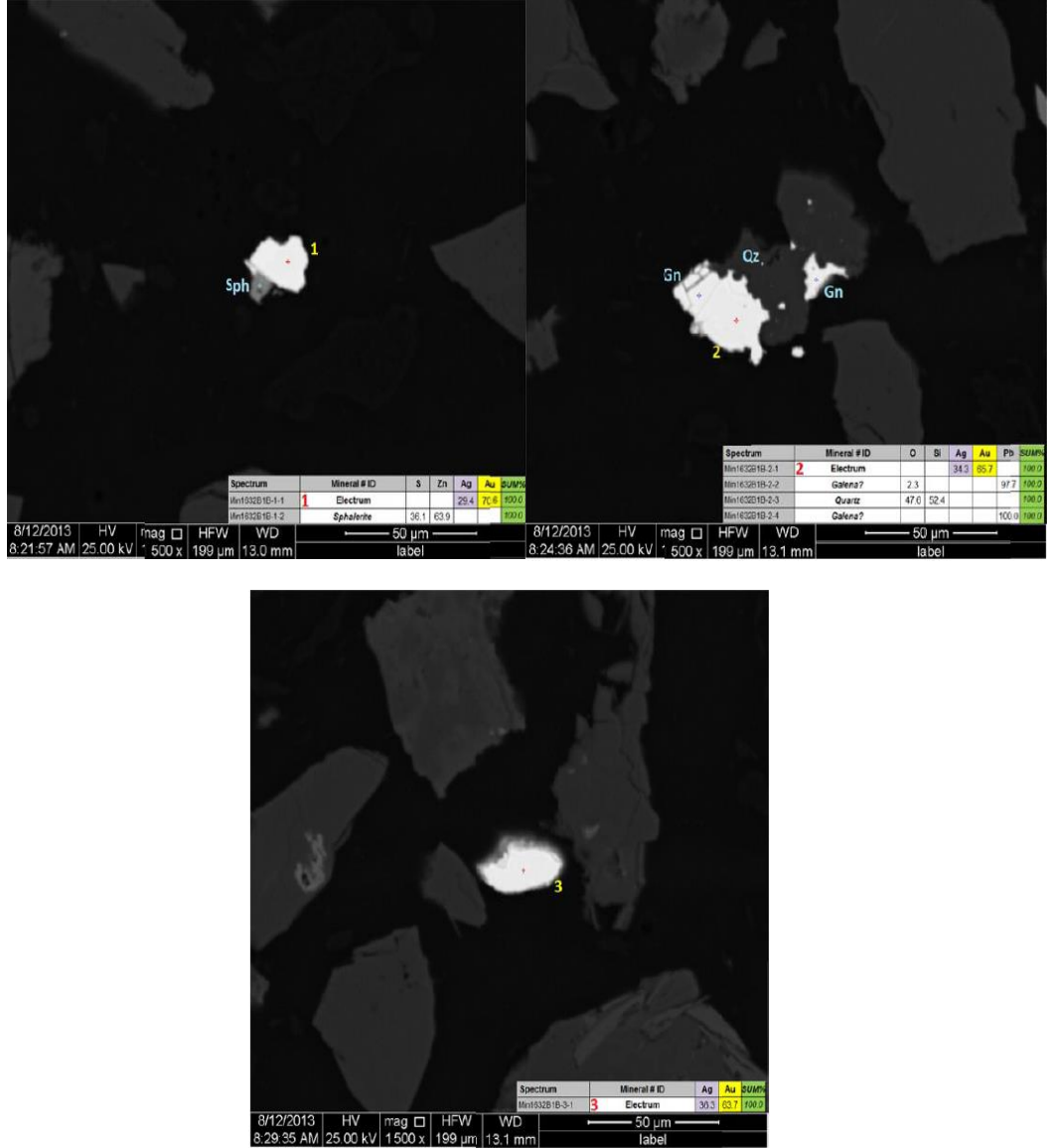
Element	İçerik, ppm	Element	İçerik, %
Au	4.79	Al	0.52
Ag	7.72	Ca	0.08
As	327.0	Fe	1.79
Cu	74.3	Mg	0.07
Pb	40.0	S	0.14
Zn	106.0	Si	42.6

XRD analizine göre, numune kuvars, feldspat, mika, kaolinit ve pirit mineralleri içermektedir. Numunedeki altın-gümüş, elektum (altın gümüş alaşımı, %20-80 Au ve %20-80 Ag) halinde bulunmaktadır ve boyutları yaklaşık olarak 25-40 µm arasında değişmektedir. QEMSCAN görüntülerine göre orta büyüklükteki elektum tanecikleri tamamen serbest veya galen-sfalerit sülfürlü mineralleri ile bağlı taneler oluşturmaktadır.

Pirit, bazı saptanmamış çok ince altın mineralleri içerebilmektedir. Numune, özellikle serbestleşmiş pirit tanecikleri ve özü bakımından daha küçük sülfat

tanecikleri içermektedir. Kuvars çoğunlukla serbestleşmiş olup, diğer mineraller kısmen silikatlarla, özellikle kuvars ve feldspatlar ile bağlıdır.

Pirit, numunedeki tespit edilmiş demirin hemen hemen yarısını içermektedir. Numunedeki sülfürün %98.2' lik kısmı pirit bünyesinde bulunmaktadır. Geriye kalan kısım ise sülfatların içerisinde yer almaktadır.



Şekil 5.15 : Çanakkale-Şahinli bölgesine ait numunenin QEMSCAN görüntüleri 1- sfalerite bağlı elektrum, 2- galen ve kuvarsa bağlı elektrum, 3-serbest halde elektrum.

5.2.2 Flotasyon Deneyleri

Çanakkale Şahinli cevheri ile yapılan deneylerde, Serçeler cevherinde olduğu gibi liç yöntemine alternatif olabilecek flotasyon yöntemi ile doğrudan izabeye gidebilecek konsantre elde edebilmek amaçlanmıştır.

Flotasyon deneylerinde doğrudan izabeye gidebilecek nitelikte altın ve gümüş içeren konsantre üretmek için çalışmalar yapılmıştır. Yapılan deneylerde kollektör miktarının, gaz yağı kullanımının, tane boyutunun, temizleme ve süpürme flotasyonunun etkisi incelenmiştir. Elde edilen sonuçlar ile flotasyon kinetiğinin belirlenmesine yönelik çalışmalar yapılmıştır. En uygun koşullar değerlendirilerek, yüksek altın ve gümüş içerikli konsantre elde etmek için çok kademeli, temizleme devreli flotasyon deneyleri gerçekleştirilmiştir. Deneyler, Denver marka D 12 model laboratuvar tipi flotasyon makinasında yapılmıştır. 1 kg malzeme kullanılarak yapılan deneyler 2.5 L'lik flotasyon hücrelerinde 1500 dev/dk karıştırma hızında gerçekleştirilmiştir. Deneylerde kullanılan bastırıcı reaktif (Na_2SiO_3) %10'luk, kolektörler ve köpürtücüler ise %1'lik derişimde hazırlanmıştır. Aerophine 3418 A, Aero 208, kollektör olarak, MIBC (metil izobutil karbinol) ise köpürtücü olarak kullanılmıştır. Deneyler, sülfürik asit ilavesi ile pH 4.5-5.0'de yapılmıştır.

5.2.2.1 Kollektör miktarının etkisi

Altın-gümüş flotasyonunda kollektör miktarının etkisini incelemek için Aerophine 3418 A ve Aero 208 kollektörlerinden 150+150, 250+250 ve 350+350 g/t kullanılarak deneyler yapılmıştır. Deney koşulları Çizelge 5.25'de, deney sonuçları ise Çizelge 5.26'da ve Şekil 5.16'da verilmiştir.

Çizelge 5.25 : Kollektör miktarının etkisinin incelendiği deneylerin koşulları.

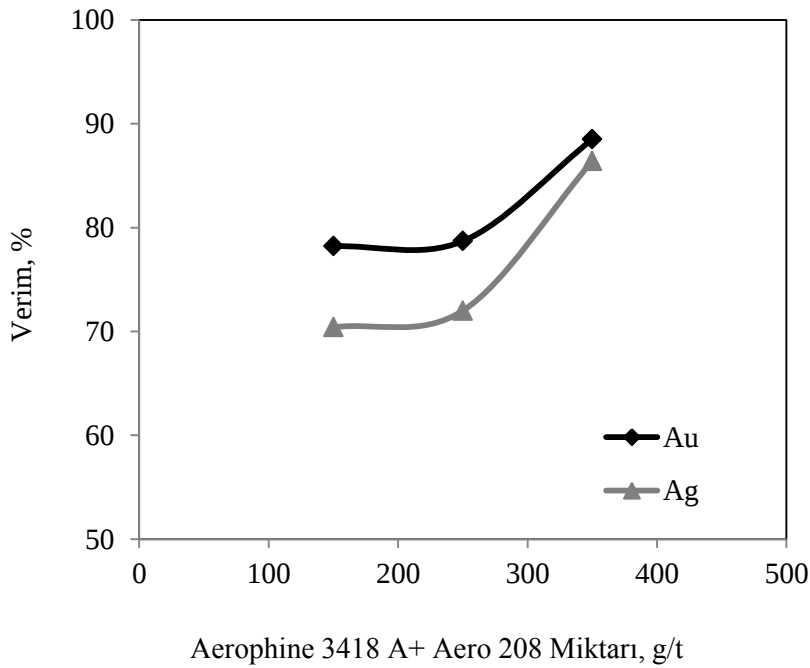
Parametreler	Koşullar
pH	4.5-5.0
Tane Boyutu, μm	100
Na_2SiO_3 , g/t	1000
Kondüsyon Süresi, dk	10
Aerophine 3418 A, g/t	150 (25+25+25+25+50)
	250 (25+50+50+50+75)
	350 (50+50+50+100+100)
Aero 208, g/t	150 (25+25+25+25+50)
	250 (25+50+50+50+75)
	350 (50+50+50+100+100)
Kıvam Süresi, dk	3+3+3+3+3
MIBC, g/t	60 (20+10+10+10+10)
Flotasyon Süresi, dk	3+3+3+3+3

Çanakkale-Şahinli cevherinde altın-gümüş çoğunlukla kuvarsa bağlı bulunduğundan, daha çok sülfürlü yapılar için uygun olan ksantatların kullanımı tercih edilmemiştir.

Ksantatların yerine özellikle altın ve gümüş flotasyonunda yüksek verim sağladığı bilinen Aerophine 3418 A ve Aero 208 kollektörleri kullanılmıştır (Cytec, 2010).

Çizelge 5.26: Kollektör miktarının etkisinin incelendiği deneylerin sonuçları.

Kollektör Miktarı, g/t (Aerophine 3418 A + Aero 208)	Ürünler	Miktar, %	İçerik, ppm		Verim, %	
			Au	Ag	Au	Ag
150+150	Konsantre	7.9	47.60	60.90	78.2	70.4
	Artık	92.1	1.14	2.20	21.8	29.6
	Toplam	100.0	4.81	6.84	100.0	100.0
250+250	Konsantre	10.8	35.19	44.40	78.7	72.0
	Artık	89.2	1.16	2.10	21.3	28.0
	Toplam	100.0	4.76	6.60	100.0	100.0
350+350	Konsantre	20.9	19.35	28.0	85.6	82.2
	Artık	79.1	0.87	1.60	14.4	17.8
	Toplam	100.0	4.74	7.13	100.0	100.0



Şekil 5.16 : Çanakkale-Şahinli cevheri üzerinde kollektör miktarının etkisi.

Deney sonuçlarına göre, kollektör miktarı arttırıldıkça altın ve gümüş kazanımının arttığı görülmektedir. 150+150 ve 250+250 g/t kollektör kullanımının elde edilen kazanma verimlerine bağlı olarak yetersiz olduğu ve en uygun kollektör miktarının 350+350 g/t olduğu belirlenmiştir. 350+350 g/t'dan daha fazla kollektör kullanıldığında altın-gümüş kazanma verimlerinin daha yüksek olabileceği söylenebilir. Ancak reaktif maliyetleri düşünülerek 350+350 g/t ile kollektör

kullanımı ile konsantrede elde edilen %85.6'lık altın ve %82.2'lik gümüş verimleri yeterli bulunmuştur. Daha sonraki çalışmada, daha düşük miktarda kollektör kullanımı ile konsantrede yüksek altın-gümüş kazanma verimini ve artıktaki ise düşük altın-gümüş içeriğini sağlamaya yönelik deney yapılmıştır.

5.2.2.2 Gaz yağı ilavesinin etkisi

Deneylerde gaz yağı kullanılarak kollektör miktarının azaltılabılmesinde etkisi olup olmadığı araştırılmıştır. Bu sebeple Aerophine 3418 A ve Aero 208 kollektörlerinden 350+350 g/t yerine 250+250 g/t kullanılmıştır. Flotasyon deneyinde ilk kademede bu kollektörler ilave edilip 3 dk kıvam süresi verildikten sonra 500 g/t gaz yağı ilave edilerek 20 dk boyunca karıştırılmıştır. 5 kademe yapılan deneyde gaz yağı ilavesi yalnızca ilk kademede yapılmıştır. Deney koşulları Çizelge 5.27'de, deney sonuçları ise Çizelge 5.28'de gösterilmektedir.

Çizelge 5.27 : Gaz yağının etkisinin incelendiği deney koşulları.

Parametreler	Koşullar
pH	4.5-5.0
Tane Boyutu, μm	100
Na_2SiO_3 , g/t	1000
Kondüsyon Süresi, dk	10
Aerophine 3418 A, g/t	250 (25+50+50+50+75)
Aero 208, g/t	250 (25+50+50+50+75)
Kıvam Süresi, dk	3+3+3+3+3
Gaz Yağı, g/t	500
Kıvam Süresi, dk	20
MIBC, g/t	80 (40+10+10+10+10)
Flotasyon Süresi, dk	3+3+3+3+3

Çizelge 5.28 : Gaz yağının etkisinin incelendiği deney sonuçları.

Ürünler	Miktar, %	İçerik, ppm		Verim, %	
		Au	Ag	Au	Ag
Konsantre	13.6	28.77	36.11	80.2	73.0
Artık	86.4	1.12	2.10	19.8	27.0
Toplam	100.0	4.88	6.72	100.0	100.0

Altın, bir dereceye kadar endüstriyel sistemlerde doğal olarak yüzelebilmektedir. Diksantojen ve tiyokarbamat gibi bazı non-polar maddeler altın yüzeyinde, yüzey

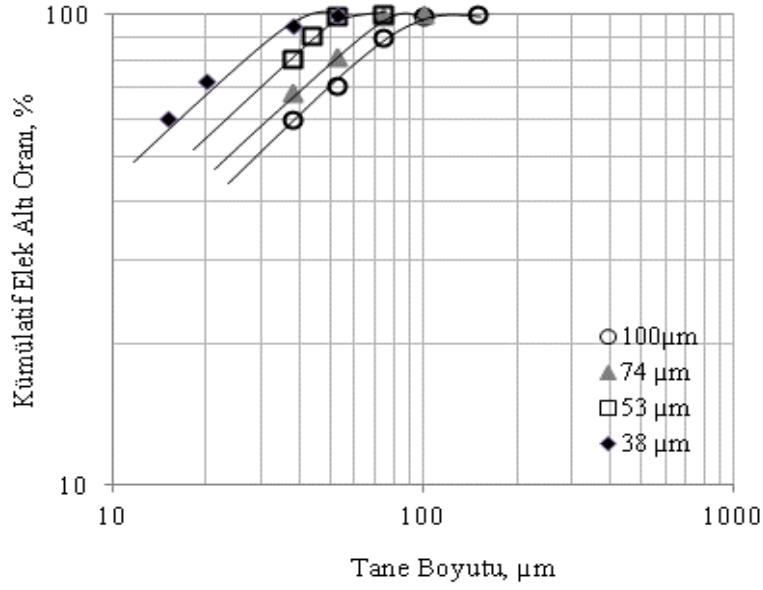
hidrofobluğunu ve buna bağlı olarak altın flotasyonunu arttıran yağlı bir yüzey kaplayıcı oluşturmaktadır (Dunne, 2005). Bitkisel ve dizel yağlar altın flotasyonunda kazanma verimlerini arttırmak için altın tanelerinin sahip oldukları yüksek doğal yağ severlik özelliği sayesinde altın tanelerini aglomera etmek için kullanılmaktadır (Şen, 2005).

Çizelge 5.28’de görüldüğü gibi gaz yağı ilavesi altın-gümüş verimleri açısından herhangi bir iyileştirme sağlamamıştır. Kollektör miktarının etkisinin incelendiği deneylerde 250+250 g/t Aerophine 3418 A ve Aero 208 kullanımı ile artıklardaki altın içeriği 1.16 ppm, gümüş içeriği ise 2.10 ppm elde edilmiştir. Gaz yağı ilaveli deney sonuçları incelendiğinde ise, artıktaki kalan altın ve gümüş içeriğinin yakın olduğu görülmektedir. Artıktaki kalan elektrik tanelerinin muhtemelen kuvarsa bağlı ya da kapanım halinde olmasından dolayı gaz yağının elektrik tanelerini aglomera ederek kazanılmasını sağlaması mümkün olmamıştır.

5.2.2.3 Tane boyutunun etkisi

Tane boyutunun etkisini belirlemek için 100, 74, 53 ve 38 µm boyutlarında malzeme hazırlanarak flotasyon işlemine tabi tutulmuştur. Kademeli yapılan öğütme işlemleri bilyalı değirmende %60 pülpte katı oranında ve 8 kg bilya şarjında gerçekleştirilmiştir. Öğütme süreleri 100 µm için 45+15 dk, 74 µm için 60+15 dk, 53 µm için 60+30 ve 38 µm için ise 60+60 dk olarak belirlenmiştir. Öğütme sonucunda numunelerin tane boyut dağılımı Şekil 5.17’de gösterilmektedir. Tane boyutunun etkisini belirlemek için yapılan deneylerde, dört farklı boyut grubu için Aerophine 3418 A ve Aero 208 kollektörleri 350+350 g/t şeklinde ilave edilmiştir. Deney koşulları Çizelge 5.29’da, deney sonuçları ise Çizelge 5.30’da ve Şekil 5.18’de gösterilmiştir.

Flotasyon sisteminde değerli mineral kazanma verimini etkileyen önemli parametrelerden biri tane boyutudur. Altın-gümüş kazanımında iri tane boyutlarında, yeterli tane serbestleşmesi olmadığı için flotasyon hızı düşüktür. Tane boyutu küçüldükçe, yeterli tane serbestleşmesine bağlı olarak flotasyon hızı artmakta ve altın-gümüş kazanma verimleri yükselmektedir (Runge ve diğ., 2013). Ancak 200 µm’den daha büyük ve 10 µm’den daha düşük tane boyutlarında ise altın ve gümüş verimleri hızlı bir düşüş göstermektedir (Allan ve Woodcock, 2001; Chrysosoulis ve Dimov, 2004).



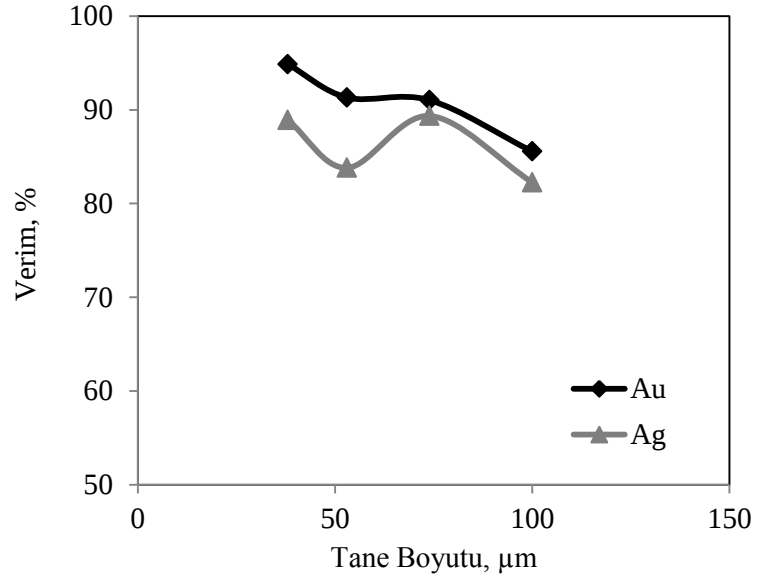
Şekil 5.17 : Öğütme sonucunda elde edilen numunelerin boyut analizi.

Çizelge 5.29 : Tane boyutunun etkisinin incelendiği deneylerin koşulları.

Parametreler	Koşullar
pH	4.5-5.0
Na ₂ SiO ₃ , g/t	1000
Kondüsyon Süresi, dk	10
Aerophine 3418 A, g/t	350 (50+50+50+100+100)
Aero 208, g/t	350 (50+50+50+100+100)
Kıvam Süresi, dk	3+3+3+3+3
MIBC, g/t	60 (20+10+10+10+10)
Flotasyon Süresi, dk	3+3+3+3+3

Çizelge 5.30 : Tane boyutunun etkisinin incelendiği deneylerin sonuçları.

Boyut, µm	Ürünler	Miktar, %	İçerik, ppm		Verim, %	
			Au	Ag	Au	Ag
100	Konsantre	20.9	19.35	28.0	85.6	82.2
	Artık	79.1	0.87	1.60	14.4	17.8
	Toplam	100.0	4.73	7.13	100.0	100.0
74	Konsantre	36.4	13.85	22.0	91.0	89.3
	Artık	63.6	0.78	1.50	9.0	10.7
	Toplam	100.0	5.54	8.96	100.0	100.0
53	Konsantre	38.9	10.40	13.0	91.3	83.8
	Artık	61.1	0.63	1.60	8.7	16.2
	Toplam	100.0	4.43	6.04	100.0	100.0
38	Konsantre	50.1	9.48	12.0	94.9	88.9
	Artık	49.9	0.52	1.50	5.1	11.1
	Toplam	100.0	5.01	6.76	100.0	100.0



Şekil 5.18 : Tane boyutunun flotasyon verimine etkisi.

Deney sonuçları incelendiğinde, tane boyutu küçüldükçe altın-gümüş kazanma verimlerinin arttığı görülmektedir. -38 µm tane boyutunda daha yüksek altın kazanma verimi elde edilmesine rağmen öğütme masrafları gözönüne alınarak optimum tane boyutu 74 µm olarak belirlenmiştir. Bu boyutta yapılan flotasyon deneyi ile 13.85 ppm altın % 91.0 kazanma verimi ile 22.0 ppm gümüş ise %89.3 kazanma verimi ile elde edilmiştir. Artıkta 0.78 ppm altın ve 1.50 ppm gümüş bulunmaktadır. Malzeme çoğunlukla kuvarsa bağlı olduğundan tane boyutu küçüldükçe kuvars içerisinde kapanım halinde bulunan elektrumlar da açığa çıkmış ve altın-gümüş kazanma veriminin artması sağlanmıştır.

5.2.2.4 Temizleme ve süpürme flotasyonunun etkisi

Yüksek altın-gümüş içerikli konsantre elde edebilmek için 4 temizleme devreli flotasyon deneyleri gerçekleştirilmiştir. Aynı zamanda artıkta kalan altın ve gümüşü kazanmaya yönelik olarak kaba devreden sonra elde edilen artık %60 pülp te katı oranında 60 dk boyunca bilyalı değirmende yaş olarak öğütülmüştür. Öğütme sonucunda 38 µm tane boyutundaki malzemeye süpürme flotasyonu uygulanmıştır. Deneylerde kollektör miktarını da azaltmak amaçlandığı için kaba devrede 250+250 g/t Aerophine 3418 A ve Aero 208 kullanılmıştır. 4 kademeli temizleme devresinde toplamda 290+290 g/t, süpürme devresinde ise 100+100 g/t Aerophine 3418 A ve Aero 208 ilave edilmiştir. Deney koşulları Çizelge 5.31’de, deney sonuçları ise Çizelge 5.32’de verilmiştir.

Çizelge 5.31 : Temizleme ve süpürme devrelerini içeren deneyin koşulları.

