

**KOKOYA ALTIN CEVHERİNİN DEĞERLENDİRME
OLANAKLARININ ARAŞTIRILMASI**

**INVESTIGATION OF THE EVALUATION POSSIBILITIES
OF KOKOYA GOLD ORE**

SERHAN UMURHAN

Prof. Dr. A. HAKAN BENZER
Tez Danışmanı

Hacettepe Üniversitesi
Lisansüstü Eğitim-Öğretim ve Sınav Yönetmeliğinin
Maden Mühendisliği Anabilim Dalı için Öngördüğü
YÜKSEK LİSANS TEZİ olarak hazırlanmıştır.

2017

SERHAN UMURHAN'ın hazırladığı “**Kokoya Altın Cevherinin Değerlendirme Olanaklarının Araştırılması**” adlı bu çalışma aşağıdaki jüri tarafından **MADEN MÜHENDİSLİĞİ ANABİLİM DALI**'nde **YÜKSEK LİSANS TEZİ** olarak kabul edilmiştir.

Prof. Dr. Volkan BOZKURT
Başkan



.....

Prof. Dr. Hakan BENZER
Danışman



.....

Prof. Dr. Abdullah OBUT
Üye




.....

Yrd. Doç. Dr. Hakan DÜNDAR
Üye



.....

Yrd. Doç. Dr. Okay ALTUN
Üye



.....

Bu tez Hacettepe Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü tarafından **YÜKSEK LİSANS TEZİ** olarak onaylanmıştır.

Prof. Dr. Menemşe GÜMÜŞDERELİOĞLU
Fen Bilimleri Enstitüsü Müdürü

YAYINLAMA VE FİKRİ MÜLKİYET HAKLARI BEYANI

Enstitü tarafından onaylanan lisansüstü tezimin/raporumun tamamını veya herhangi bir kısmını, basılı (kağıt) ve elektronik formatta arşivleme ve aşağıda verilen koşullarla kullanıma açma iznini Hacettepe üniversitesine verdiğimi bildiririm. Bu izinle Üniversiteye verilen kullanım hakları dışındaki tüm fikri mülkiyet haklarım bende kalacak, tezimin tamamının ya da bir bölümünün gelecekteki çalışmalarda (makale, kitap, lisans ve patent vb.) kullanım hakları bana ait olacaktır.

Tezin kendi orijinal çalışmam olduğunu, başkalarının haklarını ihlal etmediğimi ve tezimin tek yetkili sahibi olduğumu beyan ve taahhüt ederim. Tezimde yer alan telif hakkı bulunan ve sahiplerinden yazılı izin alınarak kullanması zorunlu metinlerin yazılı izin alarak kullandığımı ve istenildiğinde suretlerini Üniversiteye teslim etmeyi taahhüt ederim.

- Tezimin/Raporumun tamamı dünya çapında erişime açılabilir ve bir kısmı veya tamamının fotokopisi alınabilir.**

(Bu seçenekle teziniz arama motorlarında indekslenebilecek, daha sonra tezinizin erişim statüsünün değiştirilmesini talep etmeniz ve kütüphane bu talebinizi yerine getirirse bile, tezinin arama motorlarının önbelleklerinde kalmaya devam edebilecektir.)

- Tezimin/Raporumun tarihine kadar erişime açılmasını ve fotokopi alınmasını (İç Kapak, Özet, İçindekiler ve Kaynakça hariç) istemiyorum.**

(Bu sürenin sonunda uzatma için başvuruda bulunmadığım takdirde, tezimin/raporumun tamamı her yerden erişime açılabilir, kaynak gösterilmek şartıyla bir kısmı ve ya tamamının fotokopisi alınabilir)

- Tezimin/Raporumun 16/06/17 tarihine kadar erişime açılmasını istemiyorum, ancak kaynak gösterilmek şartıyla bir kısmı veya tamamının fotokopisinin alınmasını onaylıyorum.**

- Serbest Seçenek/Yazarın Seçimi**

16 / 06 / 17.....

(İmza)
Öğrencinin Adı Soyadı
Serhan UmutHAN

ETİK

Hacettepe Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, tez yazım kurallarına uygun olarak hazırladığım bu tez çalışmada,

- tez içindeki bütün bilgi ve belgeleri akademik kurallar çerçevesinde elde ettiğimi,
- görsel, işitsel ve yazılı tüm bilgi ve sonuçları bilimsel ahlak kurallarına uygun olarak sunduğumu,
- başkalarının eserlerinden yararlanılması durumunda ilgili eserlere bilimsel normlara uygun olarak atıfta bulunduğumu,
- atıfta bulunduğum eserlerin tümünü kaynak olarak gösterdiğimi,
- kullanılan verilerde herhangi bir tahrifat yapmadığımı,
- ve bu tezin herhangi bir bölümünü bu üniversitede veya başka bir üniversitede başka bir tez çalışması olarak sunmadığımı

beyan ederim.

16/06/2017

SERHAN UMURHAN

ÖZET

KOKOYA ALTIN CEVHERİNİN DEĞERLENDİRME OLANAKLARININ ARAŞTIRILMASI

Serhan UMURHAN

Yüksek Lisans, Maden Mühendisliği Bölümü

Tez Danışmanı: Prof. Dr. A. Hakan BENZER

Haziran 2017

Kokoya altın cevherinin siyanür liçi ile üretiminde etkili koşulların değerlendirilmesini baz alan bu çalışmada, cevher yapısı araştırıldıktan sonra cevhere en uygun üretim yöntemi belirlenmiştir. Cevher karakteristiğinin belirlenmesi amacı ile mineralojik analizlerin yanı sıra diagnostik liç testleri de yapılmıştır. Cevherin gravite yöntemi ile kazanıma uygun olup olmadığını tespit edebilmek için yapılan çalışmalardan olumlu sonuç alınmıştır. Gravite kazanımı ve siyanür liçi kombinasyonu ile oluşturulan yöntemde tane boyunun etkisinin araştırılması için, cevher farklı boylara öğütülerek testler tamamlanmıştır. İnce tane boylarında hem gravite hem de siyanür liçi verimleri artmıştır. Serbest altın içeriği nedeni ile iri boyda yapılan gravite testlerinde başarılı sonuçlar alınsa da siyanürlenme aşamasında belirlenen sürede iri tane altın çözünmemiştir. Çalışmalar sonucunda liç işlemi için cevherin optimum %80 -75µm olarak öğütülmesi gerektiği tespit edilmiştir. Bu koşulları sağlayabilmek için gerekli olan öğütme düzeneğine ait simülasyon çalışmaları ile değerlendirmeler yapılmıştır.

Anahtar Kelimeler: altın, liç, tane boyu, siyanür

ABSTRACT

INVESTIGATION OF THE EVALUATION POSSIBILITIES OF KOKOYA GOLD ORE

Serhan UMURHAN

Master of Science, Department of Mining Engineering

Supervisor: Prof. Dr. A. Hakan BENZER

June 2017

In this thesis study which based on to evaluation of effective conditions on cyanide leach of Kokoya gold ore, the optimal production method was identified after investigation of the ore structure. Diagnostic leach tests were performed as well as mineralogical analyses to determine the ore character. Tests which were performed to establish that if the ore was applicable for recovering with gravity, showed positive results. Tests were continued by grinding the ore in different grain sizes to examine the effect of grain size for the method which was created with the combination of gravity separation and cyanide leaching. Both the gravity separation recoveries and the cyanide leaching recoveries increased with fine grain sizes. Even positive results were obtained for gravity separation tests which done with coarse grain sizes containing free gold particles, coarse gold particles did not dissolve at a particular time for cyanide leaching. As the result of tests, it was confirmed that the ore should be ground to 80% -75 μm which was optimum grinding size. Evaluation was carried out with the simulation tests of grinding setup that provided the conditions.

Keywords: gold, leach, particle size, cyanide

İÇİNDEKİLER

Sayfa

ÖZET.....	i
ABSTRACT	ii
1. GİRİŞ.....	1
2. GENEL BİLGİLER	2
2.1. Altın Cevherlerinin Mineralojilerine Göre Üretim Yöntemleri.....	2
2.1.1. Serbest Öğütme Altın Cevherleri.....	5
2.1.2. Kompleks Altın Cevherleri	6
2.1.2.1. Siyanür Tüketici Altın Cevherleri	6
2.1.2.2. Oksijen Tüketici Altın Cevherleri	8
2.1.3. Refrakter Altın Cevherleri	10
2.2.1. Fiziksel Ön İyileştirme İşlemleri.....	11
2.2.2. Kimyasal Ön İyileştirme İşlemleri	12
2.2.3. Termal Ön İyileştirme İşlemleri.....	12
2.2.4. Biyolojik Ön İyileştirme İşlemleri.....	13
2.2.5 Basınçlı Oksidasyon ile Ön İyileştirme	15
2.3. Siyanür Liçi	18
2.3.1. Siyanür Liçi Prosesinin İncelenmesi.....	19
3. MALZEME ve DENEYSEL ÇALIŞMALAR.....	26
3.1.1. Mineralojik Analiz	26
3.1.3. Diagnostik Liç Testleri	34
3.2. Gravimetrik Zenginleştirme	37
3.3. Siyanür Liçi Testleri.....	39
3.3.1. Gravitasyon Atıklarına Liç Testi	39
3.3.2. Gravitasyon Konsantresinin Yoğun Liçi	41
3.3.3. Farklı Tane Boylarında Gravite Testleri	42
3.3.4. Farklı Tane Boylarında Liç Testleri	44
3.4. Öğütme Devresi Simülasyonu.....	46

4. SONUÇLAR VE ÖNERİLER.....	54
KAYNAKLAR.....	58
Ek 1. Bond İş İndeksi test sonuçları	61
Ek 2. Simülasyon çalışmaları	65

ÇİZELGELER

	<u>Sayfa</u>
Çizelge 2.1. Cevher refrakterliğinin sınıflandırılması	3
Çizelge 3.1 Kompozitlerin kimyasal kompozisyonları	30
Çizelge 3.2 Kompozitlerin mineralojik bileşenleri.....	31
Çizelge 3.3 Elementel tenör analizleri	31
Çizelge 3.4 Tane boyu dağılıma göre tenör analizleri	32
Çizelge 3.5 Bond İş İndeksi test sonuçları-Bilyalı değirmen.....	33
Çizelge 3.6 Bond İş İndeksi test sonuçları-Çubuklu değirmen.....	33
Çizelge 3.7 Bond Kırma İş İndeksi test sonuçları.....	34
Çizelge 3.8 Diagnostik liç testine göre altın/mineral ilişkiliği.....	35
Çizelge 3.9 Gravite test sonuçları (P80 850 µm).....	38
Çizelge 3.10 Şişe çevirme testi koşulları.....	39
Çizelge 3.11 Şişe çevirme test sonuçları ve kimyasal tüketimleri.....	40
Çizelge 3.12 Yoğun liç test parametreleri.....	41
Çizelge 3.13 Farklı tane boylarının gravite testlerindeki etkisi.....	42
Çizelge 3.14 Farklı tane boyu liç testleri parametreleri.....	44
Çizelge 3.15 Farklı tane boyunun liç performansına etkileri	45

ŞEKİLLER DİZİNİ

Sayfa

Şekil 2.1 Altın cevherlerinin sınıflandırılması	2
Şekil 2.2. CIP ve CIL akım şemaları	4
Şekil 2.3. Kompleks altın cevherlerin sınıflandırılması	6
Şekil 2.4. Siyanür tüketen kompleks altın cevherlerinin işlenmesinde izlenebilecek yollar.....	7
Şekil 2.5. Oksijen tüketici kompleks altın cevherlerinin üretiminde izlenebilecek yollar.....	9
Şekil 2.6. Altın adsorblayıcı cevherlerin üretiminde izlenebilecek yollar	10
Şekil 2.7. Refrakter cevherlerin ön hazırlığında kullanılan iyileştirme işlemleri.....	11
Şekil 2.8. Termal ön iyileştirme işlemleri ile altın üretiminde izlenebilecek yollar..	13
Şekil 2.9. Bakteriyel ön hazırlama işlemlerinde izlenebilecek yollar	15
Şekil 2.10. Basınçlı ön hazırlama işlemlerinde izlenebilecek yollar	17
Şekil 2.11. Basınçlı Oksidasyon için Kullanılan Otoklav Kesiti	17
Şekil 2.12. Solvent Ekstraksiyonu (İyon Değiştirme)	24
Şekil 3.1 Saprolite Kompozitinin elektron mikroskobu altında görünümü	27
Şekil 3.2 RC1 Kompozitinin elektron mikroskobu altında görünümü	28
Şekil 3.3 RC2 Kompozitinin elektron mikroskobu altında görünümü	29
Şekil 3.4 Kompozitlerin elementel dağılımları.....	30
Şekil 3.5 Kompozitlerin diagnostik liç tepkileri.....	36
Şekil 3.6 Kompozitlerin diagnostik liç kıyaslamaları.....	37
Şekil 3.7 KC-MD3 Knelson Konsantretör görseli ve şematik görünümü.....	38
Şekil 3.8 Şişe çevirme test düzeneği.....	40
Şekil 3.9 Yoğun liç testi %Au verimleri.....	41
Şekil 3.10 Tane boyunun gravite testlerine etkisi.....	44
Şekil 3.11 Simülasyon1 ile oluşan tane boyu dağılımları.....	47
Şekil 3.12 Simülasyon1 ile elde edilen akış oranları ve d80 değerleri.....	48
Şekil 3.13 Simülasyon2 ile oluşan tane boyu dağılımları.....	49
Şekil 3.14 Simülasyon2 ile elde edilen akış oranları ve d80 değerleri.....	50
Şekil 3.15 Simülasyon2 ile elde edilen hidrosiklon performans eğrileri.....	51
Şekil 3.16 Simülasyon3 ile oluşan tane boyu dağılımları (vorteks çapı: 80 mm)....	52
Şekil 3.17 Simülasyon3 ile oluşan tane boyu dağılımları (vorteks çapı: 82 mm)....	52

1. GİRİŞ

Altın metalurjinin gelişiminde baş rolde olan metaldir. Altının doğada metal olarak bulunması altın eldesinde avantaj sağlamaktadır. Eski çağlarda iri altın taneleri özgül ağırlığının da yardımı ile (19.3 g/cm^3) basit bir yıkama işlemi ile yanındaki kum ve çakıllardan ayrıştırılarak alınabilmekteydi. Ancak bu yöntem ile sadece gözle görülebilen saf altın taneleri elde edilebilmekteydi. İri boyda olmayan ve diğer metaller ile birlikte bulunan altının eldesi ise metalurjinin gelişimi ile sağlanmıştır.

Günümüzde cevherdeki gözle görülemeyecek kadar ince taneli ve dağılmış halde bulunan altın taneciklerini kazanmak için siyanür ile çözümlenmek, amalgamasyon ve klorlama tekniklerinden sonra geliştirilen ve en etkili olan yöntemlerdendir. Siyanürleme yöntemi basitliği ve etkililiği nedeni ile dünya çapında kabul görmüştür. Geleneksel yöntem olan gravite ile ayrıştırma ise daha modernleştirilmiş hali ile hala iri taneli altın cevherleri için kullanılmaktadır.

Hızla tükenmekte olan, su, oksijen, diğer mineraller, güneş ışığı ve bakteriler sebebi ile oksitlenen yüzeye yakın altın cevheri yatakları siyanürleme tekniği ile işlenebilir özelliktedir. Günümüzde toplam altın üretiminin 1/3'ü derin yataklardan, refrakter olarak nitelendirilen altın yataklarından yapılmaktadır ve oksitli cevherlerin işlenerek tüketilmesi nedeni ile bu oran artmaktadır[1]. Derin yataklardaki altın tanelerinin yüzeyleri sülfürlü mineraller ile kaplı durumda ise siyanür ile etkileşime geçemeyeceklerinden bu yöntem ile işlenebilmeleri zorlaşmaktadır. Bu oluşuma sahip altın cevherlerinin siyanür ile etkileşime geçebilmelerini sağlayacak ön hazırlama işlemlerine gerek duyulmaktadır.

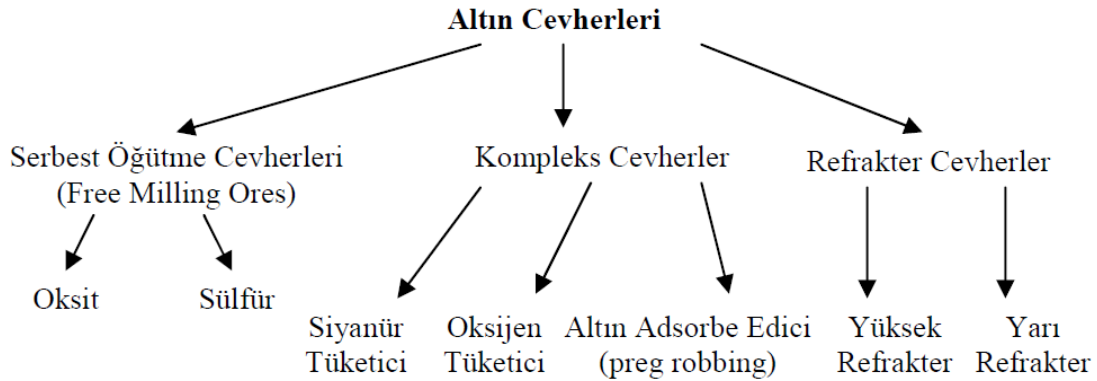
Bu tez çalışmasının amacı, gravite ve siyanür liçi kombinasyonu ile üretimi planlanan Kokoya cevherinden altın eldesinde uygun koşulların araştırılması ve değerlendirilmesidir. Amaca yönelik yapılan mineraloji belirleme, gravite ile zenginleştirme, siyanür ile çözdürme ve uygun tane boyu belirleme çalışmaları neticesinde cevherin ekonomik olarak kazanımı sağlanmıştır.

2. GENEL BİLGİLER

Bu bölümde altın cevheri türleri ve altının zenginleştirmesinde yaygın olarak kullanılan aynı zamanda bu tez çalışmasının ana konusunu oluşturan siyanür liçi ile altının kazanımına ilişkin detaylı literatür bilgileri verilmektedir.

2.1. Altın Cevherlerinin Mineralojilerine Göre Üretim Yöntemleri

Cevher oluşum türleri baz alındığında, altın cevherlerinin sınıflandırılması serbest öğütme cevherleri, kompleks cevherler ve refrakter cevherler olarak yapılabilmektedir (Şekil 2.1).



Şekil 2.1 Altın cevherlerinin sınıflandırılması

Konvansiyonel siyanür liçi ile en yüksek altın eldesi verimliliğini serbest öğütme cevherleri sağlamaktadır. Refrakter cevherler doğrudan siyanür liçi ile ekonomik olarak elde edilemeyen cevherlerdir. Bu tür cevherlerin işlenmesinde, siyanür liçi öncesinde ön hazırlık işlemleri uygulanmaktadır. Kompleks cevherler ise mineralojisinde siyanür ve/veya oksijen tüketen bileşenler ya da altını bünyesinde tutan bileşenler içermektedir. Şekil 2.2.'de verilen akım şeması siyanür ile liç devresine aittir.

Konvansiyonel siyanür liçinde altın eldesinin düşük olmasının ana nedenleri aşağıdaki gibidir:

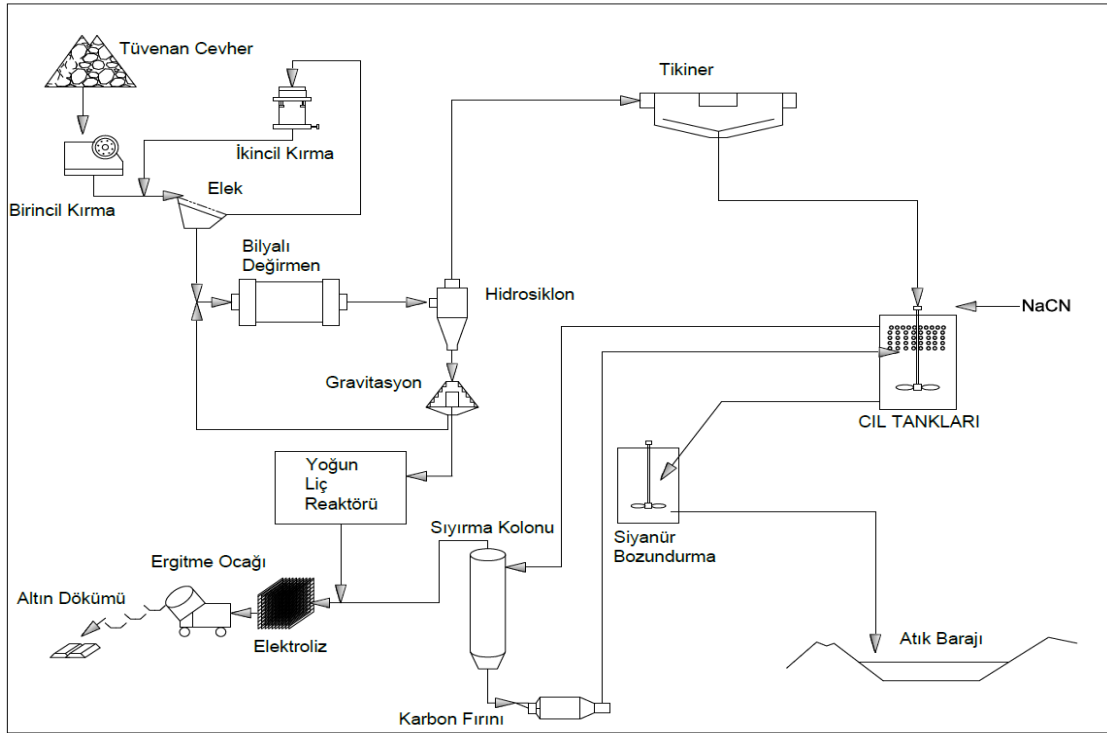
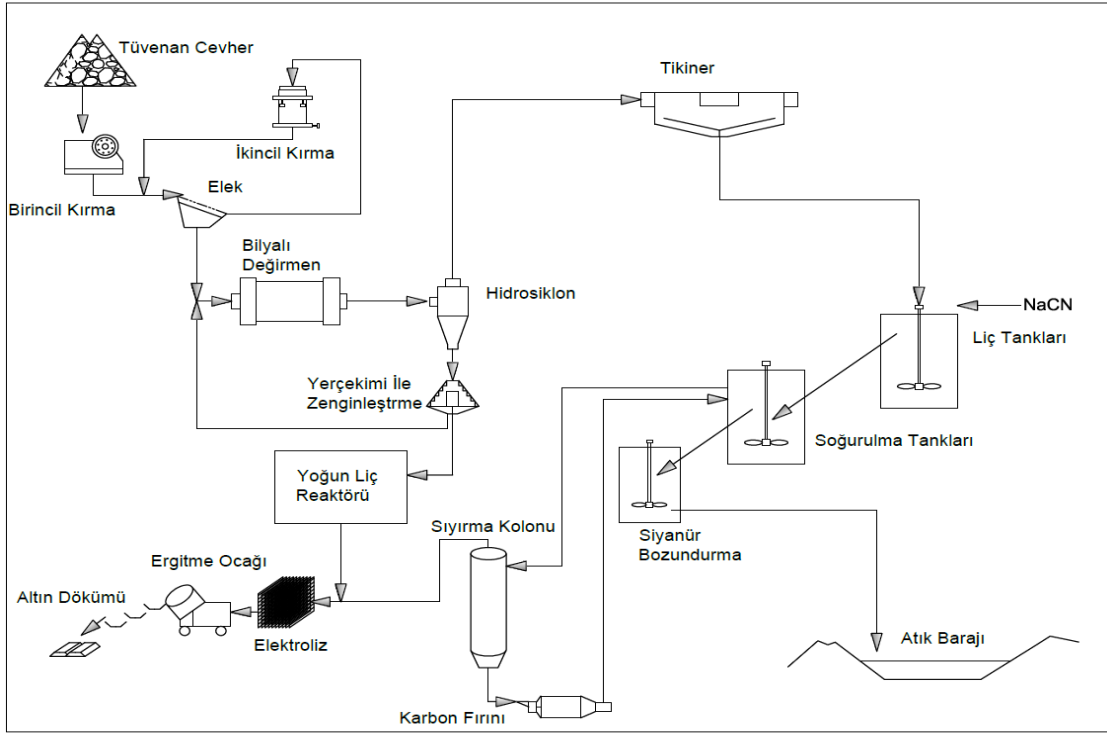
- Refrakter cevherlerde altın kilitle olarak bulunabilir ve bu nedenle tepkime için kullanılan siyanür altınla temas edemeyebilir.

- Cevherde siyanür ve/veya oksijen tüketen bileşenler ya da altını bünyesinde tutan bileşenler bulunuyorsa, tepkime için gerekli olan reaktiflerin bu bileşenler tarafından tüketilmesi ve ortamda yeterli oranda reaktif bulunmaması sebebi ile altın çözünemeyebilir.
- Çözünmüş altının çökmesine veya adsorbe edilmesine neden olabilecek bazı bileşiklerin cevherde bulunması verimi düşürebilir.
- Bazı altın içeren bileşikler ya da alaşımlar siyanür ile çözünemeyebilir (tellüritler ve arsenitler, aurostibnit (AuSb_2) ve maldonit (Au_2Bi)).
- Altının çözünme hızının önemli derecede düşüreceği şekilde demir oksit fazı ile kaplanmış olabilir [2].

Bu faktörlerden bir ya da birden fazlasının cevherde bulunması, cevheri işleyebilmek için gerekli olan yöntemi etkilemektedir. Bu nedenle işlenmek istenen cevherin ilk olarak refrakterlik derecesini belirlenmesi gerekmektedir. Çizelge 2.1’de cevher refrakterliği altın kazanım oranlarına göre kıyaslanmıştır.

Çizelge 2.1. Cevher refrakterliğinin sınıflandırılması

Altın kazanım oranı	Refrakterlik
Altın kazanımı: <%50	Yüksek refrakter
Altın kazanımı: %50-%80	Orta refrakter
Altın kazanımı: %80-%90	Hafif refrakter
Altın kazanımı: %90-%100	Refrakter olmayan (serbest öğütme cevherleri)



Şekil 2.2 CIP ve CIL akım şemaları

2.1.1. Serbest Öğütme Altın Cevherleri

Serbest öğütme cevherleri, diğer adı ile plaser cevherler herhangi bir ön hazırlama işlemi gerektirmeyen cevherlerdir. Bu cevherler fiziksel metodlar ile zenginleştirilmektedirler (gravite zenginleştirilmesi gibi). Gravite yöntemi ile zenginleştirme yapabilmek için geliştirilen Knelson ve Falcon konsantratörlerinde gravite kuvveti ile santrifüj kuvveti bir arada kullanılarak çok ince taneli altın partikülleri kazanılabilmektedir. Diğer bir fiziksel proses ise kömür-yağ aglomerasyonudur ve bu yöntem alivüal cevherler ve diğer serbest altın cevherleri için önerilmektedir [3].

Serbest öğütme cevherleri için altının siyanür ile temasının sağlanabileceği boya kırılıp öğütülmesi ile ön hazırlık aşaması tamamlanmaktadır. Bu cevherlerde altının tamamen serbestleşmesine gerek duyulmamaktadır.

Altın tenörü düşük olan serbest öğütme cevherleri için yığın liçi genel değerlendirme yöntemidir. İşletme maliyetleri düşük olan ve ocaktan çıkarılan cevhere direk olarak da uygulanabilen yığın liçi yönteminde, cevherin solüsyonu geçirebilecek yapıda olması en önemli faktörlerdendir. Geçirgenliği az olan cevherlerde, etki edilecek yüzey alanının artması için yığın liçi öncesinde kırma yapılmaktadır. Cevherin gözenek yapısı çok ince ise ve liç solüsyonunun temasında ve süzülmesinde etmesinde engel bulunuyorsa, bu sorun kireç, çimento veya polimerik reaktiflerle uygulanacak aglomerasyonla çözülebilir [4]. Yığın liçi uygulamalarında altın kazanım veriminin düşük olması (%60-80), düşük yatırım ve işletme maliyeti ile dengelenmektedir. Günümüzde yığın liçi prosesi 0.2 gr/ton gibi düşük bir tenöre kadar uygulanabilmektedir[5]. Yığın liçinden alınan altınca zengin liç çözeltilisine genellikle kolonda karbonlama (CIC) prosesi uygulanmaktadır.

Avustralya, Güney Afrika ve Kuzey Amerika'da serbest öğütme cevherlerinin işlenmesinde kullanılan genel yöntem karıştırmalı siyanür liçi ve ardından CIP veya CIC uygulamalarıdır. Bu sistemde katı-sıvı ayrımı ya da berraklaştırma gibi ekstra bir uygulamaya gerek duyulmadığından, zamanla çinko ile çöktürme yönteminin yerini almıştır. Cevheri liç içim hazırlama işlemi genelde birkaç basamaklı kırma ve öğütmeden oluşmaktadır.

