



T
622.152
HOL

ESCUELA SUPERIOR
POLITECNICA DEL LITORAL
Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

"PRETRATAMIENTO POR TOSTACION DE CONCENTRADOS
SULFUREOS DE FLOTACION DEL SECTOR DE PONCE
ENRIQUEZ"

TOPICO DE GRADUACION

Previa a la Obtención del Título de:
INGENIERO DE MINAS

Presentada por:
Bolívar Jeremías (Holguín Ruiz)

Guayaquil - Ecuador

1999

AGRADECIMIENTO

- Al Ing. Hugo Egüez, Director de topico, por su ayuda y colaboración para la realización de este trabajo
- A las personas que conforman la compañía ORENAS por haberme brindado su contingencia en el desarrollo de este trabajo
- A mis amigos, por su apoyo moral
- A la ESPOL por haberme acogido todo este tiempo
- A Dios

DEDICATORIA



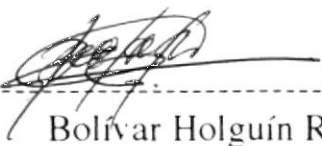
**BIBLIOTECA
CENTRAL**

A MIS PADRES
A MIS HERMANAS

DECLARACION EXPRESA

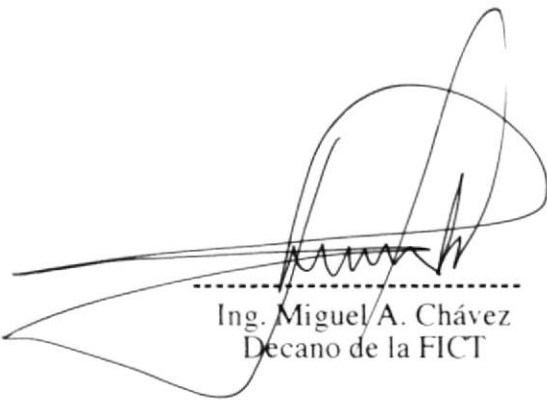
“La responsabilidad del contenido de este Topico de graduación, me corresponde exclusivamente, y el patrimonio intelectual de la misma a la ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL”

(Reglamento de graduación de la ESPOL)



Bolívar Holguín Ruiz

TRIBUNAL DE GRADUACION



Ing. Miguel A. Chávez
Decano de la FICT



Ing. Hugo Eguez
Director del Tópico



Ing. Raúl Paz
Miembro del Tribunal

RESUMEN

En el sector minero de La Bella Rica en la parroquia Ponce Enríquez, provincia del Azuay existen Plantas de beneficio mineral que tratan como materia prima las colas de concentración gravimétrica de las distintas Sociedades Mineras.

Estas plantas utilizan el método de extracción por cianuración.

De la experiencia se conoce que el porcentaje de extracción por cianuración está en un rango del 60 al 65 % , con un alto consumo de cianuro y de oxígeno, otorgándole un grado de refractariedad elevado a este material y, si a esto añadimos la caída en las leyes de las arenas hasta límites casi insostenibles, urge entonces la búsqueda de nueva tecnología que permita trabajar este tipo de material.

Creemos que el camino es el Pretratamiento de Oxidación a fin de destruir los sulfuros y otros consumidores de cianuro y oxígeno, así como incrementar el porcentaje de extracción. por ésta razón se escogió el método de Oxidación Pirometalúrgica o Tostación de concentrados sulfurosos; por la naturaleza del material y por su gran aplicación a nivel industrial. Con esto no solo esperamos reducir el consumo de reactivos sino también incrementar el porcentaje de extracción al crear una partícula porosa que expondrá a la solución lixiviante el oro que se encontraba encapsulado.

La tostación es uno de los métodos de pretratamiento más probado a nivel industrial, se conoce de plantas que tratan arenas refractarias con tenores y mineralogía muy parecida a la nuestra, obteniendo resultados satisfactorios (recuperaciones del 95%).

El Pretratamiento Pirometalúrgico o tostación consiste en llevar al material hasta un rango de temperatura que va desde los 450 hasta los 700 grados centígrado en presencia de un gas oxidante que puede ser aire, en el cual los sulfuros de hierro y de arsénico portador de oro reaccionan transformándose en óxido metálico, dióxido de azufre y/o trióxido de arsénico. La calidad de un material tostado ó calcina esta dada por su respuesta a la cianuración, esto es, bajo consumo de cianuro, alta cinética de lixiviación y alto grado de lixiviación.

Con este estudio esperamos hallar un camino para una investigación a mayor escala con la finalidad de llevarlo a un nivel industrial.

INDICE GENERAL

	Pág.
RESUMEN.....	V
INDICE GENERAL.....	VI
INDICE DE FIGURAS.....	IX
INDICE DE TABLAS.....	X
INDICE DE FOTOGRAFIAS.....	XI
ABREVIATURAS.....	XII
INTRODUCCION.....	XIV

CAPITULO I

GENERALIDADES.

1.1.- Antecedentes.....	15
1.2.- Ubicación.....	16
1.3.- Objetivo.....	16

CAPITULO II

PROCEDENCIA DE LOS CONCENTRADOS SULFUROSOS.

2.1.- Materia prima.....	17
2.2.- Concentración por flotación de las arenas auríferas.....	18
2.2.1.- Equipos utilizados.....	18
2.2.2.- Reactivos utilizados.....	18
2.2.3.- Procedimientos.....	19

CAPITULO III.

CARACTERIZACION DE LOS CONCENTRADOS SULFUROSOS.

3.1.- Mineralogía.....	20
3.2.- Estudio físico-químico.	21
3.2.1.- Densidad.	21
3.2.2.- Granulometría.	21
3.2.3.- Análisis químico.	22

CAPITULO IV.

PRUEBAS DE REFRACTARIEDAD DE LOS CONCENTRADOS.

4.1.- Características de refractariedad.	23
4.1.1.- Compuestos insolubles de telurio de oro.....	24
4.1.2.- Oro asociado con minerales consumidores de cianuro y oxígeno.....	24
4.1.2.1.- Sulfuros de hierro.....	24

4.1.2.2.- Sulfuro de arsénico.....	25
4.1.2.3.- Sulfuros de cobre y zinc.	26
4.1.2.4.- Azufre.	26
4.1.3.- Oro encapsulado.	27
4.1.4.- Oro cubierto por película.....	27
4.1.5.- Minerales carbonaceos.	27
4.2.- Pruebas de cianuración.	27
4.3.- Resultados.	29
4.4.- Análisis de resultados..	29

CAPITULO V

PROCESOS DE PRETRATAMIENTO PARA MINERALES SULFUROSOS.

5.1.- Principales procesos de pretratamiento.....	30
5.2.- Oxidación pirometalurgico o tostación de sulfuros.....	31
5.2.1.- Química de las reacciones de tostación.	31
5.2.1.1.- Sulfuros de hierro.....	31
5.2.1.2.- Sulfuro de arsénico.....	32
5.2.1.3.- Minerales de antimonio.....	33
5.2.1.4.- Otros sulfuros.	34
5.2.1.5.- Materiales con carbón o carbonaceos.....	34
5.2.1.6.- Oro.....	35
5.2.1.6.- Teluluros de oro.....	35
5.3.- Cinética y eficiencia de la tostación.....	36
5.3.1.- Temperatura y composición de la fase gaseosa.....	36
5.3.2.- Tostación de una etapas.....	37
5.3.3.- Tostación de dos etapas.....	37
5.3.4.- Distribución granulometrica.....	37
5.4.- Consideraciones del proceso.....	38
5.4.1.- Preparación de la alimentación.....	38
5.4.2.- Tiempo de retención.....	39
5.4.3.- Eficiencia en la oxidación.....	39
5.4.4.- Perdidas de oro durante la tostación.....	39
5.4.5.- Tratamiento de la calcina.....	40
5.5.- Mitigación del impacto ambiental.....	40
5.5.1.- Recuperación de partículas en suspensión.....	41
5.5.2.- Tratamiento del dióxido de azufre.....	41
5.5.3.- Tratamiento del trióxido de arsénico.....	42

CAPITULO VI.

PRUEBAS DE TOSTACION EN LABORATORIO.