Parametreler	Koşullar
<i>Kaba Devre</i>	
pH	4.5-5.0
Tane Boyutu, μm	74 μm
Na_2SiO_3 , g/t	1000
Kondüsyon Süresi, dk	10
Aerophine 3418 A, g/t	250 (50+50+50+50+50)
Aero 208, g/t	250 (50+50+50+50+50)
Kıvam Süresi, dk	3+3+3+3+3
MIBC, g/t	60 (20+10+10+10+10)
Flotasyon Süresi, dk	3+3+3+3+3
<i>1. Temizleme Devresi</i>	
pH	4.5-5.0
Aerophine 3418 A, g/t	50+50+50+50+50
Aero 208, g/t	50+50+50+50+50
Kıvam Süresi, dk	3+3+3+3+3
MIBC, g/t	10+10+10+10+0
Flotasyon Süresi, dk	3+3+3+3+3
<i>2. Temizleme Devresi</i>	
pH	4.5-5.0
Aerophine 3418 A, g/t	0+5+10
Aero 208, g/t	0+5+10
Kıvam Süresi, dk	0+2+2
MIBC, g/t	0+10+10
Flotasyon Süresi, dk	3+2+3
<i>3. Temizleme Devresi</i>	
pH	4.5-5.0
Aerophine 3418 A, g/t	0+5+10
Aero 208, g/t	0+5+10
Kıvam Süresi, dk	0+2+2
MIBC, g/t	0+10+10
Flotasyon Süresi, dk	3+2+2
<i>4. Temizleme Devresi</i>	
pH	4.5-5.0
Aerophine 3418 A, g/t	0+10
Aero 208, g/t	0+10
Kıvam Süresi, dk	0+2
MIBC, g/t	0+10
Flotasyon Süresi, dk	3+2
<i>Süpürme Devresi</i>	
pH	4.5-5.0
Na_2SiO_3 , g/t	1000
Kondüsyon Süresi, dk	10
Aerophine 3418 A, g/t	100 (25+25+50)
Aero 208, g/t	100 (25+25+50)
Kıvam Süresi, dk	3+3+3
MIBC, g/t	40 (20+10+10)
Flotasyon Süresi, dk	3+3+3

Çizelge 5.32 : Temizleme ve süpürme devrelerini içeren deneyin sonuçları.

Ürünler	Miktar, %	İçerik, ppm		Verim, %	
		Au	Ag	Au	Ag
Konsantre	0.8	437.0	511.0	76.3	58.5
Süpürme Konsantresi	23.1	1.8	4.1	9.3	13.5
Araürün 4	0.4	6.4	4.5	0.5	0.3
Araürün 3	0.5	7.3	4.2	0.8	0.3
Araürün 2	2.1	4.3	13.6	2.0	4.1
Araürün 1	13.5	2.0	6.8	5.9	13.1
Artık	59.6	0.4	1.2	5.2	10.2
Toplam	100.0	4.6	7.0	100.0	100.0

Çizelge 5.32'deki deney sonuçları incelendiğinde, temizleme devresi ile %76.3 kazanma verimi ile 437 ppm altın ve %58.5 kazanma verimi ile 511 ppm gümüş içeren konsantre elde edilmiştir. Süpürme flotasyonu sonrasında artıklarda 0.4 ppm altın ve 1.2 ppm gümüş kalmıştır. Kaba devrede 250+250 g/t Aerophine 3418 A ve Aero 208 kollektör kullanımı ve ardından süpürme flotasyonun uygulanması ile artıklardaki altın ve gümüş kayıpları azaltılabilmektedir.

5.2.2.5 Ayırma etkinliğinin ve flotasyon kinetiğinin belirlenmesi

Flotasyon işleminde, ne kadar süre kaba devre flotasyonu yapılacağını ve buna bağlı olarak hangi süre sonunda süpürme flotasyonunun uygulanması gerektiğini belirlemek amacıyla deney yapılmıştır. Ayırma etkinliğinin (SE) belirlenmesinde, kaba flotasyon süresinin tespit edilmesinin yanında kaba konsantreye değersiz ne kadar mineralin taşındığı da önem taşımaktadır. Ayırma etkinliğinin (SE) en yüksek olduğu değere karşılık gelen süre, optimum kaba flotasyon süresini, başka bir deyişle süpürme flotasyonunun başlayacağı süreyi vermektedir. Optimum kaba flotasyon süresi aşıldığı takdirde, değersiz mineraller değerli minerallere göre daha fazla yüzecek ve bu durum kaba konsantrenin kalitesini etkileyecektir. Bu sebeple, kaba konsantreye daha fazla temizleme kademesi uygulanması gerekecek ve gereksiz maliyetlere sebep olacaktır (Agar, 1987; Wills, 1997; Çilek, 2006). Ayırma etkinliği aşağıda yer alan denklem ile hesaplanmaktadır. Bu denklemde R_{Td} , elde edilen değerli metal verimini, R_{Tg} ise değersiz mineral verimini ifade etmektedir (Toklu ve Çilek, 2010).

$$SE = R_{Td} - R_{Tg} \quad (5.26)$$

Çanakkale-Şahinli cevherinde optimum kaba flotasyon süresini belirleyebilmek için ilk olarak süreye bağlı deney yapılmıştır. 1.dk, 2.dk, 4.dk, 6.dk, 9.dk, 12.dk ve 15.dk sonunda köpük alınmıştır. Daha önceki flotasyon şartları sabit tutularak silikatları bastırmak için 1000 g/t Na₂SiO₃, kollektör olarak 350+350 g/t Aerophine 3418 A+ Aero 208 ve köpürtücü olarak 60 g/t MIBC kullanılmıştır. Cevher içerisinde değersiz mineral olarak çoğunlukla silis bulunduğundan, süreye bağlı alınan numunelere altın analizine ek olarak silis analizi yapılmıştır. Deney sonuçları Çizelge 5.33, 5.34’de ve Şekil 5.19’da gösterilmiştir.

Çizelge 5.33 : Kaba flotasyon ve süpürme flotasyonu süresinin belirlenmesine yönelik yapılan deneyin sonuçları.

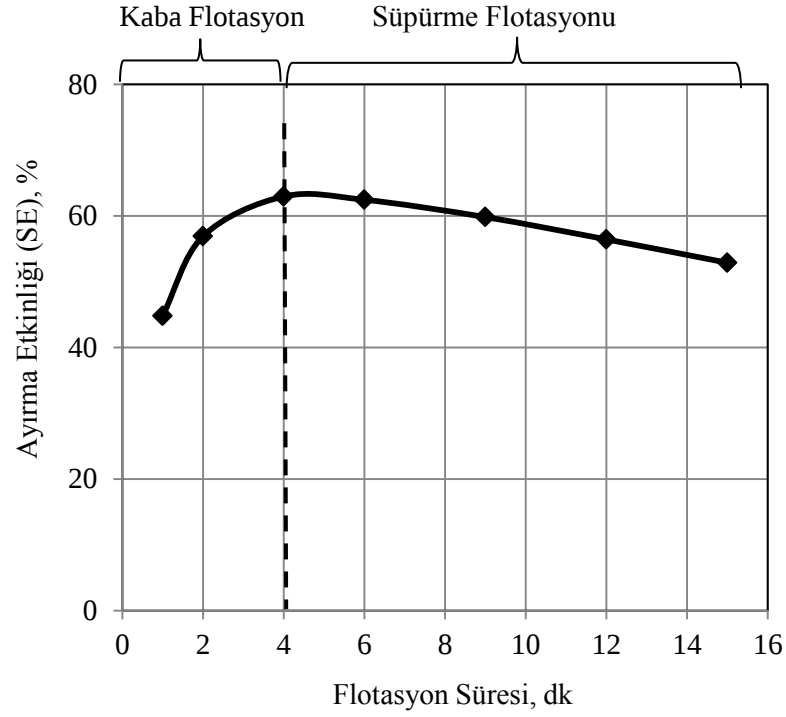
Flotasyon Süresi, dk	Miktar, %	İçerik, ppm		Verim, %	
		Au	Si	Au	Si
1	2.5	86.3	39.6	47.1	2.3
1	3.3	21.6	42.5	15.3	3.2
2	5.8	9.27	41.9	11.6	5.5
2	5.7	4.06	42.3	4.9	5.4
3	6.2	2.43	41.8	3.2	5.8
3	5.2	1.61	44.1	1.8	5.2
3	5.0	1.32	43.6	1.4	5.0
Artık	66.3	1.03	44.9	14.7	67.6
Toplam	100.0	4.65	44.1	100.0	100.0

Çizelge 5.34 : Kaba flotasyon ve süpürme flotasyonu süresinin belirlenmesine yönelik yapılan deneyin kümülatif sonuçları.

Flotasyon Süresi, dk	Miktar,%	İçerik, ppm		Verim, %		Ayırma Etkinliği,% (SE)
		Au	Si	Au	Si	
1	2.5	86.30	39.60	47.1	2.3	44.8
2	5.8	50.13	42.5	62.4	5.5	56.9
4	11.6	29.65	41.9	74.0	11.0	62.9
6	17.3	21.25	42.3	78.9	16.4	62.5
9	23.5	16.30	41.8	82.1	22.2	59.8
12	28.6	13.64	44.1	83.9	27.4	56.4
15	33.7	11.80	43.6	85.3	32.4	52.9
Artık	66.3	1.03	44.9	14.7	67.6	
Toplam	100.0	4.65	44.1	100.0	100.0	–

Çizelge 5.34 incelendiğinde ayırma etkinliğinin %62.9’a kadar arttığı, ancak bu değerden sonra azalmaya başladığı görülmektedir. Ayırma etkinliğinin en yüksek değerine karşılık gelen süre (kaba flotasyon süresi) 4 dk olarak belirlenmiştir. Bu süre sonunda %74 verim ile 29.65 ppm altın içerikli kaba konsantre elde edilmiştir. 4

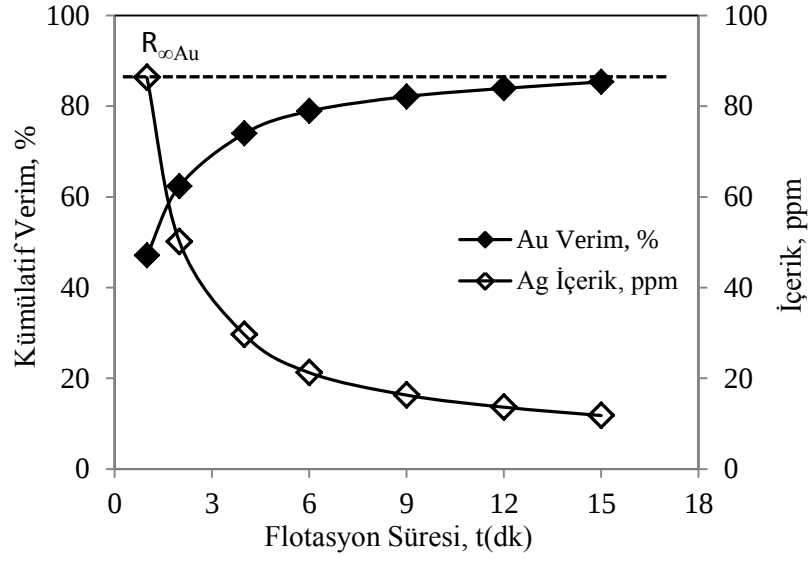
dk'lık kaba flotasyon süresinden sonra süpürme flotasyonu uygulanması gerekmektedir.



Şekil 5.19 : Ayırma etkinliğinin zamana bağlı değişimi ve optimum kaba flotasyon süresi.

Ayırma etkinliği hesabında kullanılan veriler ile altın kazanımında flotasyon süresinin etkisi incelenmiştir. Cevher içerisinde altın ve gümüş minerali olarak altın ve gümüşü beraberinde bulunduran elektrom minerali olduğundan kinetik hesaplamaları sadece altın için yapılmıştır. Deney, 1 kg numune ile 2.5 L'lik flotasyon hücresinde gerçekleştirilmiştir. Deneye ait sonuçların kümülatif olarak gösterimi Şekil 5.20'de verilmiştir. Şekil 5.20'de görüldüğü gibi 15 dk flotasyon süresi sonunda altın verimleri sabitlenmeye başlamıştır.

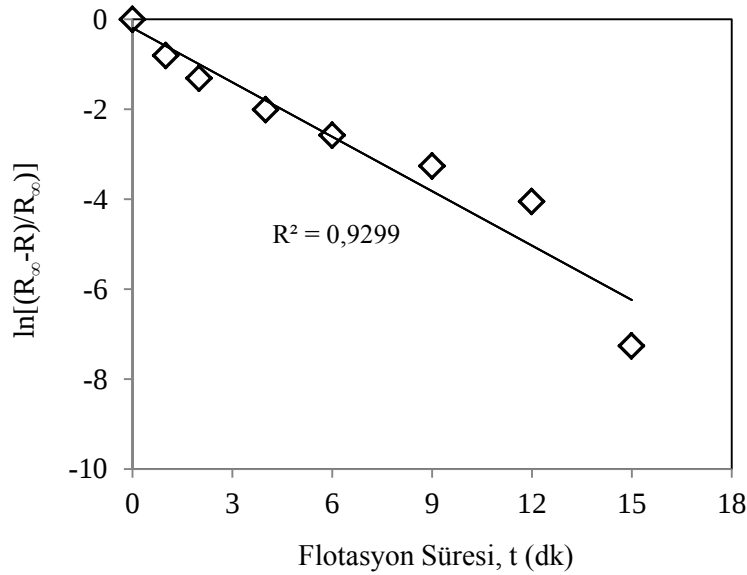
Çanakkale-Serçeler cevherinde olduğu gibi flotasyon kinetiği birinci derece ve ikinci derece flotasyon modeli kullanılarak incelenmiştir. Birinci derece flotasyon modelinde, R değerinin " t " anındaki kümülatif verimi, R_{∞} değerinin maksimum verimi ve k_1 değerinin ise birinci derece kinetik hız sabitini ifade ettiği (5.13) denklemi kullanılmıştır. (5.13) denkleminde kullanılan veriler Çizelge 5.35'de, gösterilmiştir. Bu denklemde kullanılan R_{∞} değeri ise Şekil 5.20'den %85.4 olarak elde edilmiştir. Şekil 5.21'de ifade edilen birinci derece kinetik modelinde doğrunun eğiminden altının kinetik sabiti (k_{Au1}), 0.9299 korelasyon katsayısı ile 0.404 dk^{-1} olarak bulunmuştur.



Şekil 5.20 : Çanakkale-Şahinli cevherinin altın verim ve içeriklerinin zamana bağlı fonksiyonu.

Çizelge 5.35 : Çanakkale-Şahinli cevheri için birinci derece kinetik modelinde kullanılan veriler.

Au		
t	R	$\ln((R_{\infty}-R)/R_{\infty})$
0	0	0
1	47.1	-0.802
2	62.4	-1.310
4	74.0	-2.010
6	78.9	-2.576
9	82.1	-3.260
12	83.9	-4.051
15	85.3	-7.265

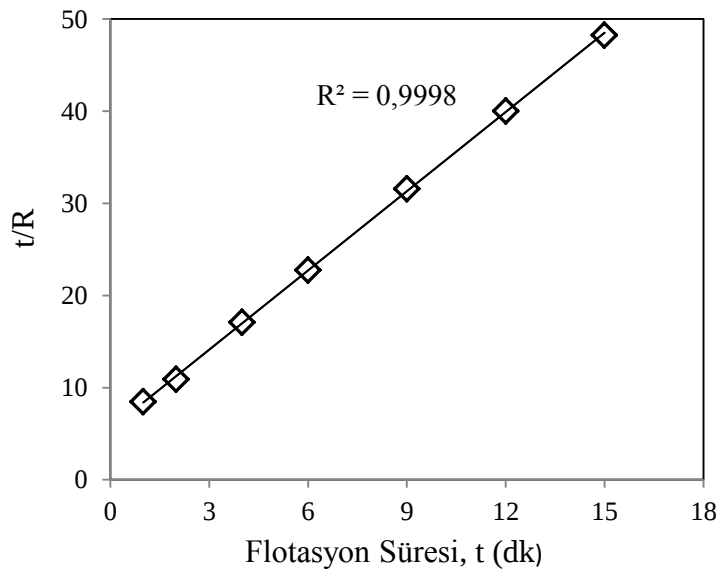


Şekil 5.21 : Çanakkale-Şahinli cevheri için birinci derece kinetik modeli.

Deneyisel verilerin ikinci derece kinetik modeline uyumluluğunu belirlemek için (5.16) denklemi kullanılarak ikinci derece kinetik modeli çizilmiştir. Bu denklemdeki t/R ifadesinin değerleri ayrıntılı olarak Çizelge 5.36'da verilmiştir. Şekil 5.22'de gösterildiği gibi, t 'nin t/R 'ye karşı çizilen grafiği ile ikinci derece kinetik modeli oluşturulmuştur. Denklem 5.16'da yer alan $1/R_{\infty}$ ifadesi doğrunun eğimini ifade etmektedir. Benzer şekilde denklem 5.16'da yer alan $1/R_{\infty}^2 k_2$ ifadesi ise aynı doğrunun y eksenini kestiği noktadan bulunmaktadır. Bu veriler ile ikinci derece kinetik modelinden 1.0 korelasyon katsayısı ile ikinci derece kinetik hız sabiti k_{Au2} 1.485 L g⁻¹dk⁻¹ olarak bulunmuştur. Korelasyon katsayıları gözönüne alındığında, her iki kinetik modelinin bu cevher için uygulanabileceği görülmektedir.

Çizelge 5.36 : Çanakkale-Şahinli cevheri için ikinci derece kinetik modelinde kullanılan veriler.

Au			
t (dk)	C (g/L)	R= (Co-C)/Co (g/L)	t/R
0	0.00186	-	-
1	0.00164	0.117	8.485
2	0.00152	0.183	10.906
4	0.00142	0.234	17.084
6	0.00137	0.264	22.749
9	0.00133	0,285	31.570
12	0.00130	0.299	40.031
15	0.00128	0.311	48.248



Şekil 5.22 : Çanakkale-Şahinli cevheri için ikinci derece kinetik modeli.

5.2.3 Liç Deneyleri

Çanakkale-Şahinli cevheri için uygulanan karıştırma liç deneylerinde, IKA RW20 marka teflon kaplı pervaneli karıştırıcılar kullanılmıştır. 450 dev/dk'da gerçekleştirilen deneylerde kullanılan NaCN (Merck) analitik saflıktadır. Deneyler sırasında pH 10.5-11.0 arasında çalışılmış ve kireç ilavesi ile pH sabit tutulmuştur.

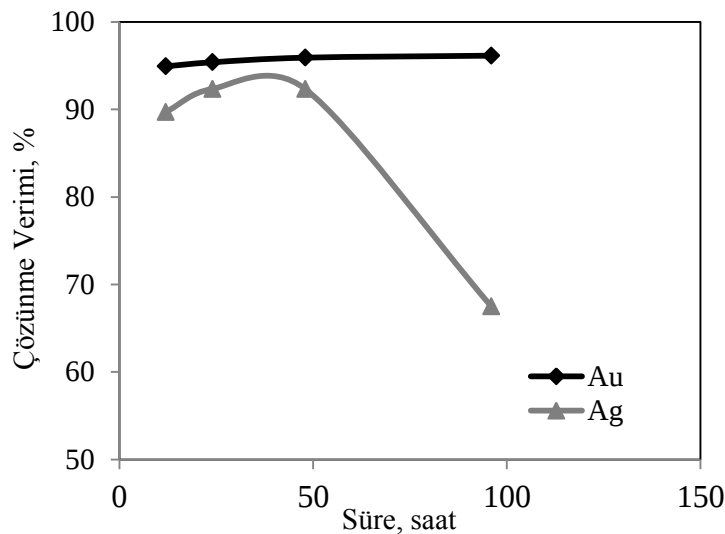
Liç işlemlerinde; liç süresinin, NaCN konsantrasyonunun, tane boyutunun ve pülpte katı oranının etkisi incelenerek kimyasal çözündürme ile elde edilebilecek optimum altın ve gümüş kazanma verimleri tespit edilmiştir.

5.2.3.1 Liç süresinin etkisi

12, 24, 48, 96 saatlik yapılan liç deneyleri ile liç süresinin etkisi araştırılmıştır. Halkalı öğütücü kullanılarak tamamı 100 µm boyutuna öğütülen malzeme ile oda sıcaklığında, %10 pülpte katı oranında ve 1 g/L NaCN konsantrasyonunda deneyler gerçekleştirilmiştir. Deney sonuçları Çizelge 5.37'de ve Şekil 5.23'de gösterilmiştir. Deney sonuçlarına göre, %95.4 altın ve %92.3 gümüş verimleri ile 24 saatlik liç süresinin optimum değer olduğu belirlenmiştir.

Çizelge 5.37 : Liç süresinin etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları.

Süre, saat	Atık İçerik, ppm		Çözünme Verimi, %	
	Au	Ag	Au	Ag
12	0.25	0.80	94.9	89.7
24	0.22	0.60	95.4	92.3
48	0.20	0.60	95.9	92.3
96	0.18	0.25	96.1	67.5



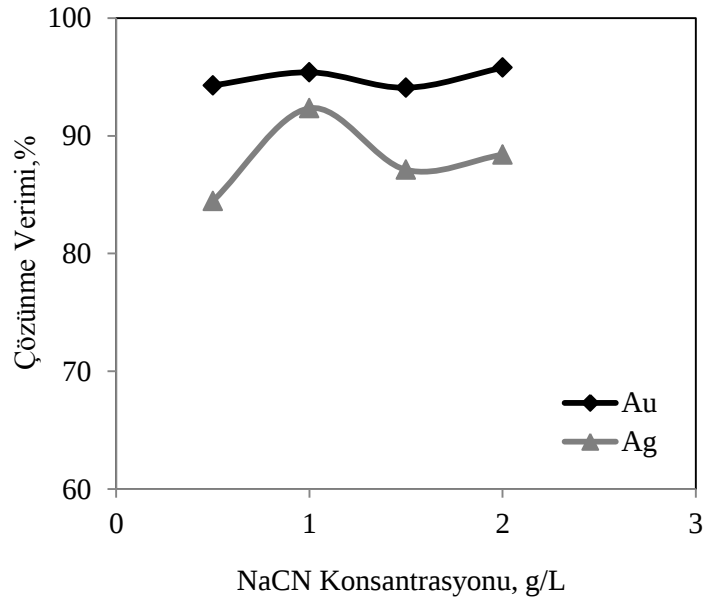
Şekil 5.23 : Liç süresinin altın ve gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.

5.2.3.2 NaCN miktarının etkisi

NaCN miktarının etkisini incelemek için 0.5, 1, 1.5 ve 2 g/L NaCN konsantrasyonunda deneyler yapılmıştır. 100 µm tane boyutunda, oda sıcaklığında, %10 pülp te katı oranında 24 saat liç süresi ile gerçekleştirilen deneylerin sonuçları Çizelge 5.38’de ve Şekil 5.24’de verilmiştir. Deney sonuçlarından görüldüğü gibi, 1 g/L NaCN konsantrasyonu ile altın ve gümüşün çözünme verimleri sırasıyla %95.4 ve %92.3 olarak elde edilmiştir. Liç kekinde ise 0.22 ppm altın ve 0.6 ppm gümüş bulunmaktadır.

Çizelge 5.38 : NaCN miktarının etkisinin incelendiği liç deneyinin koşulları.

NaCN Miktarı g/L	Atık İçerik, ppm		Çözünme Verimi, %	
	Au	Ag	Au	Ag
0.5	0.27	1.20	94.3	84.5
1.0	0.22	0.60	95.4	92.3
1.5	0.28	1.00	94.1	87.1
2.0	0.20	0.90	95.8	88.4



Şekil 5.24 : NaCN konsantrasyonunun altın ve gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.