Cevherdeki altının tane boyu çok ince olmadığına ve serbest tane altın içeriği bulunduğunda, liç öncesinde gravite ile zenginleştirmek faydalı olmaktadır. Bu yöntem sayesinde, siyanürleme prosesinden daha ekonomik olarak altın

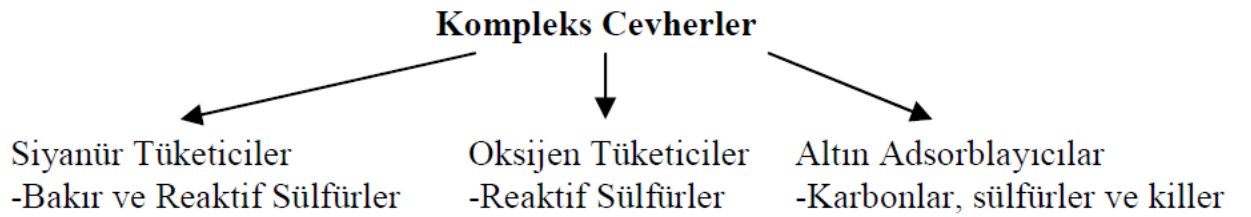
kazanılmakta, liç süresi kısaltılmakta ve altın minimum gecikme ile satışa sunulabilmektedir [6].

Cevherde refrakter unsurlar bulunmasına sebep olan serbest öğütme primer sülfür cevherlerine de oksitli cevherlerdekine benzer bir proses uygulanmaktadır. Bu cevherlerde ince boy öğütme ile liçin engellenmesi durumu ortadan kaldırılabilir[7].

Ortamda reaktif sülfürlerin bulunması durumunda oksijen ihtiyacı artmaktadır. Bu ihtiyacı karşılamak için liç tanklarına tazyikli hava veya güçlü oksidanlar verilmektedir. 1988'den itibaren, Avustralya'daki 30 civarında altın tesisinden en az 4 tanesi liç sırasında hidrojen peroksit ilavesi ve saf oksijen ilavesi yapmaktadır [8].

2.1.2. Kompleks Altın Cevherleri

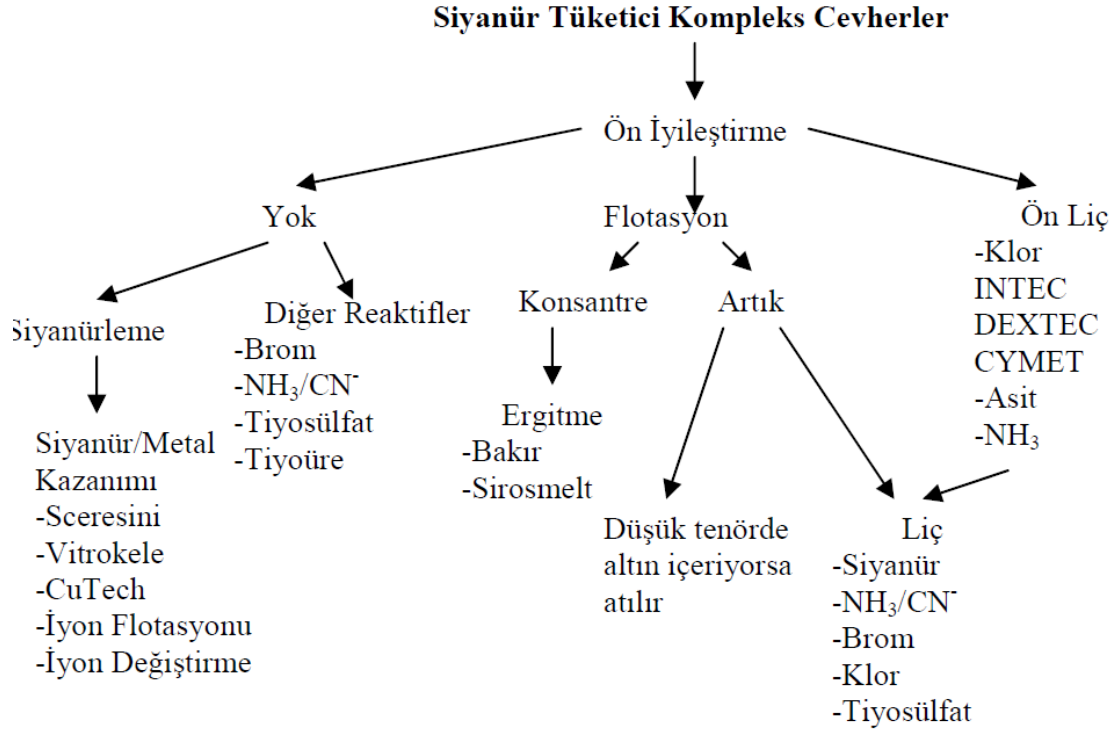
Kompleks cevherlerin sınıflandırılması Şekil 2.3'de gösterildiği gibidir.



Şekil 2.3. Kompleks altın cevherlerin sınıflandırılması

2.1.2.1. Siyanür Tüketici Altın Cevherleri

Cevherdeki altının elektrik halinde bulunması siyanür tüketimini yükseltmekte ve liç kinetiğini düşürmektedir. Bazı oksitli ve sülfürlü bileşenlerin, ortamdaki reaktiflerle tepkimeye girmeleri daha yüksek oranlarda siyanür tüketimine sebep olmaktadır. Oluşan yan reaksiyonlar yüksek siyanür tüketimi ile altının kazanım verimini azaltmakta ve üretim maliyetini yükseltmektedir. Şekil 2.4'de siyanür tüketen kompleks altın cevherlerinin işlenmesinde izlenebilecek yollar gösterilmiştir.



Şekil 2.4. Siyanür tüketen kompleks altın cevherlerinin işlenmesinde izlenebilecek yollar

Kompleks cevherler genellikle pirotit ($Fe_{(1-x)}S$), markasit (FeS_2), kovallit (CuS), digenit ($Cu_{1.8}S$), kalkosit (Cu_2S), arsenik ve antimuan sülfürler ve çinko sülfürler gibi sülfür mineralleri içerirler. Altın cevherlerinde %1'den fazla bakır sülfür mineralleri bulunduğu anda, siyanür liçi ile altın kazanımı genellikle ekonomik olmamakta ve bakırın uzaklaştırılması için kimyasal ön iyileştirme veya flotasyon uygulanmaktadır [9].

Cevherdeki bakır mineralleri, siyanür ile kompleksler oluşturarak (bakır(I)) aşırı siyanür tüketimine sebep olmaktadır. Bu mineraller, çözelti içeriğindeki siyanür/bakır oranına göre değişmek üzere $CuCN$, $Cu(CN)_2^-$, $Cu(CN)_3^{2-}$, $Cu(CN)_4^{3-}$ bileşikleridir. Bunlardan sadece $Cu(CN)_3^{2-}$ ve $Cu(CN)_4^{3-}$ altını çözebilmektedir [10]. Bakır mineralleri içeren altın cevherlerinde, bakır uzaklaştırmak üzere herhangi bir ön iyileştirme işlemi uygulanmadığında bakır-siyanür kazanımı sağlanması ile üretim ekonomik kalabilmektedir.

Sceresini prosesi ile bakır-siyanürden siyanür kazanımı sağlanmaktadır. Bu işlemde karbon tarafından abrosplanan bakır-siyanür bileşiği, bakır sülfat veya sülfür formunda kazanılmakta ve böylelikle siyanürün geri dönüşümü sağlanmaktadır [11]. Bakır-siyanür bileşiklerinin kazanımında farklı olarak iyon flotasyonu, Vitrokele,

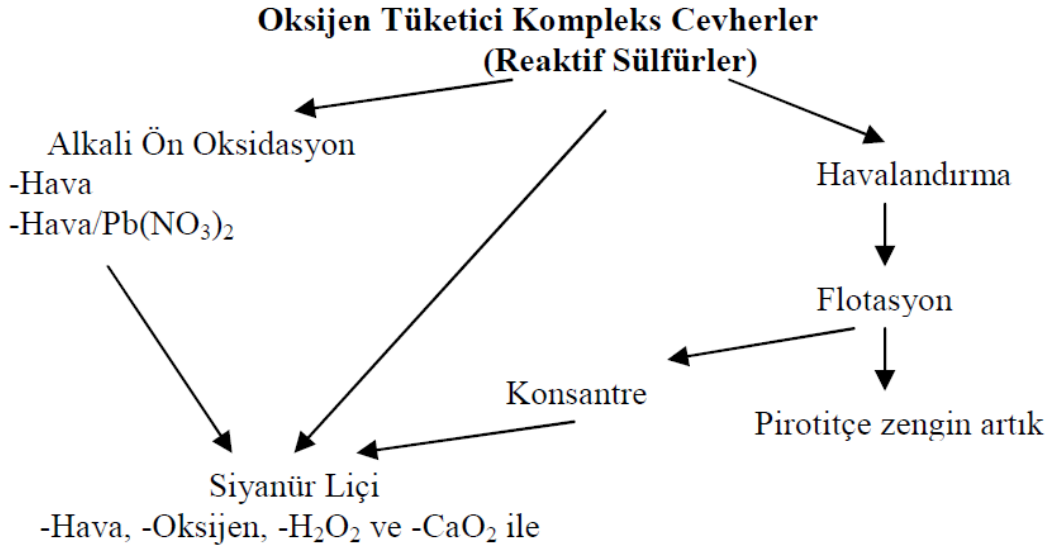
CuTech veya iyon deęiřtirici reęine prosesleri ile bakır-siyanür bileięinin kazanımı saęlanmaktadır.

Bu cevherlerde siyanüre alternatif altın çözücöleri olarak amonyak-siyanür, tiyosülfat ve tiyoüre gösterilmektedir. Altının seęimli olarak lię edilmesinde brom ve tiyosülfat sınırlı çözüme oranı saęlarken, bu oran siyanür ve tiyoürede daha yüksektir ve birbirlerine yakındır. Düşük bakır ięerikli cevherler ięin amonyak-siyanür, %60-%80 aralıęındaki altın kazanımı ve düşük oranda bakır çözüdümesi ile ideal bir çözücüdür [12].

Bakır ięerikli altın cevherlerine uygulanabilecek bir dięer yöntem ise 1990 yılında Batı Avustralya'da Rothsay madeninde denenen, siyanür lięi öncesinde bakır minerallerini uzaklařtırmak ięin elektrolitik ön lię (Intec prosesi gibi) uygulamasıdır [13].

2.1.2.2. Oksijen Tüketici Altın Cevherleri

Demir(II) bileęenlerinin demir(III) bileęenlerine ve sülfürün sülfata oksitlenmesinde olduęu gibi pirotit benzeri süflürlü mineraller yüksek miktarda oksijen tüketmektedirler. Gerekli oksijen saf oksijen, hidrojen peroksit veya kalsiyum peroksit gibi oksidantların ilavesi ile karřılanabilmektedir. Lię tanklarındaki çözünmüş oksijen miktarı elektrod ile kontrol edilmektedir. Proses suyunun tuzlu olması nedeni ile elektrod kalibrasyonunda sıkıntılar yařanabilmektedir. Proses suyunun tuzlu olmasının yanı sıra sülfür ve siyanür tepkimesi neticesinde tiyosiyanatlar oluşabilmekte ve bu da sıkıntı yaratabilmektedir. Oksijen tüketici kompleks altın cevherlerinin üretiminde izlenebilecek yollar Şekil 2.5'de verilmiştir. Havalandırma sonrasında uygulanacak flotasyon sayesinde oksitlenmiş süflürler flotasyon atıęına alınabilmektedir. Bu yöntem Three Mile Hill altın madeninde de (Coolgardie, Batı Avustralya) uygulanmaktadır [14]. Dięer bir uygulamada pirotit ięerięi düşük cevherler ięin alkali ön havalandırma ile pirotiti demir(III) oksit/hidroksit filmlerle pasifleřtirmek de yeterli olabilmektedir. Demir(III) oksit/hidroksit filmlerin siyanür çözültisi ięerisinde çözüme hızları pirotite göre daha düşüktür. Bu sayede siyanür lięi yöntemi daha efektif yapılabilmektedir. Kurşun ve/veya oksidant ilavesinin de ön havalandırma ve lię işlemlerinde faydalı olabileceęi bilinmektedir [15].



Şekil 2.5. Oksijen tüketici kompleks altın cevherlerinin üretiminde izlenebilecek yollar

2.1.2.3. Altın Adsorblayıcı Altın Cevherleri

Tıpkı aktif karbonun altını adsorbe etmesi gibi, cevherdeki karbonlu bileşenler de çözülmüş altını adsorbe etme özelliği taşımaktadırlar. Bu tarz cevherde bilinen en iyi örnek ABD'deki Carlin cevheridir. Bu cevherde karbonlu bileşenler $Au(CN)_2$ bileşimini adsorbe etmektedir. Carlin cevherinin Cl_2 (klorlama) ile ön oksitlenmesi sayesinde karbonlu malzemeler deaktive edilmektedir [16].

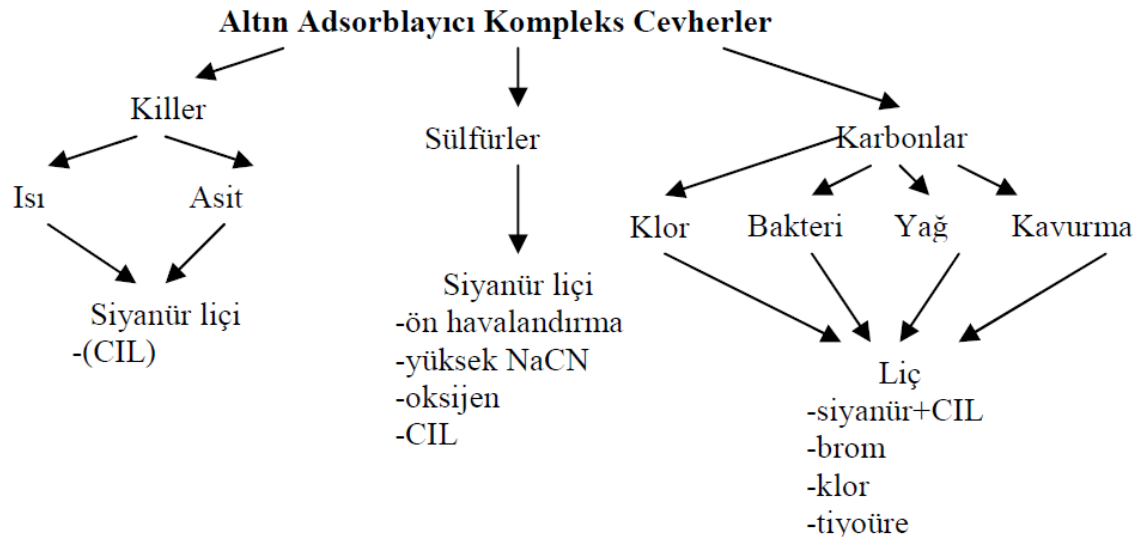
Karbonlu bileşenleri pasif hale getirebilmek için uygulanacak kavurma ve bakteriyel ön iyileştirme işlemleri cevherdeki altın adsorbe etme özelliğini yok etmektedir ve altın geleneksel liç yöntemleri ile kazanılabilmektedir. Düşük altın adsorplama özelliği olan cevherlerde ise liç esnasında ilave edilecek olan dizel veya gazyağı sayesinde bu özellik deaktive edilebilmektedir. Ancak bu işlem $Au(CN)_2$ bileşiminin karbon üzerine adsorbsiyonunda sorun yaratabilmektedir. Gazyağı ilavesi uygulaması Stawell, Victoria'da kullanılmakta olup, cevherlerindeki grafitik bileşenler daha az yüzey alanına sahip olduğundan altın adsorplama kapasiteleri aktif karbon kadar değildir. Buna rağmen ortalama 40 g/t altın adsorbe edebilmektedir [17].

Bazı kil mineralleri de $Au(CN)_2$ bileşimini adsorbe edebilmektedirler. Kil mineralleri aynı zamanda altın üzerinde oluşturdukları tabaklarla da altının siyanür ile buluşmasına engel olmaktadır. Hafif altın adsorplama özelliği, CIL prosesi

kullanıldığında aktif karbonun yüksek altın adsorplama kapasitesinden yararlanılarak yok sayılabilecek hale getirilebilmektedir. [18].

Altın adsorblanması düşük siyanür konsantrasyonlarında pirotit, pirit gibi bazı sülfürlerle de ortaya çıkabilir. Bu şartlarda, metalik altın sülfür mineralleri üzerine yapışabilir. Bu problem siyanür konsantrasyonunu arttırarak ve/veya ön havalandırma ile ortamı daha oksitleyici yapmak suretiyle kontrol altına alınabilir [19].

Altın adsorblayıcı kompleks cevherlerden altın üretiminde takip edilebilecek zenginleştirme işlemleri şematik olarak Şekil 2.6'da gösterilmiştir.



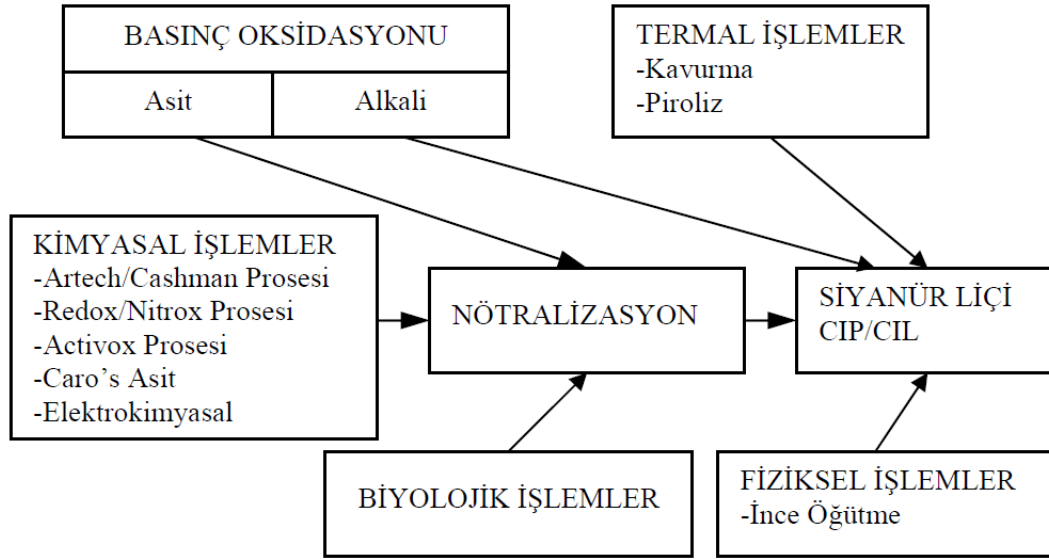
Şekil 2.6. Altın adsorblayıcı cevherlerin üretiminde izlenebilecek yollar

2.1.3. Refrakter Altın Cevherleri

Refrakter cevherlerde altın birçok biçimde bulunabilmektedir. Tane altın sülfürler, oksitler veya silikatlar içerisinde fiziksel olarak kilitli kalmış olabilmektedir. Arsenopirit gibi sülfürlü bileşenlerde sülfür kefesinde bulunabilmektedir. Alaşımlar ya da bileşikler şeklinde kimyasal olarak kilitli bulunabilmektedir ya da cevher yüzeyindeki kimyasal tabaka oluşumu nedeni ile altın aktif olarak siyanür ile etkileşmemektedir.

Altının genel olarak kilitli kaldığı sülfürlü mineraller arsenopirit, pirit ve kalkopirit mineralleridir. Cevher mineralojisi ve altının yerleşimine bağlı olarak seçilen refrakter sülfidik cevher üretim yöntemleri genel olarak zor ve karışık proseslerdir. Refrakter

altın cevherlerinin liç öncesi hazırlıklarında kullanılan iyileştirme işlemleri Şekil 2.7’de gösterilmiştir.



Şekil 2.7. Refrakter cevherlerin ön hazırlığında kullanılan iyileştirme işlemleri

2.2. Refrakter Cevherlerde Ön İyileştirme Yöntemleri

2.2.1. Fiziksel Ön İyileştirme İşlemleri

Refrakter altın cevherlerinde altın genel olarak yüzeyde olmadığından ya da sülfürlü bileşenlerle bağlı olduğundan, serbestleşmesi için uygulanabilecek olan tek fiziksel ön hazırlama işlemi ince öğütmedir. Cevherin konvansiyonel değirmenler ile %100 <math><38 \mu\text{m}</math> inceliğinde veya ince öğütme değirmenleri ile çok ince boyutlarda (1-20 $\mu\text{m}</math>) öğütmesi yapılabilmektedir. İnce öğütme değirmenlerinden karıştırmalı değirmen, öğütme tane boyu – enerji maliyeti bakımından en ekonomik değirmendir ancak genel olarak yarı refrakter cevherler için kullanımı uygundur. İnce öğütme prosesi ciddi enerji gereksinimleri nedeniyle maliyete etki etmektedir. Ekonomiklik açısından tüm cevherin ince öğütmesini yapmak yerine, tesislerde genel olarak yüksek tenörlü refrakter cevherlerin ince öğütmesini yapmak makul görülmektedir. Karıştırmalı değirmen ile ince öğütme işlemi halen Newcrest’in New Celebration işletmesinde (Kalgoorlie/Batı Avustralya) uygulanmaktadır. Bu tesiste liç artığından gravite yöntemi ile kazanılan refrakter pirit konsantresi, karıştırmalı değirmende tekrar öğütülerek liçe geri verilmektedir [20].$

2.2.2. Kimyasal Ön İyileştirme İşlemleri

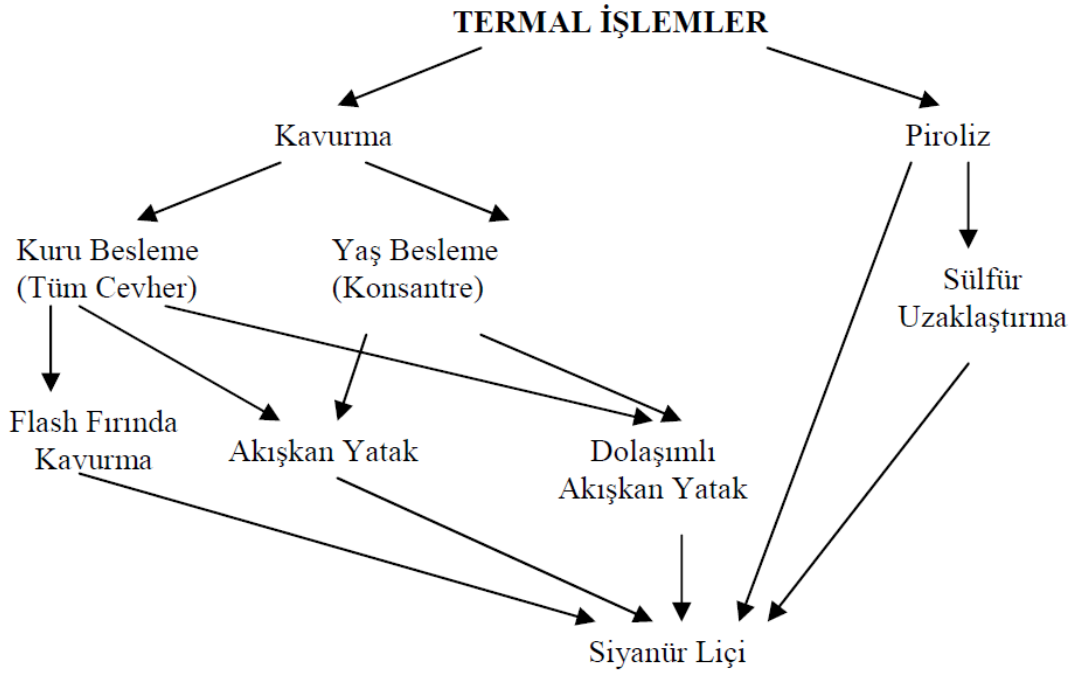
Metal sülfürleri oksitlemede kullanılan en iyi yöntemlerden biri basınçlı oksidasyondur. Çok çeşitli oksitleme yöntemleri vardır. Redox/Nitrox, Artech/Cashman, Activox, Caro's Asit, HMC boru reaktör prosesleri ve elektrokimyasal bulamaç prosesi bu yöntemlerden bazılarıdır. Bu yöntemlerde temel amaç asidik ortamlar sayesinde sülfür matrisini kırarak altını açığa çıkarmaktır. Oksitleme işlemlerinden sonra asidik ortamı nötralize etmeden tiyoüre, klor ya da brom liçi uygulaması yapılabileceği gibi nötralizasyon ile siyanür liçi de uygulanabilmektedir. Her yöntem neticesinde liç atığının nötralize elimesi zorunluluğu bulunmaktadır. En etkili yöntem olan basınç oksidasyonuna alternatif olarak Redox/Nitrox, Artech/Cashman, Activox prosesleri pilot ölçeklerle denemiştir. Bu proseslerde yüksek basınca göre hafif oksidasyon şartları kullanılabilirdiği gözlenmiştir. Activox prosesinde, sülfürlü yapıyı kırabilmek için çok ince öğütme uygulandıktan sonra hafif oksidasyon şartları kullanılabilir. Redox/Nitrox prosesi nitrik asitle oksidasyon esasına dayanmaktadır. Basınçlı hipoklorik asit liç yöntemi olan Artech/Cashman prosesi kalsiyum iyonlarının varlığında yapılmaktadır. Metal sülfürlerin atmosfer basıncı altında 60-80 °C'de oksitlenmesi amacıyla Caro's asidinin (H_2SO_5) oksidant olarak kullanımı ve arsenopirit içeren pülpün elektrokimyasal proses ile ön hazırlanması laboratuvar ölçekte denenmiştir.

2.2.3. Termal Ön İyileştirme İşlemleri

Termal işlemler de tıpkı kimyasal ön iyileştirme işlemleri gibi sülfür fazını kırıp altını erişilebilir kılmak için kullanılmaktadır. Kavurma işlemi ile sülfürlü mineraller oksijen varlığında oksitli minerallere dönüştürülmektedir. Piroliz işleminde ise sülfürlü mineraller reaksiyon ürünlerine dönüştürülmektedir. Piroliz işlemi kavurmaya göre daha az tercih edilmektedir. Kavurma işlemi pirolize göre daha ekonomiktir ve verim açısından daha çok tercih edilmektedir. Ancak baca emisyonlarında salınan sülfürdioksitin kontrol güçlüğü maliyeti arttırmaktadır. Yanı sıra arsenopiritik altın cevherlerinde kavurma işlemi kontrol altında tutulmadığında altın kazanım değerleri istenilen yönde olmayabilmektedir. Kavurma işleminin amaçlarından ilki metal sülfür fazının parçalanması ve sülfür içerisindeki altının açığa çıkarılması iken, yanı sıra yüksek yüzey alanına sahip ve porozitesi yüksek kalsine hematit üretimi sağlanmaktadır. Aynı zamanda kalsine içerisindeki reaktif tüketici bileşenlerin

(pirotit, ferrik sülfat gibi) etkilerinin azalması, arsenik ve sülfür değerlerinin çevresel etki açısından kabul edilebilir formlara dönüşümü de kavurma ile sağlanmaktadır.[21].

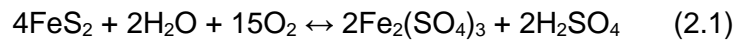
Sülfürlü cevherlerin kavrulmasında en çok kullanılan kavurucu tipleri, sabit akışkan yataklı ve dolaşimli akışkan yataklı kavuruculardır.



Şekil 2.8. Termal ön iyileştirme işlemleri ile altın üretiminde izlenebilecek yollar

2.2.4. Biyolojik Ön İyileştirme İşlemleri

Sülfürlü minerallerin kafes yapılarını parçalayarak içindeki altının bir sonraki aşama olan siyanür liçine hazırlanması için kullanılan bir diğer ön iyileştirme yöntemi biyooksidasyondur. Tiyobasillus ferro oksidant gibi bakteriler kullanılarak sülfür minerallerinin oksidasyon hızını arttırmakta kullanılan biyooksidasyon işleminde pirit için oksidasyon denklemi Eşitlik 2.1'de verilmiştir [22].



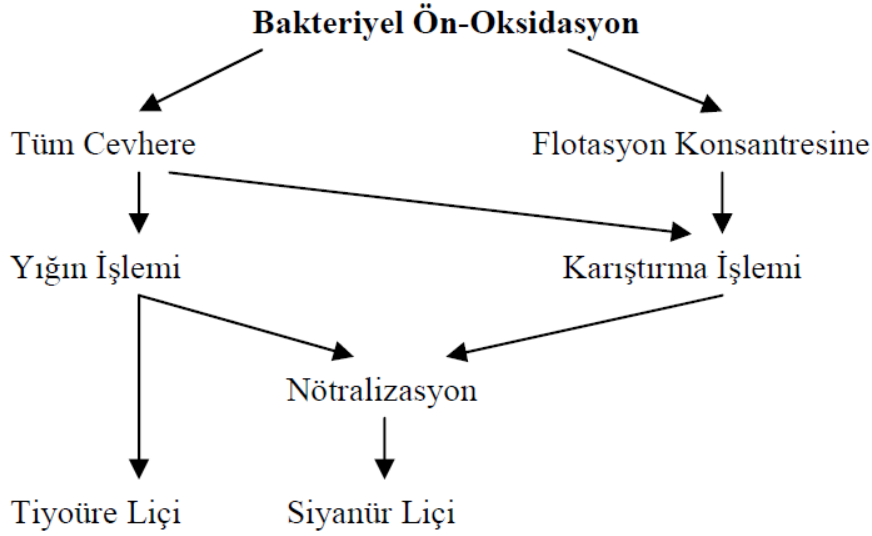
Biyooksidasyon uygulaması, 1992'den beri 40 t/gün kapasiteli Harbour Lights altın madeninde (Batı Avustralya) Gencor Sirketi (Güney Afrika) patentli BIOX prosesi şeklinde kullanılarak arsenopiritik konsantreler işlenmesine katkıda bulunmaktadır. Sao Bento (Brezilya) altın madeninde ise BIOX/basınçlı oksidasyon kombinasyonu

kullanılmaktadır. Bu kombinasyon sayesinde işletme maliyeti düşürülmüş ve tesis kapasitesi arttırılmıştır.