6.1.- Antecedentes.....	43
6.2.- Pruebas de control y optimización de variables.....	44
6.3.- Análisis químico de las calcinas.....	45
6.4.- Resultados.....	45
6.5.- Análisis y evaluación de resultados.....	45

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES FINALES.....47

ANEXOS.....48

BIBLIOGRAFIA.....69



BIBLIOTECA
CENTRAL

INDICE DE ABREVIATURAS

Au	: Oro
As	: Arsénico
(Au,Ag)Te ₂	: Silvita, telurio de oro y plata.
AuTe ₂	: Calaverita, telurio de oro.
((Au,Ag) ₂ Te	: Petzita, telurio de oro y plata.
(AuAgTe ₄)	: Krennerita, telurio de oro y plata.
AsS	: Arseniosulfuro
AAS	: Absorción Atomica
As ₂ O ₃	: Trióxido de arsénico
As ₂ O ₅	: Pentóxido de arsénico
C	: Carbón
CIP	: Carbón en pulpa
SCN	: Thiocianato
cc	: Centimetro cubico
Cu	: Cobre
CaO	: Cal
CO ₂	: Dióxido de corbón
CaCO ₃	: Caliza, carbonato de calcio
e	: Electrón.
Fe	: Hiero
FeS ₂	: Pirita, Sulfuro de hierro
Fe ₃ O ₄	: Magnetita
Fe ₂ O ₃	: Hemática
FeAsS	: Arsenoperita.
gr.	: Gramos
H	: Hidrogeno
H ₂ O	: Agua
Hp	: Caballos de fuerza
h	: hora
KAX	: Amil xantato de potasio
Kg.	: Kilogramos
Lt.	: Litros
MgCO ₃	: Carbonato de magnesio
MgO	: Oxido de magnesio.
mm	: Milímetros
O ₂	: Oxigeno
Pb	: Plomo

Qz	: Cuarzo
RPM	: Revoluciones por minuto
S	: Azufre
SO ₂	: Dióxido de azufre.
SCN ⁻	: Thiocianato
Sb	: Antimonio
2SbO ₂	: Estibinito
Sb ₂ S ₃	: Estibina
Te	: Teluro
TeO ₂	: Dióxido de Teluro
Tm	: Tonelada métrica
UTM	Coordenadas Universal Transversal de Mercator
V	Volumen
Ws	: Peso seco
Wh	: Peso humedo
Zn	: Zinc

INDICE DE TABLAS

Pag.	Tabla
49	1. Densidad de concentrado.....
49	2. Análisis gravimétrico.....
50	3. Distribución de Oro.....
51	4. Análisis químico de concentrado.....
52	5. Tiempo de molienda.....
53	6. Cianuración de concentrado sin Tostar.....
54	7. Cianuración de concentrado sin moler y molido.....
55	8. Resumen de análisis microscópico de laboratorios Robertson.....
55	9. Resumen mineralógico de la Misión Ecuatoriano-Belga.....
56	10. Análisis químico de calcina.....
57	11. Tostación de concentrado (550°C).....
57	12. Cianuración de calcina (550°C).....
58	13. Tostación de concentrado (600°C).....
58	14. Cianuración de calcina (600°C).....
59	15. Tostación de concentrado (650°C).....
59	16. Cianuración de calcina (650°C).....
60	17. Tostación de concentrado (700°C).....
60	18. Cianuración de calcina (700°C).....
61	19. Tostación de concentrado (750°C).....
61	20. Cianuración de calcina (750°C).....

INDICE DE FIGURAS

Figura.	Pag.
1. Curva granulométrica.....	62
2. Grafico de molienda.....	52
3. Recuperación vs tiempo de Lixiviación.....	63
4. Recuperación vs tiempo de Retención.....	64

INDICE DE FOTOGRAFIAS

Foto	Pág.
1 Mineral tostándose	65
2 Mineral tostado y crudo.....	66
3 Cianuración en pomas.....	67
4 Equipo de espectrometría de absorción atómica.....	68



BIBLIOTECA
CENTRAL

INTRODUCCION

En el presente estudio buscamos la factibilidad de poder tratar materiales, que por su naturaleza, no son atractivos económicamente al ser procesados por el método de cianuración convencional

El material a tratar proviene de las distintas sociedades mineras del sector, del cual por Flotación se obtiene un concentrado sulfuroso.

La investigación la realizaremos en dos etapas. En la primera etapa trataremos de conocer la naturaleza de nuestro material esto es: su mineralogía, composición química y propiedades físicas.

En la segunda parte investigaremos la respuesta del material crudo a la cianuración o sea su cinética de lixiviación, consumo de cianuro, concentración optima, consumo de cal como regulador del pH y grado de extracción y grado de refractariedad remoliendo el material.

Posteriormente realizaremos los pruebas de tostación que, dependiendo del porcentaje de azufre y de arsénico presente se efectuarán bajo condiciones solo oxidante ó reductora-oxidante. Estudiaremos la influencia de parámetros tales como el tiempo de residencia y la temperatura, se observará la importancia del lavado de la calcina previo a la cianuración, ya sea este ácido o solamente con agua y cual es el más conveniente. Realizaremos pruebas a distintas temperaturas con el objetivo de encontrar la más optima. Estos objetivos serán evaluados a través de la respuesta que tenga la calcina a la cianuración.

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 ANTECEDENTES.

La Compañía Orenas S.A. trabaja con materiales de relaves y colas de canalón del sector minero de La Bella Rica en la parroquia Ponce Enríquez. La planta de beneficio trata al material con el método de extracción por cianuración CIP (carbon in pulp) en un sistema en continuo y carbón en contracorriente.

Las arenas son compradas a las distintas sociedades mineras y son transportadas hidráulicamente aprovechando el desnivel, ésta fluye en forma de pulpa por mangueras de 2 pulgadas de diámetro hasta las instalaciones de la planta, en donde son almacenadas en piscinas y silos de sedimentación.

La capacidad de la planta es de aproximadamente 60 toneladas por día y para ello cuenta con 9 reactores tipo Dorr que funcionan en continuo, de los cuales los 4 primeros son de lixiviación y los restantes de adsorción, una planta de elución tipo Zadra presurizada y un laboratorio que se encarga de llevar el control metalúrgico.

1.2 UBICACION.

La compañía Orenas S.A. tiene su planta de beneficio aproximadamente a 1km. del caserío La López que pertenece a la parroquia Ponce Enríquez del cantón Pucará, provincia del Azuay.(figura #)

Las coordenadas UTM que ubican a la compañía son:

9'658 070 N
642 510 E

Para llegar a la planta se toma la carretera Guayaquil-Machala, por medio de ésta se llega a la parroquia Ponce Enríquez y, a un kilómetro más adelante (vía a Machala) se ingresa por un camino vecinal que va hasta el caserío La López y las instalaciones de la planta.

1.3 OBJETIVO

El presente trabajo busca por medio de un pretratamiento de oxidación una alternativa valida para tratar las arenas que, por su refractariedad son prohibitivas para el esquema actual de cianuración.

Por la estadística que se lleva en la Compañía Orenas S.A. se tiene que la recuperación de oro por cianuración que alcanza un rango del 60 al 65% , quedando el resto encerrado en la matriz sulfurosa y además con un alto consumo de reactivos. Si a esto añadimos la caída del precio del oro, la baja en los tenores de las arenas y el aumento en el precio de los insumos, hacen que gran parte de las arenas no sean atractivas para cianurar.

Entonces, nuestro estudio tiene el objetivo de dar un pretratamiento a estas arenas para incrementar el rango de extracción al liberar la parte de oro que se encuentra ocluido y además disminuir los consumos de reactivos.

También en este estudio se podría obtener información muy valiosa para un proceso a escala piloto.

CAPITULO II

PROCEDENCIA DE LOS CONCENTRADOS SULFUROSOS.

2.1 MATERIA PRIMA PARA TOSTACION.

La materia prima con la que trabajaremos son concentrados sulfurosos provenientes de la flotación de arenas de las distintas Sociedades Mineras del sector.

Por estudios realizados con el material de Ponce Enríquez, se tiene como antecedentes que la mayor parte del oro fino se encuentra asociado a los sulfuros, arseniuros y telururos, por lo tanto guiaremos nuestro estudio hacia estos minerales.

La concentración se realizará por sociedades y luego con los concentrados se hará un compósito con el cual se llevarán a cabo las pruebas de tostación.

2.2 CONCENTRACION POR FLOTACION DE LAS ARENAS

AURIFERAS.

2.2.1 EQUIPOS UTILIZADOS.

El equipo que se utilizo para la concentración fue:

- Dos reactores de acondicionamiento de 1m³ de capacidad con una potencia de 2 HP
- Un panel de 4 celdas de flotación tipo Agitair-Galiher de una capacidad de 1 Tm./h.
- Un blower de alto caudal y baja presión que trabaja de 1.5 a 2 psi.

2.2.2 REACTIVOS UTILIZADOS.

Los reactivos y la dosis respectiva son:

- Silicato de sodio : 1000 gr./Tm
- Sulfato de cobre : 750 gr./Tm
- Amil Xantato de Potasio (Kax): 100 gr./Tm
- Aerofloat 31 : 30 gr./Tm
- Aerofloat 407 : 30 gr./Tm
- Aerofloat 65 : 50 gr./Tm
- Carbonato de sodio : 1kg/Tm

2.2.3 PROCEDIMIENTO.

Se realizó un proceso convencional para flotar sulfuros portadores de oro, el cual ya ha sido probado en la Compañía Orenas. El tipo de flotación será directa o bulk.

Se flotaron 1 Tm de cada material, el procedimiento es el siguiente:

1.- En los dos reactores se preparó la pulpa al 33% de sólidos, se agitó por 2 minutos, se leyó el pH e inició la fase de acondicionamiento.

-Se añadió silicato de sodio (SiO₃Na) depresor de Qz y silicatos, diluido al 10 %.