Siyanür çözeltilerinde, altın ve gümüşün çözünmesinde bazı farklılıklar bulunmaktadır. Yüksek siyanür konsantrasyonu altın çözünme hızını olumsuz etkilemez iken, gümüş çözünme hızını olumsuz etkilemektedir (Zheng ve diğ, 1995). Bu durum, elektrokimyasal tepkimeler açısından incelenmiş ve yüksek siyanür konsantrasyonlarında, ortamdaki çözünmüş oksijen miktarının azalmasının altına

göre gümüş çözünmesi üzerinde daha etkili olduğu belirlenmiştir. Aynı çalışma ile siyanür konsantrasyonu azaldıkça oksijenin etkisinin azaldığı ve yüzey reaksiyonlarının önemli hale geldiği belirtilmiştir (Wadsworth, 1999). Çizelge 5.38'deki deney sonuçları incelendiğinde, siyanür konsantrasyonunun artmasının gümüş çözünme verimleri üzerinde olumsuz etkiye sebep olduğu görülmektedir. Ortamda çözünmüş oksijen miktarının azalması, altın üzerinde olumsuz etki göstermez iken, gümüş verimlerinde düşüşlere sebep olmuştur.

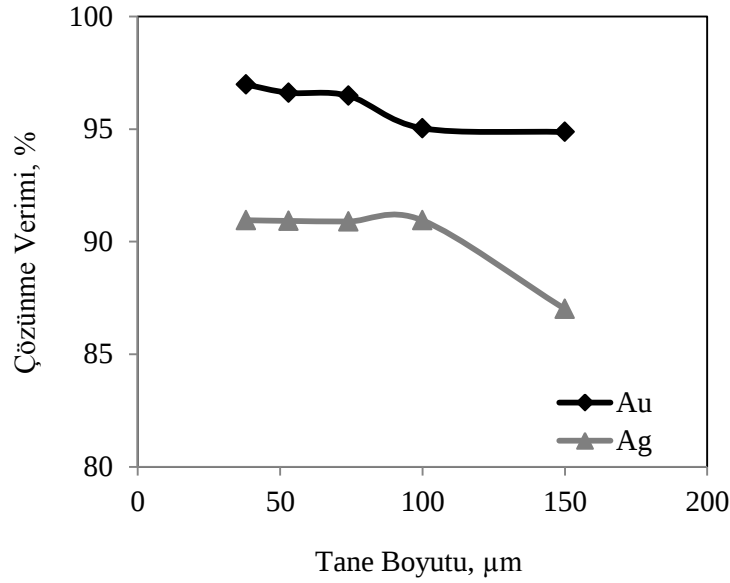
5.2.3.3 Tane boyutunun etkisi

Tane boyutunun etkisinin incelendiği deneylerde, malzemenin tamamı halkalı değirmen ile 150 μm , 100 μm , 74 μm , 53 μm ve 38 μm altına indirilerek liç işlemi için en uygun tane boyutu belirlenmiştir. %10 pülpte katı oranı, 24 saat liç süresi ve 1 g/L NaCN konsantrasyonunda yapılan deneylerde elde edilen sonuçlar Çizelge 5.39'da ve Şekil 5.25'de gösterilmektedir. -74 μm boyutunda altın ve gümüşün çözünme verimleri sırasıyla %96.7 ve %91.4 olarak elde edilmiştir. Bu boyutta liç kekinde 0.17 g/t altının çözünemediği görülmektedir. Deney sonuçlarına göre optimum tane boyutu -74 μm olarak belirlenmiştir.

Çizelge 5.39: Tane boyutunun etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları.

Tane Boyutu μm	Atık İçerik, ppm		Çözünme Verimi, %	
	Au	Ag	Au	Ag
150	0.25	1.0	94.9	87.0
100	0.24	0.7	95.0	90.9
74	0.17	0.7	96.5	90.9
53	0.16	0.7	96.6	90.9
38	0.15	0.7	97.0	90.9

Siyanür liçi yöntemi 200 μm 'dan daha küçük tane boyutlarında uygulanabilmektedir (Mitchell, 1997). Tane boyutu küçüldükçe, çözücü reaktif ile tane temas alanı artacağı için altın-gümüş çözünme verimi yükselmektedir (Ling ve diğ, 1996). Tane boyutu küçüldükçe öğütme masrafları da artış göstereceğinden, optimum tane boyutunun belirlenmesinde bu maliyetler gözönüne alınmaktadır. Deney sonuçları incelendiğinde, 74 μm 'a kadar özellikle altın kazanma veriminde iyileştirme meydana gelmiştir. Elektrum taneleri çok küçük ve kuvars içerisinde kapanım halinde bulunduğundan daha küçük boyutlarda altın ve gümüş kazanımlarında önemli artışlar elde edilememiştir.



Şekil 5.25 : Tane boyutunun altın ve gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.

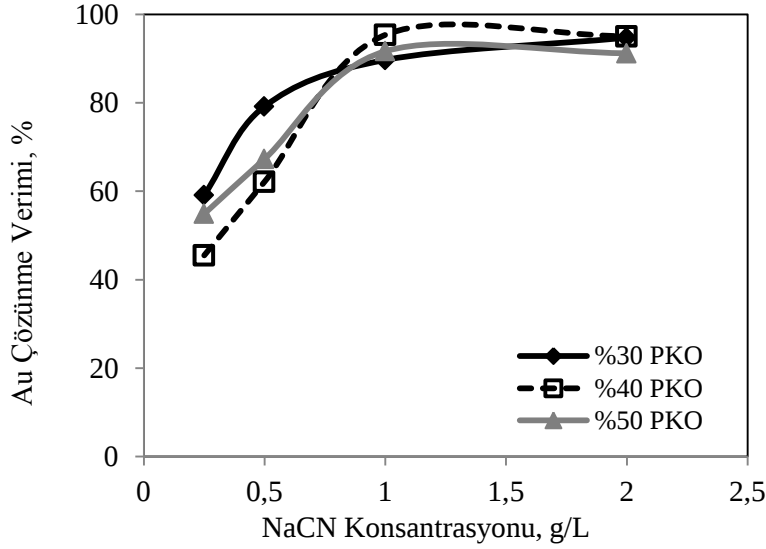
5.2.3.4 Pülpte katı oranının etkisi

Endüstriyel uygulamalarda liç işleminde pülpte katı oranı genellikle %35-%50 arasında yapılmaktadır. Bu sebeple, %30, 40 ve 50 pülpte katı oranlarında hazırlanmış liç sistemlerine 0.25, 0.5, 1.0 ve 2 g/L NaCN ilavesi yapılarak, NaCN miktarının pülpte katı oranına etkisi incelenmiştir. Deney sonuçları Çizelge 5.40’da, Şekil 5.26 ve 5.27’de gösterilmiştir. Deneyler sonucunda, %40 pülpte katı oranında ve 1 g/L NaCN ilavesi ile %95.4 altın ve %88.9 gümüş çözünme verimleri elde edilmiştir. Tüketilen NaCN miktarı ise 0.87 g/L olarak belirlenmiştir.

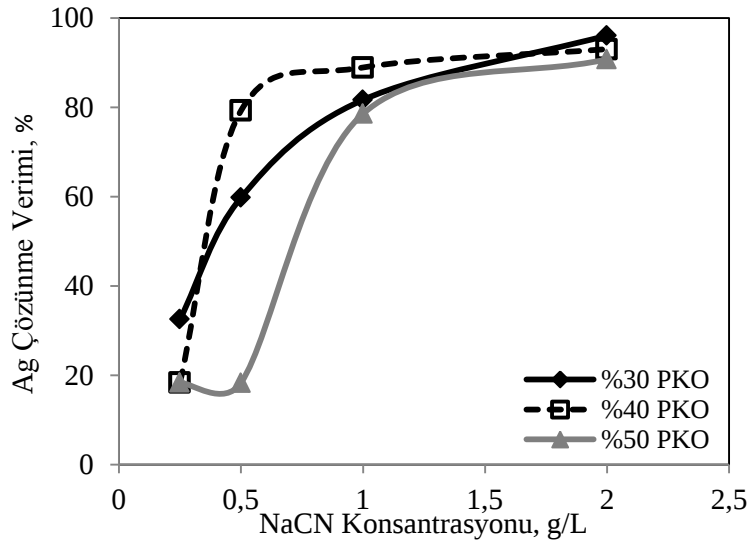
Çizelge 5.40 : Pülpte katı oranının etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları.

Pülpte Katı Oranı, %	NaCN Konsantrasyonu g/L	Artık İçerik, ppm		Çözünme Verimi, %	
		Au	Ag	Au	Ag
30	0.25	1.96	5.20	59.1	32.6
	0.5	0.99	3.10	79.2	59.8
	1.0	0.49	1.41	89.7	81.7
	2.0	0.25	0.30	94.7	96.1
40	0.25	2.61	6.30	45.5	18.4
	0.5	1.81	1.60	62.2	79.3
	1.0	0.22	0.86	95.4	88.9
	2.0	0.24	0.54	95.0	93.0
50	0.25	2.16	6.30	54.9	18.4
	0.5	1.57	6.30	67.3	18.3
	1.0	0.39	1.60	91.7	78.6
	2.0	0.41	0.70	91.2	90.7

Liç deneyleri sonucunda, oda sıcaklığında, 450 dev/dk karıştırma hızında, -74 µm tane boyutunda, 1 g/L NaCN konsantrasyonunda, %40 pülpte katı oranında ve 24 saat liç süresinde yapılan deney ile %95.4 altın ve %88.9 gümüş çözünme verimleri elde edilmiştir. Liç kekinde ise muhtemelen kuvars içerisinde kapanım halinde olmasından dolayı çözünemeyen 0.22 ppm altın ve 0.86 ppm gümüş bulunmaktadır.



Şekil 5.26 : Pülpte katı oranının altın çözünme verimleri üzerindeki etkisi.



Şekil 5.27 : Pülpte katı oranının gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.

5.3 Kuyumcu Curufları İle Yapılan Çalışmalar

5.3.1 Malzeme

Altınbaş Holding'e ait Onsa Altın Rafinerisinden temin edilen kuyumcu curufları çeneli, konili ve merdaneli kırıcıdan geçirilerek kontrollü olarak tamamı 2 mm altına

kırılmıştır. Numunenin ALS laboratuvarlarında yaptırılan kimyasal analiz sonuçları Çizelge 5.41’de gösterilmektedir. Kimyasal analiz sonuçlarına göre numune 28.3 ppm Au ve 42.0 ppm Ag içermektedir. Curuf yapısında bulunan metalik altın ve gümüşün mineralojik karakterizasyon çalışmaları Actlabs (Activation Laboratories) laboratuvarlarında gerçekleştirilmiştir. Kuyumcu curufuna ait BSE (Back scattered electrons-geri saçılmış elektron) görüntüleri Şekil 5.28’de gösterilmiştir.

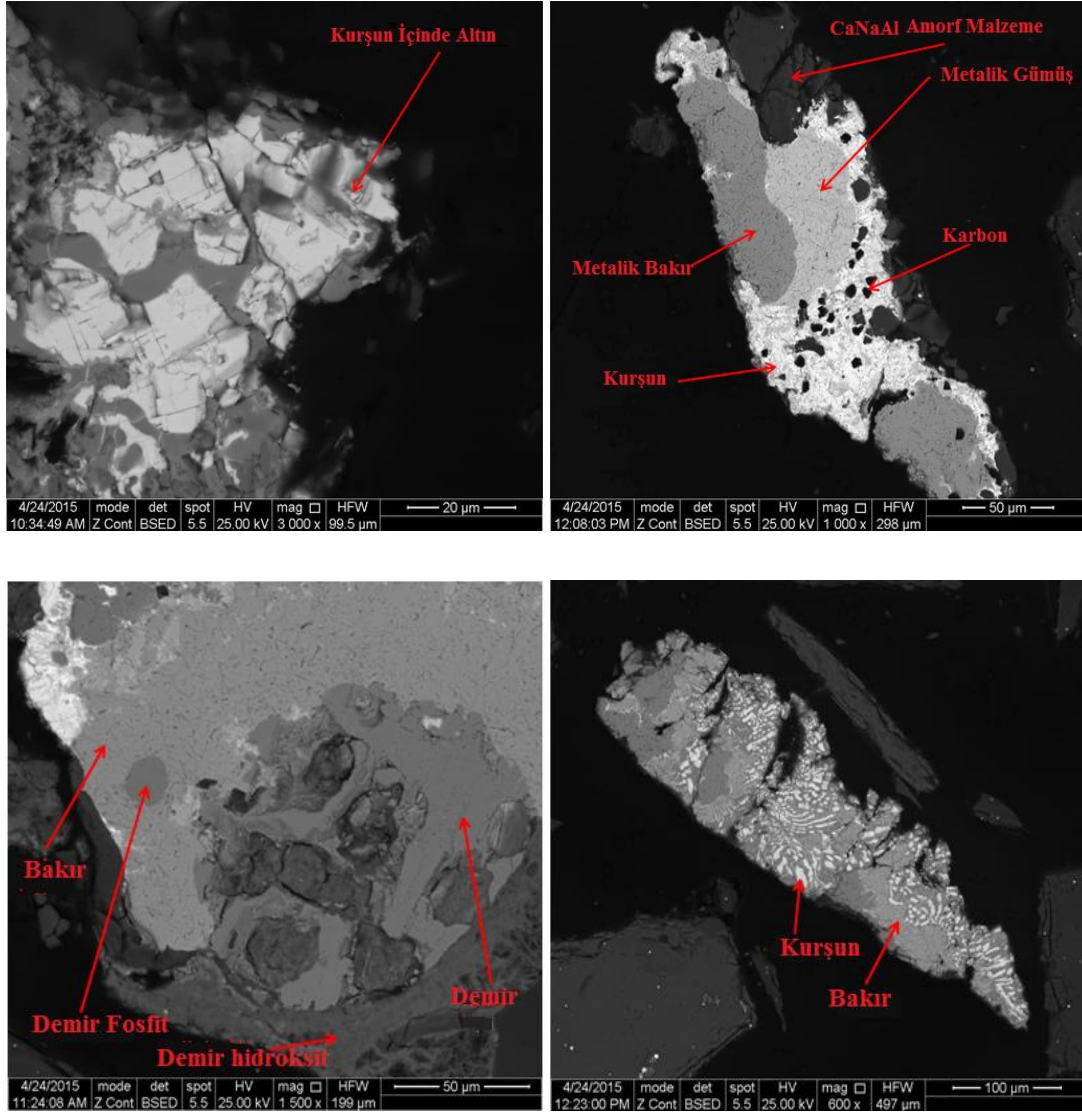
Çizelge 5.41 : Kuyumcu curufunun kimyasal analiz sonuçları.

Element	İçerik, ppm	Element	İçerik, %
Au	28.3	Al	7.97
Ag	42.0	Ca	8.07
As	6.40	Fe	2.75
Bi	3.25	K	1.88
Ba	390.0	Pb	3.27
Co	9.70	Zn	0.34
Cu	7240	S	0.30
Se	1.40	Si	12.8

Mineralleri tanımlayan, minerallerin tane boyutunu ve serbestleşme derecesini belirleyebilen Mineral Serbestleşme Analiz (Mineral Liberation Analyzer-MLA) cihazı ile malzemenin mineralojisi tespit edilmiştir. Altın ve gümüşün metalik halde bulunduğu belirlenmiştir. Malzemenin çoğunluğu yüksek Na ve Ca içerikli amorf silisten oluşmaktadır. Metalik kurşun amorf silis içerisinde saçınım halinde bulunmaktadır. Aynı zamanda metalik bakır ve demir oluşumları da gözlenmiştir. Curuf içerisinde bulunan PbFeCu alaşımı PbFe ve Cu karışımından oluşmuştur ve Fe içeriği yüksektir.

Yapılan mineralojik incelemeler ile malzemede bulunan altının tane boyutunun 6.8-1.2 μm , gümüşün ise 75-3.4 μm arasında olduğu tespit edilmiştir. Metalik altın tanelerinin d_{80} boyutu 5.95 μm , d_{50} boyutu 4.56 μm , gümüş tanelerinin ise d_{80} boyutu 69.11 μm , d_{50} boyutu 60.27 μm olarak belirlenmiştir.

Deneylerde kullanılan kuyumcu curufu Şekil 3.3’deki işlem akışına göre oluşmuştur. Deneysel çalışmalarda kullanılan curuf, soda-boraks esaslı olup, yapısında özellikle cila işlemlerinden ve yer tozlarından gelen Al_2O_3 , SiO_2 , CaO ve cila aşamalarında oluşan atıklardan, aşındırıcılardan ve fırça benzeri malzemelerden kaynaklanan FeO esaslı bileşimler içermektedir.



Şekil 5.28 : Kuyumcu curuflarına ait BSE görüntüleri.

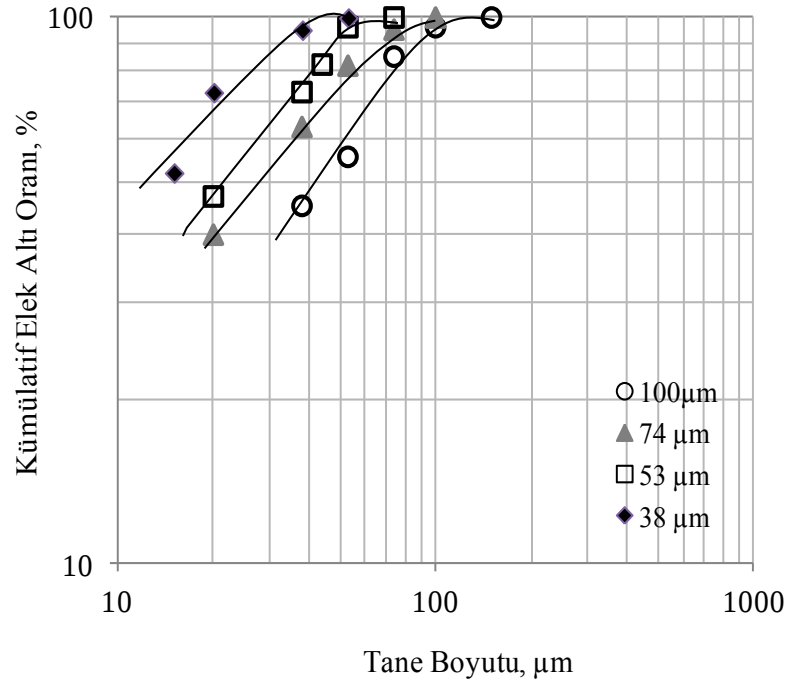
5.3.2 Flotasyon Deneyleri

Kuyumcu curufları çeneli, konili ve merdaneli kırıcılardan geçirilerek kontrollü olarak 2 mm altına indirilmiştir. Flotasyon deneylerinde kullanılmak üzere, %60 pülp te katı oranında, bilyalı değirmen ile yaş öğütme yapılarak malzeme daha ince boyutlara öğütülmüştür. Deneyler, Denver marka D-12 model laboratuvar tipi flotasyon cihazı ile yapılmıştır. 1 kg numune ile yapılan deneylerde malzeme 2.5 L'lik flotasyon hücresinde 1500 dev/dk karıştırılarak, 2 kg numune ile yapılan deneylerde ise malzeme 5 L'lik flotasyon hücresinde 2000 dev/dk karıştırılarak deneyler gerçekleştirilmiştir. Doğal pH'da yapılan deneylerde %1'lik derişimde hazırlanan Aerophine 3418 A ve Aerofloat 242 kollektörleri kullanılmıştır.

Kuyumcu curuflarından altın ve gümüşün geri kazanım yolu ile elde edilmesinde siyanür liçine göre hem daha ekonomik hem de çevre açısından daha uygulanabilir olan flotasyon yönteminin uygunluğu araştırılmıştır. Flotasyon deneyleri kapsamında tane boyutunun, reaktif miktarının, pH'ın etkisi incelenerek, flotasyon kinetiğinin belirlenmesine yönelik deneyler yapılmıştır.

5.3.2.1 Tane boyutunun etkisi

Kuyumcu curuflarında altın ve gümüş, kurşun ya da sodyum borakstan oluşan amorf malzeme içerisinde bulunduğundan tane boyutunun küçültülmesi altın ve gümüş yüzeylerinin ortaya çıkması açısından önemlidir. Bu amaçla, bilyalı değirmende %60 pülp te katı oranında ve kademeli yapılan öğütme işlemleri ile malzemenin boyutu 100, 74, 53, 38 μm 'nin altına indirilmiştir. Öğütme süreleri 100 μm için 45+30 dk, 74 μm için 45+45 dk, 53 μm için 60+55 ve 38 μm için ise 75+65 dk olarak belirlenmiştir. Öğütme sonucunda numunelerin tane boyut dağılımı Şekil 5.29'da gösterilmektedir.



Şekil 5.29 : Öğütme sonucunda elde edilen numunelerin boyut analizi.

Tane boyutunun etkisinin incelendiği deneylerin koşulları Çizelge 5.42'de, deney sonuçları ise Çizelge 5.43'de verilmiştir. Optimum tane boyutu, konsantredeki %98.9 altın ve %95.6 gümüş verimleri ile artıktaki 0.76 ppm altın içeriği sebebiyle -74 μm olarak belirlenmiştir.

Çizelge 5.42 : Tane boyutunun etkisinin incelendiği deneylerin koşulları.

Parametreler	Koşullar
pH	10.8 (doğal)
Aerophine 3418 A, g/t	500 (100+100+100+100+100)
Aerofloat 242, g/t	500 (100+100+100+100+100)
Kıvam Süresi, dk	3+3+3+3+3
MIBC, g/t	70 (20+20+10+10+10)
Flotasyon Süresi, dk	3+3+3+3+3

Çizelge 5.43 : Tane boyutunun etkisinin incelendiği deneylerin sonuçları.

Boyut, µm	Ürünler	Miktar, %	İçerik,ppm		Verim, %	
			Au	Ag	Au	Ag
100	Konsantre	43.3	67.77	97.46	98.4	94.7
	Artık	56.7	0.86	4.15	1.6	5.3
	Toplam	100.0	29.82	44.53	100.0	100.0
74	Konsantre	59.7	46.50	73.0	98.9	95.6
	Artık	40.3	0.76	5.0	1.1	4.4
	Toplam	100.0	28.06	45.58	100.0	100.0
53	Konsantre	59.8	48.80	73.0	98.4	96.4
	Artık	40.2	1.18	4.0	1.6	3.6
	Toplam	100.0	29.65	45.25	100.0	100.0
38	Konsantre	60.8	47.50	72.0	97.1	94.9
	Artık	39.2	2.19	6.0	2.9	5.1
	Toplam	100.0	29.75	46.15	100.0	100.0

Çizelge 5.43’de görüldüğü gibi, tane boyutu küçüldükçe hem altın-gümüş kazanma verimleri hem de artıktaki kalan altın-gümüş içerikleri açısından olumlu sonuçlar elde edilmiştir. Ancak 38 µm tane boyutunda konsantredeki altın-gümüş kazanma verimlerinde düşüş gözlenmiştir. Altın ve gümüş taneleri yüksek özgül ağırlıkları ve yassılaşılabilmek özelliklerinden dolayı öğütme boyunca düzleşme eğilimindedirler. Öğütme süresi arttıkça gang minerallerinin ve demirli minerallerin şlam etkisi göstermesi ile altın ve gümüş yüzeyleri silikatlar ve demir ile kaplanabilmektedir. Düzleştirilmiş tanelerde, küresel tanelere göre yüzey alanının daha geniş ve kollektörün etki alanının daha büyük olduğu düşünülebilir. Ancak yapılan çalışmalarda, düzleştirilmiş altın ve gümüş tanelerinin çok fazla pürüzlü yüzeylere sahip olduğu ve bu pürüzlülüğün tanelerin köpüğe yapışmasına engel olduğu

belirlenmiştir (Aksoy ve Yarar, 1989; Bulatovic, 1997; Knipe ve diğ, 2002). Bu bilgiler doğrultusunda, kuyumcu curuflarında 38 µm tane boyutu için gerekli olan uzun öğütme süresi ile muhtemelen amorf silis ve demir bileşenlerinin şlam oluşturduğu, oluşan şlamın altın-gümüş yüzeylerini kaplayarak kollektörle etkileşimini azalttığı ve düzleştirilmiş yüzeylerin pürüzlülüğünün artmasından dolayı altın-gümüş flotasyon kabiliyetinin azaldığı söylenebilir.

5.3.2.2 Kollektör miktarının etkisi

Altın-gümüş kazanımına yönelik olarak Aerophine 3418 A ve Aerofloat 242 kollektörlerinin miktarlarının etkisi incelenmiştir. Deneyler, 150+150, 250+250 ve 500+500 g/t kollektör kullanılarak gerçekleştirilmiştir. Deney koşulları Çizelge 5.44’de, deney sonuçları ise Çizelge 5.45’de ve Şekil 5.30’da gösterilmektedir.