BIOX işleminde kullanılacak olan sülfür minerallerinin serbestleşmesi için öncelikli olarak kırma ve öğütme işlemi uygulanmaktadır. Öğütme sonrasında sülfürlü minerallerin köpük flotasyonu ile kazanımı sağlanmaktadır. Beslenen cevherin ağırlıkça yaklaşık olarak %5 - %10 oranındaki kısmı flotasyon konsantresine alınmaktadır. Beslenen cevherdeki altın çoğunluğu (>%90) bu şekilde konsantreye geçmektedir. Yeniden öğütülen ön konsantre bakterilerin bulunduğu ve hava beslemesinin yapıldığı karıştırılmalı tanklara verilmektedir. Bu proseste ana etmenler sıcaklık, çözünmüş oksijen derişimi, pH ve besleme miktarıdır. Uygulamada pülpün tankta kalma süresi 4-5 gün olmaktadır. Etkileşim süresi sona erdiğinde oksitlenmiş bulamaç ters akımlı bir seri tikinde yıkanmakta ve ardından siyanür ile liç edilmektedir. Katı/sıvı ayırımı neticesinde alınan çözelti nötrlenmekte ve oksidasyon sırasında çözünen arsenik ferrik arsenat şeklinde çökelmektedir [23].

Biyooksidasyon yöntemi sadece sülfürlü cevherlerdeki altını almaya yönelik değil, aynı zamanda içeriğinde altın çöktürücü unsurlar içeren karbonlu altın cevherleri için de tasarlanmıştır. Ancak bu işlem altın endüstrisi için henüz gelişme evresindedir. Yöntemin geliştirilebilmesi için altının asidik ortamlarda kazanımını sağlayan sistemlere ihtiyaç duyulmaktadır [24]. Biyolojik ön hazırlama ile altın kazanımında kullanılabilecek akış Şekil 2.9'da verilmiştir.

Ubalchini tarafından Atoroma altın madeninden (Bolivya) alınan pirotitli refrakter altın cevheri üzerinde laboratuvar ölçekte biyooksidasyon çalışmaları yapılmıştır [25]. Çalışmalarda görülmüştür ki 24 saatlik direk siyanür liçi uygulanan cevherin siyanür tüketiminin oldukça yüksek olmasına rağmen (16 kg/t) biyooksidasyon sonrası yapılan siyanür liçine göre %20'den düşük altın kazanımı sağlamıştır.



Şekil 2.9. Bakteriyel ön hazırlama işlemlerinde izlenebilecek yollar

Biyooksidasyon prosesinin avantajlarından bazıları yüksek basınçlı ekipmanlar gerektirmemesi, kavurma – basınçlı oksidasyon gibi yöntemlerle kıyaslandığında düşük yatırım ve işletme maliyetlerinin olması, atmosferik kirlilik yaratmaması, tesis dizaynındaki basitlikten dolayı işletmeye geçiş süresinin kısa olmasıdır. Ancak bunların yanı sıra düşük reaksiyon hızına sahip olması (sülfür konsantreleri için birkaç gün süreli oksidasyon), sıcaklığın ayarlanamaması durumunda bakterilerin ölmesi, düşük pH değerlerinden dolayı korozyona sebep olmasım ve köpürme problemlerinin oluşması gibi dezavantajları da vardır [26].

2.2.5 Basınçlı Oksidasyon ile Ön İyileştirme

Basınçlı oksidasyon ardından uygulanan yöntem siyanürlemedir. Siyanürleme için asidik ortamdan alınan bulamaçın nötrleştirilmesi gerekmektedir. Aşamaların çok olması ve maliyet yaratması nedeni ile nötralizasyonu ortadan kaldırmak için asidik liç sistemleri üzerinde çalışmalar devam etmektedir. Yüksek basınç oksidasyonu ile altın kazanımında izlenebilecek yollar Şekil 2.10'da verilmiştir.

Refrakter sülfür minerallerine basınçlı oksidasyon uygulamak yaygın bir teknolojidir. Ancak basınçlı oksidasyon tesisleri teknoloji ve yüksek yatırım maliyetleri gerektirmektedir. Bu nedenle cevherin bir kısmı sülfürlü ise farklı ön iyileştirme yöntemleri tercih edilebilmektedir. İşlenecek cevherin tamamı sülfür içeriğinden uzaklaştırılması gerekiyorsa basınç oksidasyonu en uygun yöntemdir [27].

Basınç oksidasyonu asidik ortamda tipik olarak 170-225°C sıcaklıkta, 1-3 saat arası bir oksidasyon süresinde ve 4-5 kompartmandan oluşan otoklavda gerçekleştirilmektedir(Şekil 2.11). Sülfürün sülfata geri dönüşümsüz olarak oksidasyonunu sağlamak için sistem sıcaklığının 160°C nin üzerinde tutulması gerekmektedir. Düşük sıcaklıklarda yapılan oksidasyonda erimiş sülfür siyanürleme aşamasında siyanür tüketimine neden olmaktadır. Otoklav içerisinde ilk olarak pirit ve arsenopirit çözünerek ferrik, sülfat ve arsenat iyonlarını oluşturmaktadır. Oluşan iyonlar işlemin devamında hidroliz ile katı formlar olan scorodit, hematit, demir(III) sülfat ve jarositlere dönüşmektedir.

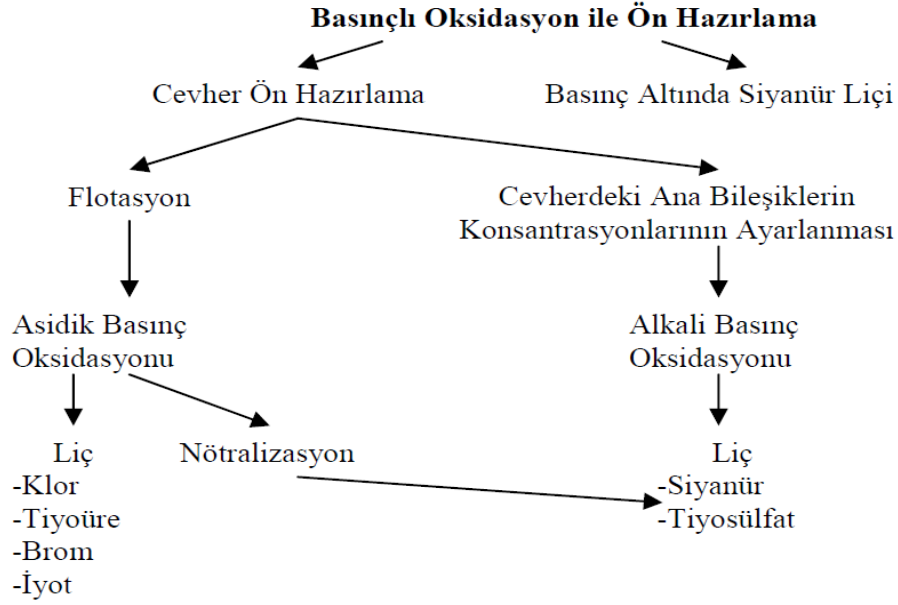
Oksitleme tepkimesinin hızı mineral yüzeyine aktarılan oksijen miktarı ile kontrol edilmektedir. İnce öğütme uygulandığında cevher yüzey alanı artacağından tepkime hızında da artış görülmektedir.

Otoklav içerisinde çözünmeye yardımcı olması için sisteme oksijen verilmektedir. Oksijen oranı, otoklavda toplam basınç 1100-3200 kPa iken oksijenin kısmi basıncı 350-700kPa olacak şekilde ayarlanmaktadır. Ortamda oksijenin artması (kısmi basıncının artırılması) oksitlenme oranını da hızını da arttırmaktadır. Ancak içeride oksijen yoğunluğu yükseldikçe ısıda da bir artış olmakta ve bu durum sistem ekipmanlarının zarar görmesine neden olmaktadır. Redoks tepkimesi için gerekli potansiyelin sağlanabilmesi için ortam pH değeri 2'nin altında tutulmaktadır. Cevherdeki sülfürlerin sülfürik aside oksidasyonu ortam pH'nın düşük kalmasına katkı sağlamaktadır.

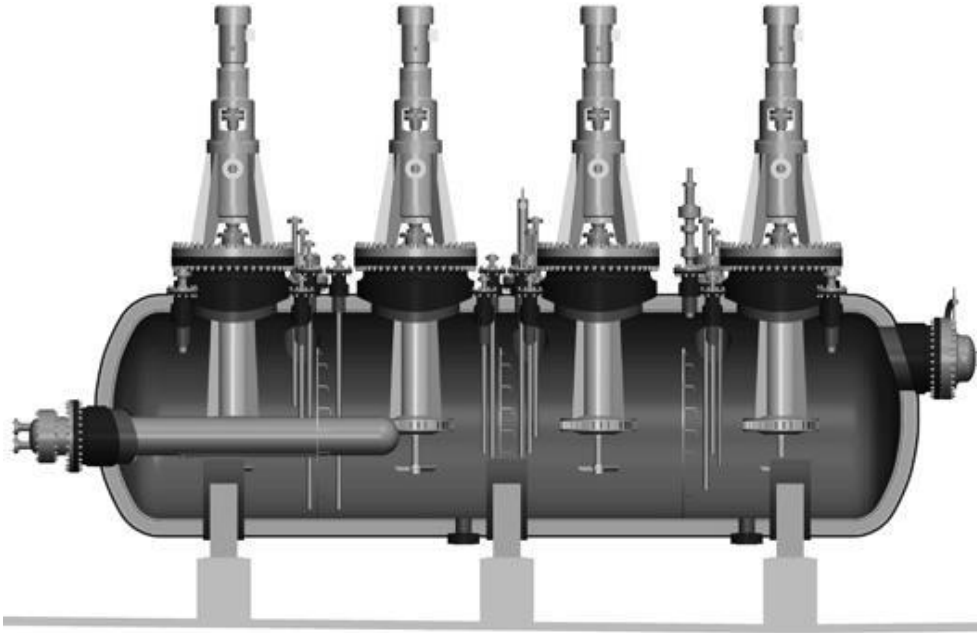
Asidik basınç oksidasyonunun ilk uygulaması Homestakes McLaughlin madeninde (Kaliforniya) yapılmıştır. Tesiste 2200 kPa toplam basınç değeri olan otoklavlar kullanılmaktadır. 90-120° C'ye önceden ısıtılmış olan pülp otoklava beslenmekte ve sülfürik asit ilavesi ile pH1.8-1.9 civarında tutulmaktadır. Otoklavın dört kompartmanının her birinde pülp başına 35-45 kg/t oksijen verilmektedir. Oksitlenmiş pülp 175°C ile otoklavdan çıkmakta ve asitten uzaklaştırılması amacıyla tikinerlere beslenmektedir. Siyanür liçi önceki kireç ilavesi ile pülpün pH'ı 10.8'e yükseltilmektedir. Madende altın kazanımı %92 oranlarına ulaşmaktadır. Aynı cevher direk olarak siyanür liğine tabi tutulduğunda altın kazanım oranı çok geniş bir aralık olan %5-80 arasında gerçekleşmektedir.

Alkali basınç oksidasyonu yüksek karbonat (>%10 CO₃⁻²) ve düşük sülfür (<%2) içeren cevherlerin nötr koşullarda oksidasyonu için yapılır. Bu işlem 220°C de 3300 kPa toplam basınç ve 140-180 kPa kısmi oksijen basıncında gerçekleştirilir. Bu

koşullarda pirit demir oksitler/hidroksitler ve sülfürik aside dönüşür. Alkali basınç oksidasyonunun yatırım maliyeti asidik basınç oksidasyonundan düşük olmasına rağmen, oluşan demir oksitler/hidroksitler altını kaplayacağından altın kazanım oranı daha azdır [28].



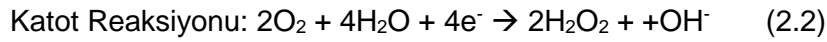
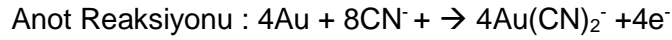
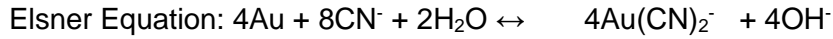
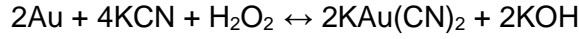
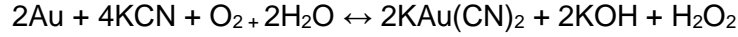
Şekil 2.10. Basınçlı ön hazırlama işlemlerinde izlenebilecek yollar



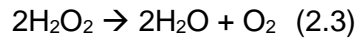
Şekil 2.11. Basınçlı Oksidasyon için Kullanılan Otoklav Kesiti

2.3. Siyanür Liçi

En yaygın şekilde kullanılan altın kazanım prosesidir. Siyanür çözeltisi içerisinde kireç ve çözünmüş oksijen varlığında altının çözünmesidir (Eşitlik 2.2).



Hidrojen peroksitin büyük bir kısmı bozulmaktadır (Eşitlik 2.3):



Pirit ve arsenopiritli kompleks cevherler dışında, fiziksel ve fizikokimyasal yöntemlerin yetersiz kaldığı düşük tenörlü ve çok ince taneli tüm altın cevherlerinin ekonomik koşullarda değerlendirilmesine olanak sağlayan siyanürleme yöntemi, günümüzde altın üretiminde tek seçenek olarak uygulanmaktadır. Pirit ve arsenopiritli altın cevherlerinin flotasyon ile zenginleştirilip kavruktan sonra siyanürlenmesi, siyanür tüketimini azaltmaktadır. Siyanürleme ile sıvı faza geçen altın, doğrudan çöktürme veya aktif karbona soğurma (adsorption), geri sıyırma (stripping) ve elektroliz işlemlerinden oluşan hidrometalurjik proseslerle elde edilir.

Siyanürleme yöntemiyle cevherden altın üretimi ;

- Kırma-Öğütme
- Siyanürleme
- Sıvıdan geri kazanma
- Atıkların değerlendirilmesinden oluşan dört aşamadan meydana gelmektedir.

Kırma öğütme aşamasında, 30-40 µm'den daha küçük boyutlarda altın içeren ve cevher zenginleştirme yöntemleriyle değerlendirilmeyen düşük tenörlü altın cevherinin doğrudan siyanürlenmesinde, siyanür çözeltisinin diffüzyon yoluyla veya serbestleşen altın taneciklerinin yüzeyi ile temasının sağlanabilmesi için birinci ve ikinci kademe kırıcılardan geçirilen cevher, çoğunlukla 75 µm veya daha ince boyuta öğütülmektedir. Yığın liç uygulamalarında, cevherin geçirgenlik ve diffüzyon özellikleri kırma boyutunu belirlemektedir. Katı fazdaki altının siyanürle çözüldürülerek sıvı faza geçirilmesinde uygulanacak en uygun siyanürleme

yönteminin seçiminde cevherin özellikleri, tenörü ve altının tane boyutu dikkate alınmalıdır. Tank liç yöntemi birincil ve ikincil kırıcılar ile bilyalı veya çubuklu değirmenlerden geçirilerek en uygun tane boyutuna kadar öğütülen cevher, karıştırıcılı ve hava beslemeli tanklarda siyanürleme işlemine alınmaktadır. Ortamın siyanürü çoğunlukla %0.1'in altında, pH değeri ise sönmüş kireç veya sodyum hidroksit ilavesiyle 10-11 aralığında tutulmaktadır. Tanklarda belirli süre karıştırılan pülp içindeki altın sıvı faza geçmektedir. Yığın liç yöntemi ile Au ve Ag gibi değerli metaller, yığın haline getirilmiş cevher üzerine siyanür püskürtmesiyle yıkanarak elde edilmektedir. Prosesin başlangıcında, cevher kırılarak geçirgen olmayan bir zemin üzerine yığılmaktadır. Yığın tabanında geçirimsizliği sağlamak amacıyla kil, asfalt, çimento ve plastik örtü gibi çeşitli malzemeler kullanılmaktadır. Böylece yığın tabanında iyi bir geçirmezlik yüzeyi oluşturulmaktadır. Genel olarak bu geçirimsiz örtü üzerine, ince bir çakıl tabakası serilmektedir.

Yığın liçi yönteminden iyi bir sonuç alınabilmesi için altın ve gümüşü tutan minerallerin karbonlu malzeme içermemesi, yüksek derecede siyanür tüketen bileşenlerle kireç tüketimine neden olacak asit yapıcı bileşenlere sahip olmaması, yığın içerisinde siyanür çözeltisinin akmasını engelleyecek kil benzeri çok ince malzemedan oluşmaması, altın tanelerini örten demir oksit oluşumuna uygun malzeme içermemesi gereklidir. Seyreltilmiş alkali siyanür çözeltisi yığının üzerine püskürtülmektedir. 0.5-1.0 gr NaCN/lt içeren çözeltinin akış hızı 15 lt/dakika civarındadır. Yığın üzerine yapılan ilk püskürtmede çözeltinin tabana ulaşması cevherin geçirgenliğine göre yaklaşık 3 ile 5 gün almaktadır.

Altın siyanür çözeltisi, yığının tabanında oluşturulan akaçlama sistemiyle toplanarak ve aktifleştirilmiş karbon kolonlarından geçirilerek, altının karbon tarafından absorbe edilmesi sağlanmaktadır. Metali alınmış siyanür çözeltisi yeniden kullanılmak üzere havuza alınmaktadır. Altın yüklenmiş karbon ise karbon desarpsiyonuyla sıyırılmaktadır. Altın bu çözeltiden daha sonra elektrokimyasal yöntemlerle kazanılmaktadır.

2.3.1. Siyanür Liçi Prosesinin İncelenmesi

Altın içeren cevherlerin siyanür ile liç edilebilmesi için aşağıda belirtildiği üzere birkaç farklı yöntem vardır;

- Karıştırma liçi
- Yığın liçi
- Yoğun siyanür liçi
- Süzülme liçi
- Yerinde liç

Bu yöntemler arasından en uygun olanı seçmek için tane boyu-verim, yatırım-işletme maliyetleri ve çözünme oranı ilişkilerinin baz alınması gerekmektedir. Bazen diğer metallerin verim değerleri, çevre şartları ve finansal olanaklar da bu seçimlerde önemli rol oynamaktadır.

Bu çalışmada kullanılacak olan karıştırma liçi geniş bir cevher çeşitliliğine uygulanabilmektedir ve 200 yılı aşkın bir süredir kullanılmaktadır. Liç işlemi, çelik tanklar içindeki katı parçaların karıştırma veya hava ile süspansiyon olarak kalması ile sağlanmaktadır. Bu yöntemde reaksiyon kinetiğinin kontrol edilmesinde etkili olan birçok faktör vardır. Araştırmacılar altının liç solüsyonu ile çözünmesinde pH değerinin, sıcaklığın, tane boyunun, siyanür ve oksijen konsantrasyonlarının, karıştırma hızının, yüzey alanının ve diğer metallerin etkilerini incelemişlerdir.

Tane boyu; Liç uygulanacak cevher, altın veriminin ve öğütme giderlerinin optimum olduğu boya öğütülmektedir, bu boy genellikle %80 <150 µm ile %80 <45 µm aralığındadır. Bazı durumlarda en uygun prosesi sağlamak için cevher %80 <20-25 µm tane boyuna öğütülmektedir. Karıştırma liçi iri öğütülmüş cevherlerde (%80 >150 µm) nadiren kullanılmaktadır; bu durumda katıyı süspansiyon olarak tutmak zorlaşmaktadır ve aşınma artmaktadır.

Yapılan araştırmalarda görülmektedir ki tane boyu inceldikçe altın kazanım verimi artmaktadır [29]. Ancak çok ince öğütmenin uzun öğütme süreleri, yüksek enerji maliyeti ve yüksek siyanür tüketimi gibi dezavantajları olmaktadır. Bu nedenle altının liç ile alınabilmesi için gereken tane boyu ile kimyasal tüketimleri arasında bir balans oluşturacak şekilde tane boyu seçimi yapılmaktadır.

Tane boyu en çok ekstraksiyon oranını ve bununla bağlantılı olarak da altın kazanım verimini etkilemektedir. Liç prosesi flotasyon ve diğer direk konsantrasyon proseslerinden farklı olarak mineralin serbestleştiği boya indirimesine değil, sadece mineralin açıkta olmasına ihtiyaç duymaktadır. Çözünme oranı altının açıkta kalan

yüzey alanı ile doğru orantılıdır. Açıkta kalan yüzey alanı tane boyu dağılımının ve serbestleşme karakteristiğinin bir faktörüdür. Bu da öğütmenin liç işlemindeki etkisini ve gerekliliğini göstermektedir.

Yüzey alanı; çözünme oranı açığa çıkan yüzey alanı ile doğru orantılıdır. Açığıtaki yüzey alanı, besleme cevherinin tane boyu dağılımı ve serbestleşme karakteristiği ile ilişkilidir ve öğütme prosesinin veriminden etkilenmektedir. Genel olarak, tane boyu inceldikçe oran artmaktadır. Bu sayede altının serbestleşme oranı ya da yüzeye çıkma olasılığı artmaktadır. Ancak her zaman durum böyle olmayabilir ve siyanisidler içeren cevherlerde tane boyu inceldikçe kimyasal tüketen yan reaksiyonlar sayesinde çözünme oranı azalabilir.

Sıcaklık; Liç ortamının sıcaklığındaki artışın, difüzyon hızını ve aktiviteyi artırması dolayısıyla altının çözünebilirliği artmaktadır. Isı, çözücü tanelerin kinetik enerjilerini arttırmaktadır. Kinetik enerjisi artan tanelerin çarpışma sıklıkları artmaktadır ve böylelikle reaksiyon hızı artmaktadır.

Karışım yoğunluğu; Liç işlemi katının özgül ağırlığına, tane boyuna ve karışımın viskozitesini etkileyebilecek minerallerin (kil gibi) varlığına göre genel olarak %35 - %50 katı yoğunluğu ile gerçekleştirilmektedir. Kütle taşınımı düşük karışım yoğunluğunda maksimize olmaktadır, ancak bu durum karışımın sabit hacimli liç ekipmanında kalma süresinin de artmasına neden olmaktadır.

pH; Liç prosesi, siyanürün hidrolize olarak kaybolmasını engellemek için genellikle $pH > 9.4$ seviyelerinde gerçekleştirilmektedir. Kireç ilavesi ile pH kontrol altında tutulmaktadır [30]. pH düşürüldüğünde serbest siyanür hidrojen siyanüre dönüşmektedir. Bu durumda siyanürün HCN olarak sistemden buharlaşarak uzaklaşması olasılığı yükselmektedir. Hidroliz ile siyanür kaybını önlemek için pH modifikasyonunda kullanılacak alkali her zaman siyanürden önce eklenmelidir. pH daima kontrol edilmelidir.

pH modifikasyonu için kalsiyum hidroksit (sönmüş kireç) veya sodyum hidroksit kullanılabilir. Sönmüş kireç, sodyum hidroksitten daha ucuzdur ancak daha az çözüdür.

Siyanür; karıştırma liçinde siyanür ilavesi hem liç devresinin ilk basamaklarında hem de liç öncesinde öğütme esnasında yapılabilir. Liç devresinin ilerleyen

basamaklarında da siyanür seviyelerini kontrol altında tutmak veya düzenlemek için sonradan siyanür ilavesi yapılabilir. Cevherde ya da liç konsantrasyonunda siyanür tüketimine neden olan mineraller olmadığında, siyanür konsantrasyonları pratikte 0.05 – 0.5 g/L ve tipik olarak 0.15 – 0.30 g/L aralığında kullanılmaktadır. Karıştırma liçinde serbest öğütme cevherleri için siyanür tüketimi 0.25 – 0.75 kg/t aralığında değişmektedir. Beslemede siyanür tüketen mineraller ve/veya yüksek gümüş içeriği olması durumunda, yüksek siyanür ilavelerine gerek duyulabilmektedir (2 – 10 g/L). Bu durumda, siyanür tüketimleri 1 – 2 kg/t aralığına veya siyanür tüketen mineralin yapısına ve miktarına göre daha yüksek seviyelere çıkabilmektedir. Siyanür konsantrasyonu genelde manuel titrasyon teknikleri ile ya da daha az kullanılan on-line siyanür analizleri ile ölçülmektedir.

Oksijen; tipik olarak liç sistemlerinde oksijen ihtiyacı havanın ya tanklara dağıtılması ile ya da ayrıştırma yapılarak saf halde tanklara verilmesi ile karşılanmaktadır. Her iki durumda da basit dağıtım sistemleri ile kabarcıkların düzenli dağılımı ve yeterli oranda çözülmüş oksijen konsantrasyonu sağlanabilmektedir. Uygun dağıtım sistemi kullanılan tankların geometrisine göre belirlenmektedir.

Çözülmüş oksijen oranındaki artışın liç verimliliği üzerinde olumlu sonuçlar sağladığı bilinmektedir [31].

2.3.2. Yüklü Siyanür Çözeltilerinden Altın Kazanımı

Siyanürleme sonucu $Au(CN)_2^-$ anyonik kompleksi halinde sıvı faza geçirilen altının geri kazanılması için endüstriyel boyutta uygulanan prosesler dört grupta tanımlanabilir:

- Çinko tozu ile çöktürme
- Aktif karbona soğurma
- İyon Değişirme
- Elektroliz.

Birden fazla proses bir arada da uygulanabilir.

2.3.2.1. Çinko İle Çöktürme

Siyanürleme yönteminin uygulandığı cevherler, çoğunlukla 15-20 ppm'den daha düşük oranlarda altın içerdiklerinden, elde edilen çözeltilerin altın derişimleri de yaklaşık aynı seviyede kalmaktadır. Cu, Sb, Fe ve Ni gibi safsızlık yaratan elementlerin siyanür komplekslerini de içeren aşırı seyreltik çözeltiden altının seçimli olarak çöktürülebilmesi reaksiyonun denge koşullarıyla sınırlanmaktadır. Ortamda az da olsa siyanürle birlikte oksijeninde bulunması geri çözünmeyi artırdığından çökeltme verimi düşmektedir. Bu nedenlerle, daha çok zenginleştirilmiş konsantre çözeltilerinden altın kazanılmasında yararlanılan çinko ile çöktürme prosesi, altına oranla daha çok yüksek tenörde çalışılan gümüş üretim teknolojisinde kullanılmaktadır.

2.3.2.2. Aktif Karbona Soğurma

Cevherden altın üretim teknolojisinde aktif karbonun adsorpsiyon özelliğinden yararlanılması ilk kez 1950 yılında gerçekleştirilmiştir. Aktif karbon ağaçtan, petrol kokundan, fındık ve hindistan cevizi kabuğundan yapılmaktadır.

Aktif karbonun yüklenebilme kapasitesi, çözeltilerin altın ve siyanür derişimi, pH değeri, iyon şiddeti, sıcaklık süresi adsorpsiyon işleminin en uygun koşullarını belirlemekte, yüklenebilme kapasitesi de kullanılan karbonun etkin yüzey alanı aktivitesi ve kül oranına bağlı olarak değişmektedir.

Kolonda karbon (CIC) yöntemi; bu proseste temiz çözelti, aktif karbonla doldurulmuş seri bağlı kolonlardan geçirilmekte, aktif karbon sabit, çözelti ise hareketli fazı oluşturulmaktadır. Bu nedenle, yığın yada karıştırmalı liç yöntemiyle elde edilen siyanürlü çözeltilerdeki altının adsorpsiyonunda uygulanan bu proses, katı-sıvı ayrımını gerektiren karıştırmalı liç yönteminde tercih edilmemektedir.

Pülpte karbon (CIP) yöntemi; karıştırma liç ünitesinden çıkan pülp, tanklarda ters akımlı bir akış sayesinde aktif karbon ile temas ettirilerek sıvı fazdaki altın aktif karbon yüzeyine taşınmaktadır. Bu yöntemin katı sıvı ayrımı gerektirmemesi işletme giderlerini önemli ölçüde düşürmektedir.

Liçte karbon (CIL) yöntemi; aktif karbon, siyanürleme aşamasında sisteme verilmekte, çözünme ve soğurulma eş zamanlı olarak gerçekleştirilmektedir. Bu

proses, siyanürleme kinetiği hızlı veya çözünen altının, katı atık tarafından yeniden soğurulması sakıncası bulunan cevherlere uygulanmaktadır.

Aktif karbondan sıyırma (Stripping); yüklü aktif karbondaki altının geri kazanılmasında uygulanan yöntemler, sıyırma koşullarına ve çözelti türlerine göre atmosferik, basınçlı ve organik sıyırma olarak sınıflandırılmaktadır.

Atmosferik sıyırma, NaCN ve NaOH çözeltisinden oluşan sıyırıcı faz 90°C yüklü aktif karbon ile reaksiyona sokularak sıyırma işlemi 24-60 saatte tamamlanmaktadır.