-Posteriormente en el siguiente orden: activador sulfato de cobre (SO₄Cu), colectores KAX, aerofloat 31 y 407, espumante aerofroth 65 y por ultimo regulamos el pH con carbonato de sodio a 9.0.

2.- Luego por gravedad y regulada por válvulas, se pasó la pulpa de los reactores acondicionadores a la las celdas de flotación.

3.- El concentrado y la cola fueron a piscinas de decantación de donde se separó por sifón el liquido, la parte sólida fue luego secada y sometida a los análisis correspondientes.

4.- Obtenidos los concentrados de las diferentes sociedades, se tomó una muestra de aproximadamente 25 kg. de cada una de ellas y formó un composito con el que trabajaremos en las pruebas de tostación.

2.3 RESULTADOS

Las pruebas de analisis de cabeza dió un promedio de 1.8 gr./Tm de oro cianurable y 4.7 de oro total.

El concentrado alcanzó una ley de 11.1 gr./Tm. de oro cianurable y 17.4 de oro total.

La cola de flotación dió una ley promedio de 1.6 gr./Tm. de oro cianurable y 1.62 gr./Tm. de oro total.

La relación de concentración fue de 5:1.



**BIBLIOTECA
CENTRAL**

CAPITULO III.

CARACTERIZACION DE LOS CONCENTRADOS SULFUROSOS

3.1 MINERALOGÍA

La mineralogía de la mena del sector de Ponce Enríquez ha sido estudiada por entidades nacionales e internacionales, entre los cuales están los Laboratorios Robertson (Informe RSL / 319 , 1988), Proyecto de Cooperación Técnica Bilateral Ecuatoriano-Belga al Desarrollo del Sector Minero Ecuatoriano con auspicio de la CODIGEN.

Los dos estudios llegan a la conclusión que las arenas del sector de Ponce Enríquez tiene una asociación con sulfuros y arseniosulfuros. Además que existe un porcentaje apreciable de oro fino y en forma de soluciones sólidas dentro de las matriz sulfurosa y que escapan al proceso convencional de lixiviación.

El mineral precioso que encuentra ocluido puede estar en estado nativo o formando aleaciones o compuestos. El resumen de el estudio realizado por los Laboratorios Robertson y de la Misión Ecuatoriano-Belga se encuentran en la tabla # 8 y 9 respectivamente

3.2 ESTUDIO FISICO- QUIMICO

3.2.1 DENSIDAD

La densidad de los concentrados se la obtengo siguiendo el procedimiento que a continuación se describe.

-Pesar 100 gramos de concentrados seco (W_S).

-Llenar un matraz de 500 ml. con agua destilada y pesar (W_1).

-Depositar en un matraz de 500 ml , 100 gramos de concentrado, aforar con agua y pesar (W_2).

La densidad resultará de la división del peso del material seco (W_S) para su volumen ($W_S + W_1 - W_2$) , que es el peso del agua desplazado al colocar el material dentro del matraz. Matemáticamente queda expresada de la siguiente forma:

$$d(\text{DENSIDAD}) = \frac{W_S}{W_S + W_1 - W_2}$$

Esta prueba la realizamos 5 veces para así obtener una densidad promedio. Los resultados se exponen en la tabla # 1.

3.2.2 GRANULOMETRIA

El análisis granulométrico se lo realizó con 10 kg. de material por vía húmeda y con la serie de tamices Tyler: 70, 100, 140, 200, 230 y 325. La razón de hacerlo con 10 kg. es para que en cada fracción quede suficiente material para someterlos a ensayos de cianuración y al fuego.

En el análisis granulométrico además de determinar el d80 que es un parámetro importante en el estudio de la caracterización de nuestro material, se cuantificará el oro cianurable y total por cada fracción granulométrica. Los resultados se muestran en las talblas # 2-3 y figura # 1.

3.2.3 ANALISIS QUIMICO

El análisis químico para oro se lo realizó en el laboratorio de la compañía Orenas S.A. y para los demás elementos de interés (incluido oro) se lo hizo por medio de la verificadora S.G.S. y los Laboratorios XRAL de Canadá. Los resultados de esos análisis se presentan en la tabla # 4.

CAPITULO IV

PRUEBAS DE REFRACTARIEDAD DE LOS CONCENTRADOS

4.1 CARACTERISTICAS DE REFRACTARIEDAD

Por estudios realizados anteriormente y por la estadística que se lleva en la compañía Orenas S.A., se conoce que las arenas del sector tienen un alto nivel de refractariedad, llegándose a obtener recuperaciones que alcanzan entre el 60 y 70 % del oro total.

El termino refractario se usa como un sinónimo de dificultad de un mineral para ser extraído, como todo mineral no es 100% recuperado, entonces toda mena tiene su grado de refractariedad. En la practica se dice que tenemos un mineral de oro refractario cuando es tratado por cianuración convencional y la recuperación no excede el 80 %.

El oro existe en la naturaleza en cuatro formas: oro nativo, aleaciones de oro, compuestos de oro y oro submicroscopico que se encuentra en forma de solución sólida entre los limites de grano ó en las imperfecciones de la red cristalina de minerales de sulfuros.

La refractariedad de un mineral de oro puede ser de origen químico o de origen físico.

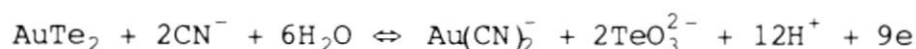
Origen Químico: - Compuestos insolubles de teluros de oro.
 - Oro Asociado con minerales consumidores de cianuro (cianicidas) y oxígeno.

Origen Físico: - Oro encapsulado.
 - Aleaciones de oro
 - Oro cubierto por mineral insolubles ó pasivadores.
 - Materiales carbonaceos que absorben oro de la solución.

4.1.1 COMPUESTOS INSOLUBLES DE TELUROS DE ORO

La química de los teluros de oro es muy compleja y los mas comunes son: silvanita ((Au,Ag)Te₂), calaverita (AuTe₂), petzita ((Au,Ag)₂Te), krennerita (AuAgTe₄) y montbroyita (Au₂Te₃). Los teluros de oro con o sin plata se disuelven muy lentamente en soluciones de cianuro y generalmente son sometidos a pretratamiento de oxidación previo a la cianuración.

El teluro no forma compuestos estables con el cianuro. En soluciones alcalinas de cianuro con suficiente oxígeno los teluros de oro se disuelven así:



Esta disolución es muy lenta y dependiendo del tamaño de la partícula y de la especie de teluro se habla de más de 14 días (Marsden, pp 286).

4.1.2 ORO ASOCIADO CON MINERALES CONSUMIDORES DE CIANURO Y OXIGENO.

La mayor parte de los sulfuros metálicos se descomponen en soluciones de cianuro, teniendo cada uno su grado de solubilidad. Los más importantes son los sulfuros de hierro, arsénico, antimonio, minerales de cobre, minerales de zinc y azufre.

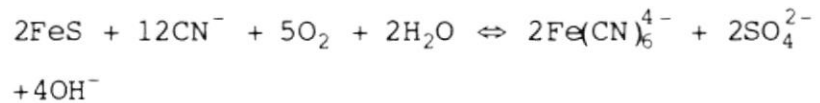
4.1.2.1 LOS SULFUROS DE HIERRO

Los sulfuros de hierro se descomponen en soluciones alcalinas de cianuro para formar complejos de cianuro de hierro y varias especies de azufre las cuales reaccionan con el cianuro y el oxígeno. Los más importantes son: pirita (FeS₂), marcasita (FeS₂), pirrotita (Fe_{1-x}S, donde x=0-0.2) siendo la pirrotita y

la marcasita las más reactivas. La pirrotita se descompone liberando un átomo de azufre y formando thiocianato:



La reacción posterior a esta produce cianuro de hierro (III) y varias especies de azufre.



Las reacciones anteriores nos muestran como estos compuestos reaccionan consumiendo oxígeno y cianuro para formar tiosulfatos y complejos metálicos de cianuro respectivamente. Los otros sulfuros de hierro reaccionan similarmente, con alguna pequeña diferencia en la estequiometría. El grado de descomposición de los más importantes sulfuros de hierro en soluciones alcalinas de cianuro son:

Pirrotita > > > marcasita > > arsenopirita > pirita

4.1.2.2 LOS SULFUROS DE ARSENICO Y ANTIMONIO

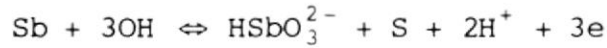
Estos tienen su efecto negativo en la forma que al descomponerse liberan azufre el cual se combina fácilmente con el cianuro en solución. El arsénico y el antimonio no forman compuestos estables con el cianuro por lo tanto su efecto no es apreciable. En las condiciones bajo las cuales se lixivia el oro el arsénico y el antimonio se descomponen a arsenitos (AsO_2^-)/arseniatos (AsO_3^-) y estibinito (SbO_2^-)/estibinatos (SbO_3^-).

La descomposición de cada uno de estos minerales depende en gran parte del pH de la solución, ya que al incrementarse el pH se incrementa la solubilidad de los mismos. Por ejemplo a un pH de 12 el oropimente, estibina y regaljar se disuelven apreciablemente, mientras que para un pH de 10 solamente se disuelve el oropimente.