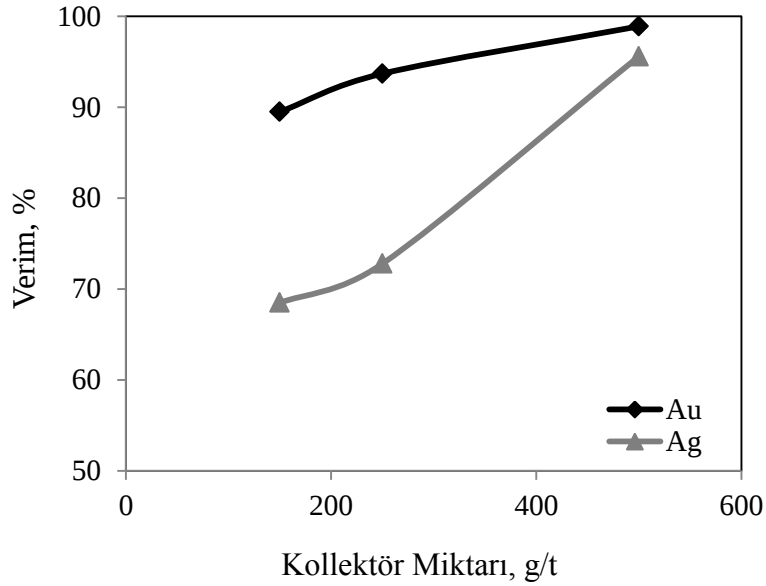
Çizelge 5.44 : Kollektör miktarının etkisinin incelendiği deneylerin koşulları.

Parametreler	Koşullar
pH	10.8 doğal
Tane Boyutu, µm	74
Aerophine 3418 A, g/t	150 (30+30+30+30+30)
	250 (50+50+50+50+50)
	500 (100+100+100+100+100)
Aerofloat 242, g/t	150 (30+30+30+30+30)
	250 (50+50+50+50+50)
	500 (100+100+100+100+100)
Kıvam Süresi, dk	3+3+3+3+3
MIBC, g/t	70 (20+20+10+10+10)
Flotasyon Süresi, dk	3+3+3+3+3

Aerofloat 31’in amonyum tuzu olan Aerofloat 242 gümüş ve kurşun minerallerinin flotasyonunda etkili olan bir kollektördür (Cytec, 2012). Curuf içerisinde altın ve gümüşün bir kısmı kurşuna bağlı ya da kurşun içerisinde kapanım halinde bulunduğundan, kurşunun yüzdürülebilmesi altın ve gümüş kazanımı açısından önemlidir. Çizelge 5.45’deki deney sonuçları incelendiğinde kollektör miktarı arttıkça altın-gümüş kazanma verimlerinin arttığı, artıktaki kalan altın-gümüş içeriklerinin de azaldığı görülmektedir. 500+500 g/t kollektör kullanımı ile konsantrede %98.9 altın ve %95.6 gümüş kazanma verimi elde edilmiştir. Artıkta ise 0.76 ppm altın, 5 ppm de gümüş kalmaktadır.

Çizelge 5.45 : Kollektör miktarının etkisinin incelendiği deneylerin sonuçları.

Kollektör Miktarı, g/t (Aerophine 3418 A+ Aerofloat 242)	Ürünler	Miktar (%)	İçerik, ppm		Verim, %	
			Au	Ag	Au	Ag
150+150	Konsantre	23.8	114.5	146.0	89.5	68.5
	Artık	76.2	4.18	21.0	10.5	31.5
	Toplam	100.0	30.44	50.75	100.0	100.0
250+250	Konsantre	29.2	85.30	117.0	93.7	72.8
	Artık	70.8	2.35	18.0	6.3	27.2
	Toplam	100.0	26.57	46.91	100.0	100.0
500+500	Konsantre	59.7	46.50	73.0	98.9	95.6
	Artık	40.3	0.76	5.0	1.1	4.4
	Toplam	100.0	28.07	45.60	100.0	100.0



Şekil 5.30 : Kollektör miktarının flotasyon verimine etkisi.

5.3.2.3 pH'nin etkisi

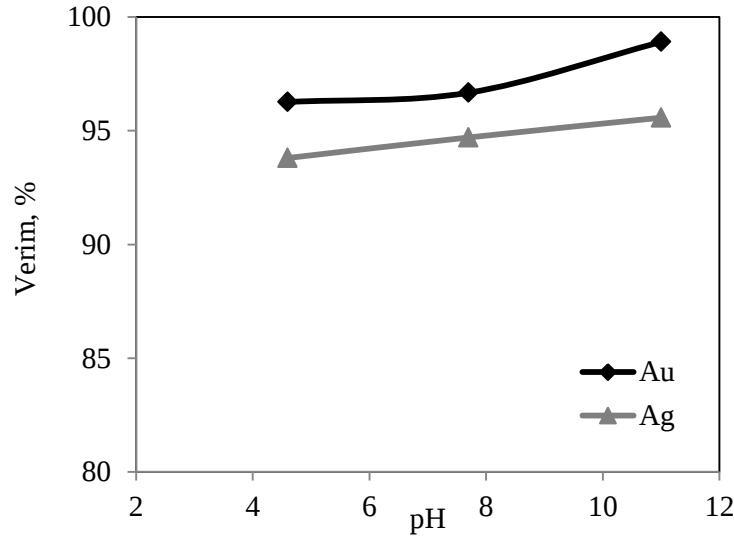
Tane boyutunun ve reaktif miktarının etkisinin incelendiği deneyler, pülpün doğal pH'sı olan 10.8'de yapılmıştır. Ancak kuyumcu curufları içerisindeki altın ve gümüş, mineral olarak bulunmayıp, metalik halde bulunduğundan, diğer pH'larda altın ve gümüşün yüzebilirliği incelenmiştir. 4.5-5.0 ve 7.5-8.0 pH aralıklarında yapılan deneylerin koşulları Çizelge 5.46'da, deney sonuçları ise Çizelge 5.47'de ve Şekil 5.31'de verilmiştir.

Çizelge 5.46 : pH'ın etkisinin incelendiği deneylerin koşulları.

Parametreler	Koşullar
pH	4.5-5.0; 7.5-8.0; 10.8 (doğal)
Tane Boyutu, μm	74
Aerophine 3418 A, g/t	500 (100+100+100+100+100)
Aerofloat 242, g/t	500 (100+100+100+100+100)
Kıvam Süresi, dk	3+3+3+3+3
MIBC, g/t	70 (20+20+10+10+10)
Flotasyon Süresi, dk	3+3+3+3+3

Çizelge 5.47 : pH'ın etkisinin incelendiği deneylerin sonuçları.

pH	Ürünler	Miktar, %	İçerik, ppm		Verim, %	
			Au	Ag	Au	Ag
4.5-5.0	Konsantre	40.3	65.20	103.0	96.3	93.8
	Artık	59.7	1.71	4.60	3.7	6.2
	Toplam	100.0	27.32	44.29	100.0	100.0
7.5-8.0	Konsantre	43.0	65.20	95.0	97.6	94.7
	Artık	57.0	1.69	4.0	3.3	5.3
	Toplam	100.0	28.98	43.10	100.0	100.0
10.8 (doğal)	Konsantre	59.7	46.50	73.0	98.9	95.6
	Artık	40.3	0.76	5.0	1.1	4.4
	Toplam	100.0	28.06	45.58	100.0	100.0



Şekil 5.31 : pH'ın altın ve gümüş verimleri üzerindeki etkisi.

Deney sonuçlarına göre, altın ve gümüş verimleri açısından en iyi sonuçlar, pülpün doğal pH'sında yapılan deneyler ile elde edilmiştir. pH değerleri yükseldikçe artıktaki kalan altın ve gümüş içerikleri azalmakta ve konsantredeki altın-gümüş verimleri artmaktadır.

5.3.2.4 Temizleme ve süpürme flotasyonunun etkisi

Kuyumcu curufları ile ilgili olarak, daha önceki deneyler incelendiğinde, en uygun altın-gümüş verim ve içeriklerinin -74 µm tane boyutunda, doğal pH'da, 500 g/t 3418 A ve Aerofloat 242 kullanımı ile elde edildiği görülmektedir. Ancak, doğrudan izabeye gidebilecek konsantre üretebilmek için, konsantrede daha yüksek altın-gümüş içeriğinin sağlanması ve artıktaki kalan 0.76 ppm altın ve 5.0 ppm gümüşün kazanılması için temizleme ve süpürme flotasyonu uygulanmıştır. Kaba devrede kollektör miktarının arttırılmasının etkisini belirlemek için, 500 g/t'luk kollektör miktarına 100 g/t daha ilave edilerek 6 kademeli kaba flotasyon devresi gerçekleştirilmiştir. Kaba konsantreye 4 kademeli temizleme devresi uygulanmıştır. Kaba devreden sonra geriye kalan artık %60 pülpte katı oranında, yaş olarak bilyalı değirmende 1 saat boyunca tekrar öğütülerek 38 µm tane boyutuna getirilmiştir. Bu boyutta 2 kademeli süpürme flotasyonu yapılmıştır. Curuf numunesi üzerinde yapılmış olan temizleme ve süpürme flotasyonlarını içeren deneyin koşulları Çizelge 5.48'de ve Çizelge 5.49'da, birleştirilmiş deney sonuçları ise Çizelge 5.50'de verilmiştir.

Çizelge 5.48 : Temizleme flotasyonu deneyinin koşulları.

Parametreler	Koşullar
<i>Kaba Devre</i>	
pH	10.8 (doğal)
Tane Boyutu, µm	74
Aerophine 3418 A, g/t	600 (100+100+100+100+100+100)
Aerofloat 242, g/t	600 (100+100+100+100+100+100)
Kıvam Süresi, dk	3+3+3+3+3+3
MIBC, g/t	70 (20+10+10+10+10+10)
Flotasyon Süresi, dk	3+3+3+3+3+3
<i>1. ve 2. Temizleme Devresi</i>	
pH	10.8
Kıvam Süresi, dk	3
MIBC, g/t	10
Flotasyon Süresi, dk	5
<i>3. ve 4. Temizleme Devresi</i>	
pH	10.8
Aerophine 3418 A, g/t	10
Aerofloat 242, g/t	10
Kıvam Süresi, dk	2
MIBC, g/t	10
Flotasyon Süresi, dk	7

Çizelge 5.49 : Süpürme flotasyonu deneyinin koşulları.

Parametreler	Koşullar
pH	10.8
Tane Boyutu, μm	38
Aerophine 3418 A, g/t	200 (100+50+50)
Aerofloat 242, g/t	200 (100+50+50)
Kıvam Süresi, dk	3+3+3
MIBC, g/t	20 (20+0+0)
Flotasyon Süresi, dk	3+3+3
<i>1. ve 2. Süpürme Devresi</i>	
pH	10.8
Kıvam Süresi, dk	3
Flotasyon Süresi, dk	5

Çizelge 5.50 : Temizleme ve süpürme devresi içeren flotasyon deneyinin sonuçları.

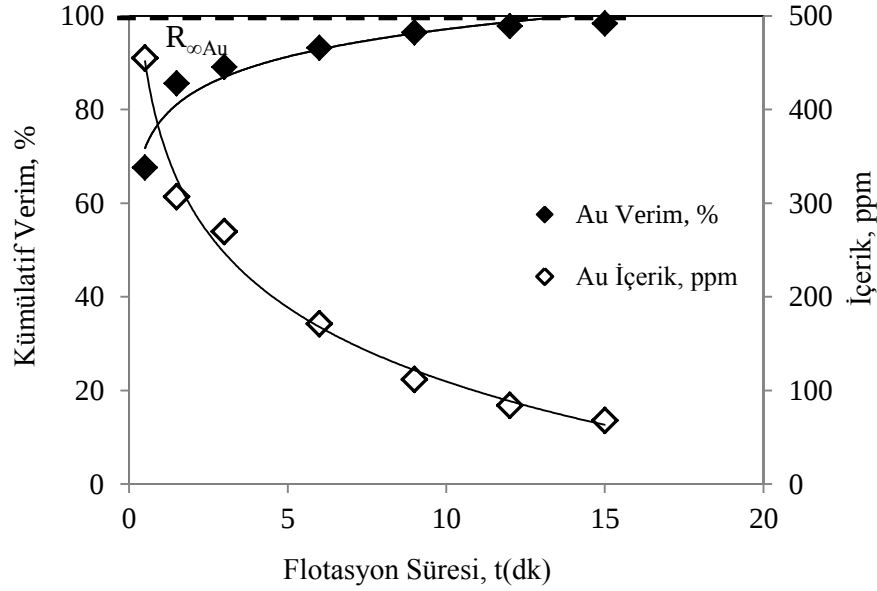
Ürünler	Miktar, %	İçerik, ppm		Verim, %	
		Au	Ag	Au	Ag
Konsantre	4.1	614.61	886.26	89.0	83.2
Süpürme Konsantresi	1.7	45.04	157.37	2.7	6.1
Araürün 4	3.3	8.31	18.55	1.0	1.4
Araürün 3	6.3	5.12	10.85	1.1	1.6
Araürün 2	19.5	3.28	5.96	2.3	2.7
Araürün 1	2.2	23.01	56.90	1.8	2.9
Süpürme Araürün 2	4.0	2.05	1.40	0.3	0.1
Süpürme Araürün 1	19.6	1.12	1.60	0.8	0.7
Artık	39.3	0.74	1.50	1.0	1.3
Toplam	100.0	28.30	43.67	100.0	100.0

Deney sonuçlarına göre, temizlemeler sonunda elde edilen konsantre %89 verim ile 614.6 ppm altın ve %83.2 verim ile 886.3 ppm gümüş içermektedir. Süpürme flotasyonundan elde edilen nihai artıktaki ise 0.74 ppm altın ve 1.50 ppm gümüş bulunmaktadır. Süpürme flotasyonu ile özellikle artıktaki kalan gümüş içeriği 5.0 ppm'den 1.50 ppm'e düşürülmesi gümüş kazanma verimi açısından iyileştirme sağlamıştır.

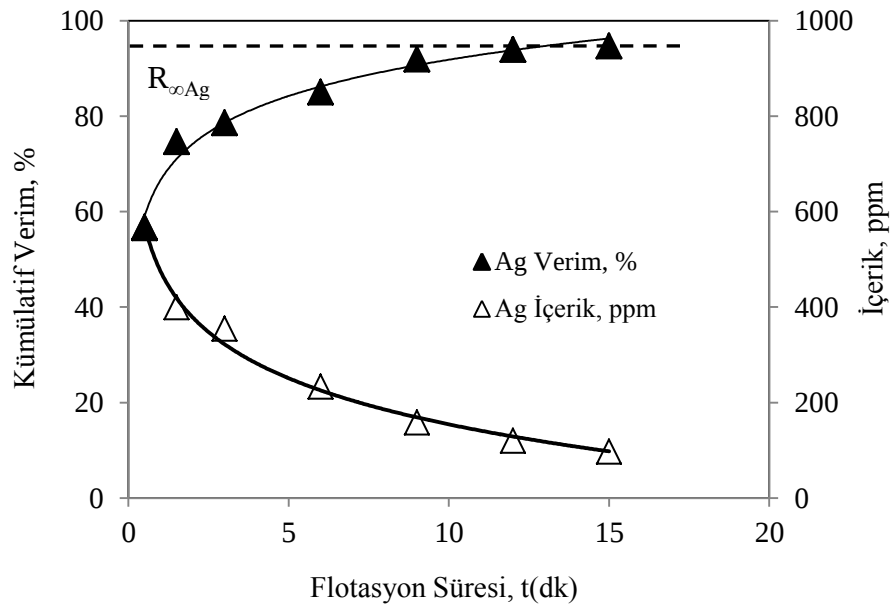
5.3.2.5 Flotasyon kinetiğinin belirlenmesi

Flotasyon kinetiğinin belirlenmesine yönelik yapılan deney pH 10.8'de, 1000 g/t Na_2SiO_3 , 500'er g/t Aerophine 3418 A ve Aerofloat 242 ve 70 g/t MIBC ilavesi ile gerçekleştirilmiştir. Deney 1 kg numune ile 2.5 L'lik flotasyon hücresinde

yapılmıştır. 0,5, 1,5, 3, 6, 9, 12, 15 dk sonunda köpük alınarak her bir zaman aralığı için verim ve kümülatif verim değerleri elde edilmektedir. Sonuçlar, altın için Şekil 5.32’de, gümüş için ise Şekil 5.33’de değerlendirilmiştir. Deney sonuçlarına göre, 15 dk köpük alma süresinin sonunda altın ve gümüş verimlerinin sabitlenmeye başladığı ve optimum flotasyon süresinin 15 dk olduğu belirlenmiştir.



Şekil 5.32 : Altın verim ve içeriklerinin zamana bağlı fonksiyonu.



Şekil 5.33 : Gümüş verim ve içeriklerinin zamana bağlı fonksiyonu.

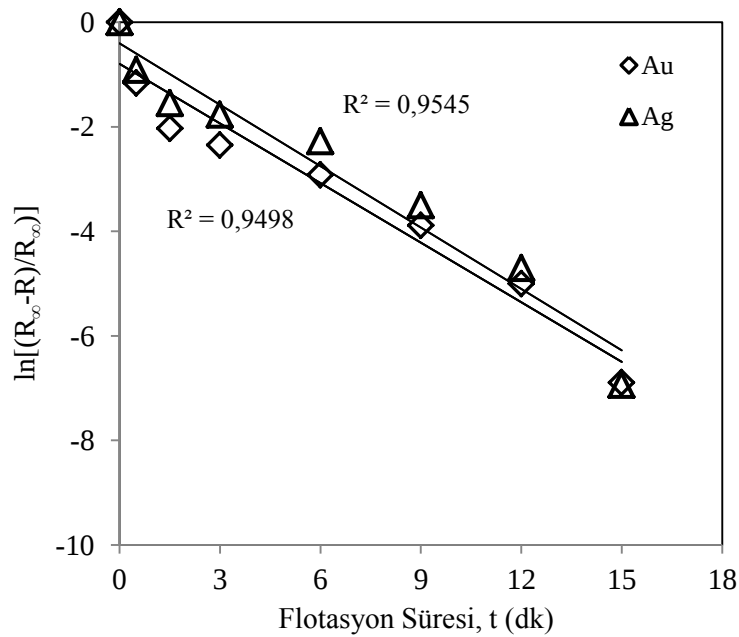
Mineral tanelerinin yüzeybilirliklerinin veya hidrofohluklarının anlaşılmasında kullanılan parametre verim olmakla birlikte flotasyon hızının da değerlendirilmesi gerekmektedir. (Suwanasing ve Salman, 1970; Trahar, 1981; Mehrotra ve

Padnamabhan, 1990; Senior ve diğ, 1994). Bu amaçla, deneysel verilerin birinci derecede ve ikinci derece kinetik modeline uyumluluğu incelenmiştir.

Şekil 5.34’de gösterilen birinci derece kinetik modeli (5.13) denklemi kullanılarak çizilmiştir. Birinci derece kinetik modelinin çizilebilmesi için gerekli olan veriler Çizelge 5.51’de verilmiştir. Denklem (5.13)’de kullanılan R_{∞} değeri altın için Şekil 5.32’den %98.5, gümüş için ise Şekil 5.33’den %94.8 olarak bulunmuştur. Birinci derece kinetik modeline göre kinetik hız sabiti, 0.9488 korelasyon katsayısı ile altın için 0.380 dk^{-1} (k_{Au1}), 0.9545 korelasyon katsayısı ile ise gümüş için 0.391 dk^{-1} (k_{Ag1}) olarak hesap edilmiştir.

Çizelge 5.51 : Kuyumcu curufları için birinci derece kinetik modelinde kullanılan veriler.

Au			Ag		
t	R	$\ln((R_{\infty}-R)/R_{\infty})$	t	R	$\ln((R_{\infty}-R)/R_{\infty})$
0	0	0	0	0	0
0.5	67.6	-1.159	0.5	56.6	-0.909
1.5	85.6	-2.030	1.5	74.6	-1.548
3	89.1	-2.348	3	78.6	-1.769
6	93.2	-2.916	6	85.1	-2.277
9	96.5	-3.889	9	91.9	-3.500
12	97.8	-5.000	12	93.9	-4.701
15	98.4	-6.893	15	94.7	-6.938

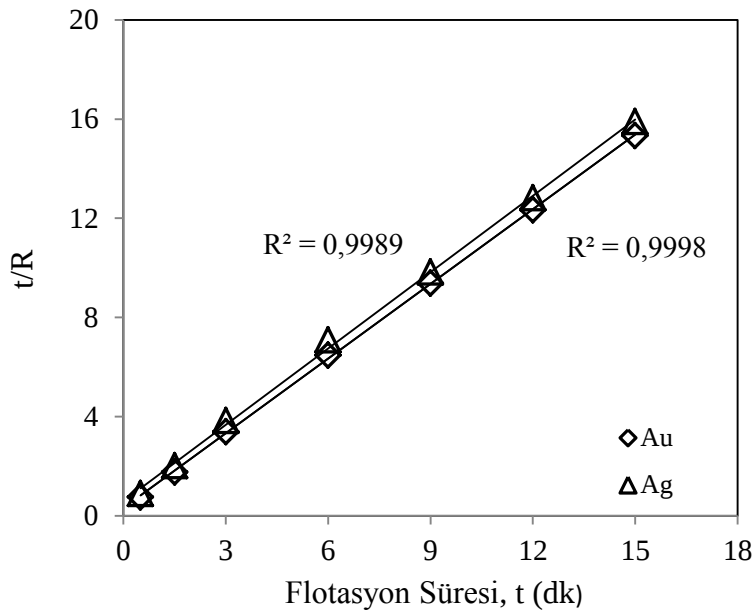


Şekil 5.34 : Kuyumcu curufları için birinci derece kinetik modeli.

Birinci derece kinetik modelinin korelasyon katsayısı yüksek olmasına rağmen, Çanakkale-Serçeler ve Çanakkale-Şahinli cevherlerinde olduğu gibi ikinci derece kinetik modeli ile tam korelasyonun sağlanabilirliğini belirlemek için (5.16) denklemi kullanılarak Şekil 5.35’de gösterilen ikinci derece kinetik modeli çizilmiştir. İkinci derece kinetik modelinde kullanılan veriler ise Çizelge 5.52’de verilmiştir.

Çizelge 5.52 : Kuyumcu curufları için birinci derece kinetik modelinde kullanılan veriler.

Au				Ag			
t (dk)	C (g/L)	R= (Co-C)/Co (g/L)	t/R	t (dk)	C (g/L)	R= (Co-C)/Co (g/L)	t/R
0	0.01193	-	-	0	0.01782	-	-
0.5	0.00393	0.671	0.745	0.5	0.00781	0.562	0.890
1.5	0.00177	0.851	1.762	1.5	0.00458	0.743	2.018
3	0.00137	0.885	3.380	3	0.00389	0.782	3.837
6	0.00088	0.926	6.477	6	0.00273	0.847	7.088
9	0.00048	0.960	9.378	9	0.00151	0.916	9.831
12	0.00032	0.973	12.330	12	0.00115	0.935	12.828
15	0.00025	0.979	15.328	15	0.00101	0.943	15.903



Şekil 5.35 : Kuyumcu curufları için ikinci derece kinetik modeli.

Şekil 5.35’de gösterilen modelde, altının korelasyon katsayısı 0.9876, gümüşün ise 0.9998 olarak bulunmuştur. İkinci derece kinetik modeline göre altının kinetik hız sabiti (k_{Au2}) $3.148 \text{ Lg}^{-1}\text{dk}^{-1}$, gümüşün (k_{Ag2}) ise $1.768 \text{ Lg}^{-1}\text{dk}^{-1}$ ’dır.