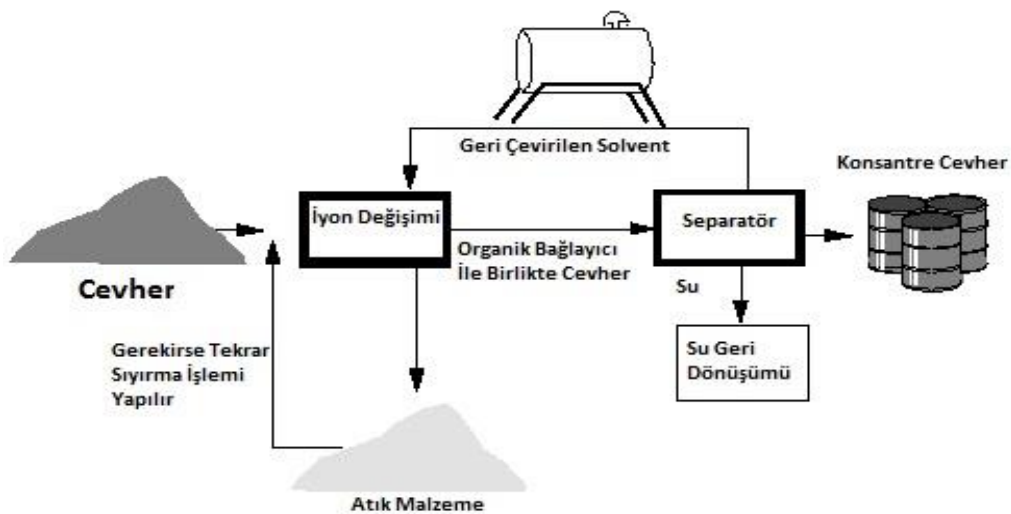
Basınçlı sıyırma, sıyırma işlemi 2-3 atm basınç altında ve 110⁰-150⁰ C arasında yapılarak sıyırma süresi düşürülmektedir.

Organik sıyırma, sıyırma çözeltisinden %20 dolayında alkol ilave edildiğinde 80°C sıyırma için 10-15 saat yeterli olmaktadır.

2.3.2.3. İyon Değişirme

Çözeltideki altının kazanılması açısından aktif karbonla soğurma yöntemine benzeyen ve benzer koşullarda uygulanabilen iyon değişirme yönteminde altının diğer faza geçmesi başka yollarla gerçekleşmektedir. Adsorpsiyon yönteminde aktif karbon yüzeyine tutulan çözeltideki altın, iyon değişiricilerin fonksiyonel grupları ile yer değiştirmektedir.

Çözeltideki altının arıtılıp zenginleştirilmesi için sıvı iyon değişiriciler ve solvent kazanım yöntemlerinden yararlanılması konusunda araştırmalar sürdürülmektedir.



Şekil 2.12. Solvent Ekstraksiyonu (İyon Değişirme)

2.3.2.4. Elektroliz

Siyanürlü ortamdaki $Au(CN^-)_2$ kompleks anyonunda olduđu gibi iyonik halde bulunan altının, metalik duruma indirgenerek katotta toplanması esasına dayanan elektroliz yöntemi, çinko tozu ile çöktürme prosesine benzemekte ve çözeltideki altın doğrudan kazanılmaktadır. Ancak, siyanürleme ünitesinden çıkan ve altınca düşük derişimli siyanürlü çözeltilerin doğrudan elektrolizi, ortamdaki aşırı safsızlıkların da etkisiyle olumlu ve ekonomik sonuç vermediğinden, elektroliz yöntemi de çinko ile çöktürme gibi, aktif karbona soğurma veya iyon değıştirme ile arıtılıp zenginleştirilmiş çözeltilere uygulanmaktadır.

3. MALZEME ve DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Tez çalışmalarında kullanılan cevher Liberya-Kokoya bölgesinden yapılan fizibilite çalışmaları esnasında alınan sondaj örneklerinden oluşmaktadır. Tez çalışmasında isimleri RC1, RC2 ve Saprolite olarak geçen örneklerden RC1 ve RC2 sondaj karotlarının içeriklerine göre kombinlenmesi ile oluşturulurken, Saprolite örneği oksitli olarak tespit edilmiş örneklerin %80'i 850 µm'nin altına öğütülmüş olarak karıştırılmasıyla oluşturulmuştur.

Kokoya cevherinden altın eldesini araştırmak için öncelikle cevherin mineralojik açıdan değerlendirilmesi gerekmektedir. Mineralojik verilerden alınan sonuçlar doğrultusunda metalurjik çalışmalara gidilip, altın kazanımı sağlanmaya çalışılmıştır.

Test kapsamında laboratuvar ölçekli yapılan çalışmalar aşağıdaki gibidir:

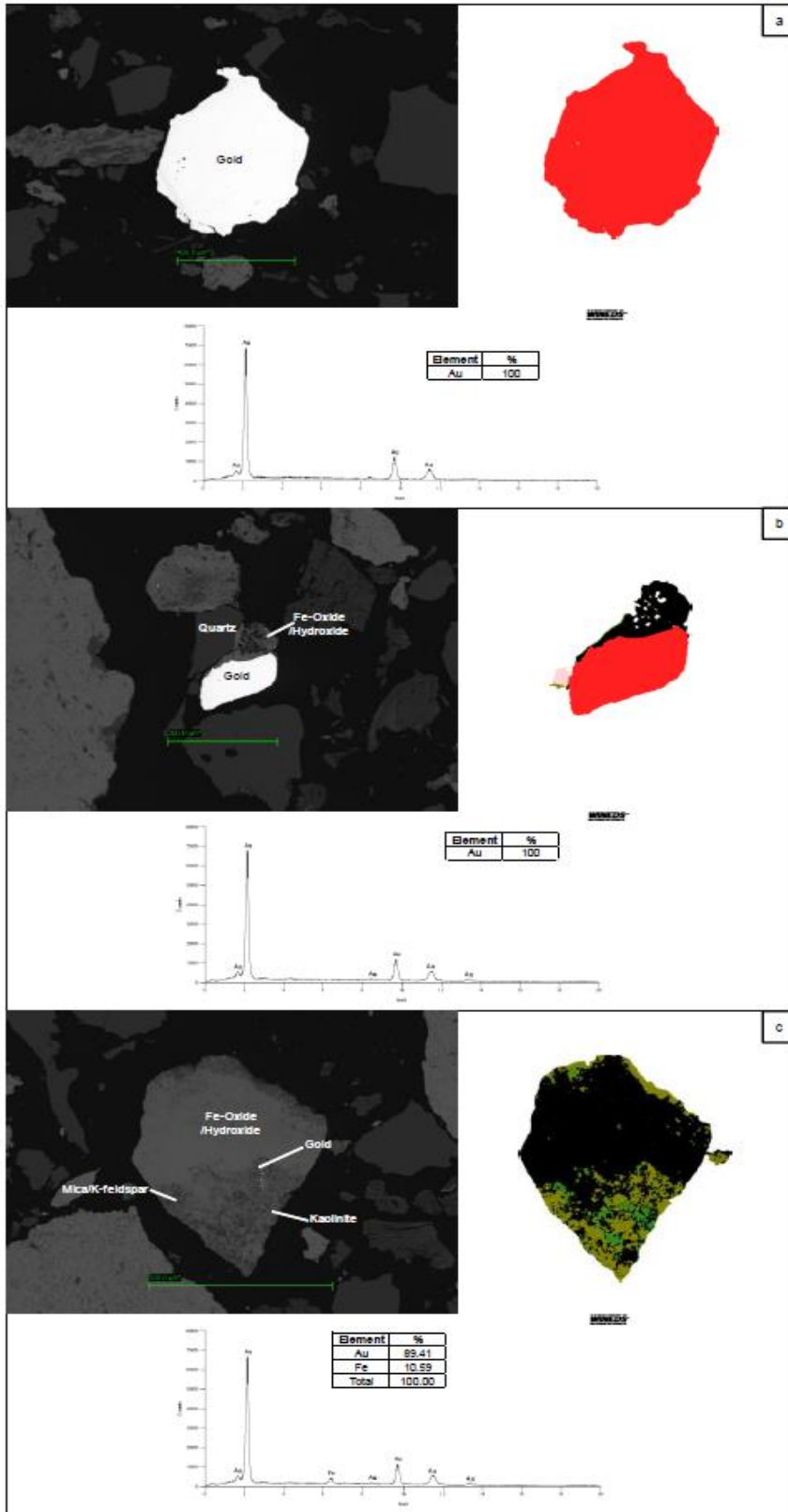
- Mineralojik Analizler
- Diagnostik Liç Testi
- Yerçekimi ile Zenginleştirme (Gravitasyon)
- Liç Testleri
- Gravitasyon Optimizasyon Testleri

3.1. Kokoya Altın Cevherinin Karakteristiğinin Belirlenmesi

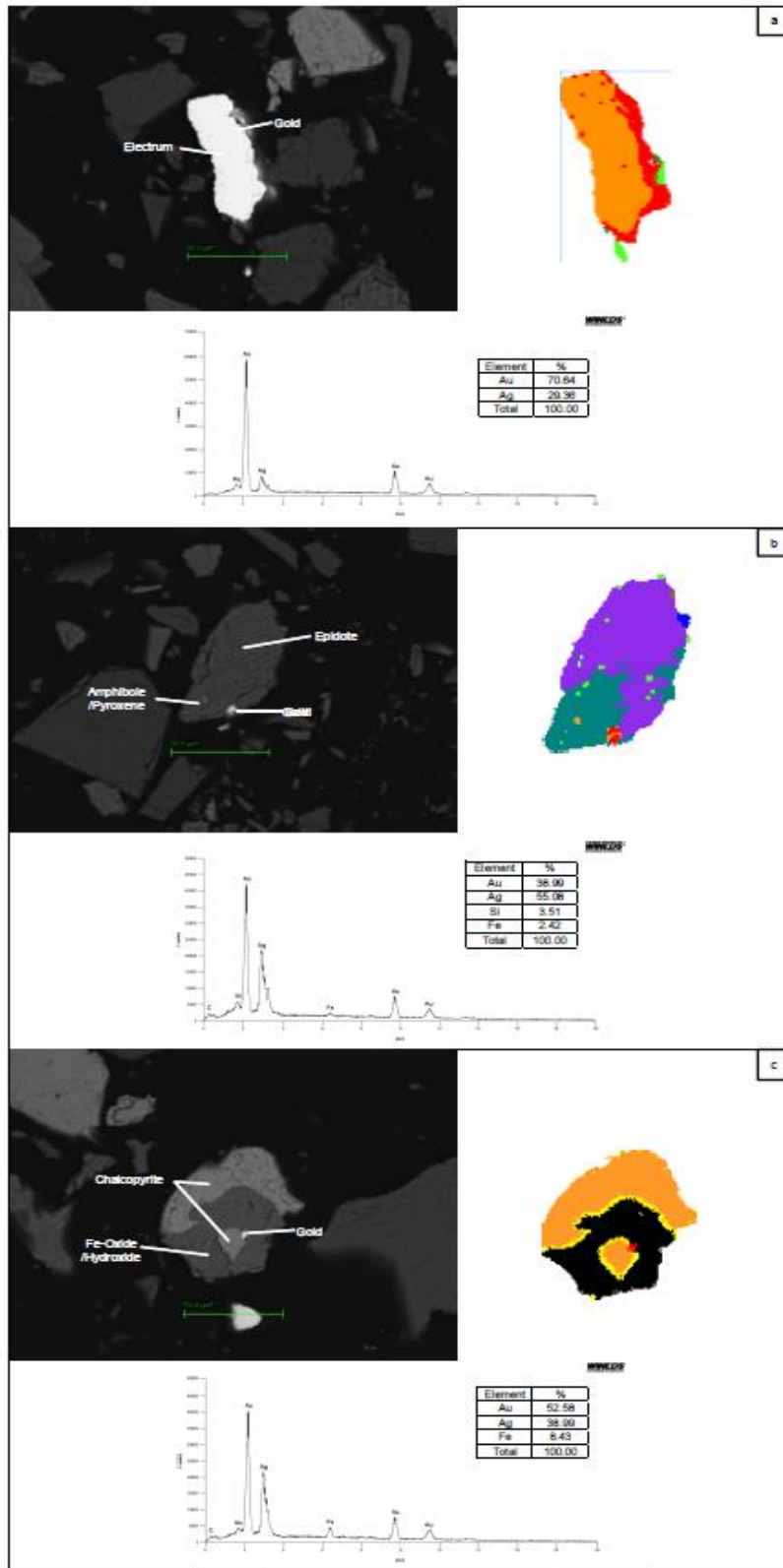
3.1.1. Mineralojik Analiz

Mineralojik analiz için 500 gramlık örnekle yapılan jeokimyasal analiz sonuçları aşağıda verilmiştir :

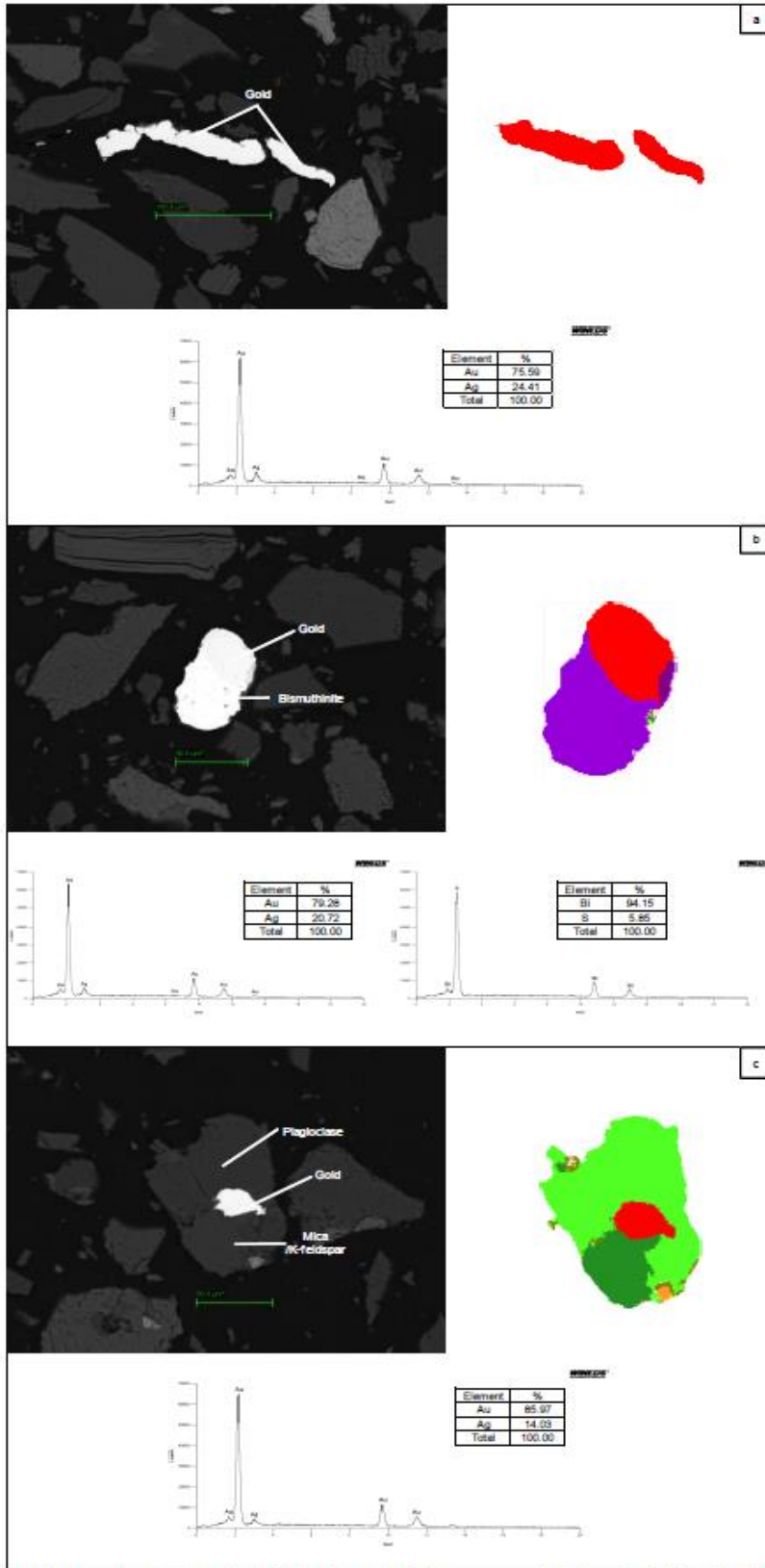
Saprolite, RC1 ve RC2 kompozitlerinin elektron mikroskobu (SEM ve QEMSCAN) ile taranması sonucunda elde edilen görseller Şekil 3.1, Şekil 3.2 ve Şekil 3.3'de verilmiştir. Görsellerin sol üst kısmında SEM analizlerinin görüntüleri, sağ kısmında QEMSCAN ile sağlanan altın tanesi görselleri, orta alt kısımlarda EDS-anlık analizlerinde alınan elementel kompozisyonlar sunulmuştur. İlk resimde serbest halde bulunan, ikinci resimde diğer minerallerle birlikte bulunan ve üçüncü resimde de diğer minerallerin içinde kilitle kalan altın tanelerinin elektron mikroskobu altındaki görüntüleri verilmiştir.



Şekil 3.1 Saprolite Kompozitinin elektron mikroskobu altında görünümü



Şekil 3.2 RC1 Kompozitinin elektron mikroskobu altında görünümü

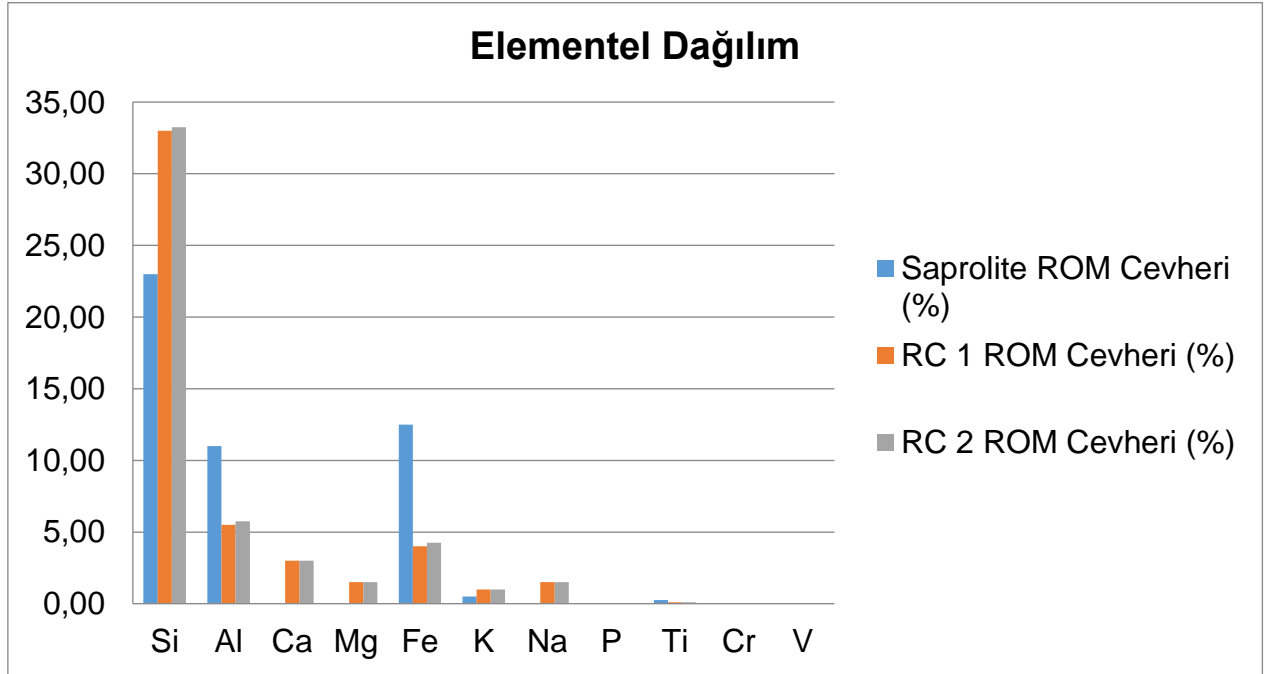


Şekil 3.3 RC2 Kompozitinin elektron mikroskobu altında görünümü

Çizelge 3.1 Kompozitlerin kimyasal kompozisyonları

Cevher	Metod (XRF)											
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	K ₂ O	MnO	Na ₂ O	TiO ₂	Cr ₂ O ₃	LOI	Toplam
Saprolite Cevheri (%)	49,0	20,8	0,1	0,1	17,4	0,6	0,0	<0,05	1,1	0,1	9,6	98,9
RC 1 Cevheri (%)	69,5	11,0	4,4	2,2	5,9	1,9	0,1	2,4	0,5	0,0	0,9	98,9
RC 2 Cevheri (%)	69,6	11,1	4,4	2,2	6,0	1,9	0,1	2,4	0,5	0,0	0,9	99,1

Hazırlanan üç kompozitin XRF (Panalytical X'Pert Pro) ile yapılan kayaç analizlerinin verildiği Çizelge 3.1'de görüldüğü üzere kuvars, kaolin ve demir oksit kayaçları baskındır. Jeokimyasal kayaç analizi sonucunda ortaya çıkan elementel analiz de Şekil 3.4'de verilmiştir.



Şekil 3.4 Kompozitlerin elementel dağılımları

Kayaç analizi tamamlandıktan sonra cevherin içindeki mineraller ve bunların miktarlarını belirleyebilmek için BMA (Bulk Modal Analysis) analizi yapılmıştır. Bu yöntem için parlak yüzeyler kullanılmıştır. QEMSCAN modeli ile XRD ve XRF sonuçları birlikte değerlendirilmiştir. Analiz sonucu Çizelge 3.2'de verilmiştir.

Çizelge 3.2 Kompozitlerin mineralojik bileşenleri

Mineral	Mineral Formülü	Saprolite	RC 1	RC 2
Quartz	SiO ₂	20.18	36.72	38.56
Plagioclase	(Na,Ca)(Al,Si) ₄ O ₈	0.07	23.09	23.57
Kaolinite	Al ₄ (Si ₄ O ₁₀)(OH) ₈	51.42	5.37	4.82
Epidote	Ca ₂ Al ₂ O.(Al,Fe)OH(Si ₂ O ₇)(SiO ₄)	0.00	2.06	1.43
Chlorite	(Mg,Fe) ₆ (Si,Al) ₄ O ₁₀ (OH) ₈	0.11	0.79	0.67
Mica/K-Feldspar	KMg ₃ (Si ₃ Al)O ₁₀ (OH) ₂ /KAlSi ₃ O ₈	9.17	16.81	15.70
Amphibole/Pyroxene	CaTiSiO ₅	0.00	0.55	0.54
Diğer Silikatlar		0.30	0.06	0.03
Toplam Silikat		81.26	96.06	96.48
Pyrite	FeS ₂	0.19	1.90	1.87
Galena	PbS	0.00	0.02	0.01
Chalcopyrite	CuFeS ₂	0.00	0.09	0.19
Bismuthinite	Bi ₂ S ₃	0.00	0.01	0.00
Diğer Sülfürler		0.00	0.01	0.00
Toplam Sülfürler		0.19	2.04	2.08
Demir Oksitler/Hidroksitler	Fe ₃ O ₄ / α- FeO.OH	18.27	0.54	0.32
Rutil	TiO ₂	0.18	0.00	0.00
Diğer Oksitler		0.07	0.07	0.03
Toplam Oksitler		18.51	0.61	0.35
Karbonatlar		0.02	0.38	0.24
Apatite	Ca(PO ₄) ₃ (OH,F,Cl)	0.00	0.08	0.11
Jipsyum	CaSO ₄ .2H ₂ O	0.00	0.01	0.00
Alunit	KAl ₃ (SO ₄) ₂ (OH) ₆	0.01	0.13	0.11
Jarosit	KFe ⁺³ ₃ (OH) ₆ (SO ₄) ₂	0.00	0.01	0.00
Toplam Karbonat/Fosfor/Sülfidler		0.04	0.60	0.47
Gümüş		0.00	0.01	0.00
U Fazı		0.00	0.09	0.08
Diğer		0.00	0.03	0.00
Toplam Diğer		0.00	0.13	0.08
TOPLAM		100.00	100.00	100.00

Cevherin büyük bir kısmı silikatlardan oluşmaktadır. Sadece saprolite kompozitinde bir miktar oksit bulunmaktadır. Kayaç analizinden sonra kompozitlerden örnek alınarak elementel tenör analizi yapılmıştır.

Çizelge 3.3 Elementel tenör analizleri

	Au	As	S	ORG C	Co	Cu	Ni	Pb	Zn
	g/t	%	%	%	%	%	%	%	%
Saprolite ROM Cevheri (%)	46.17	<0.01	0.02	<0.05	<0.02	0.05	<0.05	<0.05	<0.05
RC 1 ROM Cevheri (%)	4.03	<0.01	0.51	<0.06	<0.02	0.07	<0.05	<0.05	<0.05
RC 2 ROM Cevheri (%)	2.88	<0.01	0.52	<0.07	<0.02	0.06	<0.05	<0.05	<0.05

Çizelge 3.3'de görüldüğü üzere üç kompozitte de altın kazanımı için sıkıntı oluşturabilecek elementel sülfür ve organik karbon değerleri düşüktür. Bu oksitli

cevher içinde diğer metallerin miktarı çok düşüktür. Altın ve gümüş analizleri Fire Assay yöntemi ile yapılmıştır. Diğer başlıca element analizi borat füzyon XRF ile yapılmıştır. Baz metal analizleri pirosülfatlı XRF ile yapılmıştır. Arsenik değerleri atomik absorpsiyon metodu olan AAS ile yapılmıştır. Toplam sülfür ve organik karbon değerleri LECO cihazı ile ölçülmüştür.

Fraksiyon aralıklarında altın miktarını tespit edebilmek adına her örnekten alınan yaklaşık 500 gramlık numuneler ile tane boyuna göre tenör dağılımları belirlenmiştir. Bu analizlerde altı farklı tane boyu aralığı seçilmiştir: +106 µm, -106/+75 µm, -75/+53 µm, -53/+38 µm, -38/+25 µm ve -25 µm. Fraksiyonlardaki kütle, altın ve sülfür içerikleri belirlenmiştir. Sonuçlar Çizelge 3.4 'te verilmiştir.

Çizelge 3.4 Tane boyu dağılıma göre tenör analizleri

Saprolite	Kütle		Au		S	
	g	%	Tenör (g/t)	Dağılım (%)	Tenör (g/t)	Dağılım (%)
+106 µm	72,71	14,86	269,49	86,76	0,02	-
+75 µm	39,31	8,04	22,20	3,86	0,02	-
+53 µm	29,37	6,00	16,10	2,09	0,02	-
+38 µm	32,57	6,66	12,10	1,74	0,01	-
+25 µm	24,52	5,01	9,98	1,08	<0,01	-
-25 µm	290,68	59,42	3,46	4,45	<0,01	-
Toplam	489,16	100,00	46,17	100,00	-	-

RC 1	Kütle		Au		S	
	g	%	Tenör (g/t)	Dağılım (%)	Tenör (g/t)	Dağılım (%)
+106 µm	26,37	5,14	28,00	47,63	0,28	2,75
+75 µm	68,08	13,28	2,68	11,77	0,34	8,63
+53 µm	68,52	13,37	3,21	14,19	0,45	11,50
+38 µm	79,83	15,57	1,93	9,94	0,51	15,18
+25 µm	41,05	8,01	1,54	4,08	0,48	7,35
-25 µm	228,77	44,63	0,84	12,40	0,64	54,59
Toplam	512,62	100,00	3,02	100,00	0,52	100,00

RC 2	Kütle		Au		S	
	g	%	Tenör (g/t)	Dağılım (%)	Tenör (g/t)	Dağılım (%)
+106 µm	28,37	5,59	21,75	42,19	0,29	2,96
+75 µm	65,88	12,97	4,84	21,80	0,34	8,05
+53 µm	71,55	14,09	1,98	9,69	0,42	10,80
+38 µm	81,00	15,95	1,90	10,52	0,55	16,00
+25 µm	43,56	8,58	1,26	3,75	0,43	6,73
-25 µm	217,47	42,82	0,81	12,04	0,71	55,47
Toplam	507,83	100,00	2,88	100,00	0,55	100,00

3.1.2. Öğütme Testleri

3.1.2.1. Bond İş İndeksi-Bilyalı Değirmen

RC1 Ve RC2 örnekleri için standart 106 µm açıklıklı elek kullanılarak yapılan Bond Bilyalı Değirmen İş İndeksi test sonuçları Çizelge 3.5'de verilmiştir.

Çizelge 3.5 Bond İş İndeksi test sonuçları-Bilyalı değirmen

Örnek Adı	Elek boyu (µm)	Net g/tur	Ürün F80 (µm)	P80 (µm)	Devreden Yük	İş İndeksi kWh/t
RC 1	106	1.09	2283	90	251%	18.4
RC 2	106	1.01	1963	84	254%	19.3

3.1.2.2. Bond İş İndeksi-Çubuklu Değirmen

RC1 Ve RC2 örnekleri için standart 1.18 mm açıklıklı elek kullanılarak yapılan Bond Çubuklu Değirmen İş İndeksi test sonuçları Çizelge 3.6'da verilmiştir.

Çizelge 3.6 Bond İş İndeksi test sonuçları-Çubuklu değirmen

Örnek Adı	Elek boyu (µm)	Net g/tur	Ürün F80 (µm)	P80 (µm)	Devreden Yük	İş İndeksi kWh/t
RC 1	1180	10.97	10279	918	101%	13.0
RC 2	1180	10.04	10917	884	99%	13.2

3.1.2.3. Bond Kırma İş İndeksi

Çizelge 3.7.'de standart Bond Kırma İş İndeksi test sonuçları verilmiştir.

Çizelge 3.7 Bond Kırma İş İndeksi test sonuçları

Örnek Adı	Test edilen örnek sayısı	Ortalama kWh/t	CWi	Maksimum kWh/t	CWi	SG
RC 1	7	10.97		10279		2.74
RC 2	7	10.04		10917		2.83

Tüm testlere ait veriler ve grafikler Ek 1'de sunulmuştur.