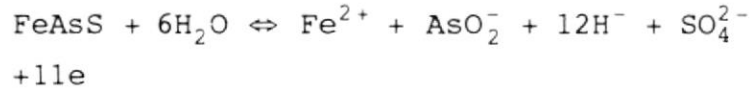
Entonces, tenemos que bajo las condiciones de cianuración alcalina estos minerales reaccionan con facilidad. Se tiene que a un pH de aproximadamente 11.5 los minerales de arsénico reaccionan de la siguiente manera:



Para la estibina :



y arsenopirita:



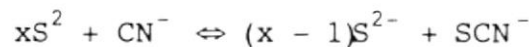
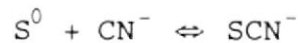
Observamos como estos compuestos reaccionan consumiendo oxígeno, formando tiosulfatos y azufre que como se verá más adelante son consumidores de cianuro [3], [4].

4.1.2.3 SULFUROS DE COBRE Y ZINC

Se disuelven en varios grados en soluciones alcalinas de cianuro, pero su importancia es poca, ya que tanto la solubilidad y cantidad con que suelen estar presente en las menas son mucho menores que los anteriormente descritos. Lo mismo sucede con los minerales de zinc los cuales por su cantidad no son cianicidas de importancia.

4.1.2.4 AZUFRE

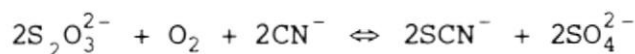
Puede provenir de la mena como azufre nativo originado como un producto de algunas reacciones de oxidación ó durante la descomposición de los sulfuros en soluciones diluidas de cianuro, reaccionan rápidamente con el cianuro para formar tiocianato, sulfatos y otras especies solubles como los iones de sulfuros, sulfatos y polisulfuros:



La principal causa para considerar al azufre un cianicida no es solamente por su alto consumo (1% de azufre consume 15.3 kg./t NaCN) sino también porque sus iones se adhieren a la superficie del oro retardando significativamente su disolución.

El azufre también es un consumidor de oxígeno al formar tiosulfatos los cuales reaccionan posteriormente formándose tiocianato:





4.1.3 ORO QUE SE ENCUENTRA ENCAPSULADO

Puede hallarse dentro de cualquiera de los compuestos cianicidas anteriormente comentados, lo cual retardaría o haría imposible su extracción. También se podría encontrar dentro de una matriz no reactiva o de muy baja solubilidad en las soluciones alcalinas de cianuro, tal es el caso de los óxidos de hierro, carbonatos de hierro y silicatos.

Los óxidos de hierro como la magnetita (Fe_3O_4), hematita (Fe_2O_3), goetita ($FeOOH$), siderita ($FeCO_3$) y silicatos de hierro son prácticamente insolubles en soluciones alcalinas de cianuro. Los carbonatos de hierro se descomponen solo a pH bajos, pero no reaccionan a pH usados en la lixiviación del oro.

Los óxidos de hierro se disuelven primero a complejos de cianuro de hierro II y luego a cianuro de hierro III, pero esto depende de la concentración de oxígeno y se necesita de agentes fuertemente oxidante tal es el caso de presencia de ozono o peróxido de hidrógeno para que sea importante.

4.1.4 ORO CUBIERTO POR PELICULAS.

Finas capas no permiten o retardan la disolución, estas pueden ser característica de la mena o se formaron durante el tratamiento del mineral. Por ejemplo los sulfuros de hierro en soluciones aireadas de cianuro pueden pasivar la lixiviación al crear una cubierta de hidróxido de hierro (III) sobre el mineral precioso.

4.1.5 MINERALES CARBONACEOS

Cuando la mena contiene minerales carbonaceos, durante la lixiviación, el oro en solución es absorbido por estos minerales.

4.2 PRUEBAS DE CIANURACION

Las pruebas que realizaremos será para investigar la respuesta del concentrado a la cianuración ó sea su consumo de cianuro, cinética y el grado de recuperación. Los ensayos se harán tanto con el material sin moler y con molienda a diferentes lapsos.

OBJETIVO

Observar el grado de liberación que produce una remolienda y por ende la recuperación del mineral fino y la influencia de esta a la cianuración.

EQUIPOS

- Molino de bolas.
- Botellas de cianuración.
- Agitador de botellas.
- Equipo de Absorción Atómica.

PARAMETROS DE PRUEBAS

Fase molienda:

- Diámetro del molino: 32.2 cm.
- Longitud del molino: 28.0 cm.
- RPM 65.0
- Carga 10.0 Kg.

Fase cianuración:

- Sólido : 1 Kg.
- Líquido : 2 Lt
- Porcentaje de sólidos : 33%
- Concentración de cianuro : 1 gr./lt
- pH : 10-10.5
- RPM de agitador: 120
- Tiempo: 24 horas

PROCEDIMIENTO

El proceso y las condiciones de cianuración para el material sin moler y molido son idénticos

- Moler las muestra durante el tiempo previsto (15-30-45-60 minutos)
- Colocar un Kg. de concentrado y 2 litros de agua en una botella y poner en el agitador
- Luego de 5 minutos medir pH y ajustar con cal a 10.5
- Agregar dosis inicial de cianuro (2gr.)
- Tomar muestra y titular cada 3 horas (ajustar concentración.)
- Las muestras serán leídas en un equipo de absorción atómica.
- A las 24 horas se retira la botella y su contenido sólido, que es la cola de cianuración, es enjuagada por unas 5 veces evitando votar finos hasta que el equipo de AAS lea cero una muestra de solución filtrada de esta cola.
- Posteriormente la cola es secada y molida, si es necesario, para un ensayo al fuego por medio del cual se determinará el porcentaje de extracción.

4.3 RESULTADOS

Los resultados se presentan en la tabla # 5 - 6 - 7 y son esquematizados en la figura # 2.

4.4 ANALISIS DE RESULTADOS

-El concentrado tiene un alto consumo de cianuro y de cal. Observando los resultados de la tabla de cianuración directa de los concentrados, se tiene que la concentración de cianuro más favorable es a 1 gr./l, ya que, a esta se obtiene la mejor recuperación en virtud del cianuro consumido. El consumo de cal posiblemente se deba al alto contenido de pirita como agente ácido.

-El aumento en la recuperación es de apenas un 6% que se obtiene a los 15 minutos de molienda, sin embargo, el consumo de cianuro aumenta, por incremento de area para los minerales cianicidas.

-La recuperación disminuye a los 60 minutos de molienda, se supone que la reducción de tamaño hace que minerales que compiten por cianuro pasiven la lixiviación del oro.

-Con esto observamos que la remolinda no es uno de los caminos para recuperar el oro atrapado y además concluimos que el único camino que queda para recuperar el oro fino que se encuentra atrapado en los sulfuros es un pretratamiento de oxidación, para así aumentar la extracción para crear una partícula porosa y así la solución lixivante llegue al oro ocluido y destruir los agentes consumidores de cianuro, para que de esta forma este material sea económicamente atractivo.

-Además, según los estudios de mineralogía realizados con anterioridad (Seminario Metalurgia del Oro, pp.148-149 , Informe Laboratorios Robertson cuyo resumen está en la tabla # 8) y corroborado por la química en los laboratorios XRAL de Canadá descritos en el capítulo anterior y la experiencia a nivel industrial (recuperación 60-65%) demuestran que este material es refractario por las siguientes razones:

Existe un porción de mineral precioso que se encuentra encapsulado en forma de solución microscópica atrapado entre las paredes de la red cristalina del material matriz (pirita, arsenopirita).

Oro asociado con minerales que consumen gran cantidad de cianuro y oxígeno por ejemplo: pirrotita, arsenopirita.

Los laboratorios Robertson indican que existe oro nativo, electrum y fase de telurio aurico de tamaños menores a 50 micras (malla 270) asociado con sulfuros de hierro, lo cual si se observa la curva de distribución granulométrica representa entre el 31 y 46 % del material y el resto se supone se encuentra encapsulado dentro de la matriz de sulfuro, además en el estudio de oro cianurable por malla se tiene que la mayor recuperación por cianuración se obtiene a este tamaño de partícula[2].

CAPITULO V

PROCESOS DE PRETRATAMIENTO PARA MINERALES SULFUROSOS.

5.1 PRINCIPALES PROCESOS DE PRETRATAMIENTO

Los procesos de oxidación son usados como un pretratamiento para minerales y concentrados sulfurados, carbonáceos y telurados a fin de incrementar la extracción de oro por técnicas hidrometalúrgicas, especialmente la cianuración.

Estos métodos son aplicados cuando el tratamiento por cianuración directa, da resultados muy pobres en recuperación o son prohibitivos económicamente por las razones de refractariedad expuestas en el capítulo anterior.

El efecto que tiene la oxidación sobre los distintos materiales depende de su mineralogía, así tenemos que en el caso de sulfurados, el objetivo es disolverlos para exponer el mineral de valor, pasivar su superficie y disminuir el consumo de cianuro u oxígeno. Para los minerales carbonáceos su destrucción o pasivación es a fin de evitar la adsorción del oro lixiviado durante el proceso de cianuración

Existen dos tipos principales de procesos de oxidación, estos son los Hidrometalúrgicos y los Pirometalúrgicos.