5.3.3 Liç Deneyleri

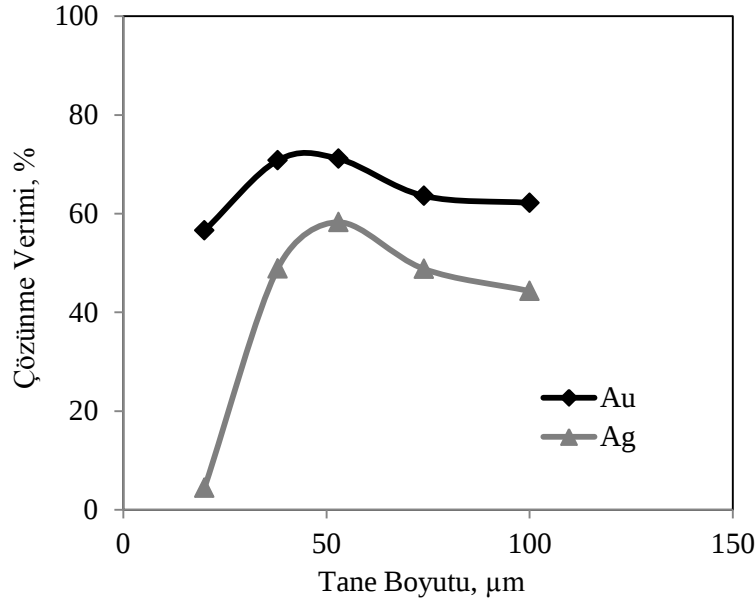
Kuyumculuk kökenli curuflardan altın ve gümüşün kazanılması amacıyla gerçekleştirilecek karıştırma liçi deneyleri kapsamında; liç süresinin, NaCN konsantrasyonunun, tane boyutunun ve pülp te katı oranının etkisi incelenmiştir. Deneylerde kullanılan malzemenin tamamı merdaneli kırıcı ile 0.5 mm altına indirilmiştir. Deneyler, IKA RW20 marka teflon kaplı pervaneli karıştırıcılar kullanılarak 450 dev/dk'da gerçekleştirilmiştir. Başlangıç pH'ı 10.5-11.0 arasında tutulmasına rağmen, liç süresine bağlı olarak malzemede bulunan silis, sodyum ve kalsiyum, liç çözeltisi içerisinde çözünerek pH değerinin 11.5-12.0 arasında olmasına sebep olmuştur.

5.3.3.1 Tane boyutunun etkisi

Liç işleminde tane boyutunun etkisini incelemek amacıyla, malzemenin boyutu halkalı değirmen ile 100 µm, 74 µm, 53 µm ve 38 µm ve 20 µm altına indirilerek liç deneyleri gerçekleştirilmiştir. 24 saatlik liç süresinde, oda sıcaklığında, %10 pülp te katı oranında ve 1 g/L NaCN konsantrasyonunda yapılan deneylerin sonuçları Çizelge 5.53 ve Şekil 5.36'da verilmiştir. Deney sonuçları incelendiğinde, tane boyutu küçüldükçe altın ve gümüş çözünme verimlerinin arttığı görülmektedir. Ancak 53 µm'den daha küçük boyutlarda, altın ve gümüş çözünme verimleri düşmeye başlamıştır. Özellikle gümüş için 20 µm tane boyutunda, altın çözünme verimi %56.6' ya, gümüş çözünme verimi ise %4.46' ya düşmüştür. 38 ve 20 µm gibi çok ince tane boyutlarında curufların yapısında bulunan amorf silis ve demir hidroksitlerinde tane boyutu küçülerek özgül yüzey alanı arttığından altın ve gümüş yüzeylerini kaplamakta ve siyanürün altın ve gümüşü çözmesini engellemektedir (Marsden ve House, 2006). Tane boyutunun etkisinin incelendiği deneylerde, %71.1 altın ve %58.3 gümüş çözünme verimleri ile 53 µm optimum tane boyutu olarak belirlenmiştir.

Çizelge 5.53 : Tane boyutunun etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları.

Tane Boyutu, µm	Atık İçerik, ppm		Çözünme Verimi, %	
	Au	Ag	Au	Ag
100	11.10	24.0	62.2	44.3
74	10.65	22.0	63.6	48.8
53	8.48	18.0	71.1	58.3
38	8.56	22.0	70.8	48.9
20	13.00	42.0	56.6	4.46



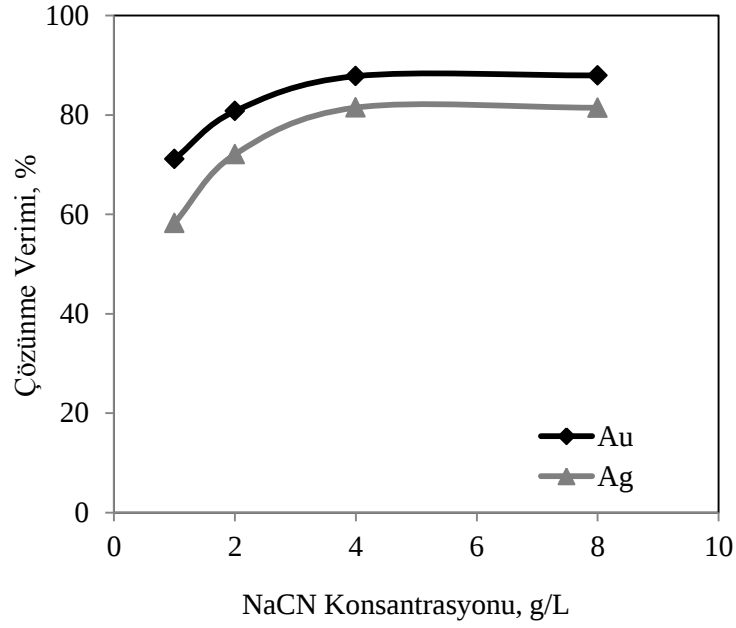
Şekil 5.36 : Tane boyutunun altın ve gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.

5.3.3.2 NaCN miktarının etkisi

NaCN miktarının altın ve gümüş çözünme verimleri üzerinde etkisini incelemek için 1, 2, 4, 8 g/L NaCN konsantrasyonlarında deneyler yapılmıştır. 53 µm tane boyutunda, 24 saat liç süresinde, %10 pülpte katı oranında, oda sıcaklığında, 450 dev/dk karıştırma hızında gerçekleştirilen deneylerin sonuçları Çizelge 5.54 ve Şekil 5.37’de gösterilmektedir. Deney sonuçlarına göre, %87.8 altın ve %81.5 gümüş çözünme verimleri ile optimum NaCN konsantrasyonu 4 g/L olarak belirlenmiştir. 4 g/L’den daha yüksek NaCN kullanımında altın ve gümüş kazanma verimlerinde artış meydana gelmemiştir. Bu durum, çözünemeyen altın ve gümüşün kurşun ve amorf silisin içerisinde kapanım halinde olduğunu, siyanür ile temas edecek altın-gümüş yüzeylerinin bulunmadığını göstermektedir.

Çizelge 5.54 : NaCN miktarının etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları.

NaCN Konsantrasyonu g/L	Atık İçerik, ppm		Çözünme Verimi, %	
	Au	Ag	Au	Ag
1.0	8.48	18.0	71.1	58.3
2.0	5.63	12.0	80.8	72.1
4.0	3.59	8.0	87.8	81.5
8.0	3.54	8.0	87.9	81.4



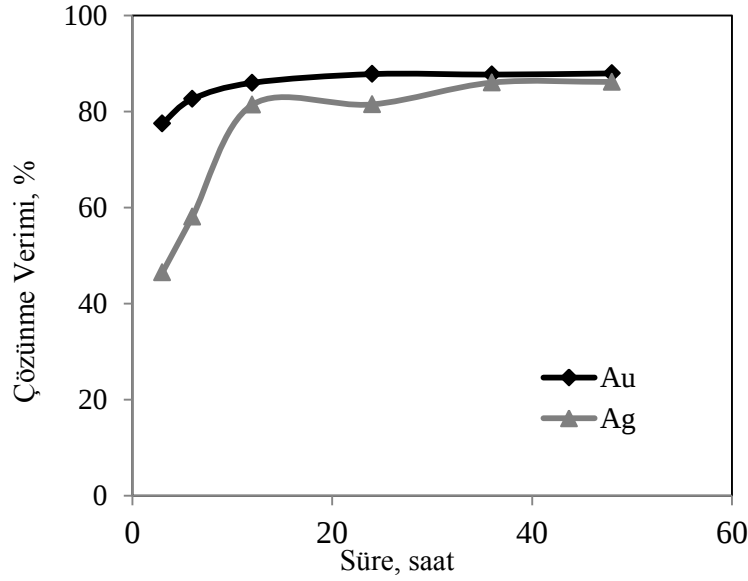
Şekil 5.37 : NaCN konsantrasyonunun altın ve gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.

5.3.3.3 Liç süresinin etkisi

Altın ve gümüş çözündürmesinde liç süresinin etkisini incelemek için 3, 6, 12, 24, 36 ve 48 saatlik sürelerde liç deneyleri yapılmıştır. Deneyler 53 μm tane boyutunda, 4 g/L NaCN konsantrasyonunda, %10 pülp te katı oranında ve oda sıcaklığında gerçekleştirilmiştir. Çizelge 5.55 ve Şekil 5.38’de gösterilen deney sonuçlarına göre, %87.8 altın ve %81.5 gümüş çözünme verimleri ile en uygun liç süresi 24 saat olarak belirlenmiştir. 36 ve 48 saatlik liç sürelerinde altın çözünme veriminde herhangi bir iyileştirme görülmez iken, gümüş verimlerinde %4.5’lik artış elde edilmiştir. Sadece gümüş için olan bu verim artışı, 12 saat daha liç süresi gerektirdiğinden 36 saatlik liç süresi uygun bulunmamıştır.

Çizelge 5.55 : Liç süresinin etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları.

Süre, saat	Atık İçerik, ppm		Çözünme Verimi, %	
	Au	Ag	Au	Ag
3	6.58	23.0	77.5	46.5
6	5.09	18.0	82.6	58.1
12	4.11	8.0	86.0	81.4
24	3.59	8.0	87.8	81.5
36	3.60	6.0	87.7	86.0
48	3.56	6.0	87.9	86.1



Şekil 5.38 : Liç süresinin altın ve gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.

5.3.3.4 Pülpte katı oranının etkisi

Daha önce %10 pülpte katı oranı ile yapılan deneylerde yüksek altın-gümüş çözünme verimleri elde edilmesine rağmen, düşük pülpte katı oranı daha az malzemenin çözündürme işlemine tabi tutulmasına, tank hacimlerinin büyümesine ve dolayısıyla yatırım maliyetlerinin artmasına sebep olacağından %20, %30, %40 ve %50 gibi pülpte katı oranlarında deneyler yapılmıştır. 53 µm tane boyutu, 4 g/L NaCN konsantrasyonu, 24 saat liç süresi ve oda koşullarında yapılan deneylerin sonuçları Çizelge 5.56'da ve Şekil 5.39'da gösterilmiştir.

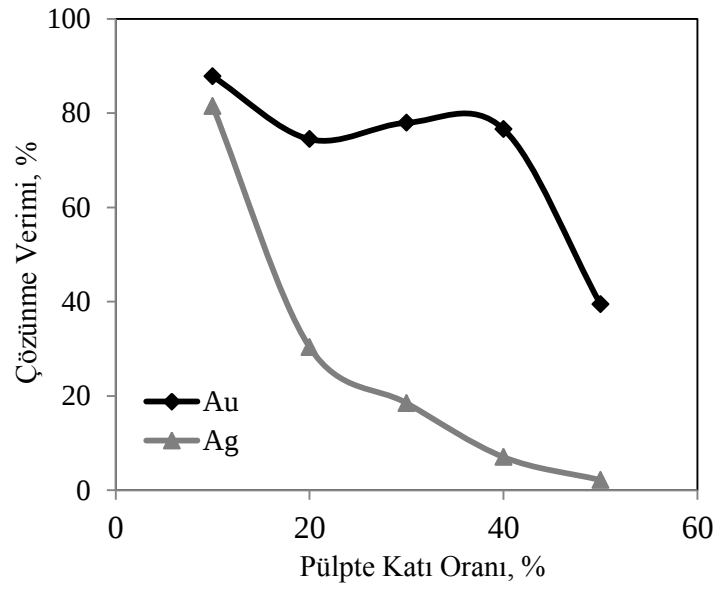
Çizelge 5.56 : Pülpte katı oranının etkisinin incelendiği liç deneylerinin sonuçları.

Pülpte Katı Oranı, %	Atık İçerik, ppm		Çözünme Verimi, %	
	Au	Ag	Au	Ag
10	3.59	8.0	87.8	81.5
20	7.49	30.0	74.5	30.3
30	6.45	35.0	78.0	18.5
40	6.86	40.0	76.6	7.0
50	17.7	42.0	39.4	2.2

Pülpte katı oranı arttıkça altın-gümüş çözünme verimlerinin azaldığı bilinmektedir. Ancak deney sonuçları incelendiğinde, özellikle gümüş çözünme verimlerinde önemli düşüşler görülmektedir. İzabe ve rafineri curuflarındaki altın ve gümüş, düşük poroziteye sahip, siyanür ile kolay etkileşime giremeyen düşük yoğunluklu matriks içinde bulunmaktadır. Deneylerde kullanılan curuflarda özellikle gümüş,

amorf silika içerisinde bulunduğundan altına göre bu durumdan daha fazla etkilenmiştir (Marsden ve House, 2006). Ayrıca pülpte katı oranının artırılması ile pülpün viskozitesi de arttığından çözünme verimlerinde düşüşlere sebep olmuştur.

Kuyumcu curufları ile ilgili yapılan liç deneyleri değerlendirildiğinde, optimum deney koşulları 53 µm tane boyutu, 4 g/L NaCN konsantrasyonu, 24 saat liç süresi ve %10 pülpte katı oranı olarak belirlenmiştir. Bu koşullara göre kuyumcu curuflarından altın %87.8 çözünme verimi ile gümüş ise %81.5 çözünme verimi ile elde edilebilmektedir.



Şekil 5.39 : Pülpte katı oranının altın ve gümüş çözünme verimleri üzerindeki etkisi.

6. EKONOMİK İRDELEME

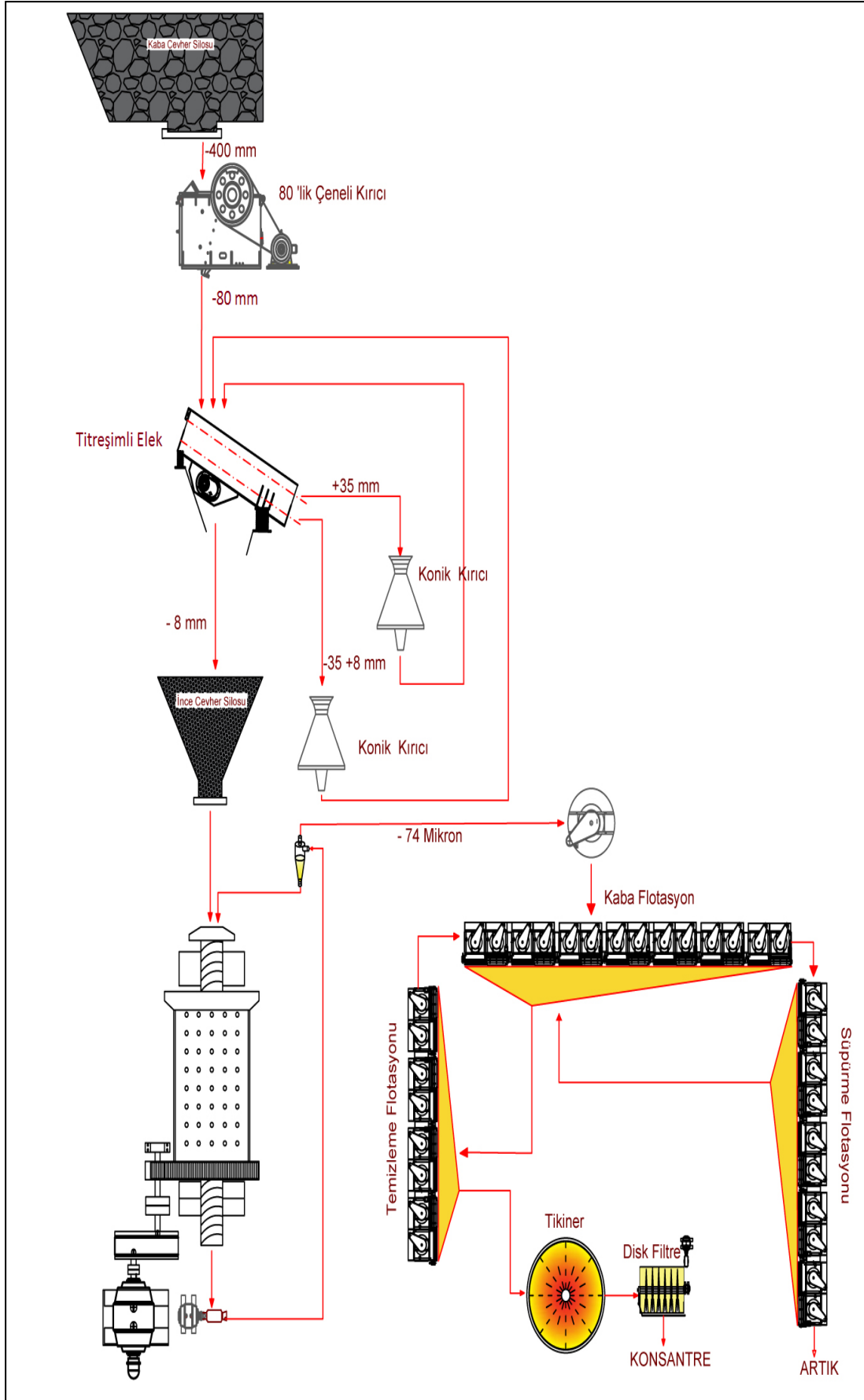
Tez kapsamında Çanakkale-Serçeler, Çanakkale-Şahinli cevherleri ile Onsa Rafinerisine ait kuyumcu curuflarının zenginleştirilmesinde uygulanan flotasyon ve liç yöntemleri maliyet açısından incelenmiştir. İlk yatırım ve cevher üretim maliyetleri dikkate alınmadan sadece operasyon maliyetleri esas alınarak karşılaştırma yapılmıştır.

6.1 Çanakkale-Serçeler Cevheri ile İlgili Ekonomik İrdeleme

Çanakkale-Serçeler cevherinin flotasyonunda reaktif olarak Aerophine 3418 A, Aero 208, Na_2SiO_3 ve MIBC, liç yönteminde ise NaCN ve kireç kullanılmıştır. Flotasyon ile %2.2 miktarında, 625 ppm altın ve 4833 ppm gümüş içerikli konsantre kazanılmıştır. Elde edilen araürünler, içerikler sabit tutularak miktarca konsantreye ve artığa dağıtıldığında konsantre miktarı %2.45'e çıkmıştır. Yılda 330 gün çalıştığı varsayılan 500 ton/gün kapasiteli bir flotasyon tesisi tasarlandığında bu tesisin yıllık cevher üretiminin 165000 ton, tesisin yıllık konsantre üretiminin 4043 ton olacağı hesaplanmıştır. Şekil 6.1'de flotasyon tesisinin akım şeması, Çizelge 6.1'de flotasyon ve liç yönteminde kullanılan reaktiflerin miktarlarına göre maliyetleri, Çizelge 6.2'de bu cevher için uyarlanan bir altın-gümüş flotasyon tesisinin ayrıntılı maliyet analizi yer almaktadır (Eldorado Gold Corporation, 2007; K. Şensoy, kişisel görüşme, 7 Ekim 2015). Çizelge 6.3'de günlük altın-gümüş üretim miktarları, Çizelge 6.4'de ise altın-gümüş konsantresinin günlük gelir analizi verilmiştir (1\$= 2.92 TL).

Çizelge 6.1 : Çanakkale-Serçeler cevheri için kullanılan reaktiflerin maliyeti.

Yöntemler	Reaktifler	Sarfiyat (kg/ton)	Birim Fiyat (\$/kg)	Maliyet (\$/ton)
Flotasyon	Na_2SiO_3	1.00	0.15	0.15
	Aerophine 3418A	1.05	9.59	10.07
	Aero 208	1.05	4.62	4.85
	MIBC	0.13	3.87	0.50
	Toplam			15.57
Liç	NaCN	3.66	2.40	8.78
	Kireç	17.01	0.07	1.19
	Toplam			9.97



Şekil 6.1 : Çanakkale-Serçeler cevheri için tasarlanan flotasyon tesisi akım şeması.

Çizelge 6.2 : Çanakkale-Serçeler cevheri için uyarlanan bir altın-gümüş flotasyon tesisinin ayrıntılı maliyet analizi.

Giderler	Birim Konsantre Gider (\$/Ton)	Toplam Gider (\$)
İşçilik	100	403,767
Reaktif	636	2,570,723
Proses	76	308,975
Elektrik	89	358,570
Atık Barajı	4	14,301
Diğer Giderler	19	77,628
Konsantre Nakliye-Satış Gider	23	92,829
Amortisman	130	525,234
TOPLAM GİDERLER	1077	4,352,027
Konsantre Birim Maliyeti		1077
Cevher İşleme Birim Maliyeti		26.4
YILLIK İŞLENEN CEVHER (ton)	165000	
YILLIK ÜRETİLEN KONSANTRE (ton)	4043	

Çizelge 6.3 : Çanakkale-Serçeler cevheri için flotasyon yöntemi ile günlük altın-gümüş üretim miktarları.

Ürün	Miktar		İçerik ppm		Değerli Metal Miktarı g	
	Ton	%	Au	Ag	Au	Ag
Günlük Üretilen Konsantre	12.25	2.45	625.0	4833.0	7656.25	59204.25

Çizelge 6.4 : Çanakkale-Serçeler cevherinden elde edilen altın-gümüş konsantresinin günlük gelir analizi.

Fiyat(\$)		Toplam	İzabe Masrafı	Tesis Masrafı	Günlük
Au(37.7\$/g)	Ag(0.5 \$/g)	Gelir (\$)	(\$)(%20)	(\$/Gün)	Net Kâr (\$)
288,640	29,602	318,242	63,648	13,200	241,394

Çizelge 6.2 incelendiğinde, 500 ton/gün kapasiteli bir altın-gümüş flotasyon tesisinin cevher işleme birim maliyetinin 26.4 \$/ton, konsantre birim maliyetinin ise 1077 \$/ton olduğu görülmektedir. Çizelge 6.4’de günlük altın-gümüş üretim miktarlarına göre günlük net kâr hesabı yapılmıştır. Günlük üretilen konsantrenin içerdiği altın miktarı 7656.25 g, gümüş miktarı ise 59204.25 g olarak bulunmuştur. 14.10.2015 tarihli Londra Külçe Piyasası Birliği (LBMA-London Bullion Market Association)

verilerine göre altının gramı 37.7 \$ gümüşün gramı ise 0.5 \$ alınarak günlük gelir hesaplanmıştır. Elde edilen bu gelirden %20 izabe ve tesis masrafları çıkarıldığında günlük net kâr 241,394 \$, yıllık net kar ise 79,660,020 \$ olmaktadır. Tesis masrafı, günlük üretilen konsantre miktarı (ton) ile ton başına konsantre birim maliyeti (\$) çarpılarak hesap edilmektedir. Net kâr hesabı yapılırken açık ya da kapalı işletme masrafları dahil edilmemiştir.

Tez kapsamında Çanakkale-Serçeler cevheri ile yapılan liç deneyleri sonucunda altının %92.0 verim ile gümüşün ise %90.5 verim ile kazanılabileceği ortaya konmuştur. Karıştırma liçi deneylerinde kimyasal olarak NaCN ve kireç kullanılmıştır. NaCN ve kirecin sarfiyatları ve birim fiyat üzerinden maliyetleri daha önce belirtildiği gibi Çizelge 6.1’de gösterilmiştir. Yılda 330 gün çalıştığı varsayılan 500 ton/gün kapasiteli bir liç tesisi tasarlanmıştır. Şekil 6.2’de liç tesisinin akım şeması verilmiştir.