3.1.3. Diagnostik Liç Testleri

Karakterizasyon belirlemelerine ek olarak cevhere tanımlama liçi yapılmıştır. Diagnostik liç testi altın tanelerinin ne kadarının serbest ya da liç edilebilir olduğunu, ne kadarının liç ile alınamayan diğer mineraller ile birlikte olduğunu anlamak için yapılmaktadır. Test neticesinde uygun üretim yöntemi ve bu yöntemeye uygun tane boyu tespitleri yapılabilmektedir. Bu testi yapabilmek için aşağıdaki basamaklar takip edilmiştir:

1. İlk basamakta cevher sadece NaCN solüsyonu ile birlikte belirli bir süre şişe çevirme testi sayesinde karıştırılır. Oksijenin varlığı ile altın katı halden çözültü haline geçmektedir.
2. Bir de bu teste paralel olarak aynı test aktif karbon ilavesi ile yapılır. Aktif karbon sayesinde çözültüye geçecek olan altın, eğer cevher içinde çözülmüş altın tutmaya yatkın (preg-robbing) karakterde bir mineral var ise o mineralce soğurulur. İki test arasındaki fark cevherin içindeki preg-robbing karakterini ortaya koymaktadır.
3. Şişe çevirme testinden katı-sıvı ayırımı sayesinde alınan atık katı malzeme, HCl asit ile belirli bir süre karıştırıldıktan sonra tekrar liç edilir. Bu sayede, asit varlığı ile çözünen kalsit, dolomit, pirotit ve hematit gibi mineraller içinde kilitli kalan altının açığa çıkması sağlanmakta ve sonrasında yapılan siyanür liçi ile çözültüye alınan altın katıdan uzaklaştırılmaktadır.
4. Bu aşamada cevher pirit ve arsenopirit gibi sülfürlü minerallerin çözünmesi için HNO₃ asidi kullanılarak altının serbestleşmesi sağlanıp sonrasında siyanür solüsyonu ile liç edilmektedir.

5. Nitrik asit ile liç basamağından sonra atık malzeme kerojen gibi karbonatlı bileşiklerin kavurma metodu ile yapılarının bozulması sağlanmaktadır. Son olarak siyanürleme tekrarlanarak kalan altın çözeltiliye geçirilmektedir.
6. Nihai atıkta kalan altının ise atık mineraller ile birlikte bulunduğu kabul edilmektedir.

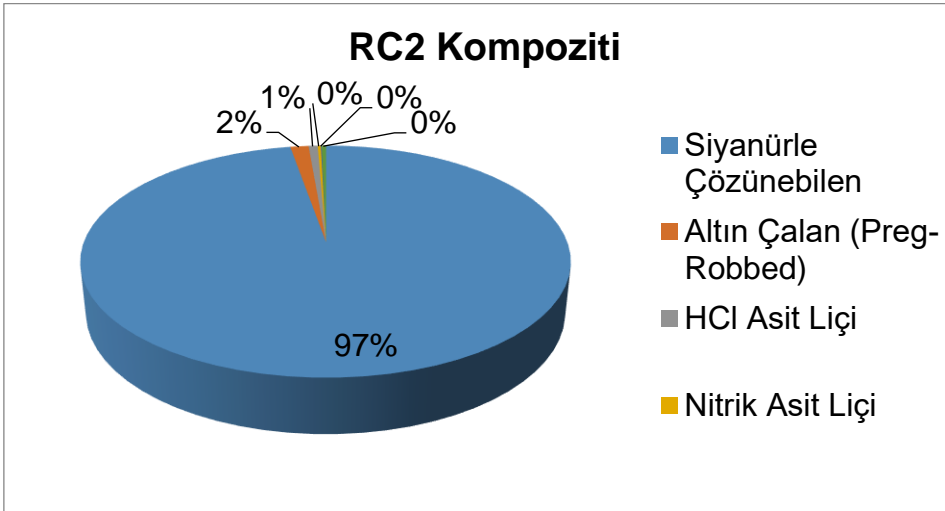
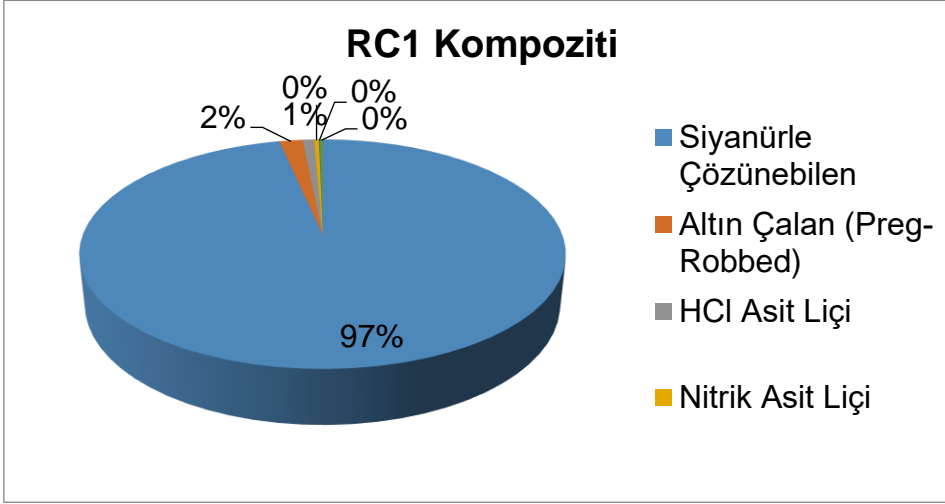
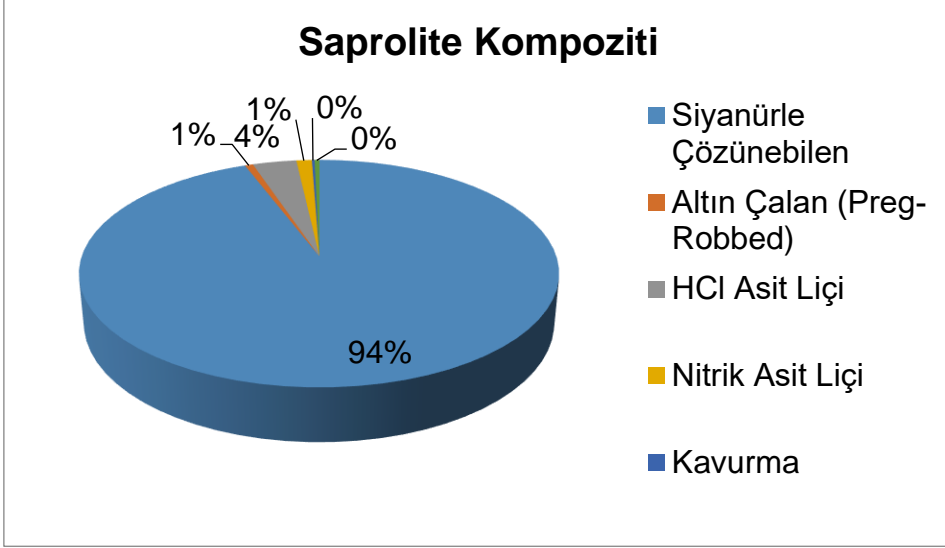
Testlerde öğütme tane boyu %80 -75 µm olarak kullanılmıştır. Asit ön işlemleri için 5 litrelik mekanik karıştırıcılı bir kap, siyanürleme işlemi için ise 2 litrelik cam şişe kullanılmıştır. Asit testlerinde sıvı/katı oranı 2:1 olarak hazırlanırken ve siyanürleme-CIL testlerinde ise 1:1 olarak hazırlanmıştır. Yoğun miktarlarda kostik ve siyanür ilave edilmiştir. Liç süresi 24 saat olarak belirlenmiştir.

Her üç kompozit içinde yapılan diagnostik liç test sonuçları Çizelge 3.8'de verilmiştir.

Çizelge 3.8 Diagnostik liç testine göre altın/mineral ilişkiliği

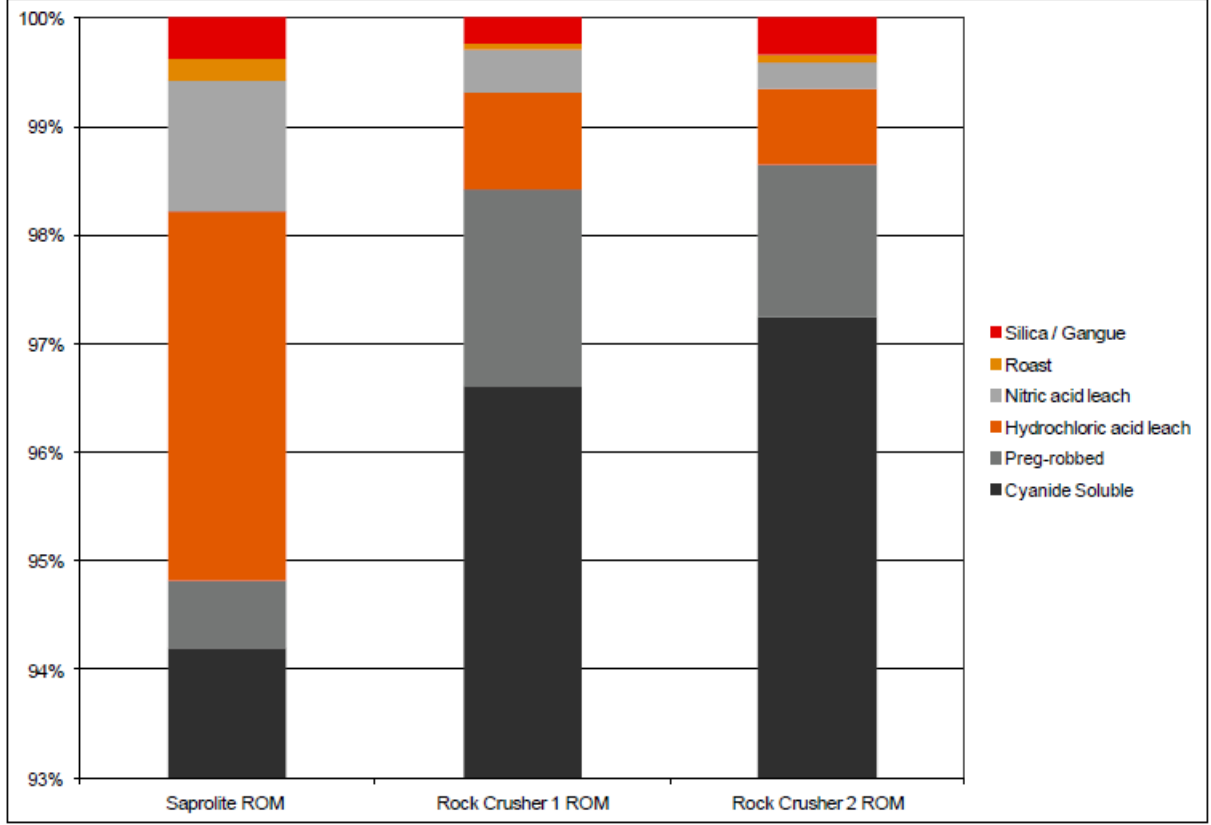
Altın ile İlişkili Mineral	Saprolite		RC1		RC2		Çözünen Mineraller
	Kompoziti		Kompoziti		Kompoziti		
	g/t	%	g/t	%	g/t	%	
1 Siyanürle Çözünebilen	43.5	94.2	3.89	96.6	2.8	97.2	-
2 Altın Çalan (Preg-Robbed)	0.29	0.63	0.07	1.82	0.04	1.41	-
3 Hidroklorik Asit Liçi	1.57	3.4	0.04	0.9	0.02	0.7	Kalsit,Dolomite,Pyrrhite,Hematite gibi
4 Nitrik Asit Liçi	0.55	1.2	0.02	0.38	0.01	0.24	Pirit ve Arsenopirit gibi
5 Kavurma	0.1	0.21	0	0.07	0	0.06	Karbonatlı bileşikler
6 SiliKa ve Gang Minerali	0.17	0.38	0.01	0.23	0.01	0.35	-
Örneklenen Besleme	46.2	100	4.03	100	2.88	100	
Beklenen CIL Verimi	43.8	94.8	3.94	98.4	2.84	98.6	

Yapılan testler sonucunda cevherin siyanür ile direk liç edilebilir yapıda olduğu anlaşılmıştır.



Şekil 3.5 Kompozitlerin diagnostik liç tepkileri

Şekil 3.5'ten de anlaşılacağı üzere Kokoya cevherine ait üç kompozitin de siyanür ile liç edilebilir olduğu görülmüştür. Kompozitlerin tanımlama liçi kıyaslamaları Şekil 3.6' da verilmiştir.

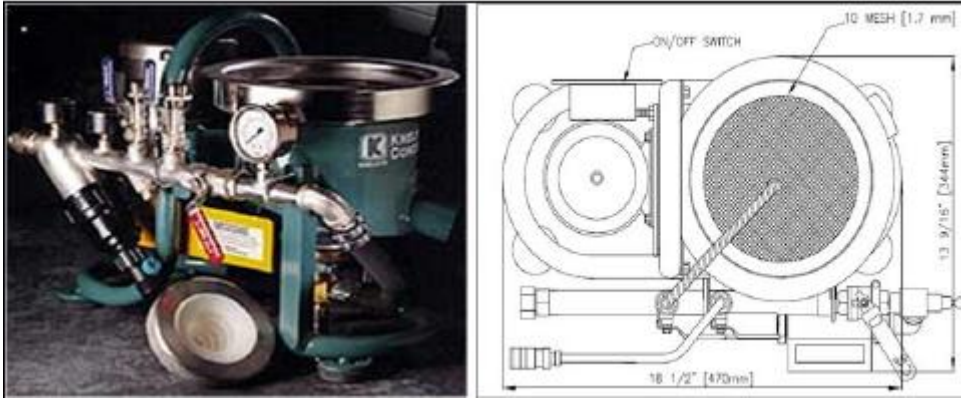


Şekil 3.6 Kompozitlerin diagnostik liç kıyaslamaları

3.2. Gravimetrik Zenginleştirme

Cevherin içinde yüksek tenörlü ve iri taneli altının bulunduğu görülmüştür. İri taneli altın tanelerinin liç öncesi gravite ile zenginleştirme testleri yapılmıştır.

Gravite testleri için ilk olarak üç kompozit %80'i 850 µm'den ince olacak şekilde (P80 850 µm) öğütülmüştür. Her örnek için laboratuvar ölçekli Knelson KC-MD3 ünitesi kullanılarak 60G's motor hızı ile kesikli ikişer adet test yapılmıştır. Testte kullanılan KC-MD3 Knelson Konsantretör görseli ve şematik görünümü Şekil 3.7'de verilmiştir. Test sonuçları Çizelge 3.9' da verilmiştir.



Şekil 3.7 KC-MD3 Knelson Konsantretör görseli ve şematik görünümü

Çizelge 3.9 Gravite test sonuçları (P80 850 µm)

Saprolite Kompoziti	Kütle		Au		Kümülatif	
	gram	%	g/t	Verim %	Kütle	Verim %
Konsantre	87.6	0.9	1811	61.4	0.9	61.4
Atık	9908.8	99.1	10.04	38.6	100	100
Toplam	9996.4	100	25.82	100		

RC 1 Kompoziti	Kütle		Au		Kümülatif	
	gram	%	g/t	Verim %	Kütle	Verim %
Konsantre	95.4	0.10	352	85	1.0	85
Atık	9904.6	9.90	0.6	15	100	100
Toplam	10000	100.00	3.94	100		

RC2 Kompoziti	Kütle		Au		Kümülatif	
	gram	%	g/t	Verim %	Kütle	Verim %
Konsantre	11.9	1.10	294	83.7	1.1	83.7
Atık	9888.1	98.90	0.65	16.3	100	100
Toplam	10000	100.00	3.93	100		

Yüksek tenörlü bir kompozit olan Saprolite örneğinden yaklaşık %1 kütle verimi ile ürün tenörü 1811 g/t Au olan konsantre, ilk gravitasyon testi sonucunda elde

edilmiştir. Test sonucunda anlaşılmaktadır ki beslemedeki altın %64.1 verim ile fiziksel bir method olan gravitasyon işlemi ile alınabilmektedir.

RC1 adı verilen kompozitten %1 kütle kazanımı ile tenörü 352 g/t olan konsantre elde edilmiştir. Altın kazanım verimi ise %85'tir.

RC2 adı verilen kompozitten %1.1 kütle kazanımı ile tenörü 294 g/t olan konsantre elde edilmiştir. Altın kazanım verimi ise %83.7'tir.

P80 850 µm civarına öğütülen kompozitlerden büyük bir miktarda altın konsantreye alınabileceği gözlenmiştir. Gravite testlerini siyanür liçi denemeleri takip etmiştir.

3.3. Siyanür Liçi Testleri

Çözündürme testleri (siyanür liçi testleri), P80 850 µm malzemelere yapılan gravite testlerine ait atıkların P80 75 µm olarak öğütülmesi ile hazırlanan malzemelere uygulanmıştır. Elde edilen konsantrelere ise tenörün yüksekliğinden dolayı yoğun siyanür liçi yapılmıştır.

3.3.1. Gravitasyon Atıklarına Liç Testi

Elde edilen üç kompozitin atıklarından alınan temsili numuneler, P80 75 µm olacak şekilde öğütülüp şişe çevirme testi yapılmıştır. Testlere pH 10.5 olacak şekilde kireç ilavesi yapılmıştır.

Çizelge 3.10 Şişe çevirme testi koşulları

Test Parametreleri	Birim	Değer
Katı/Sıvı Oranı	-	1:1
Koşullandırma zamanı	Saat	1
Öğütme boyu	-	%80 -75 µm
Liç Süresi	Saat	48
Aktif Karbon İlavesi	Gram/Litre	20
NaCN İlavesi	Kilogram/Litre	5
Kireç İlavesi	Militre	Ph'a bağlı değişken



Şekil 3.8 Şişe çevirme test düzeneği

Kompozitlerin gravitasyon atıklarına yapılan şişe çevirme test sonuçları ve tüketimler Çizelge 3.11’de verilmiştir.

Kokoya cevherinde gravite atıklarının liçinden %90 üstü altın verimi gerçekleşmiştir.

Çizelge 3.11 Şişe çevirme test sonuçları ve kimyasal tüketimleri

	Başlangıç Au Tenörü	Hesaplanan Au Tenör	Atıktaki Au	Karbondaki Au	Çözeltildeki Au	Kimyasal Tüketimleri (kg/t)		Au Dağılımı
			gram/ton		ppm	NaCN	CaO	%
Saprolite Kompoziti Gravitasyon Atığı	10	9.26	0.81	281	0.02	1.75	2.61	91.3
RC1 Kompoziti Gravitasyon Atığı	0.6	0.58	0.05	26	0.01	2.70	0.14	91.4
RC2 Kompoziti Gravitasyon Atığı	0.65	0.62	0.05	28	0.01	2.73	0.14	91.5

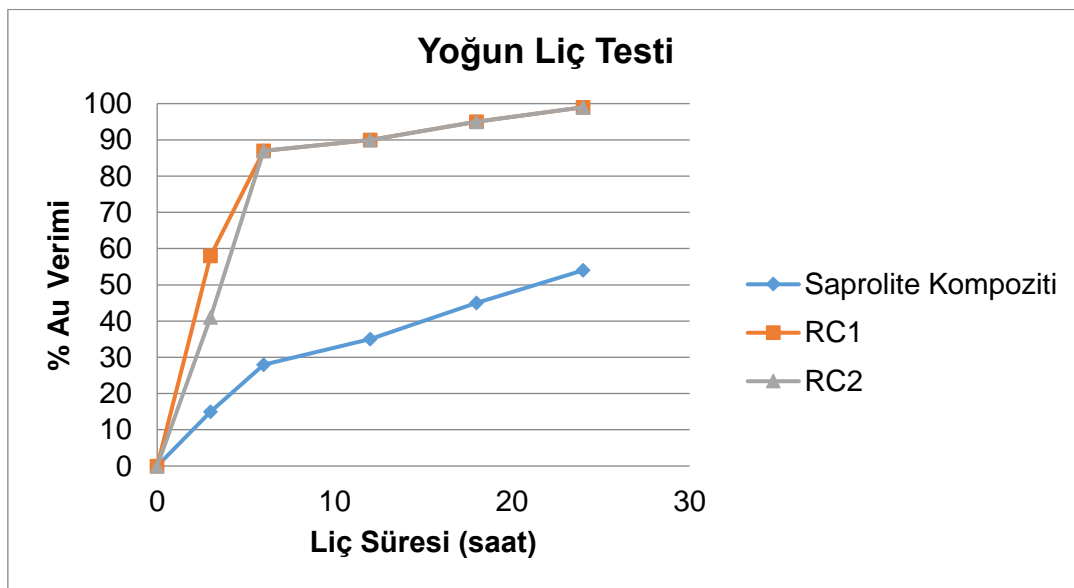
3.3.2. Gravitasyon Konsantresinin Yoğun Liçi

Kompozitlerin gravite konsantrelerinden alınan örneklere yoğun liç testi yapılmıştır. Bu test Gekko Sistem Yoğun Liç Reaktörü şartları kullanılarak gerçekleştirilmiştir. Bu teknoloji sayesinde, bünyesinde iri altın ve siyanür ile çözünebilen altın barındıran cevher hızlı bir şekilde çözdürülmeye çalışılmıştır. Kurşun nitrat ilavesi pasivize olmuş yüzeylerin minimum düzeyde olmasını ve böylelikle çözünme reaksiyonun hızını artırmak için kullanılmıştır. Test kinetiğini ölçmek için 1, 2, 4, 6, 8, 12 ve 24 saat başlarında liç çözeltisinden örnek alınarak analiz edilmiştir. Yoğun Liç Reaktörü koşulları Çizelge 3.12'de verilmiştir.

Çizelge 3.12 Yoğun liç test parametreleri

Test Parametreleri	Değer
Katı/Sıvı Oranı (%Ağırlıkça)	10
Liç Süresi (saat)	24
Kurşun Nitrat İlavesi (kg/t)	2
Çözeltideki Siyanür	%2

Her üç kompozite de yapılan yoğun liç testinin kinetiğini gösteren grafik Şekil 3.9'da verilmiştir.



Şekil 3.9 Yoğun liç testi %Au verimleri

Liç kinetiği grafiğinden görüldüğü üzere, Saprolite kompozitinin liç kinetiği düşüktür. 24 saat sonunda altın verimi %54.1'dir. Liç işleminin bitmediği ve daha uzun liç süresine ihtiyaç duyulduğu görülmüştür. Diagnostik liç testinden daha düşük verim alınmasının nedeni, 850 µm gibi iri bir boyda bu testin gerçekleşmesinden kaynaklanmaktadır. Saprolite gravitasyon konsantresinin hesaplanan altın tenörü 2076 g/t'dir. En iyi kıyaslanabilir liç kinetiğini RC1 ve RC2 kompozitleri göstermiştir. Her iki kompozit de 24 saat sonunda yaklaşık %99 altın verimine sahiptir.

3.3.3. Farklı Tane Boylarında Gravite Testleri

Çalışmalardaki sonuçlardan yola çıkılarak, ilk olarak tane boyunun gravite testlerindeki etkilerini, sonrasında ise tane boyunun liç verimine etkisini analiz edebilmek için RC1 ve RC2 örneklerinin gravite testi atıkları dört farklı boya öğütülerek (%80 -75, -53, -45 ve -38 µm) ve Saprolite örneğinin atıkları yedi farklı boya öğütülerek (%80 -600, -425, -212, -150, -106, -75 ve -53 µm) tüm testler tekrarlanmıştır. Gravite test sonuçları Çizelge 3.13'de verilmiştir.

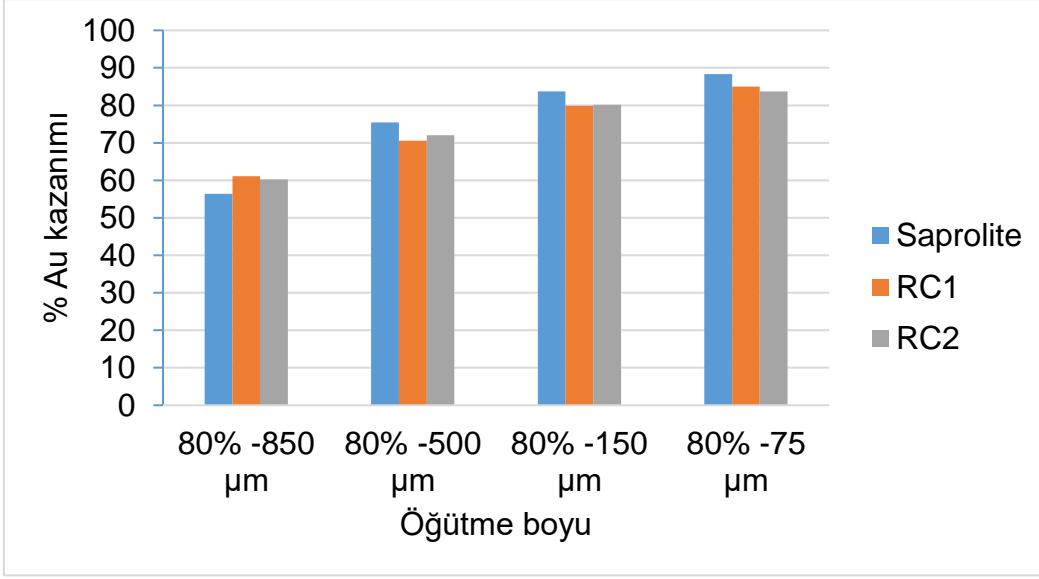
Çizelge 3.13 Farklı tane boylarının gravite testlerindeki etkisi

Örnek		Kütle (g)	Kütle (%)	Au tenörü (g/t)
Saprolite -850 µm	Kons.	92.6	0.9	1548.00
	Atık	9902.4	99.1	11.20
	Besl.	9995.0	100	25.40
Saprolite -500 µm	Kons.	80.6	0.8	2862.00
	Atık	9916.4	99.2	7.59
	Besl.	9997.0	100	30.60
Saprolite -150 µm	Kons.	83.4	0.8	2872.00
	Atık	9914.1	99.2	4.70
	Besl.	9997.5	100	28.60
Saprolite -75 µm	Kons.	84.7	0.8	3646.00
	Atık	9905.4	99.2	4.15
	Besl.	9990.1	100	35.00

Örnek		Kütle (g)	Kütle (%)	Au tenörü (g/t)
RC1 -850 µm	Kons.	102.8	1.0	233
	Atık	9897.2	99.0	1.54
	Besl.	10000	100	3.92
RC1 -500 µm	Kons.	88.4	0.9	288
	Atık	9911.6	99.1	1,07
	Besl.	10000	100	3.61
RC1 -150 µm	Kons.	90.7	0.9	328
	Atık	9909.3	99.1	0.75
	Besl.	10000	100	3.73
RC1 -75 µm	Kons.	95.4	1.0	352
	Atık	9904.6	99.0	0.6
	Besl.	10000	100	3.94

Örnek		Kütle (g)	Kütle (%)	Au tenörü (g/t)
RC2 -850 µm	Kons.	111.9	1,2	158
	Atık	9880.1	98,8	1,26
	Besl.	10000	100	3,14
RC2 -500 µm	Kons.	110.6	1,1	180
	Atık	9889.4	98,9	0,78
	Besl.	10000	100	2,76
RC2 -150 µm	Kons.	93.2	0,9	289
	Atık	9906.8	99,1	0,68
	Besl.	10000	100	3,36
RC2 -75 µm	Kons.	111.9	1,1	294
	Atık	9888.1	98,9	0,65
	Besl.	10000	100	3,93

Gravitasyon testleri sonucunda Saprolite örneği için optimum öğütme boyu %80 -75 µm olarak belirlenirken, altın tenörlerindeki ve kazanımlarındaki artış sebebi ile RC1 ve RC2 örnekleri için de aynı değer uygun görülmüştür. Şekil 3.10'da üç örneğin farklı boylardaki gravitasyon testlerindeki altın kazanım değerleri kıyaslanmıştır.



Şekil 3.10 Tane boyunun gravite testlerine etkisi

3.3.4. Farklı Tane Boylarında Liç Testleri

Bu testlerin ardından elde edilen atıklara siyanür liçi testleri yapılarak, tane boyunun liç verimi üzerindeki etkileri gözlenmiştir ve çalışmalar sonlandırılmıştır. Kullanılan parametreler Çizelge 3.14'de verilmiştir.

Çizelge 3.54 Farklı tane boyu liç testleri parametreleri

Katı (%ağırlıkça)	50
Öğütme boyları	%80 -600, 425, 212, 150, 106, 75, 53 ve 38
pH	10.5
Siyanür ilavesi (NaCN)	5 kg/t
Liç süresi	48 s
Karbon ilavesi	20 g/L

Gravite testlerinde olduğu gibi liç verimlerinde de tane boyu küçüldükçe artışlar gözlenmiştir. Sonuçlar Çizelge 3.15'de verilmiştir.