Los métodos de oxidación hidrometalúrgica son : Oxigenación a baja presión (pre-aeración), Oxigenación a alta presión en medio ácido, Oxigenación a alta presión en medio no ácido, Oxidación con ácido nítrico, Oxidación con cloro y Oxidación biológica. De todas estas técnicas la oxidación con ácido nítrico es la única que no ha sido probada comercialmente[3]

La oxidación Pirometalúrgica, conocida como tostación, ha sido practicada alrededor del mundo y es la más aplicada comercialmente por décadas. En este estudio solo nos ocuparemos del proceso Pirometalúrgico o tostación, que es detallado en el siguiente numeral.

5.2 OXIDACION PIROMETALURGICA O TOSTACION

La oxidación de minerales o concentrados refractarios pueden ser llevados por tostación en presencia de un gas oxidante, tal como el aire u oxígeno. El objetivo es producir una calcina porosa de óxido de hierro en el cual el oro se encuentra expuesto para el acceso de la solución de lixivante y minimizar el consumo de cianuro.

La tostación puede ser un proceso de una o dos etapas, la selección depende del tipo de material. El método de una sola etapa consiste en tostar el material directamente en una atmósfera oxidante. El proceso de dos etapas emplea primero una atmósfera reductora, creando un producto intermedio poroso, seguido de una segunda etapa de tostación en una atmósfera oxidante y completar la oxidación.

5.2.1 QUIMICA DE LAS REACCIONES DE TOSTACION

5.2.1.1 SULFUROS DE HIERRO

Bajo condiciones oxidantes (bajo contenido de dióxido de azufre en la fase gaseosa) pirita, marcasita y pirrotita son directamente oxidados a magnetita y posteriormente a hematita de acuerdo a las siguientes ecuaciones[1].



Bajo condiciones reductoras como por ejemplo una atmósfera rica en azufre o dióxido de azufre la pirita se descompone en pirrotita y azufre en un proceso denominado desulfurización :



El azufre migra a la superficie del grano mineral donde se volatiliza, dejando una pirrotina de estructura porosa. El azufre volatilizado en presencia de oxígeno es rápidamente oxidado a dióxido de azufre :

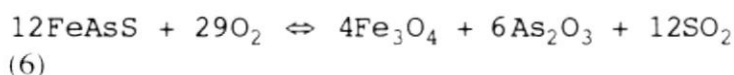


Si se realiza una segunda etapa de tostación oxidante, entonces la pirrotina porosa se oxidará secuencialmente a magnetita , y hematita como se describe en las ecuaciones 2 y 3.

El proceso de tostación en dos etapas correctamente aplicado produce un producto mas poroso con mayor superficie expuesta. Típicamente esto beneficia la posterior recuperación de oro, pero el alcance de este beneficio dependerá de la mineralogía de la mena, y no siempre un proceso de 2 etapas es necesario para la tostación de la piritita como se discutirá mas adelante.

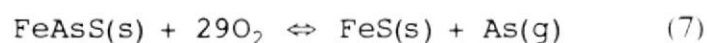
5.2.1.2 SULFUROS DE ARSENICO

Bajo condiciones oxidantes, por ejemplo bajo contenido de dióxido de azufre e incluso a tan baja temperatura, la arsenopiritita reacciona para formar magnetita [1], [3].



La magnetita formada posteriormente se oxida a hemátita (3). La formación directa de la magnetita no es deseable puesto que puede evitar la adecuada difusión del arsénico a la superficie del mineral, resultando en la retención de este en la matriz mineral. Por otro lado, también la calcina que se produce de esta manera por lo general tiene baja porosidad con pobre accesibilidad de soluciones lixiviantes de oro. Consecuentemente tostaciones de una sola etapa oxidantes/oxidativas son pocas veces aplicadas a materiales cuyo contenido de arsénico sea mayor del 2-3 %.

Bajo condiciones reductoras, en una atmósfera rica en dióxido de azufre, arsenopiritita se descompone en pirrotina y arsénico, en lo que es llamado un proceso de desarsenización, análogo al proceso de desulfurización de la piritita bajo condiciones reductoras similares. El arsénico se difunde a través de las capas termalmente expandidas y es volatilizado en la superficie, dejando una pirrotina porosa:



La pirrotita luego es oxidada a magnetita, y posteriormente a hematita, en una segunda etapa de tostación, tal cual es el caso de la oxidación de la pirita.

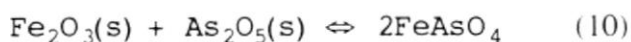
El arsénico volatilizado rápidamente se oxida a trióxido de arsénico en la presencia de oxígeno:



Dependiendo de las condiciones del horno de tostación el trióxido de arsénico puede oxidarse a pentaóxido de arsénico:

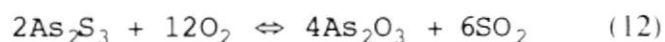


Esta reacción es particularmente importante puesto que puede conducir a una posterior reacción no deseable entre la hematita y el pentaóxido de arsénico para formar arseniato férrico, un sólido muy estable y no poroso que tiende a ocluir el oro y reducir la posterior lixiviación.



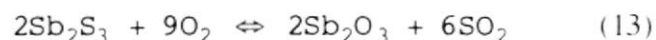
La formación de pentaóxido de arsénico se la puede minimizar tostando en una atmósfera ligeramente deficiente de oxígeno, aunque suficiente oxígeno debe ser suministrado para permitir la oxidación previa del arsénico (y azufre).

Otros minerales de arsénico, como regaljar y oropimente, son oxidados durante la tostación a trióxido de azufre (pentóxido) y dióxido de azufre:



5.2.1.3 MINERALES DE ANTIMONIO

Los minerales que contienen antimonio presentarían problemas especiales durante la oxidación por tostación. La estibina se descompone para formar trióxido de antimonio y dióxido de azufre [3].



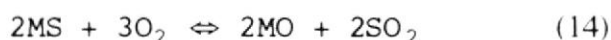
El trióxido de antimonio puede causar la aglomeración de partículas en la cama de tostación, en un proceso conocido como

“clinkerización”. Esto afectaría en el proceso al taponar tuberías y orificios. Además el antimonio podría formar aleaciones con los metales preciosos las cuales son insolubles en soluciones de cianuro, por ejemplo con la plata puede formar un “vidrio de antimonio”. Esta aleación puede cubrir la superficie del oro impidiendo su lixiviación.

Las calcinas con alto contenido de antimonio serían lavadas con hidróxido de sodio, previo a la lixiviación, para de esta forma disolver las aleaciones. Los gases de antimonio deben ser colectados y lavados por cuestiones de medioambiente.

5.2.1.4 OTROS SULFUROS

Los sulfuros de cobre, zinc y plomo al oxidarse formarían dióxido de azufre y su respectivo óxido metálico [3], [4].

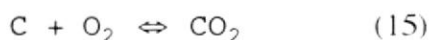


donde M= Cu, Zn ó Pb. Los sulfuros de dos metales, como por ejemplo la calcolpita ($CuFeS_2$), formarían óxido metálico y dióxido de azufre a través de varios productos intermedios de oxidación.

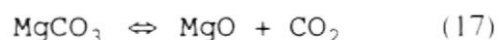
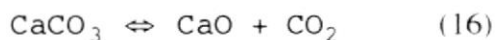
El oro es comúnmente menos asociado con estos minerales que con los sulfuros de hierro y arsénico, consecuentemente la reacción (14) raramente tiene un efecto significativo en la extracción del oro, sin embargo, la oxidación eficiente de estos sulfuros sería deseable para minimizar los consumos de reactivos, ya que, estos son solubles en soluciones de cianuro y podrían formar complejos metálicos de cianuro y tiocianato si no son oxidados completamente. Los óxidos metálicos son poco solubles y su estequiometría dice que tiene requerimientos de mucho menos cianuro que los sulfuros.

5.2.1.5 MATERIALES CON CARBÓN Y MINERALES CARBONACEOS

El carbón orgánico, como el ácido húmico, carbón de grafito y carbones de piedra son oxidados a dióxido de carbono durante la tostación [3], [4].



Los carbonatos se descomponen a óxido metálico y dióxido de carbono en el proceso de tostación:



Si los carbonatos están presente en suficientes cantidades (>2%), el dióxido de carbón envolvente podría formar una cubierta no reactiva sobre la cama de tostación, impidiendo la oxidación del mineral. En presencia de dióxido de azufre, el óxido metálico reaccionaría para formar sulfatos, este principio se toma para fijar azufre en procesos de reducción de gases de tostación.

5.2.1.4 ORO

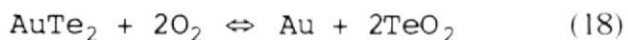
Durante la oxidación de los minerales sulfurosos portadores de oro, este que esta presente como partículas finas o soluciones sólidas migra hacia los poros o límites de los granos en la misma dirección de la difusión del azufre o el arsénico. Mientras transcurre la migración, el oro se coalesce en la fase líquida. La posterior coalescencia, se piensa que ocurre en la superficie del mineral mientras el arsénico y el azufre se volatilizan, se forman partículas de oro de hasta 1 micra de diámetro [1],[3].