500 ton/gün kapasiteli bir liç tesisi için maliyet hesabı yapılırken, karıştırma liçinden nihai ürün elde edilene kadar uygulanması gereken prosesler göz önüne alınmıştır. Çözündürme ve karbon adsorpsiyonunun beraber gerçekleştiği pülpte karbon işleminden sonra yüklü karbonun kalsiyum karbonat tortusundan sıyırılması gerekmektedir. Yüklü karbon hidroklorik asit ve suyla yıkanarak devamında sodyum hidroksit ile nötralize edilecektir. Daha sonra sıyırma kolonlarına gönderilen yüklü karbondaki altın ve gümüş, sodyum hidroksit ve NaCN’den oluşan sıyırma çözeltisi içerisinde çözünecektir. Sıyırma sonrası oluşan yüklü çözelti elektroliz ünitesine gönderilecek ve burada katotta toplanan altın ve gümüş basınçlı su ile yıkandıktan sonra filtrelenerek kurutma fırınında kurutulacaktır. Kurutma fırınından çıkan altın ve gümüş ergitme fırınında ergitilerek potalara dökülecektir. Potalardan çıkarılan ve saf olmayan altın ve gümüş içeren dore külçeler, altın ve gümüşün %99.9 saflığa ulaşması için rafinasyona gönderilecektir.

En uygun altın ve gümüş kazanma veriminin elde edilmesini sağlayan karıştırma liçi koşulları ve daha sonra uygulanacak prosesler gözönüne alınarak ton cevher başına işleme maliyeti hesap edilmiştir. Çizelge 6.5’de gösterilen ton cevher başına işleme maliyet analizi, siyanür liçi yöntemi ile altın üretimi yapan bir liç tesisinden alınan güncel veriler ile oluşturulmuştur. Çizelge 6.5’de reaktif birim maliyeti NaCN ve kireç ile birlikte karbon, oksijen, flokülant, silis, hafif soda, boraks, sodyum metabisülfid, bakır sülfat ve ferrik sülfat gibi diğer kimyasalların da maliyetleri ilave

edilerek hesap edilmiştir. Siyanür liçi tesisinin günlük net kârının hesaplanmasında kullanılacak olan net altın-gümüş üretim miktarları ile ilgili bilgiler Çizelge 6.6’da, bu verilere göre yapılan gelir analizi ise Çizelge 6.7’de gösterilmiştir (A.Ç. Çalışır, kişisel görüşme, 12 Ekim 2015), (E. Göldoğan, kişisel görüşme, 19 Ekim 2015).

Şekil 6.2 : Çanakkale-Serçeler cevheri için tasarlanan liç tesisi akım şeması.

Çizelge 6.5 : Çanakkale-Serçeler cevheri için uyarlanan bir altın-gümüş liç tesisinin maliyet analizi.

Giderler	Birim maliyet (\$/ton)
Reaktif	11.9
İşçilik	2.4
Proses	2.1
Elektrik	3.1
Atık barajı	0.3
Diğer giderler	0.5
Ergitme malzemeleri	0.8
Amortisman	11.0
Toplam	32.1

Çizelge 6.6 : Çanakkale-Serçeler cevheri için liç yöntemi ile günlük altın-gümüş üretim miktarları.

Veriler	Au	Ag
Besleme Tenörü, g/t	18.85	120.0
Çözünen Metal Miktarı, g/t	17.34	108.60
Günlük Çözünen Metal Miktarı, g/gün	8671.0	54300.0
Sıyırma ve Elektroliz İşlemindeki Kayıplar (%3)	260.13	1629.0
Toplam Metal Miktarı, g/gün	8410.87	52671.0

Çizelge 6.7 : Çanakkale-Serçeler cevheri için liç yöntemine göre günlük gelir analizi.

Fiyat(\$)	Toplam	Tesis Masrafı	Günlük Net
Au(37.7\$/g) Ag(0.5\$/g)	Gelir (\$)	(\$/gün)	Kâr (\$)
317,090	26,336	343,426	16,050
			327,376

Çizelge 6.5 incelendiğinde liç yöntemi ile ton başına zenginleştirme maliyetinin 32.1 \$ olduğu görülmektedir. Çizelge 6.6 ve 6.7’den görüldüğü gibi, masraflar ve metal kayıpları düşürüldüğünde Çanakkale-Serçeler cevheri için kurulacak bir siyanür liçi tesisinin net kârı günlük 327,376 \$, 330 gün çalıştırılacak olan tesisin yıllık net kârı ise 108,034,080 \$ olacaktır. Flotasyon yönteminde elde edilen ton cevher başına maliyet 26.4 \$ ile daha düşük olmasına rağmen siyanür liçinde çözünme verimleri daha yüksek olduğundan günlük net kâr liç yönteminde daha yüksek bulunmuştur. Ancak Çanakkale ili gibi ekolojik çevre özelliklerine sahip bir bölgede siyanür yönteminin yaratacağı çevresel baskılar gözönüne alındığında elde

edilecek 79,660,020 \$'lık net kâr ile flotasyon yöntemi uygulanabilir olmaktadır. Ayrıca Çanakkale-Serçeler cevherinin flotasyon maliyet analizinde ton cevher başına üretim maliyetindeki en yüksek kalemi reaktif sarfiyatı oluşturmaktadır. Tez kapsamında laboratuvar ölçekli yapılan deneyler kesikli olduğundan her kademedeki temiz su ilavesi ile birlikte taze reaktif kullanımı sözkonusudur. Ancak tesis şartlarında içerisinde reaktif içeren tesis suyunun sürekli devridaim etmesi ile taze reaktif ihtiyacının daha azı ineceği ve böylece flotasyon maliyetlerinin daha da düşeceği öngörülmektedir.

6.2 Çanakkale-Şahinli Cevheri ile İlgili Ekonomik İrdeleme

Çanakkale-Şahinli cevherinin zenginleştirilmesinde uygulanan flotasyon ve liç yöntemlerinde kullanılan reaktif cinsleri, Serçeler cevherinde kullanılan reaktif cinsleri ile aynı olup, miktarları farklıdır. Tez kapsamında yapılan laboratuvar çalışmaları sonucu %0.8 miktarında 437 ppm altın ve 511 ppm gümüş içeren konsantre üretilebileceği belirlenmiştir. Elde edilen araürünler miktarca konsantre ve artığa dağıtıldığında konsantre miktarı %0.87'ye ulaşmaktadır. 500 ton/gün kapasiteli tasarlanan altın-gümüş flotasyon tesisinde yıllık 165000 ton cevher işleneceği ve 1436 ton konsantre üretileceği hesap edilmiştir. Altın-gümüş flotasyon tesisinin akım şeması Çanakkale-Serçeler cevheri ile aynı olup Şekil 6.1'de gösterilmiştir. Flotasyon ve liç yönteminde kullanılan reaktiflerin miktarlarına göre maliyetleri Çizelge 6.8'de, Şahinli cevheri için uyarlanan bir altın-gümüş flotasyon tesisinin ayrıntılı maliyet analizi Çizelge 6.9'da verilmiştir (Eldorado Gold Corporation, 2007; K. Şensoy, kişisel görüşme, 7 Ekim 2015). Günlük altın-gümüş üretim miktarları Çizelge 6.10'da, altın-gümüş konsantresinin günlük gelir analizi ise Çizelge 6.11'de gösterilmektedir (1\$=2.92 TL).

Çizelge 6.8 : Çanakkale-Şahinli cevheri için kullanılan reaktiflerin maliyeti.

Yöntemler	Reaktifler	Sarfiyat (kg/ton)	Birim Fiyat (\$/kg)	Maliyet (\$/ton)
Flotasyon	Na ₂ SiO ₃	1.00	0.15	0.15
	Aerophine 3418 A	0.54	9.59	5.18
	Aero 208	0.54	4.62	2.49
	MIBC	0.15	3.87	0.58
	Toplam			8.40
Liç	NaCN	1.50	2.40	3.6
	Kireç	2.66	0.07	0.19
	Toplam			3.79

Çizelge 6.9 : Çanakkale-Şahinli cevheri için uyarlanan bir altın-gümüş flotasyon tesisinin ayrıntılı maliyet analizi.

Giderler	Birim Konsantre Gider (\$/Ton)	Toplam Gider (\$)
İşçilik	281	403,767
Reaktif	965	1,386,000
Proses	215	308,975
Elektrik	250	358,570
Atık Barajı	10	14,301
Diğer Giderler	54	77,628
Konsantre Nakliye-Satış Gider	65	92,829
Amortisman	366	525,234
TOPLAM GİDERLER	2206	3,167,304
Konsantre Birim Maliyeti		2206
Cevher İşleme Birim Maliyeti		19.2
YILLIK İŞLENEN CEVHER (ton)	165000	
YILLIK ÜRETİLEN KONSANTRE (ton)	1436	

Çizelge 6.10 : Çanakkale-Şahinli cevheri için flotasyon yöntemi ile günlük altın-gümüş üretim miktarları.

Ürün	Miktar		İçerik, ppm		Değerli Metal Miktarı (g)	
	Ton	(%)	Au	Ag	Au	Ag
Günlük Üretilen Konsantre	4.35	0.87	437.0	511.0	1900.95	2222.85

Çizelge 6.11 : Çanakkale-Şahinli cevherinden flotasyon yöntemi ile elde edilen altın-gümüş konsantresinin günlük gelir analizi.

Fiyat(TL)		Toplam	İzabe Masrafı	Tesis Masrafı	Günlük
Au(37.7\$/g)	Ag(0.5\$/g)	Gelir (\$)	(\$)(%20)	(\$/gün)	Net Kâr (\$)
71,666	1,111	72,777	14,555	9,600	48,622

Çizelge 6.9'daki veriler doğrultusunda Şahinli cevheri için tasarlanan 500 ton/gün kapasiteli bir altın-gümüş flotasyon tesisinin cevher işleme birim maliyetinin 19.2 \$/ton, konsantre birim maliyetinin ise 2206 \$/ton olduğu belirlenmiştir. Çizelge 6.11'de verilen gelir analizi günlük üretilen konsantredeki altın-gümüş miktarları baz alınarak hesaplanmıştır. Günlük 4.35 ton konsantre üretilmekte ve bu konsantre 1900.95 g altın ve 2222.85 g gümüş içermektedir. 14.10.2015 tarihli Londra Külçe Piyasası Birliği (LBMA-London Bullion Market Association) verilerine göre altının gramı 37.7 \$, gümüşün gramı ise 0.5 \$ olarak alınmıştır. Günlük elde edilen altın-gümüş miktarları birim fiyatlar ile çarpılarak toplam gelir bulunmuştur. Toplam gelirden izabe masrafları (Toplam gelirin %20'si düşürülerek hesaplanmaktadır.)

ve tesis giderleri (Günlük kazanılan konsantre miktarı ve ton başına konsantre maliyeti çarpılarak bulunmaktadır.) düşürülerek günlük net kâr (Açık işletme veya kapalı işletme giderleri dahil edilmemiştir.) 48,622 \$ yıllık net kâr ise 16,045,260 \$ olarak elde edilmiştir.

Çanakkale-Şahinli cevheri üzerinde yapılan liç deneyleri sonucunda optimum altın çözünme verimi %95.4, gümüş çözünme verimi ise %88.9 olarak bulunmuştur. Çanakkale-Şahinli cevherine uygulanacak liç yönteminin ekonomik olarak değerlendirilmesi 500 ton/gün kapasiteli bir liç tesisi baz alınarak yapılmıştır. Şekil 6.2’de liç tesisinin akım şeması verilmiştir.

Yapılacak bu işlemler neticesinde ton cevher başına birim maliyet Çizelge 6.12’de verilmiştir. Ton cevher başına işleme maliyeti hesap edilirken, liç yöntemi ile altın üretimi yapan bir liç tesisinden alınan veriler kullanılmıştır. Çizelge 6.12’deki veriler kullanılarak siyanür liç tesisinin günlük net kârının hesaplanmasına yönelik günlük altın-gümüş üretim miktarları ile ilgili bilgiler Çizelge 6.13’de, bu verilere göre yapılan gelir analizi ise Çizelge 6.14’de verilmiştir (A.Ç. Çalışır, kişisel görüşme, 12 Ekim 2015), (E. Güldoğan, kişisel görüşme, 19 Ekim 2015).

Çizelge 6.12 : Çanakkale-Şahinli cevheri için uyarlanan bir altın-gümüş liç tesisinin maliyet analizi.

Giderler	Birim maliyet (\$)/ton
Reaktif	5.7
İşçilik	2.4
Proses	2.1
Elektrik	3.1
Atık barajı	0.3
Diğer giderler	0.5
Ergitme malzemeleri	0.8
Amortisman	11.0
Toplam	25.9

Çizelge 6.12’de yer alan verilere göre liç yöntemi ile ton cevher başına zenginleştirme maliyeti 25.9 \$, Çizelge 6.14’deki verilere göre ise tesisin günlük net kârı 72,268 \$ ’dır. Yılda 330 gün çalışacak olan tesisin yıllık net kârı 23,848,440 \$ olacaktır. Flotasyon yöntemi ile elde edilen ton cevher başına zenginleştirme maliyeti liç yöntemine göre 6.7 \$ daha ucuz olmaktadır. Ancak liç yönteminde altın-gümüş çözünme verimleri yüksek olduğundan günlük net kâr flotasyon yöntemine göre daha fazladır. Yakın zamanda Çanakkale ilinin Kaz

dağları bölgesinde yapılması planlanan siyanür liçi tesisinin iptaline yönelik hukuki sürecin devam ettiği bilinmektedir. Bu bakımdan bu bölgede siyanür liçi ile altın-gümüş kazanımının gerçekleştirilmesi sıkıntılı bir süreç gerektirmektedir. Ayrıca, sodyum siyanür liçi ile altın üretimi yapan tesislerin çevresel etki değerlendirmesi kapsamında yasal ve sosyal yükümlülüklerinin daha fazla olmasından dolayı bu durumun işletme maliyetlerine katacağı ek maliyetler siyanür liçi yönteminin ekonomikliğini azaltmaktadır. Ek olarak, Çanakkale-Serçeler cevherinde olduğu gibi flotasyonda en yüksek maliyet kalemini oluşturan reaktif sarfiyatının, tesis suyunun devridaiminden dolayı azalacağı ve bu durumun maliyetlerde olumlu etki yaratacağı düşünülmektedir.

Çizelge 6.13 : Çanakkale-Şahinli cevheri için liç yöntemi ile günlük altın-gümüş üretim miktarları.

Veriler	Au	Ag
Besleme Tenörü, g/t	4.79	7.72
Çözünen Metal Miktarı, g/t	4.57	6.86
Günlük Çözünen Metal Miktarı, g/gün	2284.83	3431.54
Sıyırma ve Elektroliz İşlemindeki Kayıplar (%)	68.54	102.95
Toplam Metal Miktarı, g/gün	2216.29	3328.59

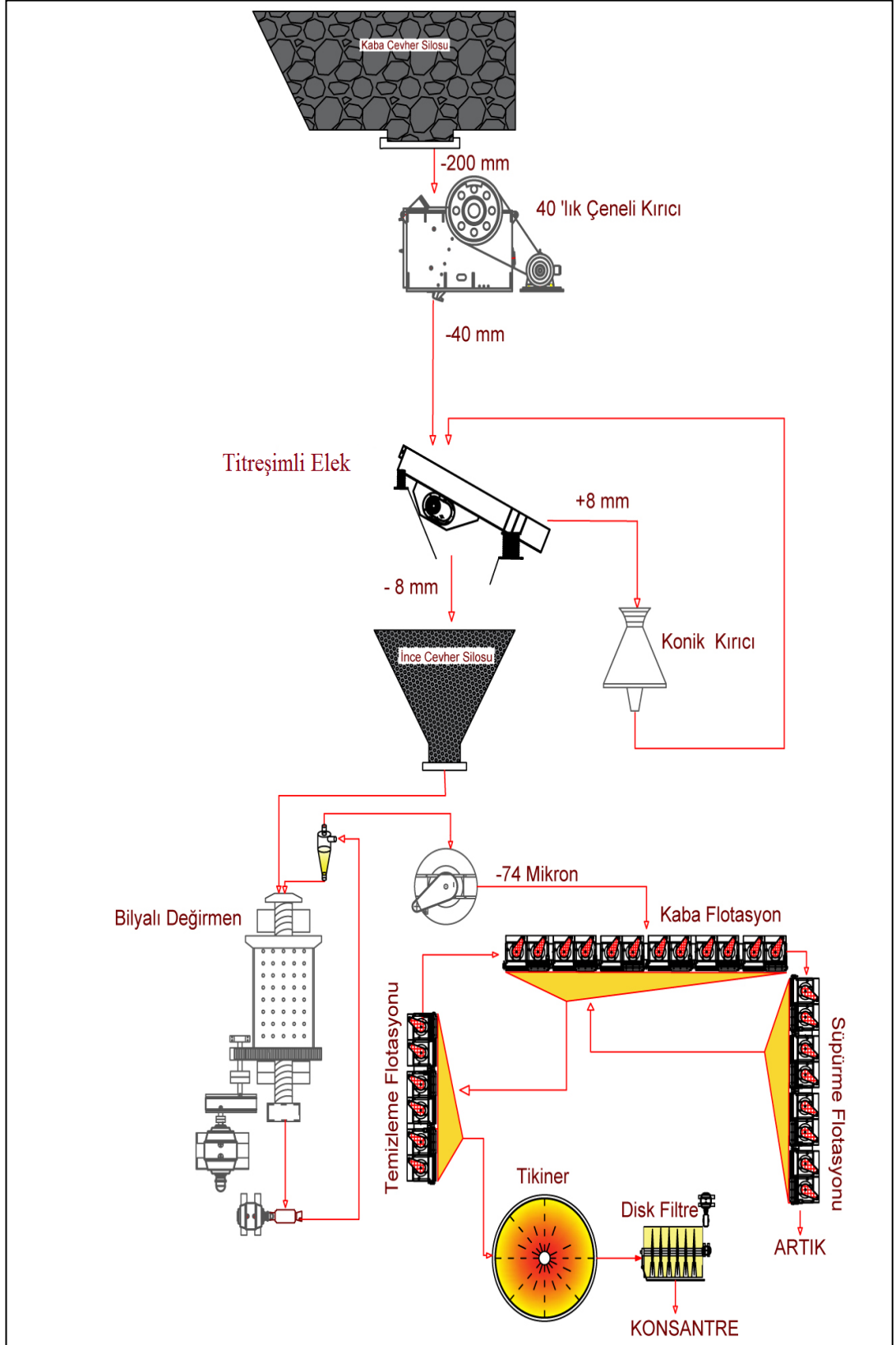
Çizelge 6.14 : Çanakkale-Şahinli cevheri için liç yöntemine göre günlük gelir analizi.

Fiyat(\$)	Toplam	Tesis Masrafı	Günlük Net
Au(37.7 \$/g) Ag(0.5 \$/g)	Gelir (\$)	(\$/Gün)	Kâr (\$)
83,554 1,664	85,218	12,950	72,268

6.3 Kuyumcu Curufu ile İlgili Ekonomik İrdeleme

Altınbaş firmasına ait Onsa Rafineri'den temin edilen kuyumcu curufundaki altın ve gümüşün kazanımına yönelik olarak flotasyon ve liç yöntemleri ile zenginleştirme uygulanmış ve her iki yöntem için maliyet analizi yapılmıştır. Flotasyon deneyleri ile %4.1 miktarında %89.0 kazanma verimi ile 614.61 ppm altın içerikli ve %83.2 kazanma verimi ile 886.26 ppm gümüş içerikli bir konsantre elde edilmiştir. Optimum koşullarda yapılan flotasyon deneyi sonucunda elde edilen araürünler miktara bağlı olarak konsantre ve artığa dağıtıldığında konsantre miktarı %4.28'e ulaşmaktadır. Yıllık 2000 ton curuf üretimi olduğundan günde 8 saat ve yılda 300 gün çalıştırılacak, günde 6.6 ton işleyecek bir pilot tesis kurulacağı planlanmıştır (K. Şensoy, kişisel görüşme, 7 Ekim 2015). Kuyumcu

curufu için tasarlanan pilot ölçekli flotasyon tesisinin akım şeması Şekil 6.3’de verilmiştir.



Şekil 6.3 : Kuyumcu curufu için tasarlanan pilot ölçekli flotasyon tesisinin akım şeması.

Flotasyon ve liç yönteminde kullanılan reaktiflerin miktarlarına göre maliyetleri Çizelge 6.15’de verilmiştir. Çizelge 6.15’de görüldüğü gibi kuyumcu curufunun flotasyonunda kullanılan Aerophine 3418 A, Aerofloat 242 ve MIBC gibi reaktiflerin toplam maliyeti 12.2 \$/ton olmaktadır. Kuyumcu curufunda tesis işleme kapasitesi ve buna bağlı olarak reaktif sarfiyatı, Çanakkale-Serçeler ve Çanakkale-Şahinli cevherlerine göre çok daha az olduğundan toptan alımlardaki fiyat indirimleri dahil edilmemiştir. Bu sebeple Çanakkale-Serçeler ve Çanakkale-Şahinli cevherlerindeki reaktif birim fiyatları ile farklılık göstermektedir. Kurulması planlanan pilot ölçekli altın-gümüş flotasyon tesisinin ayrıntılı maliyet analizi Çizelge 6.16’da, günlük altın-gümüş üretim miktarları Çizelge 6.17’de ve altın-gümüş konsantresinin günlük gelir analizi ise Çizelge 6.18’de verilmiştir (1\$=2.92 TL)

Çizelge 6.15 : Kuyumcu curufu için kullanılan reaktiflerin maliyeti.

Yöntemler	Reaktifler	Sarfiyat (kg/ton)	Birim Fiyat (\$/kg)	Maliyet (\$/ton)
Flotasyon	Aerophine 3418A	0.62	10.6	6.6
	Aerofloat 242	0.62	8.2	5.1
	MIBC	0.11	4.4	0.5
	Toplam			12.2
Liç	NaCN	6.0	2.6	15.6
	Kireç	2.61	0.08	0.2
	Toplam			15.8

Çizelge 6.16 : Kuyumcu curufu için tasarlanan bir altın-gümüş flotasyon tesisinin maliyet analizi.

Giderler	Birim Konsantre Gider (\$/Ton)	Toplam Gider (\$)
İşçilik	310	26,712
Reaktif	281	24,156
Proses	43	3,662
Elektrik	51	4,346
Atık Barajı	2	208
Diğer Giderler	12	990
Konsantre Nakliye-Satış Gider	14	1,235
Amortisman	161	13,852
TOPLAM GİDERLER	874	75,161
Konsantre Birim Maliyeti		874
Curuf İşleme Birim Maliyeti		37.5
YILLIK İŞLENEN CURUF (ton)	2000	
YILLIK ÜRETİLEN KONSANTRE (ton)	86	

Çizelge 6.17 : Kuyumcu curufu için flotasyon yöntemi ile elde edilen günlük altın-gümüş üretim miktarları.

Ürün	Miktar		İçerik ppm		Değerli Metal Miktarı (g)	
	Ton	(%)	Au	Ag	Au	Ag
Günlük Üretilen Konsantre	0.28	4.28	614.61	886.26	172.09	248.15

Çizelge 6.18 : Kuyumcu curufu için flotasyon yöntemi ile elde edilen altın-gümüş konsantresinin günlük gelir analizi.

Fiyat(\$)		Toplam	İzabe Masrafı	Tesis Masrafı	Günlük
Au(37.7 \$/g)	Ag(0.5 \$/g)	Gelir (\$)	(\$)(%20)	(\$/Gün)	Net Kâr (\$)
6,488	124	6,612	1,322	248	5,042

Yıllık işlenecek curuf miktarının 2000 ton olduğu ve bu miktarın %4.28'inin konsantre olarak alınacağı bilindiğinden bu veriler doğrultusunda yıllık üretilecek konsantre miktarı 86 ton olarak bulunmuştur. Çizelge 6.16 incelendiğinde, pilot ölçekli flotasyon tesisinin curuf işleme birim maliyetinin 37.5 \$/ton, konsantre birim maliyetinin ise 874 \$/ton olduğu görülmektedir. Çizelge 6.17'de günlük 0.28 ton konsantre üretileceği ve bu konsantrenin 172.09 g altın ve 248.15 g gümüş içereceği hesap edilmiştir. 14.10.2015 tarihli Londra Külçe Piyasası Birliği (LBMA-London Bullion Market Association) verilerine göre altının gramı 37.7 \$, gümüşün gramı ise 0.5 \$ olarak alınarak günlük elde edilen altın-gümüş miktarları ile toplam gelir bulunmuştur. Toplam gelirin %20'si izabe masrafı olarak alınmaktadır. İzabe masrafları düşürüldükten sonra günlük kazanılan konsantre miktarı ve ton konsantre başına maliyeti çarpılarak bulunan tesis giderlerinin toplam gelirden çıkarılması ile günlük net kâr 5,042 \$, yıllık net kâr ise 1,512,600 \$ olarak hesaplanmıştır.