Çizelge 3.65 Farklı tane boyunun liç performansına etkileri

Öğütme boyu (P80)	Hesaplanan besleme	Au tenörü			Kimyasal tüketimi		Au kazanımı	
		Atık	Karbon	Solusyon	kg/t		%	
					g/t	ppm		NaCN
Saprolite -600 µm		9.38	1.38	265	<0.1	1.33	1.6	86.2
Saprolite -425 µm		9.44	1.24	271	<0.1	1.38	1.7	87.7
Saprolite -212 µm		9.61	1.2	279	<0.1	1.49	1.8	88.1
Saprolite -150 µm		9.15	0.86	275	<0.1	1.61	1.9	91.4
Saprolite -106 µm		9.27	0.82	279	<0.1	1.67	2.1	91.9
Saprolite -75 µm		9.26	0.81	281	<0.1	1.75	2.6	92
Saprolite -53 µm		9.48	0.73	289	<0.1	1.94	2.9	92.7

Öğütme boyu (P80)	Hesaplanan besleme	Au tenörü			Kimyasal tüketimi		Au kazanımı	
		Atık	Karbon	Solusyon	kg/t		%	
					g/t	ppm		NaCN
RC1 -75 µm		0.58	0.05	26	<0.1	2.7	0.14	91.4
RC1 -53 µm		0.58	0.04	26	<0.1	2.8	0.14	92.9
RC1 -45 µm		0.57	0.04	25	<0.1	2.99	0.13	93.4
RC1 -38 µm		0.57	0.04	25	<0.1	3.08	0.14	93.7

Öğütme boyu (P80)	Hesaplanan besleme	Au tenörü			Kimyasal tüketimi		Au kazanımı	
		Atık	Karbon	Solusyon	kg/t		%	
					g/t	ppm		NaCN
RC2 -75 µm		0,62	0,05	28	<0,1	2,73	0,14	91,5
RC2 -53 µm		0,63	0,05	28	<0,1	2,84	0,14	92,7
RC2 -45 µm		0,63	0,04	28	<0,1	2,93	0,13	94,5
RC2 -38 µm		0,64	0,03	30	<0,1	3,02	0,14	95,4

3.4. Öğütme Devresi Simülasyonu

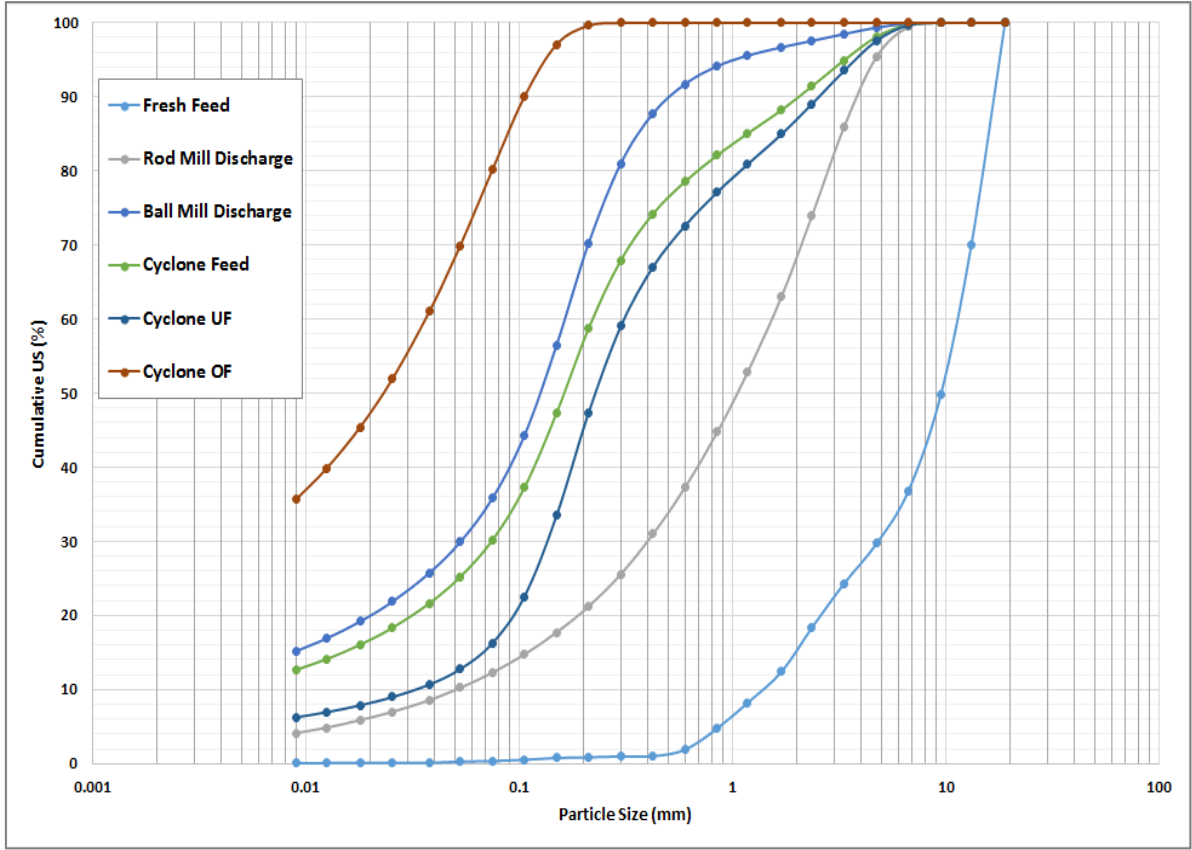
Optimum tane boyu belirlenmesinin ardından, bir tane çubuklu değirmen ve bir tane de siklon ünitesi ile kapalı devre olarak çalışan bilyalı değirmen ile tasarlanan öğütme devresinin JKSIMMET uygulamasında simülasyon çalışmaları yapılmıştır. Belirlenen optimum tane boyuna ulaşmak için bilyalı değirmenden çıkan malzemenin hidrosiklona beslenmesine karar verilmiştir. Hidrosiklon üst akışından alınan istenen boydaki malzemenin tükine gönderilerek liç prosesine hazırlanması amaçlanmıştır. Alt akışın ise yaklaşık olarak 1/3 oranındaki kısmı gravite ile zenginleştirilmesi hedeflenirken, kalan 2/3 oranındaki kısmın havuza alınarak tekrar bilyalı değirmende öğütülmesi uygun görülmüştür.

Bu tasarı ile yapılan simülasyon çalışmalarında Kokoya tesisi için hedeflenen kapasite üzerinden hesaplamalar yapılmıştır. Hedef ürünün P80 değeri -75 μm olarak belirlenirken, saatlik kapasiteler için yaklaşık 80-100 tph aralığında denemeler yapılmıştır. Çubuklu değirmen boyutları 2.7 m * 4.5 m, bilyalı değirmen boyutları 3.6 m * 5.7 m seçilmiştir. Çubuklu değirmen için seçilen çubuk çapları 115, 100, 90, 75, 65 ve 50 mm'dir. Bilyalı değirmen için seçilen bilya boyutları ise 40, 30 ve 20 mm'dir. Hidrosiklon seçimi Cavex siklon olarak yapılmıştır.

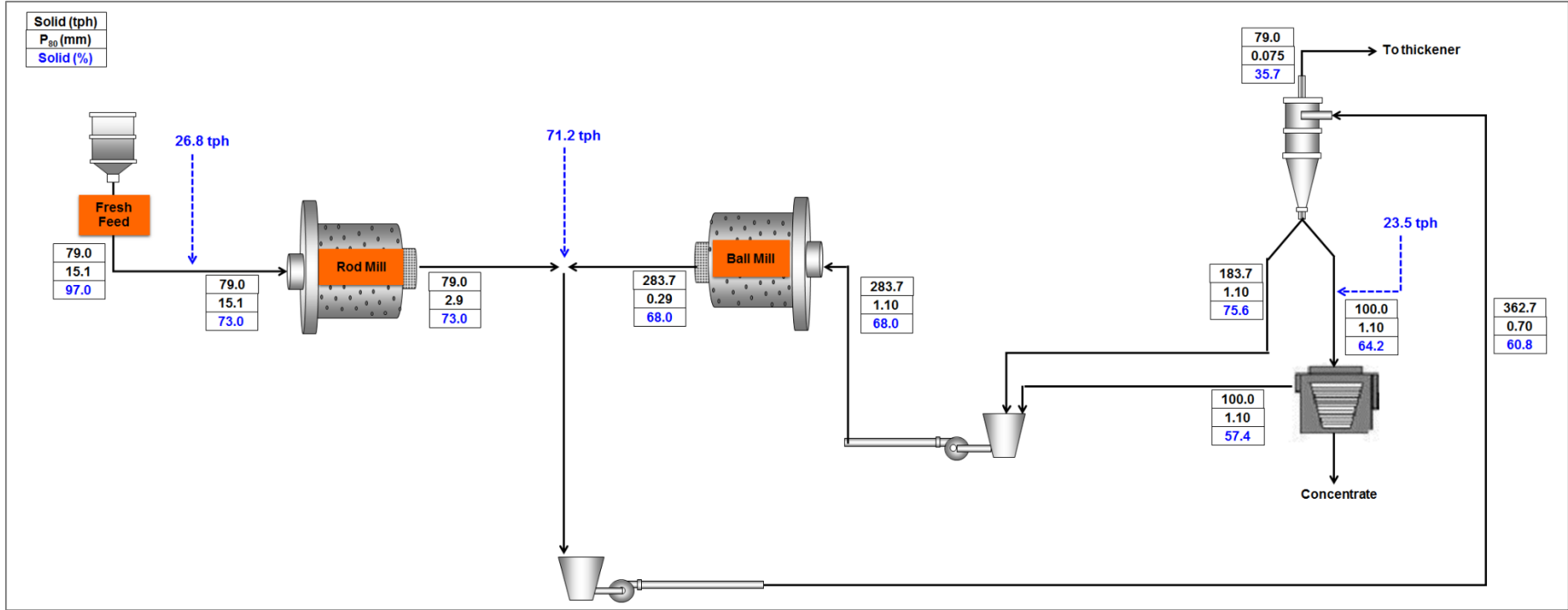
İlk çalışmada devre dizaynı için siklon ünitesinden beş tanesinin çalışması planlanmış olup seçilen teknik özellikler aşağıdaki gibidir:

Dv – Vorteks çapı (mm)	75
Df – Besleme giriş çapı (mm)	73
Dc – Siklon çapı (mm)	250
Da – Apeks çapı (mm)	54

Bu şartlarda simüle edilen devre için tane boyu dağılımları Şekil 3.11'de, simüle edilmiş akış oranları ve d80 değerleri de Şekil 3.12'de verilmiştir.



Şekil 3.11 Simülasyon1 ile oluşan tane boyu dağılımları

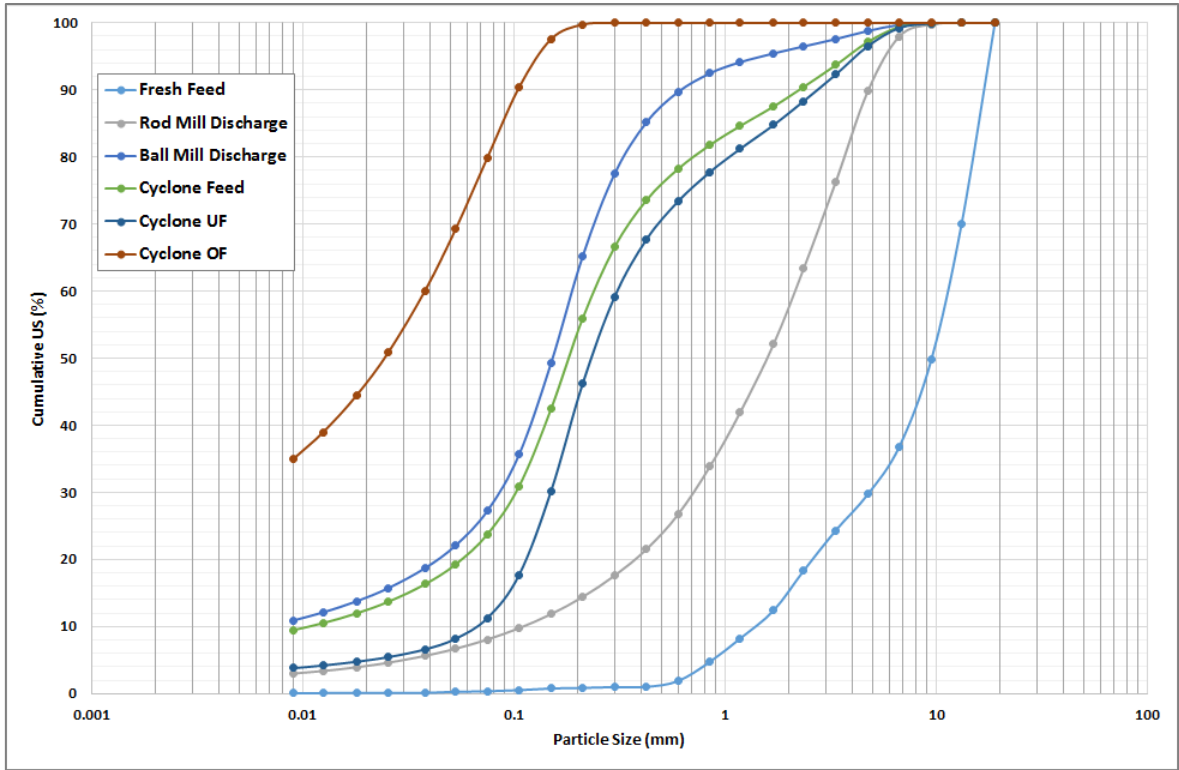


Şekil 3.12 Simülasyon1 ile elde edilen akış oranları ve d80 değerleri

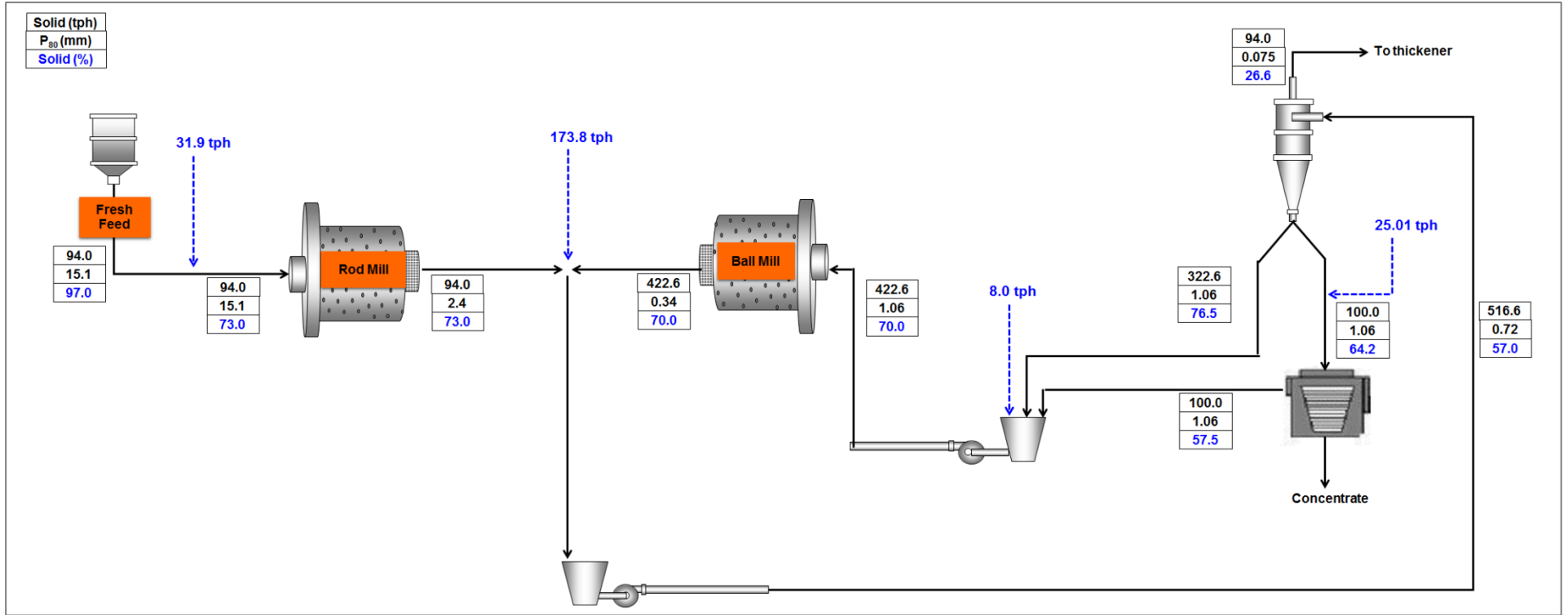
Yapılan çalışmada hidrosiklonun ayırma verimi performans eğrisine göre hesaplanmış olup, by-pass ve düzeltilmiş kesme boyu (d_{50c}) sırasıyla %37.3 ve $87.7 \mu\text{m}$ ' dir. Bu çalışmadan sonra devreyi optimize etmek ve hedeflenen boy olan P80 $75 \mu\text{m}$ ulaşmak için dizayn parametreleri değiştirilerek yeni bir simülasyon yapılmıştır. Besleme tonajı 79 tph yerine 94 tph yapılarak ve sekiz siklon kullanılarak çalıştırılması planlanan devre için seçilen parametreler aşağıdaki gibidir:

Dv – Vorteks çapı (mm)	77
Df – Besleme giriş çapı (mm)	60
Dc – Siklon çapı (mm)	250
Da – Apeks çapı (mm)	52

Simülasyon sonuçlarına göre oluşan tane boyu dağılımları ve akış oranları Şekil 3.13 ve Şekil 3.14'te verilmiştir.

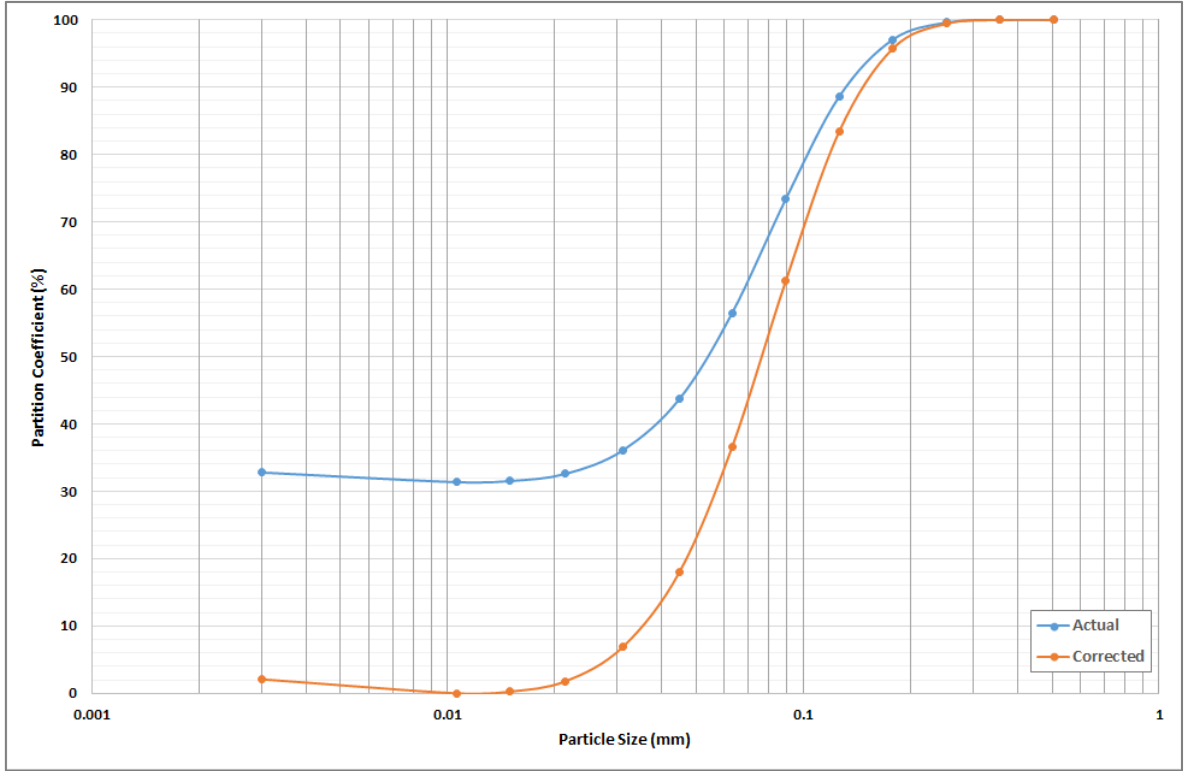


Şekil 3.13 Simülasyon2 ile oluşan tane boyu dağılımları



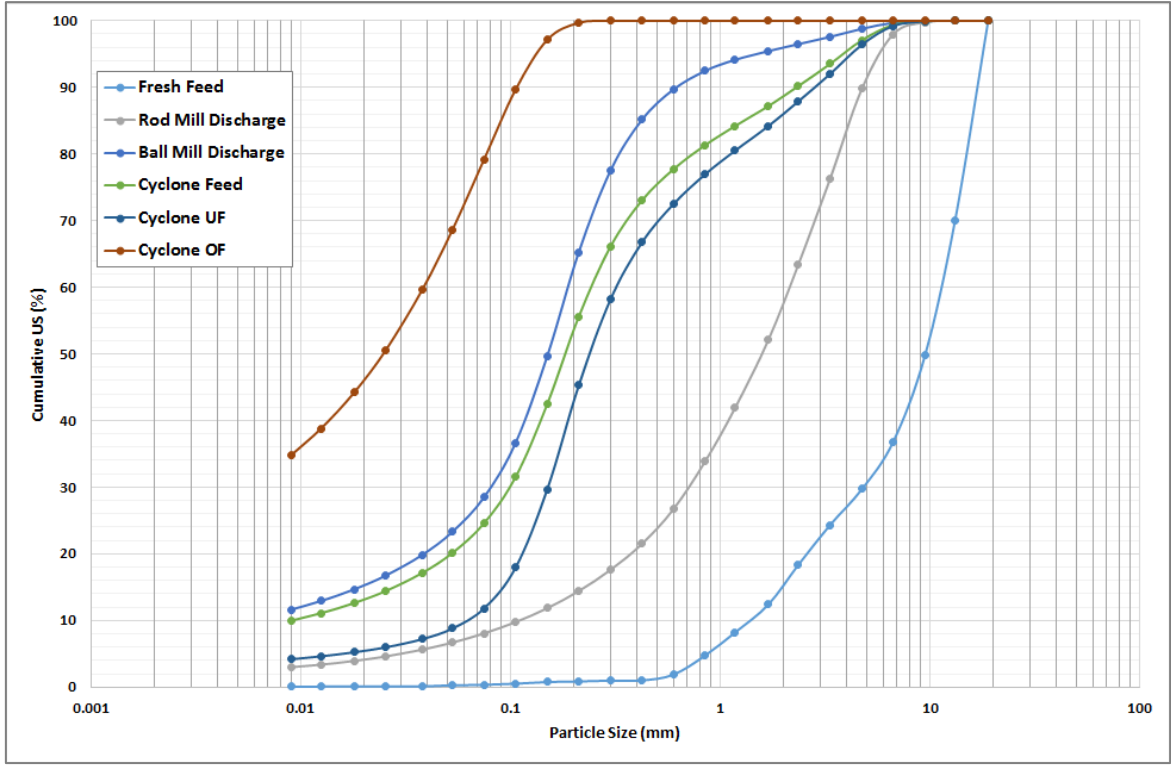
Şekil 3.14 Simülasyon2 ile elde edilen akış oranları ve d80 değerleri

Gerçek ve düzeltilmiş siklon performans eğrileri Şekil 3.15' te verilmiştir. Bu çalışma ile by-pass oranı %31.4' e inerken d50 değeri 77.3 µm olmuştur.

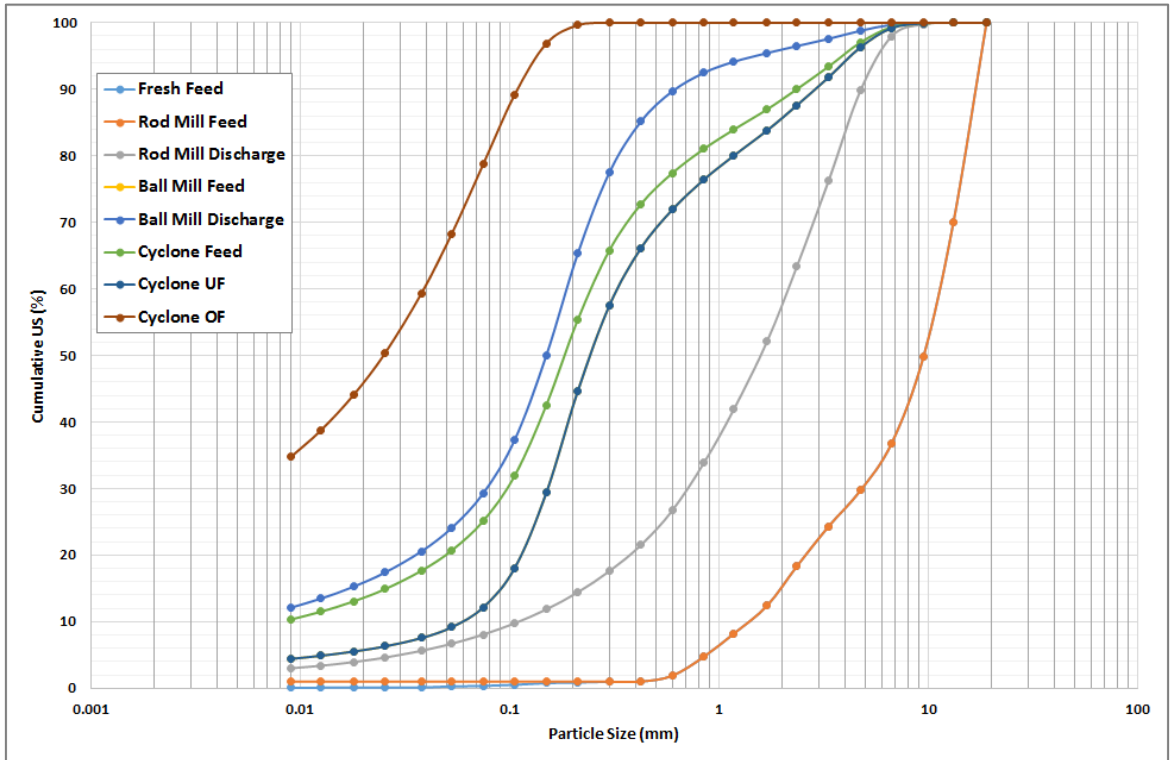


Şekil 3.15 Simülasyon2 ile elde edilen hidrosiklon performans eğrileri

Üçüncü aşamada aynı besleme tonajı ile (94 tph) vorteks çapının ürün boyuna etkileri incelenmiştir. İki farklı çap değeri (80 mm ve 82 mm) kullanılarak yapılan çalışmalarda ortaya çıkan tane boyu dağılımları Şekil 3.16 ve Şekil 3.17'de gösterilmiştir. Kullanılan düzeneklerde P80 sırası ile 77 µm ve 79 µm olarak hesaplanmıştır.



Şekil 3.16 Simülasyon3 ile oluşan tane boyu dağılımları (vorteks çapı: 80 mm)



Şekil 3.17 Simülasyon3 ile oluşan tane boyu dağılımları (vorteks çapı: 82 mm)

Vorteks apının artırılması ile rn boyutunun irileŖtiđi gzlemlenen bu alıŖmalara vorteks apının besleme tonajı zerindeki etkisi denenmiŖ ve apın artması ile kapasitenin dŖtđ tespit edilmiŖtir.

Apeks apı denemeleri ile devam edildiđinde, 52 mm'den sırasıyla 54 ve 57 mm'ye ıkarılan ap boyutlarının besleme tonajı ve rn boyutu zerinde bir etkisi olmadığı anlaŖılmıŖtır. Ancak siklon basıncı zerinde ciddi bir etkisi olması nedeni ile bu alıŖmalarda siklon sayısı 11 olarak belirlenebilmiŖ ve by-pass oranında artıŖlar olmuŖtur. Bu alıŖmalara ait grseller Ek 2'de verilmiŖtir.

Siklon beslemesinin rn tane boyuna etkileri katı oranının %60 ve %62 yapılması ile denenmiŖtir. Diđer tm parametreler sabit tutulmuŖtur. Katı oranının artması tane boyunun irileŖmesine sebep olmuŖtur. Katı oranı %60 iken P80 85 μm , %62 iken 91 μm olarak hesaplanmıŖtır. alıŖmalar uygun simlasyon dzeneđinin belirlenmesi ile sonlandırılmıŖtır.

4. SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Bu çalışmanın amacı, Kokoya cevher karakterinin belirlenmesi ve cevhere en uygun üretim metodu olarak belirlenen liç prosesinde tane boyu etkisinin araştırılmasıdır. Bu kapsamda, Kokoya cevherinden hazırlanan üç adet kompozite mineralojik analiz, kimyasal analiz, öğünelirlik testleri, metalurjik testler ve optimum tane boyuna ulaşabilmek için belirlenen öğütme devresi üzerine simülasyon uygulamaları yapılmıştır.

Öğünelirlik teslerinde, bilyalı değirmen için Bond İş İndeksi değerleri cevherin “sert” olarak tanımlanabileceği 16.6 – 19.3 kWh/t arasında değişen değerlerde hesaplanmıştır. Çubuklu değirmen için bu değerler, “orta sertlikte” olarak tanımlanabilen aralıkta kalarak, 13.0 – 14.3 kWh/t olarak hesaplanmıştır.

Cevheri işlemek için en uygun yöntemin bulunabilmesi amacı ile yapılacak olan metalurjik ve mineralojik testler için, örnekler altın tanelerinin genel olarak iyi bir serbestleşme gösterdiği değer olan %80 -75 µm boyuna öğütülmüştür.