La posterior oxidación a magnetita y hematita con su asociada recristalización deja a estas partículas de oro accesibles a la lixiviación. Una significativa coalescencia del oro también puede ocurrir durante esta reacción. Teóricamente las partículas formadas de esta manera son altamente lixiviadas en función de su localización y su tamaño. Si bien es cierto que el proceso de coalescencia de oro es bastante sensible a la temperatura de tostación y la tasa de oxidación, un proceso de dos etapas favorece enormemente este mecanismo.

Algunas calcinas muestran una lenta cinética de lixiviación, a pesar de que finalmente se obtengan recuperaciones de más del 90%. Esto puede ocurrir por un encapsulamiento parcial del oro en la calcina porosa, donde la velocidad de lixiviación está controlada por la difusión entre poros. Sin embargo como alternativa la cinética lenta puede deberse a la presencia de partículas de oro grueso presente desde la mena o concentrado inicial o formado por su coalescencia durante la tostación.

5.2.1.5 TELUROS DE ORO

Todos los telururos de oro comunes pueden ser descompuestos por tostación para producir dióxido de teluro gaseoso y oro metálico[1].



En el caso de la calaverita (AuTe_2), la separación de los dos metales comienza a los 464 °C, que es el punto de fusión de la aleación. La oxidación del teluro comienza aproximadamente a

los 600 °C, sobre los cuales el mineral se descompone rápidamente.

5.3 CINETICA Y EFICIENCIA DE LA TOSTACION

La Eficiencia de la tostación esta determinada por la respuesta de la calcina a la posterior cianuración. Principalmente depende de la temperatura, presión parcial de oxígeno y tamaño de la partícula. A diferencia de otros procesos de extracción de oro, la intensificación de la cinética de la reacción no necesariamente mejora la recuperación de oro.

5.3.1 TEMPERATURA Y COMPOSICIÓN DE LA FASE GASEOSA

La tasa de volatilización y oxidación de los minerales de azufre y arsénico incrementan con el aumento de la temperatura y la presión parcial de oxígeno en la fase gaseosa. A temperaturas bajas (< 400 - 450 °C) las tasas de las reacciones para pirita y arsenopirita son muy lentas. Tasas aceptables, solo pueden ser logradas aumentando la temperatura sobre 450 - 500 °C. Por otro lado a muy altas temperaturas, sobre 700 - 750 °C, la estructura porosa del óxido de hierro que se esta desarrollando durante la oxidación puede colapsarse, encapsulando el oro en el interior de la partícula reduciendo notablemente su recuperación (hasta un 50 %). A este fenómeno se lo conoce con el nombre de sinterización.

La sinterización puede ocurrir como resultado de condiciones altas de temperatura en todo el tostador, o debido a puntos calientes locales en sitios de mayor contenido de azufre o fallas en la homogeneización de la temperatura. Efectos similares se pueden producir por tostar mucho tiempo a alta temperatura o incluso marginalmente alto. Este estado se lo conoce como sobretostación.

Los rangos de temperatura en los que se producen cada uno de los efectos antes mencionados pueden variar, dependiendo de la mineralogía, el método de tostación, y las condiciones específicas de operación, como el tamaño de partícula y el flujo de gas.

La porosidad del producto calcinado, juega un papel determinante en la accesibilidad de la solución lixivante. Esta porosidad tiene dependencia directa con la tasa de oxidación y consecuentemente con las tasas de difusión de arsénico y azufre. Estas reacciones son favorecidas por una cinética de tostación lenta. A temperaturas altas y bajo fuertes condiciones oxidantes el azufre y el arsénico no tendrán suficiente tiempo para que se difundan a la superficie del mineral antes de que se recristalice la estructura del mineral impidiendo un mayor desarrollo de la porosidad.

El efecto de la temperatura en el producto de la periferia es un indicador de la porosidad. En los casos ya analizados de la pirita y la arsenopirita, los productos mas porosos son los logrados a través del estado intermedio de la pirrotina.

El uso de oxígeno puro para aumentar la fase gaseosa puede ser considerado en algunos casos para mejorar la oxidación de materiales refractarios, mejorar la recuperación de oro y reducir el consumo de reactivos y permitir la disminución de los equipos de tostación [3], [5].

5.3.2 TOSTACION DE UNA ETAPA

Se controla la temperatura y la composición de la fase gaseosa para optimizar la posterior extracción del oro logrando una buena cinética de oxidación y precautelando la posible sinterización. Por lo general temperaturas en el rango de 550-700 °C y una fase gaseosa que contenga un ligero exceso de oxígeno (6-8% O₂) en la zona de descarga del horno son adecuadas y aseguran un suministro de oxígeno en exceso a la necesidad estequiométrica. La composición exacta del gas dependerá de los flujos relativos entre gas-sólido a través del horno, el contenido de azufre en la alimentación y las cantidades de otros consumidores de oxígeno en la alimentación. Se pueden usar concentraciones mayores de oxígeno, por ejemplo adicionando oxígeno puro en el gas de alimentación, pero dependerá del contenido de azufre del material, el balance calórico y el económico [3], [4].



5.3.3 TOSTACIÓN DE DOS ETAPAS

La primera etapa de la tostación se la realiza bajo condiciones ligeramente reductoras aplicando una atmósfera rica en dióxido de azufre que promueva la formación intermedia de una pirrotina porosa. Típicamente la temperatura se la mantiene entre 500-575 °C para favorecer la formación del producto poroso. El requerimiento de oxígeno debe estar entre 80 - 85 % del valor estequiométrico requerido, asegurando que el horno tenga una deficiencia de oxígeno.

La segunda etapa se opera bajo condiciones oxidantes de manera similar al proceso descrito en la tostación de una sola etapa. La diferencia importante es que la pirita y arsenopirita de la alimentación original, tendrán ahora una estructura de pirrotina porosa antes de esta segunda etapa. Se trabaja con temperaturas de 450 - 700 °C con una composición de gases similares a la descrita para la tostación de una sola etapa.

Un detalle minucioso de las características óptimas para tostar un material específico debe ensayarse en laboratorio y evaluarse, antes de pasar al diseño de la operación industrial [4].

5.3.4 DISTRIBUCIO GRANULOMETRICA

La cinética de tostación se incrementa con el decrecimiento del tamaño de la partícula, sin embargo, debe haber un rango de tamaño óptimo para una satisfactoria tostación (oxidación) y bajo óptimas condiciones.

Las partículas no deben ser demasiado gruesas porque quedarían incompletamente oxidadas, por el contrario, si son muy pequeñas se podrían sobretostar y sintetizar [3], [5].

La magnitud de estos efectos varían dependiendo del método usado, esto se discutirá posteriormente. La distribución del tamaño de la partícula en la cama de tostación debe ser la mejor posible para que no haya amontonamiento de finos ó marginamiento de gruesos tiene que existir una adecuada distribución en la cama de tostación.

El tamaño de la partícula depende del material a ser tostado y del método de tostación a utilizar. Los sulfuros pueden tostarse hasta un tamaño de 12mm., pero esto es poco aplicado, típicamente son llevados a granulometrias óptima para el proceso que sigue a la tostación (80% pasante 75 micras y 150 micras.). Los concentrados pueden tostarse en un tamaño relativamente grueso, esto es entre 1 y 0,25 mm. siendo necesario la molienda del calcinado. Alternativamente el material a tostar se podría moler a un fino tamaño para aumentar la cinética de tostación.

5.4 CONSIDERACIONES DEL PROCESO.

La tostación de una sola etapa es aplicable para materiales de bajo contenido de arsénico, esto es menores del 3% [1], [3].

La tostación de dos etapas es preferible para materiales con un alto contenido de arsénico y para algunos sulfuros de hierro (independiente del contenido de arsénico). Con este método se obtiene una mejor recuperación, pero hay que considerar los incrementos de costos.

5.4.1 PREPARACION DE LA ALIMENTACION

La alimentación al horno de tostación puede ser en forma de slurry o en seco. Esto va a depender del balance de calor a través de la cama de tostación y otros factores como: necesidad de molienda, óptimo tamaño de alimentación de tostación, la necesidad de un stockpiling, del contenido de humedad, y del alto contenido de sulfuros necesarios para la tostación autógena.

Cuando el calor generado por las reacciones exotérmicas es insuficiente para mantener la temperatura deseada dentro del horno, se ayuda con la adición de un combustible, que puede ser añadido junto con la mena o concentrado en la alimentación (pirita ó carbón) ó puede ser añadido directamente al quemador de tostación (gas, aceite, combustible, etc...).

Como regla general la alimentación en seco debe contener aproximadamente un 8% de azufre, lo cual se trata como autógeno, mientras que en pulpa (75-80% de sólidos) requiere 16 al 18% de azufre, todo esto dependiendo de la mineralogía y de las condiciones a tratar.