Kuyumcu curuflarının liç yöntemi ile değerlendirilmesinde optimum pülpte katı oranı olarak belirlenen %10 pülpte katı oranında yapılan deney sonucunda altın %87.8, gümüş ise %81.5 çözünme verimi ile elde edilmiştir. Liç yönteminde pülpte katı oranının arttırılmasının altın ve özellikle gümüş verimlerinde önemli düşüşlere sebep olduğu belirlenmiştir. Endüstride %10 pülpte katı oranının ekonomik açıdan uygulanamayacağı bilindiğinden ekonomik değerlendirme için yapılan hesaplamalar %40 pülpte katı oranında elde edilen veriler ile gerçekleştirilmiştir. %40 pülpte katı oranında gerçekleştirilen deney sonucunda altın %76.6, gümüş ise

%7.0 çözünme verimi ile elde edilmiştir. Yıllık 2000 ton curuf üretimi olduğundan flotasyon yöntemi ile benzer olarak yılda 300 gün çalıştırılacak, günde 6.6 ton işleyecek bir pilot ölçekli liç tesisi kurulacağı planlanmıştır. Liç prosesinin Çanakkale-Serçeler ve Çanakkale-Şahinli cevherine uygulanacak proses ile aynı olacağı kabul edilmiştir ve bu işlemler neticesinde elde edilecek ton curuf başına birim maliyet Çizelge 6.19’da gösterilmiştir. Liç tesisinin günlük altın-gümüş üretim miktarları ile ilgili bilgiler Çizelge 6.20’de, bu verilere göre yapılan günlük gelir analizi ise Çizelge 6.21’de verilmiştir (A.Ç. Çalışır, kişisel görüşme, 12 Ekim 2015), (E. Göldoğan, kişisel görüşme, 19 Ekim 2015).

Çizelge 6.19 : Kuyumcu curufu için uyarlanan bir altın-gümüş liç tesisinin maliyet analizi.

Giderler	Birim maliyet (TL)/ton
Reaktif	18.1
İşçilik	2.8
Proses	2.6
Elektrik	3.1
Atık barajı	0.4
Diğer giderler	0.5
Ergitme malzemeleri	0.9
Amortisman	12.1
Toplam	40.4

Çizelge 6.20 : Kuyumcu curufu için liç yöntemi ile günlük altın-gümüş üretim miktarları.

Veriler	Au	Ag
Besleme Tenörü, g/t	28.3	42.0
Çözünen Metal Miktarı, g/t	21.68	2.94
Günlük Çözünen Metal Miktarı, g/gün	143.09	19.40
Sıyırma ve Elektroliz İşlemindeki Kayıplar (%3)	4.29	0.58
Toplam Metal Miktarı, g/gün	138.80	18.82

Çizelge 6.21 : Kuyumcu curufu için liç yöntemine göre günlük gelir analizi.

Fiyat(\$)	Toplam	Tesis Masrafı	Günlük Net
Au(37.7 \$/g) Ag(0.5 \$/g)	Gelir (\$)	(\$/gün)	Kâr (\$)
5,233 9	5,242	267	4,975

Çizelge 6.19 incelendiğinde liç yöntemi ile ton curuf başına zenginleştirme maliyetinin 40.4 \$ olduğu görülmektedir. Çizelge 6.20 ve 6.21’de görüldüğü gibi, masraflar ve metal kayıpları düşürüldüğünde kuyumcu curufları için kurulacak pilot ölçekli bir siyanür liçi tesisinin günlük net kârı 4,975 \$ olacaktır. Yılda 300 gün çalışacak tesisin yıllık net kârı ise 1,492,500 \$ olacaktır.

Yapılan incelemeler sonucunda, ikincil altın kaynağı olan ve rafinasyon yöntemleri ile tekrar değerlendirilmesi mümkün olmayan kuyumcu curufundan flotasyon yöntemi ile doğrudan ergitmeye gidebilecek miktarda altın ve gümüş içeriğine sahip konsantre elde edilmesinin ekonomik açıdan kârlılık yaratacağı belirlenmiştir.

Kuyumculuk faaliyetlerinin gerçekleştirildiği, sayıları 5000’i aşan ve tümü de şehir merkezlerinde bulunan atölyelerden yılda yüzlerce kilogram siyanürün hiç bir şekilde iyileştirme çalışması yapılmadan kanalizasyona atılması ve bu şekilde kontrolsüz siyanür ilavesi ile altın kazanımının çevreye verdiği zararlar göz önüne alındığında, flotasyon yönteminin uygulanabilirliği önem kazanmaktadır.

7. SONUÇLAR

Tez kapsamında altın-gümüş içeren Çanakkale-Serçeler ve Çanakkale-Şahinli bölgelerinden alınan cevher numuneleri ve Onsa Rafineriden temin edilen kuyumcu curufları üzerinde siyanür liçi yöntemine göre daha az çevresel kısıtlamalar içeren flotasyon yönteminin uygulanabilirliği ve ekonomikliği araştırılmıştır.

7.1 Çanakkale-Serçeler Altın-Gümüş Cevheri İle İlgili Elde Edilen Sonuçlar

Çanakkale-Serçeler sahasından alınan cevher 18.85 ppm altın ve 120.0 ppm gümüş içermektedir. Mineralojik incelemeler sonucunda cevherde yaygın olan minerallerin pirit, kuvars ve kaolinit olduğu tespit edilmiştir. Çoğunlukla piritte bağlı bulunan altın ve gümüş minerallerinin nabit altın, gümüşlü nabit altın, elektrum, kalaverit, klorarjirit, arjantit ve jalpaite-proustite olarak bulunduğu saptanmıştır.

Çanakkale-Serçeler cevheri üzerinde yapılan flotasyon çalışmalarında, -74 µm tane boyutunda, kaba devrede 1000+1000 g/t Aerophine 3418 A+Aero 208 kullanımı ve 2 kademeli temizleme devresi ile konsantrede %75.8 verim ile 625 ppm Au, %86.5 verim ile 4833 ppm Ag elde edilmiştir. Flotasyon artığında kalan 2.9 ppm altın ve 11.8 ppm gümüşün kazanımı için artık tekrar öğütülerek boyutu -38 µm'a getirilmiştir. Bu boyutta yapılan süpürme flotasyonu ile nihai artıktaki altın içeriği 2.2 ppm'e, gümüş içeriği ise 8.4 ppm'e düşürülmüştür.

Liç sisteminde refrakter olmayan sülfürlü altın-gümüş cevheri olarak tanımlanan Çanakkale-Serçeler cevherinin liç davranışı ayrıntılı olarak incelenmiştir. %95.0 altın ve %88.0 gümüş verimlerinin elde edildiği en uygun liç koşulları; %40 pülpte katı oranı, 4 g/L NaCN ilavesi, 24 saat liç süresi, -74 µm tane boyutu ve 450 dev/dk karıştırma hızı olarak belirlenmiştir. Bu şartlar altında NaCN tüketimi ise 3.35 g/L bulunmuştur. Siyanür tüketimini düşürmek amacıyla yapılan çalışmalar sonucunda 4 saatlik ön havalandırmanın siyanür tüketimini 2.44 g/L'ye, liç süresini de 12 saate indirdiği belirlenmiştir. Bu koşullarda yapılan liç deneyinde altın verimi %92.0, gümüş verimi ise %90.5 olarak bulunmuştur. Liç kekinde ise 1.49 ppm altın ve 11.27 ppm gümüş çözünememiştir.

Çanakkale-Serçeler bölgesine ait cevherden altın ve gümüş kazanımına yönelik yapılan flotasyon ve liç çalışmalarından elde edilen sonuçlar her iki yöntemin ekonomik olarak uygulanabilirliği açısından karşılaştırılmıştır. Yapılan maliyet analizlerine göre 500 ton/gün kapasiteli bir altın-gümüş flotasyon tesisinin cevher işleme birim maliyeti 26.4 \$/ton olurken aynı kapasiteli liç tesisinin cevher işleme birim maliyeti 32.1 \$/ton'u bulmaktadır. Flotasyon yöntemi ile elde edilecek günlük net kâr 241,394 \$, liç yöntemi ile elde edilecek günlük net kâr ise 327,376 \$'dır. Elde edilen günlük net kazanç göre liç yöntemi daha ekonomik olarak gözükmesine rağmen herhangi bir çevresel engel ve baskılarla uğraşılmadan flotasyon yöntemi ile sağlanacak günlük 241,394 \$ kazanç, bu cevher için flotasyon yönteminin uygulanabilir olduğunu göstermektedir.

7.2 Çanakkale-Şahinli Altın-Gümüş Cevheri İle İlgili Elde Edilen Sonuçlar

Çanakkale-Şahinli bölgesine ait numune üzerinde yapılan kimyasal analize göre, cevher numunesi 4.79 ppm Au ve 7.72 ppm Ag içermektedir. Cevher numunesi esas olarak kuvars, feldspat, mika, kaolinit ve pirit minerallerinden oluşmaktadır. Numunedeki altın ve gümüş boyutları yaklaşık olarak 25-40 µm arasında değişen elektrik halinde bulunmaktadır.

Çanakkale-Şahinli cevheri için gerçekleştirilen flotasyon deneylerinde -74 µm tane boyutunda, kaba devrede 250+250 g/t, 4 kademeli temizleme devresinde ise 290+290 g/t Aerophine 3418 A-Aero 208 kullanılarak %76.3 kazanma verimi ile 437 ppm altın ve %58.5 kazanma verimi ile 511 ppm gümüş içeren konsantre elde edilmiştir. Artıkların tekrar öğütülerek -38 µm tane boyutuna getirildikten sonra yapılan süpürme flotasyonu sonucunda nihai artıklardaki 0.4 ppm altın ve 1.2 ppm gümüşün kuvarsa bağlı yada kuvars içerisinde kapanım halinde olduğu düşünülmektedir.

Çanakkale-Şahinli cevheri ile yapılan liç deneyleri sonucunda optimum deney şartları; 450 dev/dk karıştırma hızı, 24 saat liç süresi, -74 µm tane boyutu, 1 g/L NaCN konsantrasyonu ve %40 pülpte katı oranı olarak belirlenmiştir. Bu koşullarda yapılan liç deneyleri ile altın çözünme verimi %95.4, gümüş çözünme verimi ise %88.9'a ulaşmıştır. Liç kekinde bulunan 0.22 ppm altın ve 0.86 ppm gümüş muhtemelen kuvars içerisinde kapanım halinde olmasından dolayı çözünmemiştir.

Çanakkale-Şahinli cevheri için yapılan maliyet analizlerine göre 500 ton/gün kapasiteli bir altın-gümüş flotasyon tesisinin cevher işleme birim maliyetinin 19.2 \$/ton, günlük net kârının 48,622 \$ liç tesisinin cevher işleme maliyetinin ise 25.9 \$/ton, günlük net kârının ise 72,268 \$ olduğu hesap edilmiştir. Ekolojik çevre özelliklerine sahip Çanakkale ilinde siyanür liçi yönteminin çevresel etki değerlendirmesi kapsamında daha fazla yasal ve sosyal yükümlülük ile beraber daha fazla maliyet getireceğinden, günlük net kârın 48,622 \$ olduğu flotasyon yöntemi ile altın-gümüş kazanımının uygun olacağı belirlenmiştir.

7.3 Kuyumcu Curufu İle İlgili Elde Edilen Sonuçlar

Altınbaş Holding'e ait Onsa Altın Rafinerisinden temin edilen kuyumcu curuflarının kimyasal analize göre 28.3 ppm Au ve 42.0 ppm Ag içerdiği tespit edilmiştir. Mineralojik analize göre, altın ve gümüşün metalik halde bulunduğu ve malzemenin çoğunluğunun yüksek Na ve Ca içerikli amorf silisten oluştuğu belirlenmiştir.

Doğrudan izabeye gidebilecek konsantre üretebilmek için, pülpin doğal pH'sı olan 10.8'de, -74 µm tane boyutunda, kaba devrede 600+600 g/t, 4 kademeli temizleme devresinde ise 20+20 g/t Aerophine 3418 A ve Aerofloat 242 kullanımı ile yapılan deney sonucunda %89.0 verim ile 614.6 ppm altın ve %83.2 verim ile 886.3 ppm gümüş içerikli bir konsantre elde edilmiştir. Tekrar öğütülerek -38 µm tane boyutuna getirilen artıkların süpürme flotasyonu sonunda 0.74 ppm altın ve 1.5 ppm gümüş içerdiği tespit edilmiştir.

Kuyumcu curufu ile ilgili liç deneyleri sonucunda, oda sıcaklığında, 450 dev/dk karıştırma hızında, -53 µm tane boyutunda, 4 g/L NaCN konsantrasyonunda, %10 pülpte katı oranında ve 24 saat liç süresinde yapılan deney ile %87.8 altın ve %81.5 gümüş çözünme verimleri elde edilmiştir. Pülpte katı oranının artırılması altın ve özellikle gümüş çözünme verimlerinde önemli düşüslere sebep olmuştur.

Kuyumcu curufundan flotasyon ve liç yöntemi ile altın-gümüş kazanımı ekonomik olarak incelenmiştir. Yapılan maliyet analizlerine göre pilot ölçekli bir flotasyon tesisinin curuf işleme birim maliyetinin 37.5 \$/ton, günlük net kazancının 5,042 \$ olacağı belirlenmiştir. Benzer şekilde pilot ölçekli bir liç tesisinin ton curuf başına maliyetinin 40.4 \$/ton, günlük net kazancının ise 4,975 \$ olacağı hesap edilmiştir.

Bu veriler ile kuyumcu curufundan flotasyon yöntemi ile altın-gümüş kazanımının ekonomik açıdan daha kârlı olacağı görülmektedir.

KAYNAKLAR

- Acarkan, N., Gürkan, V., & Arslan, F.** (1994). The role of protective alkalinity and Ca^{2+} ions in the cyanidation of refractory silver ores, *Hydrometallurgy*, 36(3), 361-367.
- Acarkan, N., Bulut, G., Gul, A., Kangal, O., Karakaş, F., Kökkılıç, O., & Önal, G.** (2011). The effect of collector's type on gold and silver flotation in a complex ore, *Separation Science and Technology*, 46, 283-289.
- Agar, G.E.** (1987). Mineral processing design. In B. Yazar, Z.M. Doğan (Eds.), *Simulation in mineral processing* (pp.269-287). Dordrech: Martinus Nijhoff Publishers.
- Akçıl A., Wu X. Q., & Aksay E. K.** (2009). Coal-gold agglomeration: an alternative separation processing gold recovery, *Separation & Purification Reviews*, 38(2), 173-201.
- Aksoy, B.S., & Yazar, B.** (1989). Processing of Complex Ore. In G.S. Dobby, S.R. Rao (Eds.), *Natural hydrophobicity of native gold flakes and their flotation under different conditions*, (pp.19-27). New York: Pergamon Press.
- Alcantara, F., Estrada, F., & Herrera, A.** (1999). An alternative process for refining dore liquid metals, *Materials Research Innovations*, 4, 237-240.
- Allan, G.C., & Woodcock, J.T.** (2001). A review of flotation of native gold and electrum, *Minerals Engineering*, 14(9), 931-962.
- Andreazza, J.** (1988). Private Communication, Manager Stawell Gold Mine.
- Arnold, B.J. & Aplan, F.F.** (1989). The hydrobicity of coal macerals, *Fuel*, 68, 651-658.
- Arslan, F., Müdüroğlu, M., & Perek, K.T.** (1998). Hydrogen peroxide assisted cyanide leaching of Artvin-Cerattepe region gold and silver ores. In S.Atak, G.Önal, M.S. Çelik (Ed.), *Proceeding of the 7th International Mineral Processing Symposium*, (pp.567-571). Istanbul : Istanbul Technical University, September 15-17.
- Arslan, F., Özdamar, D.Y., Dinçer, H. ve Gürkan, V.** (1999). Artvin Cerattepe yöresi altın ve gümüş içeren cevherlerin siyanür ile çözündürülmesi. *Metalurji*, 23(122), 16-21.
- Ashbrook, A.W., & Ritcey, G.M.** (1984). *Solvent Extraction Principles and Applications to Process Metallurgy Part I*. Amsterdam: Elsevier.

- Aydın D., Aydın B., & Gul A.** (2012). Gold recovery from Çanakkale ores. In H. Özdağ, V. Bozkurt, H. İpek, K. Bilir, (Eds), *XIII. International Mineral Processing Symposium*, (pp.589-595) Turkey: Eskişehir Osmangazi University, October 10-12.
- Basilio, C.I., Kim, D.S., & Yoon R.H.** (1992a). Studies on the use of monothiophosphates for precious metals flotation, *Minerals Engineering*, 5(3-5), 397-409.
- Basilio, C.I., Kim, D.S., & Yoon R.H.** (1992b). Interaction of thiophosphinate collectors with precious metals. *SME Annual Meeting*, (pp.92-174) Arizona, The Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc., Littleton, Colorado.
- Beltran, C. & Jacinto, N.** (1991). Recovery of gold by flotation of coal and vegetable, diesel oil agglomerates. In G. Herail (Ed.) *International Symposium on Alluvial Gold Placers*, (pp.375–384). La Paz, Bolivia.
- Benner, L., Suzuki, T., Meguro, K., & Tanaka, S.** (1991). *Precious Metals Science and Technology*. Texas: Ilse V. Nielsen.
- Bernstein, L. P.** (2008). Altının gücü (L. Konyar, Çev.). İstanbul: Skala Yayıncılık.
- Billy, S.K, Chan, R. H., Mozley, G.S., & Childs, C.** (1994) Multi Gravity Separator, *M.M.O Madencilik Dergisi* (A. E Yüce, Çev.), 18, 24-28.
- Böcügöz, B. ve Günkut, C.** (2005). Türkiye altın piyasası ve altın bankacılığının geleceği. *Uluslararası Değerli Taşlar ve Metaller Sempozyumu*, (s.19-30). İstanbul.
- Breuer, P.L., Jeffrey, M.I., & Hewitt, D.M.** (2008). Mechanisms of sulfide ion oxidation during cyanidation. Part I: The effect of lead(II) ions. *Minerals Engineering*, 22, 579-586.
- Bugbee, E. E.** (1940). *A Textbook of Fire Assaying*, New York: John Wiley and Sons.
- Bulatovic, S.M.,** (1997). Flotation behaviour of gold during processing of porphyry copper-gold ores and refractory gold bearing sulfides. *Minerals Engineering*, 10(9), 895-908.
- Bulatovic, S.M.** (2007). Handbook of Flotation Reagents. *Chemistry, Theory and Practice: Flotation of Sulfide Ores* (vol. 1, pp.235–293), Amsterdam: Elsevier.
- Bulatovic, S.M.** (2010). Handbook of Flotation Reagents. *Chemistry, Theory and Practice* (Vol. 2, pp.1-17). Netherlands: Elsevier.
- Cathro, K.J., & Walkley, A.** (1961). *The cyanidation of gold*. Australia, Melbourne: CSIRO Publication.
- Celep, O.** (2005). *Mastra ve Kaletaş cevherlerinden altın kazanımı*. (Yüksek lisans tezi). Karadeniz Teknik Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Trabzon.
- Celep, O., Alp, İ., Deveci, H., Vıcıl M. ve Yılmaz T.** (2006). Knelson santrifüj gravite ayırıcısı ile Mastra-Gümüşhane cevherinden altın kazanımı. *İstanbul Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Yerbilimleri Dergisi*, 19 (2), 175-182.

- Chmielewski, A.G., Urbanski, T.S., & Migdal, W.** (1997). Separation technologies for metals recovery from industrial wastes. *Hydrometallurgy*, 45 (3), 333–344.
- Chryssoulis, S.L., & Dimov S.** (2004). Speciation of sorbed gold. 36th *CMP Proceedings* (pp. 455-472). Ottawa: Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum.
- Corti, C.** (1997). Recovery and recycling in gold jewelery production. *Gold Technology*, 21, 9-14.
- Corti, C.** (2001). Assaying of gold jewelery-choice of technique. *Gold Technology*, 32, 20-30.
- Corti, C.** (2002). Platinum Metals Review. In D. Jollie (Ed.). *The Santa Fe Symposium on Jewelery Manufacturing Technology* (Vol.53, pp.198-203). U.K., Hertfordshire: Johnson Matthey.
- Cytec,** (2010). Mining Chemical Handbook. *Flotation of Sulfide Ores* (pp. 145-148), Cytec.
- Çalışır, A. Ç.** (2015). Kişisel Görüşme, 12 Ekim, Kütahya.
- Çelik, H.** (2004). Cevher mineralojisine göre altın üretim yönteminin tayini. *Celal Bayar Üniversitesi Soma Meslek Yüksekokulu Teknik Bilimler Dergisi*, 1, 55-77.
- Çilek, E. C.** (2006). Mineral Flotasyonu. Isparta: Süleyman Demirel Üniversitesi Yayını.
- Çilingir, Y.** (1996). Metalik cevherler ve zenginleştirme yöntemleri. İzmir: Dokuz Eylül Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Yayınları.
- Damjonavic, B., & Goode, J.R.** (2000). Canadian milling practice, *CIM Special*, 49, 3-74.
- Delahey, G., Martins, V., & Dunne, R.** (1992). Plant practice at the new celebration gold mine. *International Conference on Extractive Metallurgy of Gold and Base Metals* (pp. 95-101). Kalgoorlie October 26-28.
- Delfini, M., Manni, A., & Massacci, P.** (2000). Gold recovery from jewellery waste. *Minerals Engineering*, 13(6), 663-666.
- Deschenes, G., & Wallingford, G.** (1995). Effect of oxygen and lead nitrate on the cyanidation of a sulfide-bearing gold ore. *Minerals Engineering*, 8, 923-931.
- Deschenes, G., Lastra, R., & Fulton, M.** (2002). Effect of the mineralogy of sulphide-bearing gold ores on the performance of cyanidation and its control variables. *Proceeding of the Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors CIM* (pp. 325-338). Ottawa.
- Dinçer, H., & Önal, G.** (1998). The improvement of plant performance of Kütahya 100th Year Silver Plant. In S.Atak, G.Önal, M.S. Çelik (Ed.), *Proceeding of the 7th International Mineral Processing Symposium*, (pp. 573-576). Istanbul : Istanbul Technical University, September 15-17.