Jeokimyasal analiz sonuçlarına göre, en az SiO₂ içeren kompozit (%49) Saprolite kompozitidir. RC1 ve RC2 kompozitleri %70 civarı SiO₂ içeriğine sahiptir. Saprolite kompozitinde %21 oranında Al₂O₃ belirlenmişken, RC1 ve RC2 kompozitlerinde %11 civarında Al₂O₃ belirlenmiştir. RC1 ve RC2 kompozitlerinde az miktarda CaO mineraline rastlanmıştır. Saprolite kompozitinde %17 olarak belirlenen Fe₂O₃ mineraline, RC1 ve RC2 kompozitlerinde %6 civarında rastlanmıştır.

Fire-Assay metoduna göre, en yüksek altın içeriğine Saprolite kompoziti (46.17 g/t) sahiptir. RC1 ve RC2 kompozitlerinin altın içerikleri ise Saprolite kompozitine göre bir hayli düşüktür (4.03g/t ve 2.88g/t). RC2 kompoziti altın tenörü bakımından en düşük içeriğe sahip olan kompozittir. Üç kompozitin de sülfür oranları düşüktür. Saprolite kompozitinin sülfür içeriği %0.02 iken, RC1 kompozitinin %0.51 ve RC2 kompozitinin %0.52'dir. Tüm kompozitlerde arsenik ve sülfür içerikleri prosesi etkilemeyecek kadar azdır. Organik karbon miktarının düşük olması nedeni ile cevherde preg-robbing (altın çalma) özelliği olması beklenmemektedir. RC1 ve RC2 kompozitlerinde bir miktar bakır tespit edilmiştir ve siyanür liçi yapılırken kimyasal tüketimlerinin yüksek olmasına sebep olmuştur.

Mineralojik analizler iki amaçla yapılmıştır; birinci amaç cevher karakteristiğinin belirlenmesi iken ikinci amaç gravitasyon ile kazanılan altının karakteristiğini belirlemektir.

XRD ve BMA sonuçlarına göre, Saprolite kompoziti %51 kil minerali olan kaolinit, %20 kuvars, %18 demir oksitler/hidroksitler, manyetit ve az miktarda mika-feldspar (%9) içermektedir. RC1 ve RC2 kompozitleri benzer mineralojiye sahiptir ve bünyelerinde en fazla kuvars ve plajiyoklaz bulunmaktadır. Ayrıca bu kompozitlerde mika/K-Feldspar, amfibol/piroksen ve asit tüketimini artırabilecek olan epidot bulunmaktadır. RC kompozitlerinde az miktarda pirit ve oksidasyon esnasında oluşan asidi nötralize etme özelliğine sahip karbonatlara da rastlanmıştır.

Gravite testlerinin konsantrelerine yapılan QEMSCAN analizlerine göre Saprolite kompozitinde altın nabit şeklindedir. RC1 kompozitinde altının %45 Au şeklinde %55'i elektrik şeklinde. RC2 kompozitinde ise %74 Au şeklinde %26'sı elektrik şeklindedir.

Saprolite kompozitinin altın içeren tanelerinin %99.71 serbeşleşmiş haldedir. Geri kalanı ise silikat ve bazı oksitli mineraller içinde kilitli kalmıştır. RC1 kompoziti %95 oranında serbest altına sahip iken, geri kalanı elektrik halinde ya da Au formunda sülfür minerallerinin içinde kilitli kalmıştır. RC2 kompozitindeki altının %97'si serbest haldedir, kalan kısım altın elektrik ve silikatlar içinde kilitli bulunmaktadır.

Metalurjik testler, elek analizleri, gravitasyon testleri ve liç testlerinin kombinasyonunu ile hazırlanmıştır. Fraksiyon analizleri her örnek için de altının iri boyda (+106 µm) bulunduğunu göstermektedir. Üç kompozitin diagnostik liç testleri bu cevherin yavaş bir liç kinetiğine sahip olduğunu gösterse de liç ile altın kazanımı ortalama olarak %96 olarak hesaplanmıştır.

Gravitasyon test sonuçlarına göre, Saprolite kompozitinin P80 850µm tane boyu ile yapılan testlerde kütle kazanımı %0.9 ve altın kazanımı %61.4 'tür. Elde edilen konsantre ile yapılan yoğun siyanür liçi sonrası final altın konsantresi tenörü 2076 g/t olarak hesaplanmıştır. Aynı şekilde RC1 kompozitinde ise %1 kütle kazanımı ve %85 altın verimi ile gravitasyon gerçekleşmiş olup, gravite sonrası yapılan yoğun siyanür liçi ile elde edilen konsantrenin tenörü ise 352 gram/tondur. RC2 kompozitinin gravitasyon sonucunda %1.1 kütle kazanımı ile %84 altın verimi

gerçekleşmiştir. Yoğun liç sonrası elde edilen konsantrenin tenörü de 294 gr/ton olarak hesaplanmıştır.

Kompozitlerin gravitasyon atıklarının P80 75µm olacak şekilde öğütüldükten sonra yapılan liç testlerinde ortalama %91.4 altın verimi alınmıştır. Kimyasal tüketimleri ise ortalama olarak siyanür için 2.39 kg/t ve kireç için %0.96 kg/t'dur.

P80 850 µm – 75 µm aralığında yedi farklı tane boyu (%80 -600, -425, -212, -150, -106, -75 ve -53 µm) için yapılan gravite testleri genel olarak üç örnek için de güzel sonuçlar vermiştir. Saprolite için optimum öğütme boyu altın kazanım değerinin %56.4 olduğu %80 -850 µm olarak belirlenirken, RC1 ve RC2 için optimum öğütme boyu altın kazanım değerinin %85.0 ve %83.7 olduğu %80 -75 µm olarak belirlenmiştir.

Optimum tane boyuna öğütülerek gravite testi yapılan örneklerin atıklarının P80 -75 µm boyuna öğütülmesinden sonra uygulanan siyanür liçleri ile ortalama %93.2 verim alındığı tespit edilmiştir. Tüm örneklerde beklendiği üzere tane boyu inceldikçe altın verimi artmıştır. Ancak P80 75 µm ile P80 53 µm boyları arasındaki verim artış oranı belirgin olmadığından daha ince boya inmenin gerekli olmayacağına karar verilmiştir. Bu nedenle her üç örnek için de optimum öğütme boyu P80 75 µm olarak belirlenmiştir.

Bu önerilerden yola çıkılarak kurulması tasarlanan öğütme devresi için simülasyon çalışmaları yapılmıştır. Hedeflenen tane boyuna, belirlenen kapasitelerde ulaşabilmek için gerekli olan siklon sayıları, katı yoğunlukları, tonajlar, siklon apeks ve vorteks çapları simüle edilmiştir.

İri boyda altın taneleri içeren Kokoya cevherine uygulanacak ince boy öğütme ile yapılacak direk siyanür liçi uygulamalarında, iri tanelerin çözünme süreleri nedeni ile proses yavaşlayacaktır ya da altın solüsyona geçmeden sistemden ayrılacaktır. Bu kaçakları engellemek adına sistemde gravimetrik bir yöntemin olması şarttır. Gravite yönteminde oluşan kaçakların ve alınan konsantrenin çoğunluğunun serbestleşmemiş tane olması nedeni ile bu işlemi takiben siyanür liçi uygulaması gerekmektedir.

Tane boyunun liç verimine etkisini baz alan bu araştırmada, gravite yönteminde iri boyda altın kazanımının mümkün olduğunu ancak iri boy altın atıklarının liç

kinetiklerinin düşük olduđu gözlenmiştir. Liç kinetiğini artırabilmek ve bu sayede liç verimliliğini yükseltebilmek amacı ile ince boya (P80 75 µm) inmenin avantaj sağlayacağı belirlenmiştir. Kokoya cevherinin üretimi için gerekli rota, gravite konsantrasyonu ve takiben gravite ürünlerinin siyanür liçi şeklinde olmalıdır. Özellikle Saprolite kompoziti başta olmak üzere, ince öğütme ve daha fazla kütle kazanımı çok daha iyi ürün eldesi sağlayacaktır. Gravite beslemesine ince öğütme uygulanmasa dahi atıklarına uygulanması önerilmektedir.

KAYNAKLAR

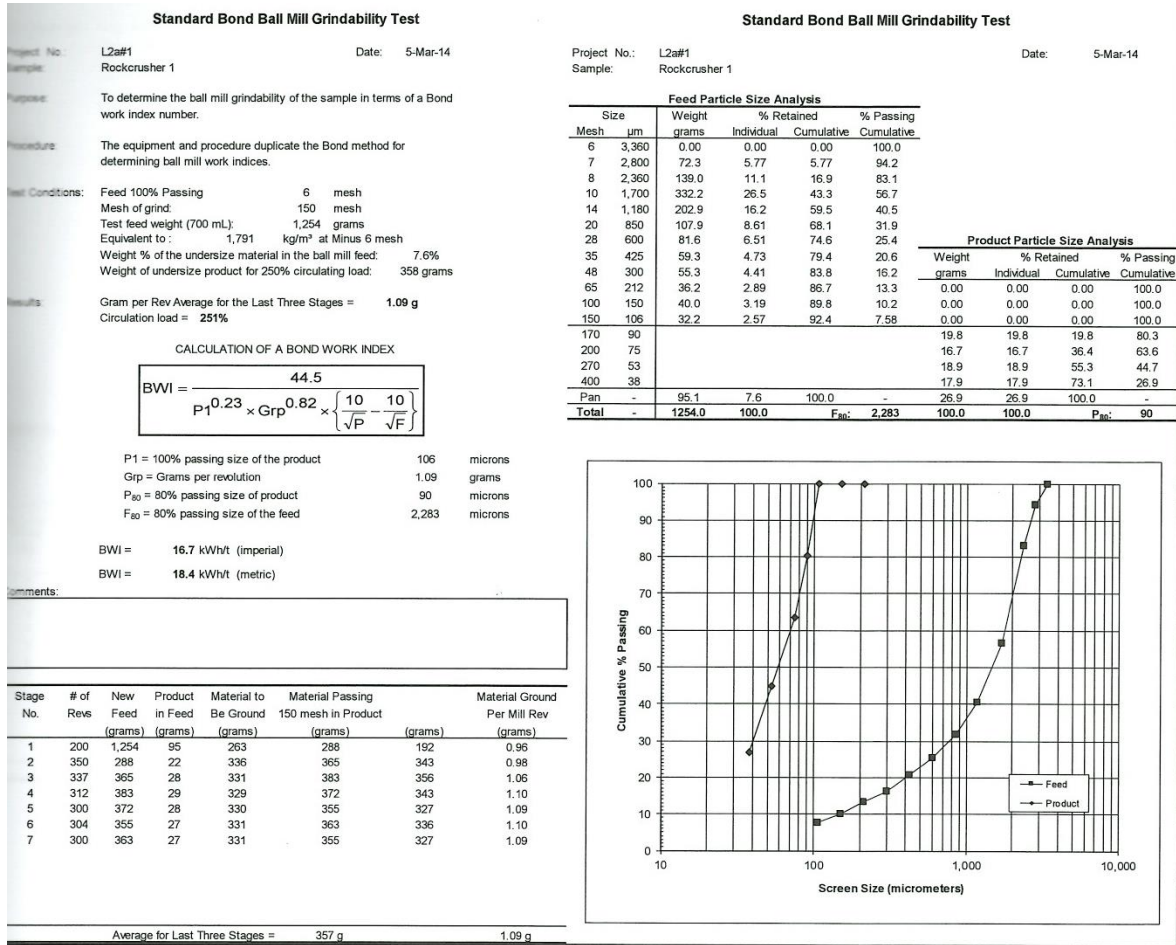
- [1] Çelik, H. *Cevher Mineralojisine Göre Altın Üretim Yöntemlerinin Tayini*. Madencilik (Eylül), **2005**.
- [2] R.R., Fernandez, Sohn H.Y. Ve Levie K.M. *Process for Trating Refractory Gold Ores by Roasting Under Oxidizing Conditions*. Minerals and Metallurgical Processing (February), **2000**.
- [3] Bellamy, House, S.R. *Recovery of Fine Gold from A Placer Ore by Coal Gold Agglomeraitont*. Mining, Metallurgy & Exploration (January), **1989**.
- [4] T.J., O'Brien. *A Model for Agglomeration in a Fluidised Bed*. &th Int. Symp. Agglomeration, **1993**.
- [5] Spickelmier, K. *Round Mountain Halves Its Cutoff Grade*. Mining Engineering (194) 41-48, **1993**.
- [6] La Brooy, S.R. *Review of Gold Extraction from Ores*. Minerals Engineering (7) 1213-1241, **1994**.
- [7] Delahey G., Martins V. Ve Dunne R. *Plant Practice at the New Celebration Gold Mine*. International Conference on Extractive Metallurgy of Gold and Base Metals, **1992**.
- [8] Hoecker W. *Shold your Gold Leach Plant be Using Oxygen?*. Randol Gold Forum Vancouver, Randol International, **1992**.
- [9] La Brooy S.R. ve Komosa T. *Oxidant Addition During Gold Ore Processing*. International Conference on Extractive Metallurgy of Gold and Base Metals, **1992**.
- [10] Haque K.E. *The Role of Oxygen in Cyanide Leacning of Gold Ore*. CIM Bulletin, Sep., pp31-38, **1992**.
- [11] Sceresini, B. *Gold-copper Ores*. Developments in Mineral Processing, Vol. 15, **2005**.
- [12] Muir, D.M., La Brooy, S.R. and Fenton, K. *Processing copper-gold ores, with ammonia or ammonia-cyanide solutions*. Proceedings World Gold '91 Cairns pp.145-150, **1991**.

- [13] Everett P.K. ve Moyes A.J. *The Intec Copper Process*. International Conference on Extractive Metallurgy of Gold and Base Metals, **1992**.
- [14] Bax A.R. ve Bax A.C. *Gold Ore Treatment by Goldfan at Three Mile Hill*. Coolgardie W.A., The Sir Maurice Mawby Memorial Volume 2nd Edition, **1993**.
- [15] Hedley N. Ve Tabachnik H. *Chemistry of Cyanidation*. Mineral Dressing Notes No:23, **1988**.
- [16] Brunk, Kenneth A. *Rapid oxidation process of carbonaceous and pyritic gold-bearing ores by chlorination*. US Patent 4979986 A, **1988**.
- [17] Andrezza J. *Private Communication*. Manager Stawell Gold Mine, **1988**.
- [18] Matson R.F. ve Fisher B.M. *Recovery of Gold From Carbonaceous Ores*. US Patent 4289532, 1981.
- [19] Quach T. *Adsorption of Gold Cyanide on Gangue Minerals*. M.Eng.Sci. Thesis, **1993**.
- [20] Delahey G., Martins V. Ve Dunne R. *Plant Practice at the New Celebration Gold Mine*. International Conference on Extractive Metallurgy of Gold and Base Metals, **1992**.
- [21] Hanson K.R.N. ve Laschinger J.E. *The Roasting of Refractory Gold Ores and Concentrates-Literature Survey*. Technical Report No:85, National Institute of Metallurgy, **1967**.
- [22] Wall N.C., Hornby J.C. ve Sethi J.K. *Gold Benefication*. Mining Magazine, May, pp:393-401, **1987**.
- [23] Anon. *Baby Bio Grows Up*. WME World Mining Equipment, November, pp:13-14, **(a) 1994**.
- [24] Greene J.W. *Microbial Column Leaching of a Refractory Carbonaceous Gold Ore*. Randol Gold Forum Squaw Valley, **1990**.
- [25] Ubaldini S., Veglio F., Beolchini F., Toro L. Ve Abbruzzese C. *Gold Recovery From a Refractory Pyrrhotite Ore by Biooxidation*. Int. Journal of Min. Processing, May, pp:247-262, **2000**.

- [26] Anon (b). *Refractory Gold BacoX-Technology*. [http:// www.mintek.co.za](http://www.mintek.co.za), **2003**.
- [27] Linge H.G. *New Technology for Refractory Gold Ores*. International Conference on Extractive Metallurgy of Gold and Base Metals, **1992**.
- [28] Thomas K.G. *Alkaline and Acid Autoclaving of Refractory Gold Ores*. J.Metals, Feb., **1991**.
- [29] De Andrea Lima, L. R. P. and Houdin, D. *A Lumped Kinetic Model for Gold Ore Cyanidation*. Hydrometallurgy, vol 79, **2005**.
- [30] Ellis, S. and Senanayake, G. *The effects of dissolved oxygen and cyanide dosage on gold extraction from a pyrrhotite-rich ore*. Hydrometallurgy, vol 72, **2004**.
- [31] Desch enes, G., Lacasse, S., Fulton, M. *Improvement of Cyanidation Practice at Goldcorp Red Lake Mine*. Minerals Engineering, vol 16, **2003**.

EKLER

Ek 1. Bond İş İndeksi test sonuçları



Standard Bond Ball Mill Grindability Test

Project No.: L2a#1 Date: 6-Mar-14
 Sample: Rockcrusher 2

Purpose: To determine the ball mill grindability of the sample in terms of a Bond work index number.

Procedure: The equipment and procedure duplicate the Bond method for determining ball mill work indices.

Test Conditions: Feed 100% Passing 6 mesh
 Mesh of grind: 150 mesh
 Test feed weight (700 mL): 1,296 grams
 Equivalent to: 1,851 kg/m³ at Minus 6 mesh
 Weight % of the undersize material in the ball mill feed: 11.6%
 Weight of undersize product for 250% circulating load: 370 grams

Results: Gram per Rev Average for the Last Three Stages = 1.01 g
 Circulation load = 254%

CALCULATION OF A BOND WORK INDEX

$$BWI = \frac{44.5}{P_1^{0.23} \times Grp^{0.82} \times \left\{ \frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right\}}$$

P₁ = 100% passing size of the product 106 microns
 Grp = Grams per revolution 1.01 grams
 P₈₀ = 80% passing size of product 84 microns
 F₈₀ = 80% passing size of the feed 1,963 microns

BW_I = 17.5 kWh/t (imperial)
 BW_I = 19.3 kWh/t (metric)

Comments:

Stage No.	# of Revs	New Feed (grams)	Product in Feed (grams)	Material to Be Ground (grams)	Material Passing 150 mesh in Product (grams)	Material Ground Per Mill Rev (grams)
1	200	1,296	150	221	365	215
2	305	365	42	328	335	293
3	345	335	39	331	376	337
4	334	376	43	327	390	347
5	313	390	45	325	360	315
6	326	360	42	329	371	330
7	323	371	43	327	367	325

Average for Last Three Stages = 366 g 1.01 g

Standard Bond Ball Mill Grindability Test

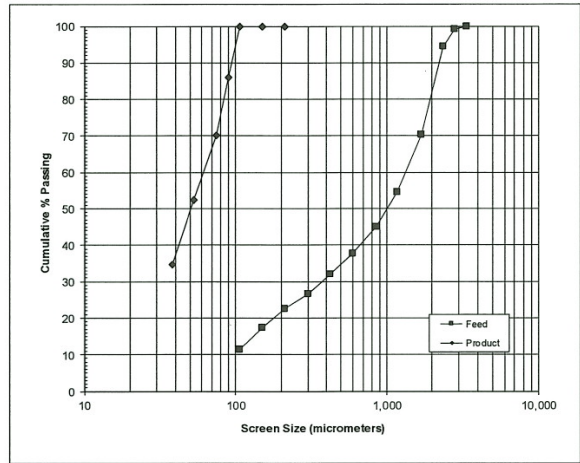
Project No.: L2a#1 Date: 6-Mar-14
 Sample: Rockcrusher 2

Feed Particle Size Analysis

Size Mesh	µm	Weight grams	% Retained Individual	% Retained Cumulative	% Passing Cumulative
6	3,350	0.00	0.00	0.00	100.0
7	2,800	9.49	0.73	0.73	99.3
8	2,360	62.5	4.82	5.55	94.4
10	1,700	313.5	24.2	29.7	70.3
14	1,180	205.0	15.8	45.6	54.4
20	850	121.7	9.39	55.0	45.0
28	600	94.9	7.32	62.3	37.7
35	425	73.2	5.65	67.9	32.1
48	300	72.3	5.58	73.5	26.5
65	212	51.3	3.96	77.5	22.5
100	150	68.2	5.26	82.7	17.3
150	106	74.1	5.72	88.4	11.6
170	90			14.1	14.1
200	75			15.8	15.8
270	53			17.8	17.8
400	38			17.6	17.6
Pan	-	149.7	11.6	100.0	-
Total	-	1,295.7	100.0	F ₈₀ : 1,963	100.0

Product Particle Size Analysis

Weight grams	% Retained Individual	% Retained Cumulative	% Passing Cumulative
0.00	0.00	0.00	100.0
0.00	0.00	0.00	100.0
0.00	0.00	0.00	100.0
14.1	14.1	14.1	86.0
15.8	15.8	29.9	70.1
17.8	17.8	47.7	52.3
17.6	17.6	65.3	34.7
34.7	34.7	100.0	-
Pan	-	-	-
Total	-	-	P ₈₀ : 84



Standard Bond Rod Mill Grindability Test

Project No.: L2b#1 Date: 27-Feb-14
 Sample.: Rockcrusher 1

Purpose: To determine the rod mill grindability of the sample in terms of a Bond work index number.

Procedure: The equipment and procedure duplicate the Bond method for determining rod mill work indices.

Test Conditions: Feed 100% Passing 0.5 inch
 Mesh of grind: 14 mesh
 Test feed weight (1250 mL): 2 336 grams
 Equivalent to: 1 869 kg/m³ at Minus 6 mesh
 Weight % of the undersize material in the rod mill feed: 17.8%
 Weight of undersize product for 100% circulating load: 1 168 grams

Results: Gram per Rev Average for the Last Three Stages = **10.97 g**
 Circulation load = **101%**

CALCULATION OF A BOND WORK INDEX

$$RWI = \frac{62}{P_1^{0.23} \times Gr_p^{0.625} \times \left\{ \frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right\}}$$

P₁ = 100% passing size of the product 1 180 microns
 Gr_p = Grams per revolution 10.97 grams
 P₈₀ = 80% passing size of product 918 microns
 F₈₀ = 80% passing size of the feed 10 279 microns

RWI = 11.8 kWh/t (imperial)
 RWI = 13.0 kWh/t (metric)

Comments:

Stage No.	# of Revs	New Feed (grams)	Product in Feed (grams)	Material to Be Ground (grams)	Material Passing 14 mesh in Product (grams)	Net Ground Material (grams)	Material Ground Per Mill Rev (grams)
1	100	2 336	415	753	1 282	867	8.67
2	109	1 282	228	940	1 401	1 173	10.76
3	85	1 401	249	919	1 195	960	11.13
4	86	1 195	212	956	1 172	943	10.96
5	86	1 172	208	960	1 151	967	10.98
6	88	1 151	205	964	1 171	953	10.95
7	87	1 171	208	960	1 161		

Average for Last Three Stages = 1 161 g 10.97 g

Standard Bond Rod Mill Grindability Test

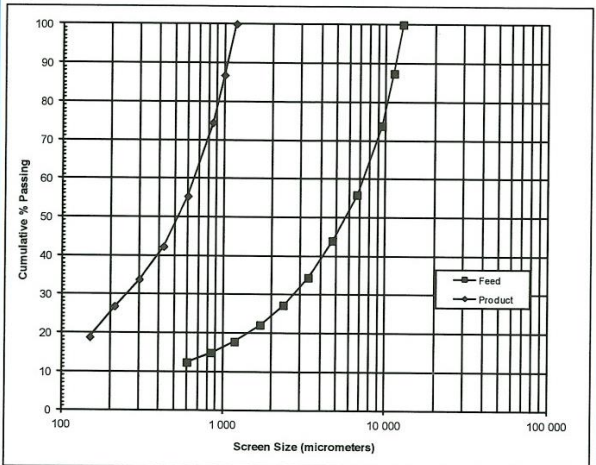
Project No.: L2b#1 Date: 27-Feb-14
 Sample.: Rockcrusher 1

Feed Particle Size Analysis

Mesh	Size μ m	Weight grams	% Retained Individual	% Retained Cumulative	% Passing Cumulative
1/2"	12 700	0.00	0.00	0.00	100.0
7/16"	11 200	294.0	12.6	12.6	87.4
3/8"	9 500	319.4	13.7	26.3	73.7
3	6 700	417.1	17.9	44.1	55.9
4	4 750	279.3	12.0	56.1	43.9
6	3 350	222.3	9.52	65.6	34.4
8	2 360	166.5	7.13	72.7	27.3
10	1 700	120.7	5.16	77.9	22.1
14	1 180	101.8	4.36	82.2	17.8
18	1 000	-	-	-	-
20	850	67.6	2.89	85.1	14.9
28	600	58.6	2.51	87.6	12.4

Product Particle Size Analysis

Weight grams	% Retained Individual	% Retained Cumulative	% Passing Cumulative	
0.00	0.00	0.00	100.0	
26.4	13.2	13.2	86.8	
24.9	12.4	25.6	74.4	
38.1	19.1	44.7	55.3	
26.2	13.1	57.8	42.2	
17.0	8.48	66.2	33.8	
13.9	6.95	73.2	26.8	
16.0	8.01	81.2	18.8	
Pan	289.1	12.4	100.0	-
Total	2336.3	100.0	F ₈₀ : 10 279	200.0 100.0 P ₈₀ : 918



Standard Bond Rod Mill Grindability Test

Project No.: L2b#2 Date: 28-Feb-14
 Sample.: Rockcrusher 2

Purpose: To determine the rod mill grindability of the sample in terms of a Bond work index number.

Procedure: The equipment and procedure duplicate the Bond method for determining rod mill work indices.