Cuando la alimentación es en seco, el material es pretratado para eliminar la humedad, esto reduce el consumo de energía en la tostación, mejorando la eficiencia.

Donde se da una alimentación en pulpa, el material debe ser mojado hasta su adecuado porcentaje de sólidos y homogenizado para así evitar aglomeraciones y tener un producto uniforme [4].

5.4.2 TIEMPO DE RETENCION

El tiempo de retención es el tiempo en que permanece el material dentro del horno y este junto con la temperatura determinan la eficiencia.

El tiempo corto de retención da una oxidación incompleta y puede ser debido a una sobre alimentación, teniendo como consecuencia un alto consumo de cianuro y una gran pérdida de oro.

El largo tiempo de retención da como resultado una sobre-tostación o sinterización especialmente de las partículas finas.

5.4.3 EFICIENCIA EN LA OXIDACION

Aproximadamente el 80-100% de sulfuros y 60-70% de carbonatos son oxidados. La calcina contiene del 75 al 85 % de hematita y del 15 al 25% magnetita.

La oxidación de los sulfuros es casi completa, pero la oxidación secundaria de magnetita a hematita es incompleta; si se pretende pasar toda la magnetita a hematita el material se sobre-tostará, siendo el producto de un color rojo brillante rico en hematita. La sobre-tostación ó sinterización puede ser debido a una alta temperatura, alto contenido de oxígeno ó largo tiempo de retención. Si la calcina es de color café oscuro o negro, es característica de un producto rico en magnetita como resultado de una baja temperatura, insuficiente oxígeno ó un corto tiempo de retención.

La eficiencia de conversión de magnetita a hematita es importante, porque la magnetita tiende a retener arsénico, azufre y, por consiguiente, oro en su matriz.

La recristalización a hematita ayuda a remover esos productos y a exponer el oro contenido. Idealmente el producto tiene un color café chocolate, sin embargo, las variaciones en la mineralogía también influirán [3], [4].

5.4.4 PERDIDAS DE ORO DURANTE LA TOSTACION

Existen dos tipos de pérdidas para las diferentes operaciones, pero el rango de las mismas varían entre el 2 al 5%. Estas causas de pérdidas pueden ser independiente y combinado y son:

1.- Volatilización de oro producido por la presencia de cloro, que proviene del mismo material o del agua.

2.- Deposición de oro dentro del tostador.

En el primer caso se puede evitar usando agua sin cloro; en el segundo, se puede hacer una limpieza periódicamente[3].

5.4.5 TRATAMIENTO DE LA CALCINA

El producto de la tostación, la calcina, es enfriado y mezclado con agua para formar un pulpa en la preparación para la lixiviación. El estricto control de la temperatura, para prevenir la fusión de las partículas, resultaría en calcinas con residuos de azufre, sulfito y sulfatos, arsenitos y arseniatos que actuarían como cianicidas.

El agua ayuda a remover el recubrimiento de las partículas. Para muchos materiales sulfurosos es preferible lavar y remoler, esto hace al lavado más eficiente. La remolienda es aplicada a concentrados que fueron tostados con grano grueso, más que el requerido para la recuperación del oro.

La calidad del agua es muy importante, si es agua recirculada, puede contener elementos que afecten la superficie del producto calcinado, en este caso es preferible usar agua fresca y blanda y removerla cada vez que sea necesario.

Otros tipos de lavado son los lavados ácidos, en el cual el agua incluye un cierto porcentaje de un compuesto ácido, los cuales pueden ser: ácido sulfúrico, carbonato de sodio, silicato de sodio, permanganato de potasio y soluciones de amonio.

La presencia de significantes cantidades de minerales de plomo en el concentrado o en la mena, puede durante la tostación formar un óxido de plomo que recubre a los minerales preciosos, pero este puede ser removido con un lavado de solución diluida de cloruro de sodio [6]

5.5 MITIGACION DEL IMPACTO AMBIENTAL

La calidad y cantidad de los gases de tostación es de importancia primordial en el control medioambiental .

Los dos componentes gaseosos mas importantes son el dióxido de azufre y el trióxido de arsénico, pero otras importantes emisiones son el dióxido de carbón, monóxido de carbón, mercurio, óxidos de telurios, selenio y antimonio. Las emisiones de partículas es otro aspecto muy importante en el control de emisiones producto de la tostación.

5.5.1 PARTICULAS

Es importante la recuperación eficiente de las partículas suspendidas en los gases de tostación por las siguientes razones:

- Protección al medio ambiente.
- Recuperación de valores contenidos en estos finos.
- Evitar molestias en el tratamiento de los gases.

Los ciclones, cámaras y bolsas de polvo son típicamente usados en la recuperación de partículas de los gases de tostación. El producto obtenido es lavado y unido al producto sólido del tostador. Los gases que salen del ciclón son enfriados y las partículas residuales son recuperadas por varios, tales como la sedimentación y presipitación electrostática. Lavados húmedos o duchas son también métodos aplicados para la limpieza de los gases [3], [6].

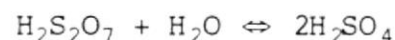
5.5.2 DIOXIDO DE AZUFRE

El dióxido de azufre puede ser recuperado por conversión catalítica a trióxido de azufre el cual es entonces absorbido en ácido sulfúrico para formar el aceite ($H_2S_2O_7$):



Cuando el dióxido de azufre reacciona con el oxígeno de la atmósfera forma el trióxido de azufre, pero como esta reacción es muy lenta, comercialmente se lo realiza a altas temperaturas (400-700°C) y con un catalizador como el pentóxido de vanadio o platino esponjoso.

Los vapores de trióxido de azufre se hacen burbujear a través de ácido sulfúrico y se forma el ácido piro-sulfúrico ($H_2S_2O_7$). Luego se agrega agua para preparar ácido sulfúrico a la concentración deseada.



Para que este proceso sea viable económicamente se requiere que en los gases de descarga haya un mínimo de 4% de azufre.

Cuando esta condición no se cumple ó simplemente por otras cuestiones no es posible la producción de ácido sulfúrico, el dióxido de azufre puede hacerse reaccionar con cal para formar yeso, el cual es estable y relativamente inerte:

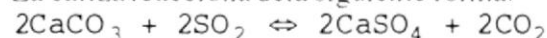


Esta reacción puede ser aplicada por dos formas o combinándolas, así tenemos:

-El gas del tostador es bombeado a través de un lavador, usando una pulpa de cal como medio de lavado.

-Cal o caliza puede ser añadido a la cama de tostación. Con esto se puede fijar hasta el 75% del dióxido de azufre producido, además la cal actúa como un fundente por su alta reacción exotérmica.

La caliza reacciona de la siguiente forma:



Pero este tiene desventajas ya que el dióxido de azufre, como fue señalado anteriormente reduce la eficiencia de la tostación y el sulfato de calcio resultante es un producto cianida.

Para bajas concentraciones de azufre también se puede usar para el lavado agentes químicos en solución como el hidróxido de sodio, carbonato de sodio o hidróxido de magnesio.

La elección del proceso será basado en pruebas y junto a un análisis de niveles de eficiencia y economía [4], [5].

5.5.3 TRIOXIDO DE ARSENICO

Cuando el material tiene más de un dos o tres por ciento de azufre, el trióxido de arsénico puede ser condensado al ser enfriado el gas a un rango de 360 a 120°C [5].

Gases con bajos contenidos de arsénico puede ser tratados con un lavado en solución de cal



y el trióxido de arsénico puede ser producido por cristalización. El arsénico sirve como un endurecedor en aleaciones de cobre y plomo, sus compuestos como insecticidas y veneno para roedores y herbicidas.

CAPITULO VI.

PRUEBAS DE TOSTACION EN LABORATORIO.

6.1 ANTECEDENTES

Las muestras tostadas fuerón tomadas de un composito formado a partir de los concentrados de flotación de las distintas sociedades mineras que proveen la materia prima a la planta de cianuración.

Toda muestra tuvo un peso de 1Kg. La tostación se la realizó en un horno de lecho fijo en el cual la calcina era agitada manualmente; la temperatura fue controlada con una termocupla tipo k.

Una vez tostado el material, la calcina se pesó y se la sometió a un lavado ácido al 3% de H_2SO_4 , con el cual los sulfatos fueron transformados a sales solubles, puestos en solución y por ende eliminados de la calcina, con esto se esperó complementar la eliminación de cianicidas. Posterior al lavado ácido la calcina fue enjuagada hasta que el pH llegó aproximadamente a 7, luego se secó y estuvo lista para cianurar.

La cianuración se la realizó en pomas al 33% de sólidos y a una concentración de 0,5 gr. / l. Se tituló cada 3 horas y se detuvo la cianuración cuando los valores de disolución alcanzaron la asintota (las lecturas se las realizó con el método de MIBK de extracción orgánica en un equipo de AAS).

Luego la cola de cianuración fue enjuagada para someterla a un ensayo al fuego y de esta forma saber cuanto del oro total fue extraído.

Se hicieron pruebas con tiempos de retención de una a cinco horas, en una atmósfera oxidante (horno semi-abierto) y a temperaturas de 550 a 750 grados centígrados. De esta forma observó a que tiempos de retención y temperatura se obtienen los mejores grados de porosidad y por ende la mejor respuesta a la cianuración.