- Dunne, R.** (2005). Advances in Gold Ore Processing. In M.D. Adams (Ed.) *Flotation of gold and gold-bearing ores* (pp.309–345). Netherlands: Elsevier.
- Duman, İ.** (1995). Türkiye’de metalurji-çevre ilişkisi, *Türkiye’de ve Almanya’da Madencilik ve Metalurji Sempozyumu*, (s.171-173). İstanbul, İstanbul Teknik Üniversitesi, 28-29 Eylül.
- Durmaz, C.** (2012). *Kuyumculuk kökenli curuflardan fiziksel zenginleştirme yöntemleri ile altın kazanımı*. (Yüksek lisans tezi). İstanbul Teknik Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, İstanbul.
- Eldorado Gold Corporation.** (2007). Technical Report on the Efemçukuru Project.
- Erdem, B.** (2006). *İkincil kaynaklardan altın geri kazanımı ve rafinasyon prosesinin optimizasyonu*. (Yüksek lisans tezi). İstanbul Teknik Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, İstanbul.
- George, M.W.** (2013). USGS Minerals Yearbook, Gold (pp.1-19). Retrieved from <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/gold/myb1-2013-gold.pdf>.
- Gökçe, A.** (1995). Maden Yatakları. *Özel Maden Yatakları* (s.133-140). Sivas: Cumhuriyet Üniversitesi Yayınları.
- Gupta, A. & Yan, D.S.** (2006). *Mineral Processing Design and Operations: An Introduction*. Netherlands: Elsevier.
- Gül, A., Önal, G., & Kangal, O.** (2007). Gold Recovery by Gravity Methods. In G.N. Anastassakis, (Ed.), *XII Balkan Mineral Processing Congress*, (pp.121-126). Greece: National Technical University of Athens, June 10-14.
- Güldoğan, E.** (2015). Kişisel Görüşme. 19 Ekim, İstanbul.
- Güler, T., & Hiçyılmaz, C.** (2004). Hydrophobicity of chalcopyrite with dithiophosphate and dithiophosphinate in electrochemically controlled condition. *Colloids and Surfaces A: Physicochemical Engineering Aspect*, 235, 11-15.
- Gür, V.** (1996). Dünya altın madenciliği ve Türkiye'nin altın potansiyeli, *Jeoloji Mühendisliği Dergisi*, 49, 55-62.
- Habashi, F.** (1967). Kinetics and mechanism of gold and silver dissolution in cyanide solution. *Montana Bureau of Mines Geological Bulletin*, 59, 1-42.
- Habashi, F.** (1997). *Handbook of Extractive Metallurgy*. Germany: Wiley-VCH.
- Habashi, F.** (2013). Recent advances in gold metallurgy. *Madencilik*, 52(1), 3-17.
- Haque, K.E.** (1992). The Role of oxygen in cyanide leaching of gold ore. *CIM Bulletin*, 185, 31-37.
- Hedley, N., & Tabachnick, H.** (1968). Mineral Dressing. *Chemistry of Cyanidation*. USA, New Jersey: American Cyanamid Company.
- Henley, K. J.** (1975). Gold ore mineralogy and its relation to metallurgical treatment. *Minerals Science and Engineering*, 7(4), 289-312.

- Hilson G., & Monhemius A.J.** (2006). Alternatives to cyanide in the gold mining industry: what prospects for the future? *Journal of Cleaner Production*, 14, 1158-1167.
- Honoker, R.Q., Patil, D. P., Sirkeci, A., & Patwadhan, A.** (2001) Production of premium fuels from coal refuse pond material, *SME Annual Meeting*, U.S.A, Salt Lake City, February 28-March 1.
- Kakı, E.** (1995). Altının çözeltiye alınması için yeni bir yöntem. (Yüksek lisans tezi). Marmara Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, İstanbul.
- Kaplan, K.** (2003). *Türkiye 'de Kuyumculuk ve Altın*. İstanbul: İTO yayınları.
- Kaspin, S., Shaari, Z.M., & Mohamad, N.** (2009). An investigation on the effectiveness of traditional gold recovery process for jewellery scrap. Retrieved from http://ir.uitm.edu.my/3112/1LP_SAADIAH/_KASPIN_09_24.pdf.
- Kelebek, S., & Nanthakumar, B.** (2007). Characterization of stockpile oxidation of pentlandite and pyrrhotite through kinetic analysis of their flotation. *International journal of Mineral Processing*, 84, 69-80.
- Kırıkoglu, M. S.** (1990). Epitermal altın yataklarının oluşumu ve özellikleri *Madencilik*, 29(1), 41-50.
- Kinneberg, D., Mooiman, M., & Mueller, W.** (1996). Gold refining-past, present and future. *Proceeding of the 20th International Precious Metals Conference* (pp.433-445). U.S.A., California.
- Kiriş, K.** (1994). Altın; ekonomik yataklanma tipleri, arama safhaları ve maliyet, *Jeoloji Mühendisleri Odası Yayınları*, 44-45, 50-61.
- Klimpel, R.R.** (1999). Advances in Flotation Technology. In B.K. Parekh, J.D. Miller (Eds.). *A review of sulphide mineral collector practice* (pp.115-127). Littleton: SME.
- Knipe, S.W., Chrysoulis, S.L & Clements, B.** (2004). Flakey gold: Problems with recovery and mineralogical quantification. *Journal of the Minerals, Metals and Materials Society*, 56, 58-62.
- Kotze W., & Petersen, F.W.** (2000). Free gold recovery by coal-oil agglomeration. *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*, 100 (1), 57-62.
- La Brooy, S.R., Linge, H.G., & Walker, G.S.** (1994). Review of gold extraction from ores. *Mining Engineering*, 7(10), 1213-1241.
- Leppinen, J.** (1991). FTIR and flotation investigation of adsorption of diethyldithiophosphate on sulfide minerals. Technical Research Centre of Finland, Report No.726.
- Ling, P.** (1994). *A kinetic study of gold ore by cyanidation*. (Master's thesis). Toronto University, Canada.
- Ling, P., Papangelakis, V.G., Argyropoulos, S.A., & Kondos, P.D.** (1997). An improved rate equation for cyanidation of a gold ore. *Canadian Metallurgical Quarterly*, 35(3), 225-234.

- Ling, J.** (1998). *A study of a variable speed 3-in Knelson Concentrator*. (Doctoral thesis). McGill University, Department of Mining and Metallurgical Engineering, Montreal.
- Linge, H.G., & Welham, N.J.** (1997). Gold recovery from a refractory arsenopyrite (FeAsS) concentrate by in-situ slurry oxidation. *Minerals Engineering*, 10 (6), 557-566.
- Liu, G.Q., & Yen, W.T.** (1995). Effects of sulphide minerals and dissolved oxygen on the gold and silver dissolution in cyanide solution. *Minerals Engineering*, 8, 111-123.
- Longsdon, M.J., Hagelstein, K., ve Mudder, T.I.** (2001). Altın üretiminde siyanür yönetimi, ICME (International Council on Metals and The Environment).
- Madencilik Sektörü ve Altın Madenciliği Raporu,** (2011). Altın Madencileri Derneği, Ankara.
- Magumbe, L.** (2002). Process Desing for Gold Recovery from The Chester Deposit.(Master's thesis). Laurentian University, Canada.
- Manziek, L.** (1990). *Precious Metals Recovery and Refining*. U.S.A.: Ilse V. Nilsen.
- Marsden, J.O., & House, I.C.** (2006). *The Chemistry of Gold Extraction*. Colorado, Littleton: SME.
- Matson, R.F., & Fisher, B.M.** (1981). Recovery of Gold From Carbonaceous Ores, US Patent 4289532.
- Mehrotra, S. P., & Padmanabhan, P.H.** (1990). Analysis of flotation kinetics of Malanjkhanda copper ore, India, in terms of distributed flotation rate constant. *Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy Section C*, 99, 32-42.
- Mendiratta, N.K.** (2000). *Kinetic studies of sulfide mineral oxidation and xanthate adsorption*. (Doctoral thesis). Virginia Polytechnic Institute and State University, Virginia.
- Mingione, P.A.** (1990). Use of Aerophine 3418 A promoter for sulfide minerals flotation. *Proceedings of 22nd Canadian Mineral Processors Conference* (pp.485-508). Montreal.
- Mitchell, C.J., Evans, E.J., & Styles, M.T.** (1997). A review of gold particle size and recovery methods, BGS Technical report EC/97/14.
- Monte, M.B.M., Lins, F.F., & Oliveira, J.F.** (1997). Selective flotation of gold from pyrite under oxidizing conditions. *International Journal of Mineral Processing*, 51, 255-267.
- Monte, M.B.M., Dutra, A.J.B., Albuquerque, C.R.F., Tondo, L.A., & Lins, F.F.** (2002). The influence of the oxidation state of pyrite and arsenopyrite on the flotation of an auriferous sulfide ore. *Minerals Engineering*, 15, 1113-1120.
- Moses, L.B., & Petersen, F.W.** (1999). Flotation as a separation technique in the coal gold agglomeration process. *Minerals Engineering*, 13(3), 255-264.

- Nagaraj, D.R., Brinen, J.S., Farinato, R.S., & Lee, J.** (1991). A study of the interactions of dithionite monothiosphosphate with noble metals using electrochemical, wetting and spectroscopic methods. *Langmuir*, 8, 1943-1949.
- Nagaraj, D.R.** (1997). Developments of new flotation chemicals. *Transactions Indian Institute Metals*, 50(5), 355-363.
- Nsimba, E.B.** (2009) Cyanide and Cyanide Complexes in the Goldmine Polluted Land in the East and Central Rand Goldfields, South Africa. Retrieved from <http://wiredspace.wits.ac.za/bitstream/handle/10539/7052/MSc-dissertation-elysee.pdf>.
- O'Connor, C.T., & Dunne R.C.** (1991). The practice of pyrite flotation in South Africa and Australia. *Minerals Engineering*, 4(7-11), 1057-1069.
- Ofori, P., O'Brien, G., Hapugoda, P., & Firth, B.** (2014). Distributed flotation kinetics models – A new implementation approach for coal flotation. *Minerals Engineering*, 66-68, 77-83.
- Oygür, V.** (1990) Altın madenciliğinin yeniden doğuşu. *Jeoloji Mühendisliği Dergisi*, 17, 17-30.
- Oygür, V. ve Zambak, C.** (2005). *Altın Madenciliğinin Türk Ekonomisine Katkısı, Uluslararası Değerli Taşlar ve Metaller Sempozyumu*. İstanbul: Yurt Madenciliğini Geliştirme Vakfı Yayınları.
- Özel, Ö.** (2011). *Altın cevherinin zenginleştirilmesinde kullanılan yoğunluğa dayalı zenginleştirme yöntemleri ve örnek bir uygulama*. (Yüksek lisans tezi). Dokuz Eylül Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, İzmir.
- Öztürk, B., Perek, K.T. ve Arslan, F.** (2009). Ön havalandırma ve H₂O₂ ilavesinin masrafa altın cevherinin siyanür liçine etkisi. *Türkiye 21. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi* (s.515-520), Antalya, Mayıs 6-8.
- Patchejieff, B., Gaidarjiev, S., & Lazarov, D.** (1995). Opportunities for fine gold recovery from a copper flotation circuit using a Knelson Concentrator. *Minerals Engineering*, 7(2/3), 405- 409.
- Quach, T.** (1993). *Adsorption of gold cyanide on gangue minerals*. (Master's thesis). Monash University, Melbourne, Australia.
- Ren, X., Li, Q., Zhang, Y., & Liu, D.** (1994). A New Centrifugal Separator for Recovering Minerals from Fine and Ultrafine Sizes. *Innovations in Minerals Processing Conference* (pp.349-355). Canada, Sudbury, June 6-8.
- Roshan, B.B.** (1990). Hydrometallurgical processing of precious metal ores. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 6, 67-80.
- Roy, S.** (2009). Recovery Improvement of Fine Iron Ore Particles by Multi Gravity Separation, *The Open Mineral Processing Journal*, 2, 17-30.
- Ruihua, L., Jiranga C., Shaoxian S., & Shouci L.** (1997). Extracting Gold Fines from Pyrite Slag by Hydrophobic Flocculation Flotation. *Journal of University of Science and Technology Beijing*, 5(1), 1-4.

- Runge, K.C., Tabosa, E., & Jankovic, A.** (2013). Particle size distribution effects that should be considered when performing flotation geometallurgical testing. *The Second Ausimm International Geometallurgy Conference* (pp.335-344). Brisbane, September 30-October 2.
- Saager, R.** (1984). *Metallische rohstoffe von antimuan bis zirkonium*, Bank Vontobel, Zurich.
- Saymer, B.** (2012). *Siyanür liçinde altının aktif karbona adsorpsiyonunda çeşitli metallerin araştırılması*. (Doktora tezi). İstanbul Teknik Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, İstanbul.
- Senior, G.D., Shannon, L.K., & Trahar, W.J.** (1994). The flotation of pentlandite from pyrrhotite with particular reference to the effects of particle size. *International Journal of Mineral Processing*, 42, 169-190.
- Seyrankaya, A.** (2001). *Investigation of solubility kinetics of gold-bearing arsenopyrite ores in cyanide solution*. (Doktora tezi). Dokuz Eylül Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, İzmir.
- Sollom, K.** (1994). *Gümüş Rafinasyonu*. (Lisans Tezi). İstanbul Teknik Üniversitesi, Metalurji ve Malzeme Mühendisliği, İstanbul.
- Söderlund, J., & Johansson, B.** (2005). Knelson Concentrator-New Gravity Equipment at the Boliden Concentrator, (<http://www.knelsongravitysolutions.com/sites/knelsongravity/files/BolidenMineralABTechnicalPaper.pdf>).
- Suwanasing, P., & Salman. T.** (1970) Particle Size in Flotation Studies. *Canadian Mining Journal*, 91(12), 55-62.
- Syed, S.** (2006). A green technology for recovery of gold from non-metallic secondary sources. *Hydrometallurgy*, 82, 48–53.
- Syed, S.** (2012). Recovery of gold from secondary sources-A review. *Hydrometallurgy*, 115-116, 30–51.
- Sum, E.Y.L.** (1991). The Recovery of Metals from Electronic Scrap. *Journal Mineral Metallurgy Materials Society*, 43(4), 53–61.
- Şen, S., Seyrankaya, A., & Çilingir, Y.** (2005). Coal–oil assisted flotation for gold recovery. *Minerals Engineering*, 18, 1086–1092.
- Şensoy K.** (2015). Kişisel Görüşme. 7 Ekim, İstanbul.
- Taggart, A.F.** (1945). *Handbook of Mineral Dressing. Ores and Industrial Minerals* (Vol. 12, pp.116-119). New York: Wiley.
- Tanrıverdi, M.** (1997). *Dissolution and degradation behavior of certain metals in gold cyanidation process*. (Doktora tezi). Dokuz Eylül Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, İzmir.
- Teague, A.J., Van Deventer, J.S.J., & Swaminathan, C.I.** (1999). A conceptual model for gold flotation. *Minerals Engineering*, 12, 1000-1019.
- Toklu, H.Ö., ve Çilek E.C.** (2010). Kuyucak yöresine ait barit cevherinin flotasyonla zenginleştirilmesi. *Madencilik Dergisi*, 49(3), 23-29.

- Trahar, W.J.** (1981). A rational interpretation of the role of particle size in flotation. *International Journal of Mineral Processing*, 8, 289-327.
- Turan, A.** (2009). *Keban yöresi piritik refrakter altın cevherlerinin ateş analizi optimizasyonu*. (Yüksek lisans tezi). İstanbul Teknik Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, İstanbul.
- Türkiye Cumhuriyeti Ekonomi Bakanlığı** (2012). Altın Mücevherat Sektörü, İhracat Genel Müdürlüğü Maden, Metal ve Orman Ürünleri Daire Başkanlığı, Sektör Raporları.
- Url-1** <<http://www.seekingalpha.com>>, erişim tarihi 21.02.2014.
- Url-2** <<http://www.iar.com.tr>>, erişim tarihi 21.02.2014.
- Url-3** <<http://kozaaltin.com.tr/upl/turkiyemadencilerdernegialtin.pdf>>, erişim tarihi 24.02.2014.
- Url-4**<<http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/mcs/2015/mcs2015.pdf>>, erişim tarihi 03.06.2015.
- Url-5**<<http://www.enerji.gov.tr/tr-TR/Sayfalar/Altin>>, erişim tarihi 04.06.2015.
- Url-6**<<http://www.gold.org/supply-and-demand/turkey-gold-in-action>>, erişim tarihi 04.06.2015.
- Url-7**<<http://www.tuprag.com.tr/tr/projelerimiz/kisladag-altin-madeni/7/projenin-tanitimi-ve-amaci/24>>, erişim tarihi 04.06.2015.
- Url-8**<<http://www.alacergold.com.tr/operasyonlar/genel-bak%C4%B1%C5%9F>>, erişim tarihi 09.09.2015.
- Url-9**<<http://www.kozaaltin.com.tr/upl/2014-12M%20Türkçe.pdf>>, erişim tarihi 05.06.2015.
- Url-10**<<http://www.yildizlarsssholding.com.tr/topluluk-hakkinda>>, erişim tarihi 05.06.2015.
- Url-11**<<http://www.etigumus.com.tr/>>, erişim tarihi 05.06.2015.
- Url-12**<<http://www.metalurjik.net/>, erişim>, erişim tarihi 15.02.2015.
- Url-13**<<http://www.seprosystems.com>>, erişim tarihi 25.08.2015.
- Voisin, L.A.** (2012). Noble Metals. In Y. Su (Ed.) *Distribution of Precious Metals During the Reducing Pyrometallurgical Processes of Complex Copper Materials* (Vol. 3, pp.47-70). Croatia: Intech.
- Wadsworth, M. E.** (1999). Surface processes in silver and gold cyanidation. *International Journal of Mineral Processing*, 58, 351-368.
- Wall, N.C., Hughes-Narborough, C., & Willey, G.** (1992). Coal Gold Agglomeration: An Innovative Approach to The Recovery of Gold in Environmentally Sensitive Areas. In G. Özbayoğlu (Ed.), *4th International Mineral Processing Symposium* (pp.493-505). Turkey, Antalya, October 20-22.
- Wan, R.Y., & Miller J.D.** (1990). Research and development activities for the recovery of gold alkaline cyanide solution. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 6, 143-190.

- Wang, W., & Poling, G.W.** (1983). Methods for recovering fine placer gold. *CIM Bulletin*, 76, 43-56.
- Wills, B.A.** (1997). *Mineral Processing Technolgy*. Oxford: Butterworth-Heinemann.
- Winckers, A.** (2002). Overview of recent developments in flotation technology and plant practice for copper ores. *Proceedings of Mineral processing plant design, practice and control* (pp.1124-1140). Colorado: The society for mining, metallurgy and exploration.
- Woods, R., Basilio, C.I., Kim, D.S., & Yoon, R.H.** (1994). Chemisorption of ethyl xanthate on silver-gold alloys. *Colloid Surface A: Physicochemical Engineering Aspects*, 94, 67-74.
- Wu, X.Q., Gochin, R.J., & Monhemius, A.J.** (2004). The adhesion of gold to oil-carbon agglomerates. *Mineral Engineering*, 17, 33-38.
- Yan, D.S., & Hariyasa, H.** (1997). Selective flotation of pyrite and gold tellurides. *Minerals Engineering*, 10(3), 327-337.
- Yen, W. T., & Aghamirian, M. M.** (1998). Effect of sulfide minerals and dissolved ions on gold dissolution rate in oxygenated cyanide solution. *Proceedings of the international symposium on gold recovery* (pp.79-86).
- Yeniyol, M.** (2004). *Mineraloji*. İstanbul: Dilek ofset matbaası.
- Yüce, A. E., Kangal, M. O., Kökkılıç, O., Güney, A., & Gürkan, V.** (2009). Recovery of Gold Bearing Ores by Gravity and Flotation Techniques. In S. Krausz, L. Ciobanu, N. Cristea, V. Ciocan, G. Cristea (Eds.), *Proceedings of the XIII Balkan Mineral Processing Congress* (Vol. 1, pp.438-444). Bucharest, Romania, June 14-17.
- Yüce, A.E.** (2014). Cevher Hazırlama El Kitabı. İçinde G. Önal, G. Ateşok, K.T. Perek (Editörler), *Altın ve Gümüş Teknolojisi* (Böl.21), İstanbul: Yurt Madenciliğini Geliştirme Vakfı.
- Zhang, J., Zhang, Y., Richmond, W., & Wang, H.** (2010). Processing technologies for gold-telluride ores. *International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials*, 17, 1-10.
- Zheng, J., Ritchie, I.M., La Brooy, S.R., & Singh, P.** (1995). Study of gold leaching in oxygenated solutions containing cyanide-copper-ammonia using a rotating quartz crystal microbalance. *Hydrometallurgy*, 39, 277-292.

ÖZGEÇMİŞ



Ad Soyad : Şükriye Beste Aydın

Doğum Yeri ve Tarihi : İstanbul / 01.06.1982

E-Posta : even@itu.edu.tr

ÖĞRENİM DURUMU:

- **Lisans** : 2005, İstanbul Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği.
- **Yükseklisans** : 2009, İstanbul Teknik Üniversitesi, Cevher Hazırlama Anabilim Dalı.

MESLEKİ DENEYİMLER:

- Karadeniz Holding-Laboratuvar Sorumlusu, 2009-2010.
- RWTH Aachen-Misafir Araştırmacı, 10 Ekim 2014- 15 Nisan 2015.
- İstanbul Teknik Üniversitesi-Cevher Hazırlama Mühendisliği Bölümü-Araştırma Görevlisi, 06 Aralık 2010-28 Eylül 2015.

TEZDEN TÜRETİLEN YAYINLAR, SUNUMLAR

- Aydın D., **Aydın B.**, Gul A., 2012. Gold Recovery From Çanakkale Ores. *XIII. International Mineral Processing Symposium*, October 10-12, 2012 Bodrum, Turkey.
- **Aydın, Ş.B.**, Baştürkçü, H., Gül, A., 2014. Optimization Of Leaching Conditions Of Sulfide Gold-Silver Ore. *14th International Mineral Processing Symposium*, October 15-17, 2014 Kusadasi, Turkey.
- **Aydın, Ş.B.**, Baştürkçü, H., Gül, A., 2015. Evaluation Of Leaching Parameters For Gold Ore Containing Electrum. *XVI. Balkan Mineral Processing Congress*, June 17-19, 2015 Belgrade, Serbia.

- **Aydın, B.**, Basturkcü, H., Gul, A., 2015. Influence Of Pre-aeration On Cyanide Leaching Of A Non-refractory Sulphide Gold And Silver Ore, *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 51(2), 647-660.

DiĞER YAYINLAR, SUNUMLAR

- Gul, A., **Even, B.**, 2011. The Enrichment Of Molybdenum Ore With Flotation In Demirköy-Sivriler Kırklareli. *XIV Balkan Mineral Processing Congress*, June 14-16, 2011 Tuzla, Bosnia Herzegovina.
- Guven, O., **Even, B.**, Bulut, G., Yuce, A.E., 2012. Enrichment Of Disseminated Copper Ores By Flotation Method. *XIII. International Mineral Processing Symposium*, October 10-12, 2012 Bodrum, Turkey.
- Coskun, N., **Aydın, B.**, Güven, O., Eriş, İ., Benli, B., 2013. Recovery Of Fine Abrasive Garnet From The Restoration Of Historical Buildings Wastes. *XV. Balkan Mineral Processing Congress*, June 12-16, 2013 Sozopol, Bulgaria.
- **Aydın, Ş.B.**, Özer, M., Yüce, A.E., 2014. The Enrichment Of Chromite Ores In Finer Sizes By Using Gravity Separation Methods. *14th International Mineral Processing Symposium*, October 15-17, 2014 Kusadasi, Turkey.
- Güney, A., Sarıoglu B.S., **Aydın, Ş.B.**, 2014. Alternative Methods In The Pre-Concentration Of Epithermal Gold Ores: Gravity and Wet High Intensity Magnetic Separation. *14th International Mineral Processing Symposium*, October 15-17, 2014 Kusadasi, Turkey.
- **Aydın, B.**, Yenial, U., Basturkcü, H., Bulut, G., 2014. Removal Of Cadmium From Water With Orange Waste. IWA 6th Western European Young Water Professionals Conference, May 28-30, 2014 Istanbul, Turkey.
- **Aydın, B.**, Erturk, G., Bulut, G., 2014. The Effect Of Frothers On Coal Flotation. *XXVIII. International Mineral Processing Congress*, October 20-24, 2014 Santiago, Chile.
- Bastürkü, H., **Aydın, B.**, Özer, M., Yüce, A.E., 2015. Examination of Albanian Chromite Ores In Terms of Liberation Size and Ratio Problem. *24th International Mining Congress and Exhibition*, April 14-17, 2015 Antalya, Turkey.
- **Aydın, Ş.B.**, Özer, M., Yüce, A.E., 2015. Evaluation of Spiral Chromite Tailings of South Africa. *24th International Mining Congress and Exhibition*, April 14-17, 2015 Antalya, Turkey.
- Yüce, A.E., Bulut, G., **Even, B.**, Güven, O., 2015. Flotation Results Accuracy: The Right Mineralogy, Liberation Size And Process Parameters. *XVI. Balkan Mineral Processing Congress*, June 17-19, 2015 Belgrade, Serbia.
- Burat, F., Ozer, M., **Aydın, B.**, Onal, G., 2015. Beneficiation Of Oxidized-Sulfidized Complex Copper Ore By Flotation And Leaching. *XVI. Balkan Mineral Processing Congress*, June 17-19, 2015 Belgrade, Serbia.