Test Conditions: Feed 100% Passing 0.5 inch
 Mesh of grind: 14 mesh
 Test feed weight (1250 mL): 2 392 grams
 Equivalent to: 1 914 kg/m³ at Minus 6 mesh
 Weight % of the undersize material in the rod mill feed: 15.3%
 Weight of undersize product for 100% circulating load: 1 196 grams

Results: Gram per Rev Average for the Last Three Stages = **10.04 g**
 Circulation load = **99%**

CALCULATION OF A BOND WORK INDEX

$$RWI = \frac{62}{P_1^{0.23} \times Grp^{0.625} \times \left\{ \frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right\}}$$

P₁ = 100% passing size of the product 1 180 microns
 Grp = Grams per revolution 10.04 grams
 P₈₀ = 80% passing size of product 884 microns
 F₈₀ = 80% passing size of the feed 10 917 microns

RWI = 12.0 kWh/t (imperial)

RWI = 13.2 kWh/t (metric)

Comments:

Stage No.	# of Revs	New Feed (grams)	Product in Feed (grams)	Material to Be Ground (grams)	Material Passing 14 mesh in Product (grams)	Net Ground Material (grams)	Material Ground Per Mill Rev (grams)
1	100	2 392	367	829	1 094	728	7.28
2	141	1 094	168	1 028	1 481	1 313	9.31
3	104	1 481	227	969	1 240	1 013	9.74
4	109	1 240	190	1 006	1 275	1 085	9.95
5	101	1 275	195	1 001	1 199	1 004	9.94
6	102	1 199	184	1 012	1 213	1 029	10.09
7	100	1 213	186	1 010	1 195	1 009	10.09

Average for Last Three Stages = 1 202 g 10.04 g

Standard Bond Rod Mill Grindability Test

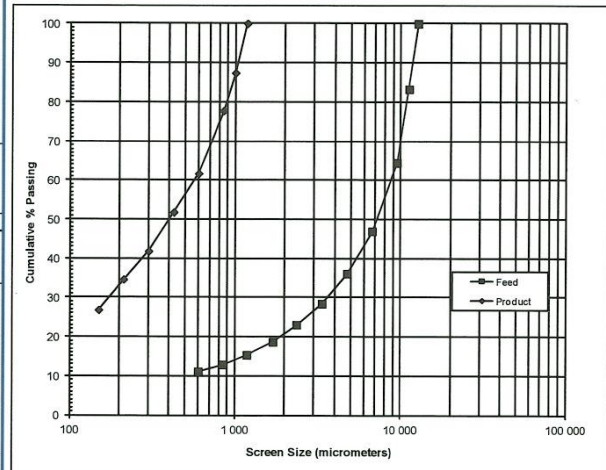
Project No.: L2b#2 Date: 28-Feb-14
 Sample.: Rockcrusher 2

Feed Particle Size Analysis

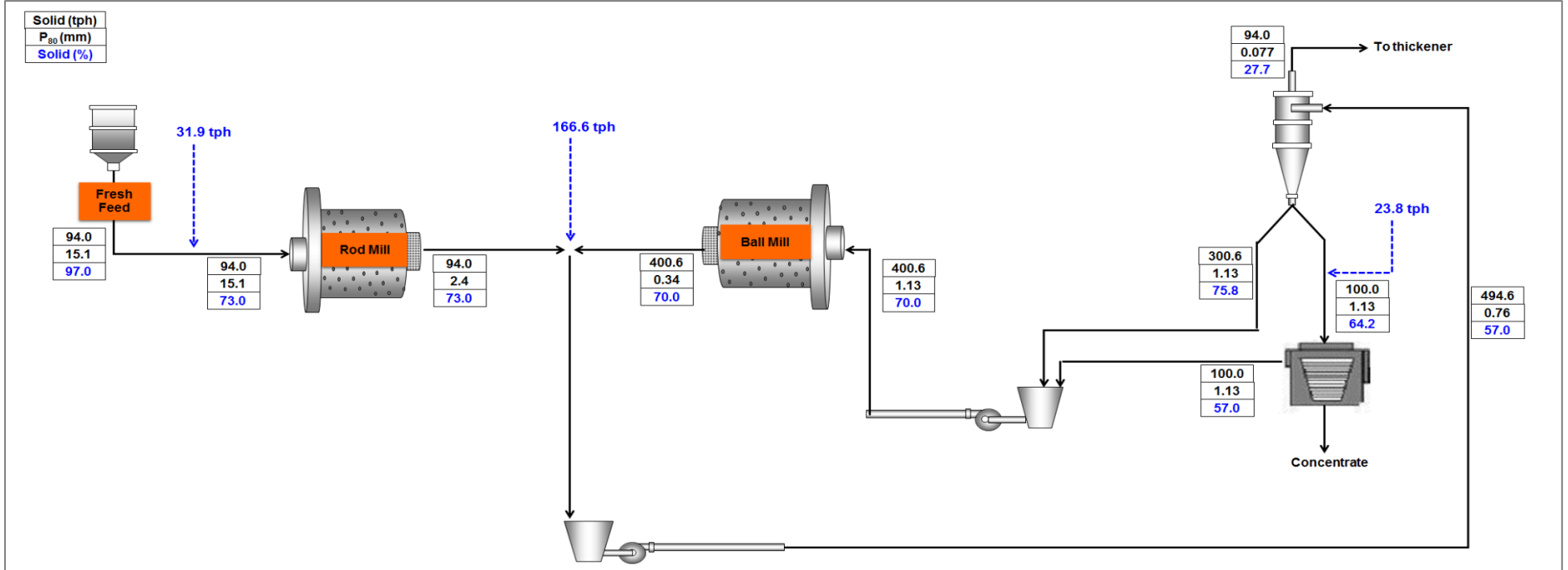
Mesh	Size μm	Weight grams	% Retained Individual	% Retained Cumulative	% Passing Cumulative
1/2"	12 700	0.00	0.00	0.00	100.0
7/16"	11 200	401.0	16.8	16.8	83.2
3/8"	9 500	448.3	18.7	35.5	64.5
3	6 700	420.2	17.6	53.1	46.9
4	4 750	259.0	10.8	63.9	36.1
6	3 350	184.4	7.71	71.6	28.4
8	2 360	128.5	5.37	77.0	23.0
10	1 700	103.9	4.34	81.3	18.7
14	1 180	80.4	3.36	84.7	15.3
18	1 000	-	-	-	-
20	850	58.7	2.45	87.1	12.9
28	600	42.0	1.75	88.9	11.1
35	425	-	-	-	-
48	300	-	-	-	-
65	212	-	-	-	-
100	150	-	-	-	-
Pan		266.1	11.1	100.0	-
Total		2392.4	100.0	F ₈₀ : 10 917	200.0

Product Particle Size Analysis

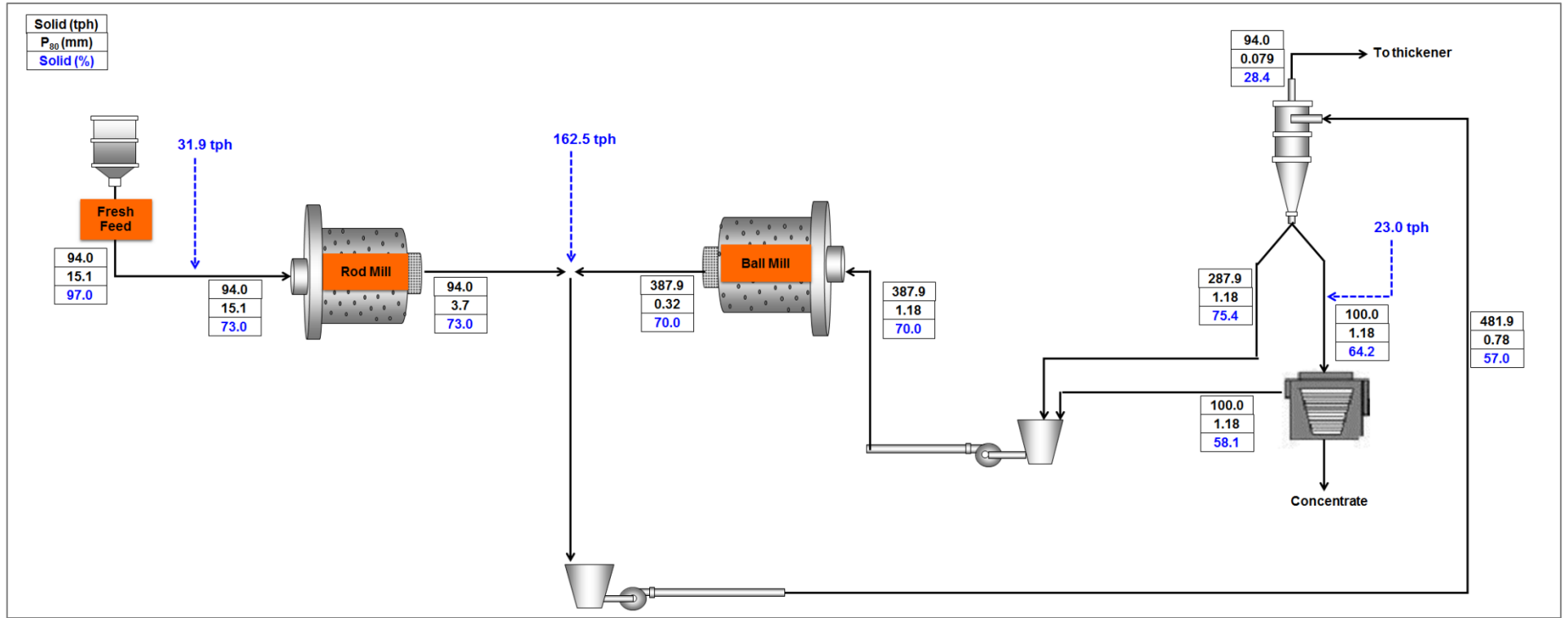
Weight grams	% Retained Individual	% Retained Cumulative	% Passing Cumulative
0.00	0.00	0.00	100.0
25.3	12.6	12.6	87.4
19.2	9.62	22.2	77.8
15.6	7.82	30.0	70.0
32.1	16.1	46.1	53.9
19.9	9.94	56.0	43.9
19.9	9.94	66.0	34.0
14.5	7.25	73.2	26.8
15.6	7.82	81.0	19.0
P ₈₀ : 884			



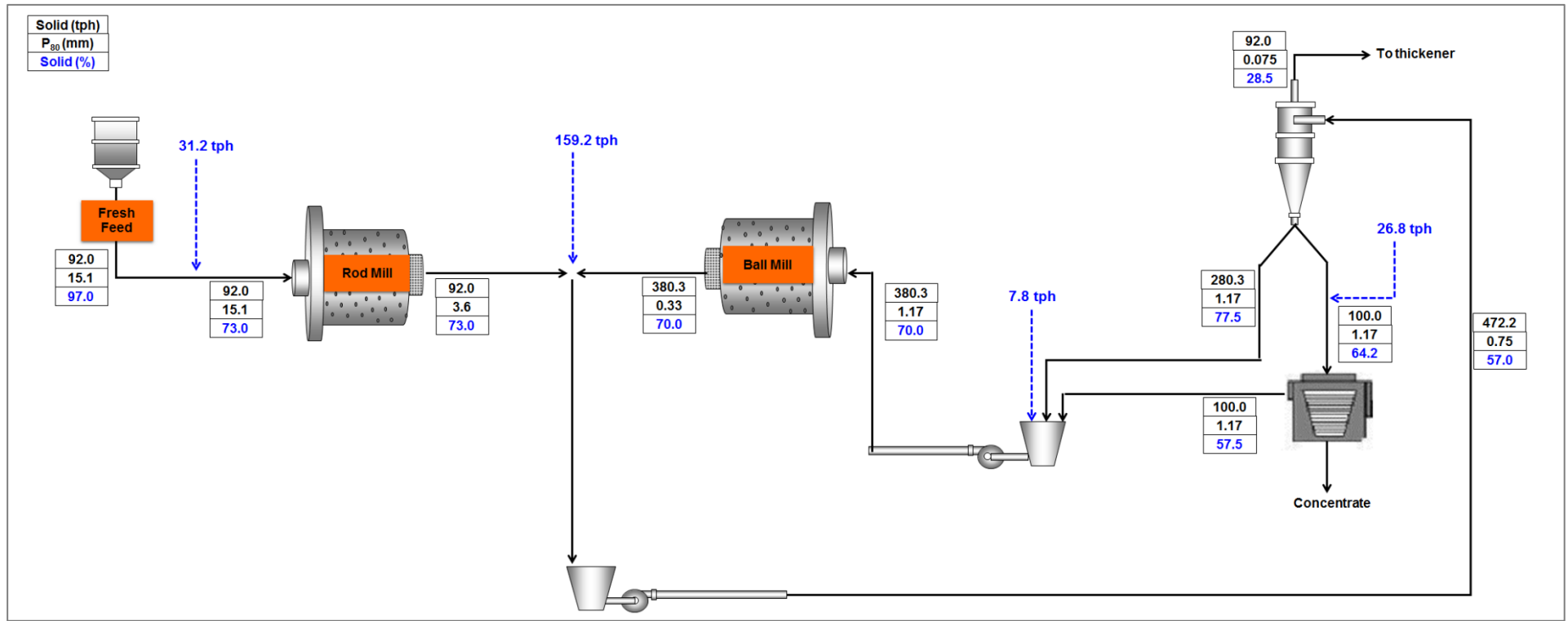
Ek 2. Simülasyon çalışmaları



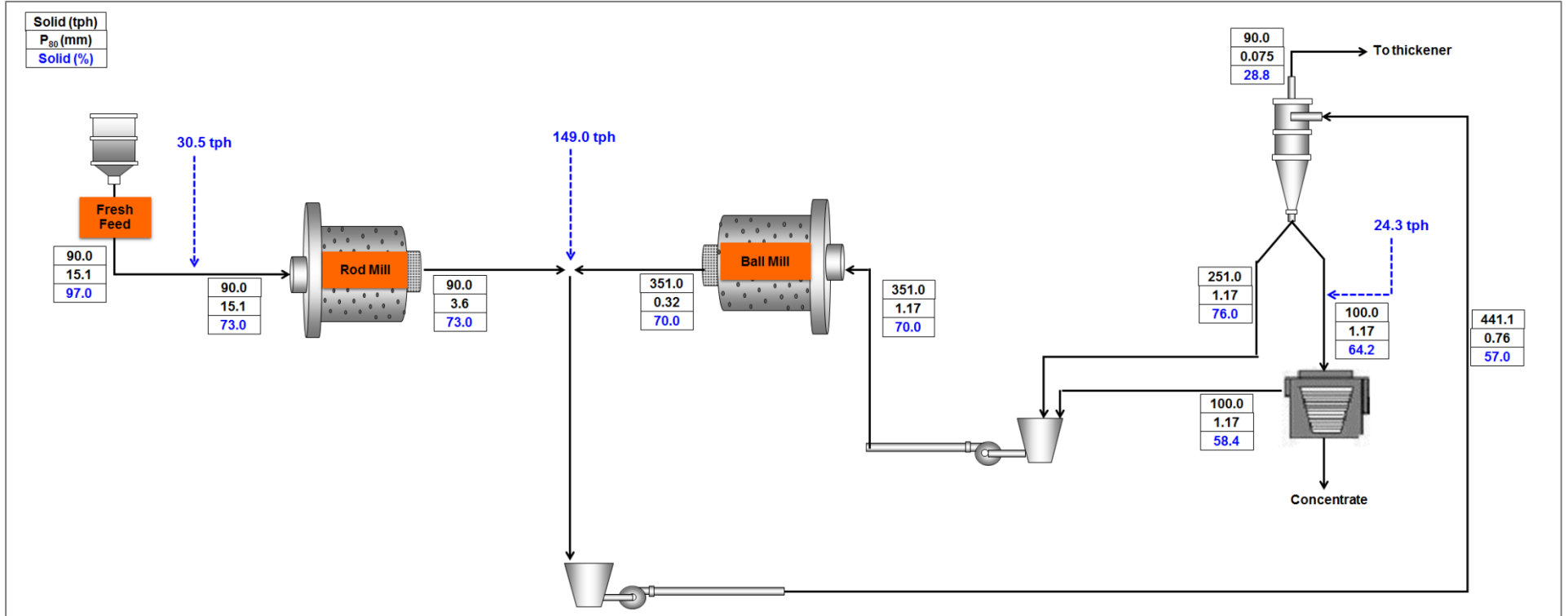
Vorteks çapı değiştirilmesi ile elde edilen akış oranları ve d₈₀ boyları (vorteks çapı: 80 mm)



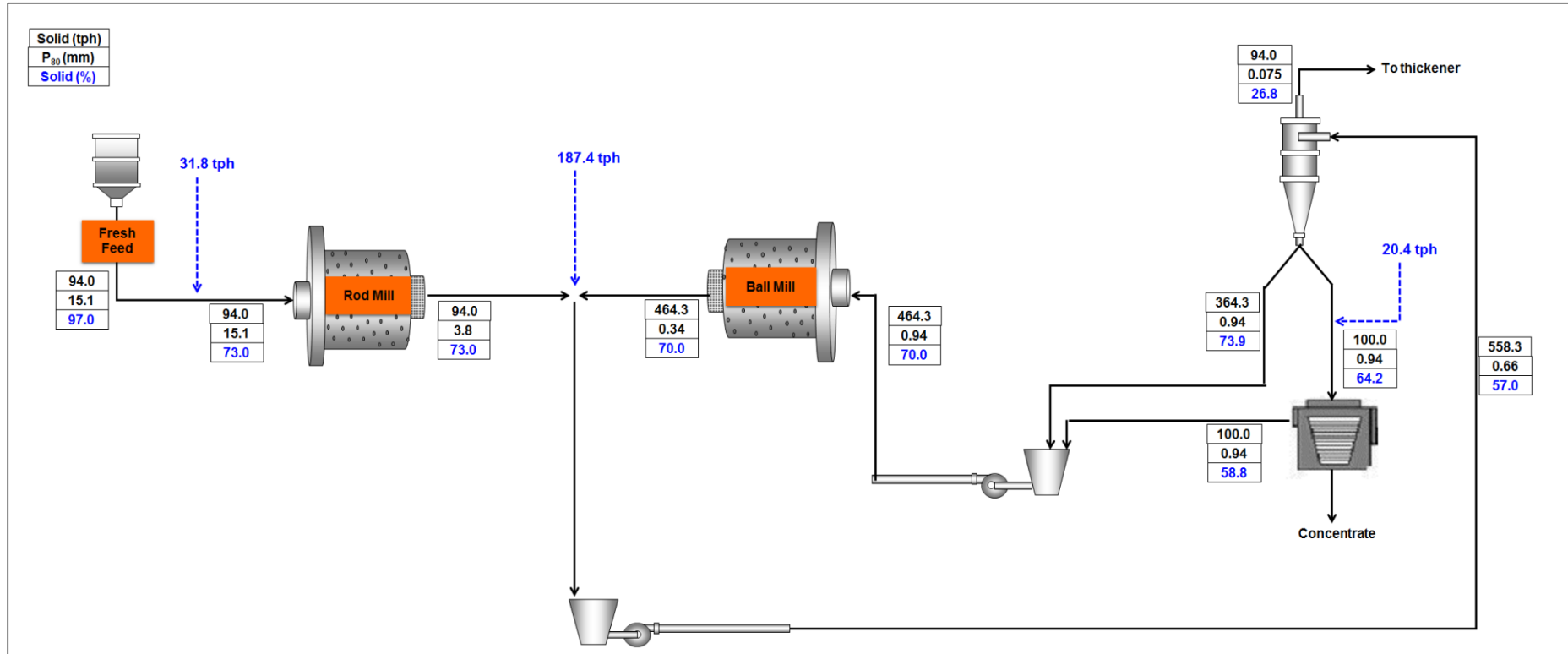
Vorteks çapı değiştirilmesi ile elde edilen akış oranları ve d80 boyları (vorteks çapı: 82 mm)



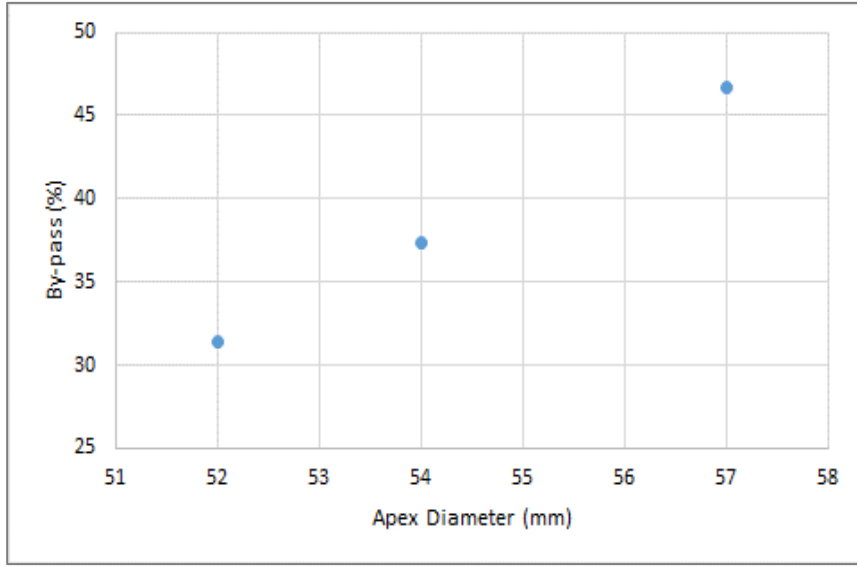
Vorteks çapının besleme tonajına etkileri (vorteks çapı: 80 mm)



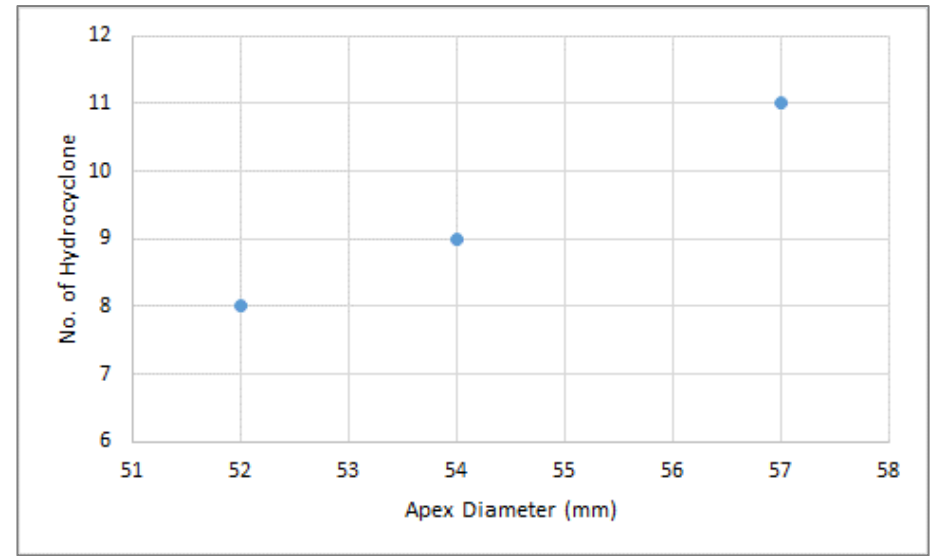
Vorteks çapının besleme tonajına etkileri (vorteks çapı: 82 mm)



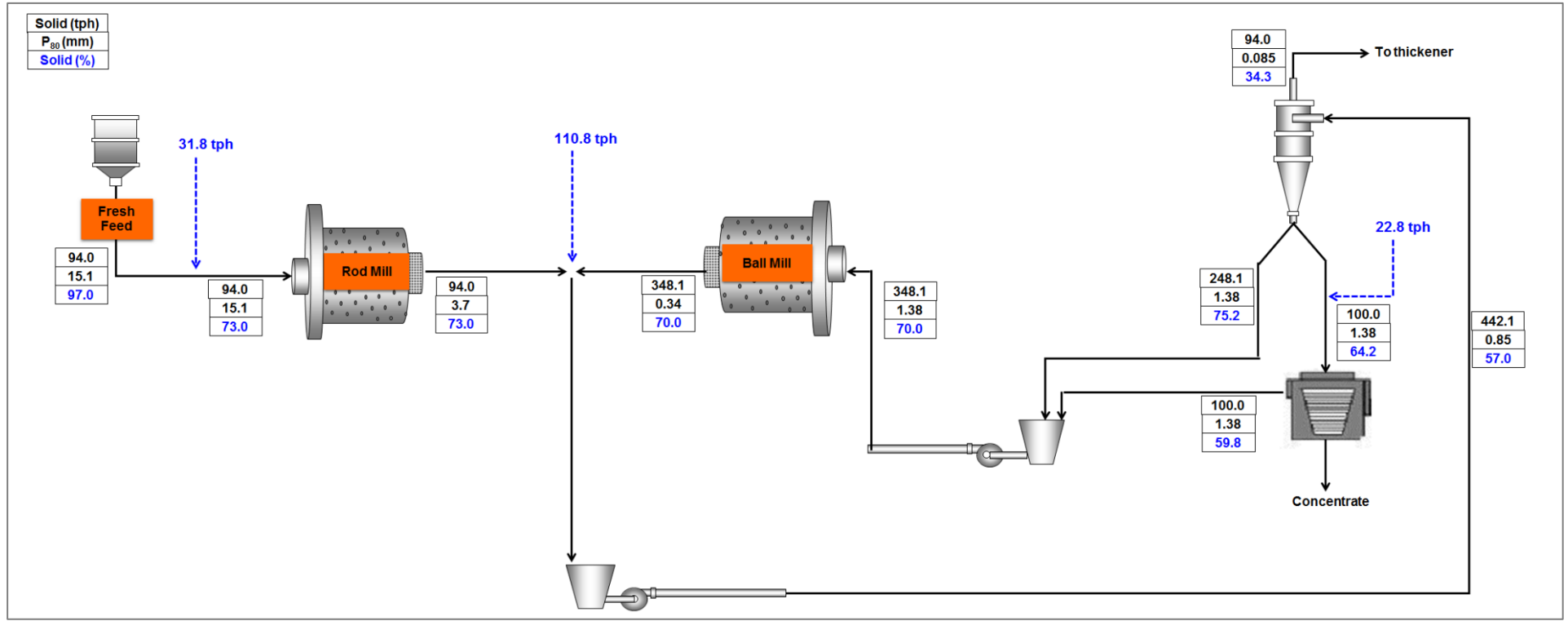
Apeks çapı değiştirilmesi ile elde edilen akış oranları ve d80 boyları (apeks çapı: 54 mm)



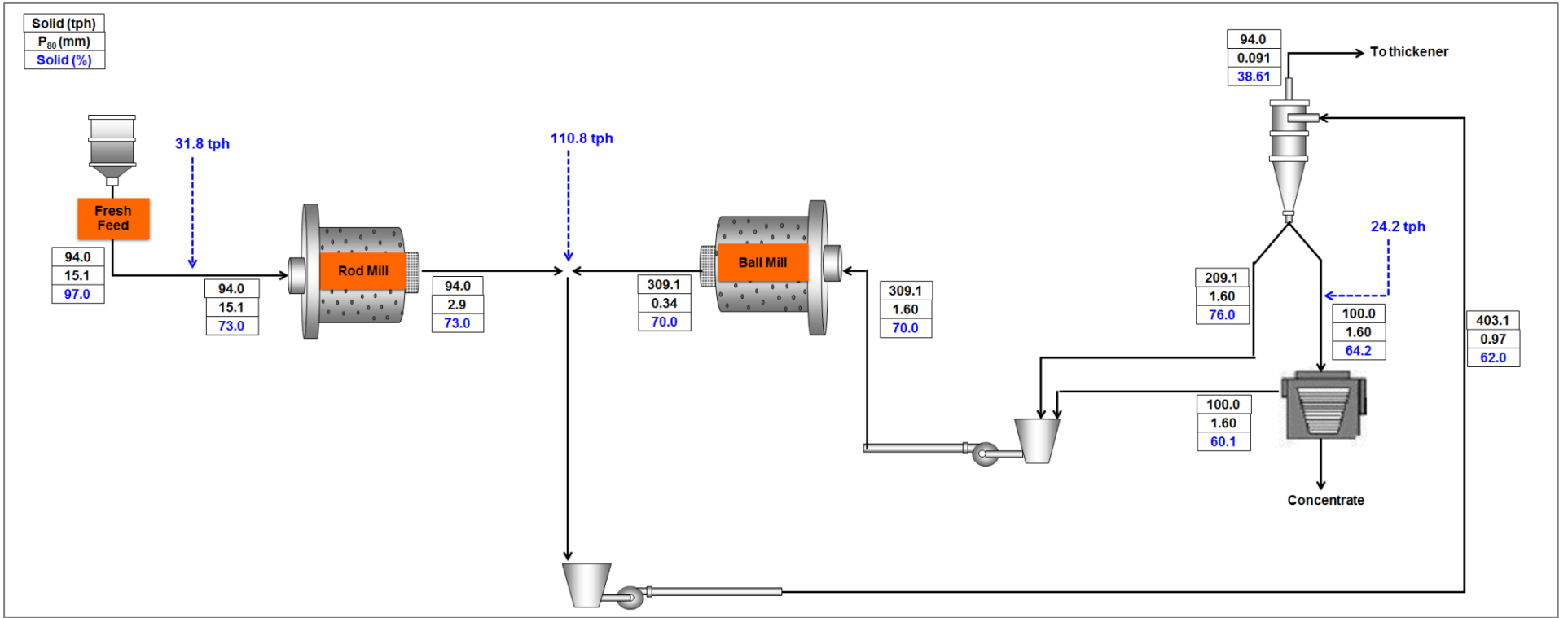
Apeks çapı ve by-pass oranları



Apeks çapı ve siklon sayısı



Siklon beslemesi yoğunluğu değiştirilmesi ile elde edilen akış oranları ve d80 boyları (%60 katı)



Siklon beslemesi yoğunluğu değiştirilmesi ile elde edilen akış oranları ve d80 boyları (%62 katı)

ÖZGEÇMİŞ

Kimlik Bilgileri

Adı Soyadı : Serhan UMURHAN

Doğum Yeri : Adana

Medeni Hali : Evli

E-posta : serhan.umurhan@avesoro.com

Adresi : Sincan Organize Sanayi Bölgesi. 5. Kısım. Nahcivan Cad. No:11

Sincan / ANKARA

Eğitim

Lisans : Çukurova Üniversitesi Elektrik Elektronik Mühendisliği (1991-1996)

Yabancı Dil ve Düzeyi

İngilizce – İleri Seviye

İş Deneyimi

Newmont Normandy Madencilik A.Ş. Bergama – Elektrik Başmühendisi (2001-2003)

Newmont Normandy Madencilik A.Ş. Bergama – Proje ve Altyapı Müdürü (2003-2005)

Koza Altın İşletmeleri A.Ş. Bergama – Proje ve Mühendislik Müdürü (2005-2007)

Koza Altın İşletmeleri A.Ş. Ankara – Genel Müdür Yardımcısı (2007-2013)

MNG Gold A.Ş. Ankara – Genel Müdür (2013-)

Deneyim Alanları

Altın Madenciliği

Tezden Üretilmiş Projeler ve Bütçesi

MNG Gold Liberya Kokoya Altın Madeni – 65 milyon \$

Tezden Üretilmiş Yayınlar -

Tezden Üretilmiş Tebliğ ve/veya Poster Sunumu ile Katıldığı Toplantılar -



HACETTEPE ÜNİVERSİTESİ
FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ
YÜKSEK LİSANS/DOKTORA TEZ ÇALIŞMASI ORJİNALLİK RAPORU

HACETTEPE ÜNİVERSİTESİ
FEN BİLİMLER ENSTİTÜSÜ
MADEN MÜHENDİSLİĞİ ANABİLİM DALI BAŞKANLIĞI'NA

Tarih: 22/06/2017

Tez Başlığı / Konusu: Kokoya altın cevherinin değerlendirme olanaklarının araştırılması

Yukarıda başlığı/konusu gösterilen tez çalışmamın a) Kapak sayfası, b) Giriş, c) Ana bölümler d) Sonuç kısımlarından oluşan toplam 58 sayfalık kısmına ilişkin, 22/06/2017 tarihinde şahsım/tez danışmanım tarafından *Turnitin* adlı intihal tespit programından aşağıda belirtilen filtrelemeler uygulanarak alınmış olan orijinallik raporuna göre, tezimin benzerlik oranı % 13 'tür.

Uygulanan filtrelemeler:

- 1- Kaynakça hariç
- 2- Alıntılar ~~hariç~~/dâhil
- 3- 5 kelimedenden daha az örtüşme içeren metin kısımları hariç

Hacettepe Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü Tez Çalışması Orijinallik Raporu Alınması ve Kullanılması Uygulama Esasları'nı inceledim ve bu Uygulama Esasları'nda belirtilen azami benzerlik oranlarına göre tez çalışmamın herhangi bir intihal içermediğini; aksinin tespit edileceği muhtemel durumda doğabilecek her türlü hukuki sorumluluğu kabul ettiğimi ve yukarıda vermiş olduğum bilgilerin doğru olduğunu beyan ederim.

Gereğini saygılarımla arz ederim.

22/06/2017

Adı Soyadı: Serhan Umurhan
Öğrenci No: N13122777
Anabilim Dalı: Maden Mühendisliği
Programı: Maden Mühendisliği
Statüsü: Y.Lisans Doktora Bütünleşik Dr.

DANIŞMAN ONAYI

UYGUNDUR.

(Prof. Dr. A. Hakan Benzer)