6.2 PRUEBAS DE CONTROL Y OPTIMIZACION DE VARIABLES

OBJETIVO

El objetivo de estas pruebas fue conocer la reacción de nuestro material a la tostación, esto es, los parámetros y condiciones bajo los cuales se obtiene mejores respuesta a la cianuración posterior.

PARAMETROS Y VARIABLES

Las variables para nuestro caso fueron tres: tiempo de retención, temperatura y atmósfera.

El tiempo de retención fue de 1 a 5 horas .

La temperatura de tostación fue de 550 a 750 grados centígrados, con un error de 30 grados.

La atmósfera se la mantuvo de carácter oxidante (puerta del horno semi abierta).

La masa a tostar fue de 1 Kg.

EQUIPOS UTILIZADO

- Horno de lecho fijo con quemador de gas (agitación manual), capacidad 1 Kg.
- termocupla.
- Botellas para Lavado Ácido y Cianuración.
- Agitador de botellas.
- Molino de bolas.
- Horno de fundición (ensayo al fuego).
- Equipo de AAS.

PROCEDIMIENTO.



Para todas las calcinas se siguió el siguiente procedimiento:

- Tostar la muestra durante las horas y temperaturas programadas
- Enfriar y pesar.
- Lavado Ácido al 3% (2 litros de agua y 60 cc. de H₂SO₄)
- Enjuagar 6 veces hasta alcanzar un pH de aproximadamente 7
- Secar calcina y pesar.
- Cianurar a 0,5 gr. NaCN/Lt al 33 % de sólidos.
- Medir oro cianurable en la solución con MIBK
- Lavar cola de cianuración, secar y moler para ensayo al fuego.
- Medir oro total en la cola de cianuración de la calcina (ensayo al fuego).

6.3 ANÁLISIS QUÍMICO DE LAS CALCINAS

Las calcinas, así como se hizo con el crudo, se sometieron a un estudio de análisis químico para conocer las transformaciones que se han sufrido.

Para el análisis químico se tomo una muestra de cada una de las calcinas que alcanzaron las mejores recuperaciones con las cuales se hizo un composito que fue analizado en el laboratorio de la Compañía Orenas S.A. para oro y los demás elementos de interés (incluido oro) se lo realizo por medio de la SGS y los Laboratorios XRAL de Canadá. El resultado se lo muestra en la tabla # 10.

6.4 RESULTADOS

Los resultados de las pruebas se presentan en las tablas del # 11 al # 20 y las figuras # 3 y 4. En ellas se exponen los resultados tanto de la tostación como de la cianuración de las calcinas.

6.5 ANALISIS Y EVALUACION DE LOS RESULTADOS

- Se alcanzó una recuperación de hasta el 98%. O sea un 30% más que el material sin Tostar.
- El consumo de cianuro disminuyó aproximadamente hasta un 85-90%.
- La cinética de lixiviación aumentó.
- La relación entre la porosidad y porcentaje de extracción, se mantuvo casi fija en un apreciable rango de temperatura (600-700 °C).
- La cinética de lixiviación aumentó al aumentar la temperatura de tostación, pero el % de extracción fue disminuyendo. Esto tal vez se deba a que a mayor temperatura hubo una mejor oxidación, pero si era es muy alta el material se sobretostaría dejando encerrado en su matriz material precioso.

-A una temperatura específica el grado de porosidad aumentó con el incremento del tiempo de retención solo hasta cierto rango, luego del cual disminuyó, posiblemente el alto tiempo de retención hizo que los poros empiecen a cerrarse.

-Para temperatura de 550 grados centígrados la porosidad del material no fue tan buena tal vez debido a que no se dió un adecuado tiempo de retención.

-A los 750 grados centígrados se tuvo una excelente cinética de tostación, pero un material muy pobre en porosidad, debido supuestamente a la sinterización del material.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

1. El concentrado tiene una densidad de 3.27 gr./cc.
2. Según el análisis químico el concentrado tiene un 15% de azufre, lo que lo hace propicio para el pretratamiento de tostación, ya que con este porcentaje su tostación sería autógena.
3. En el análisis de oro por tamices se tiene que la mayor recuperación (71-78%) se encuentra en la fracción más fina (pasante 325), esto corrobora la presencia de oro fino en un porcentaje apreciable en el material, aunque los consumos de cianuro son los mayores y la cinética de lixiviación son las menores, debido obviamente, por la mayor área que presentan los minerales competidores.
4. La prueba de remolienda no da resultados halagadores para tratar de aumentar la recuperación. La máxima recuperación se la tiene a un tiempo de remolienda de 15 minutos (82%), que es un aumento de un 6%, lo cual es insignificante, dado el grado de tenores que se manejan, la subida de los consumos de reactivos y además lo oneroso que resultaría en sí un proceso de remolienda.
5. El pretratamiento de tostación ofrece resultados muy buenos, así tenemos, la recuperación aumenta hasta un 98% (72 % crudo), los consumos de cianuro disminuyen aproximadamente hasta un 85-90%, la cinética de lixiviación aumenta disminuyendo el tiempo de lixiviación a menos de la mitad.
6. Se concluye que el pretratamiento de concentrados sulfurosos por tostación es un camino muy interesante para el aprovechamiento de arenas refractarias de baja ley. Este trabajo de investigación a nivel de laboratorio da pautas validas para un trabajo a nivel piloto. Aquí se ha obtenido información, como lo es, el porcentaje de azufre y el rango de temperatura de tostación, que serían muy importantes en un trabajo a mayor escala



BIBLIOTECA
CENTRAL

ANEXOS

ENSAYO #	DENSIDAD gr/cc
1	3,19
2	3,34
3	3,25
4	3,3
5	3,26
PROMEDIO	3,27

Tabla # 1 .- DENSIDAD DE CONCENTRADO.

TAMIZ	PESO PARCIAL RETENIDO	PESO RETENIDO ACUMULADO	% RETENIDO ACUMULADO	% PASANTE ACUMULADO
70	421,70	421,70	4%	96%
100	826,80	1248,50	12%	88%
140	1274,60	2523,10	25%	75%
200	1522,00	4045,10	40%	60%
230	1305,90	5351,00	54%	46%
325	1539,50	6890,50	69%	31%
FONDO	3109,50	10000,00	100%	0%
TOTAL	10000,00	-	-	-

Tabla # 2.- ANALISIS GRANULOMETRICO

TAMIZ #	LEY CN gr/tm	LEY COLA gr/tm	LEY TOTAL gr/tm	ORO TOTAL (mg)	% ORO RETENIDO	ORO CN (mg)	RECUP. %	CONS. CN Kg/Tm
70	16,11	8,08	24,20	10,20	6%	6,79	67%	9,64
100	14,00	5,75	19,75	16,33	9%	11,58	71%	9,69
140	14,00	5,63	19,63	25,01	14%	17,84	71%	11,98
200	12,80	5,75	18,55	28,23	15%	19,48	69%	11,80
230	14,00	6,50	20,50	26,77	15%	18,28	68%	10,79
325	15,60	6,38	21,98	33,83	19%	24,02	71%	12,05
FONDO	10,50	3,00	13,50	41,98	23%	32,65	78%	15,54
TOTAL	97,01	41,08	138,10	182,36	100%	130,64	72%	81,48
PROMEDIO	13,86	5,87	19,73					

Tabla # 3.- DISTRIBUCION DE ORO

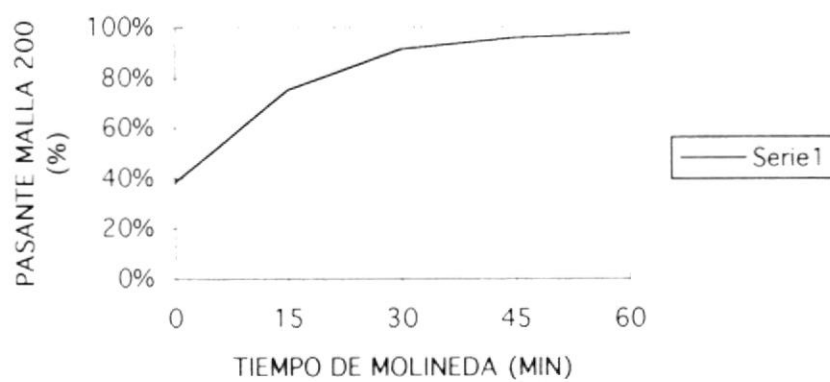
Au	17,8 ppm
Ag	11,5
Cu	9560 ppm
Fe	12,50%
Zn	33,1 ppm
Pb	44 ppm
S	15,20%
As	1,11%
Sb	287 ppm

Tabla # 4.- ANALISIS QUIMICO

TIMP.MOLID. (min.)	PASANTE MALLA 200
0	39%
15	75%
30	91%
45	96%
60	98%

Tabla # 5 TIEMPO DE MOLIENDA

Fig. 2.-GRAFICO DE MOLIENDA



PRUEBA #	[CN] gr/Lt	LEY CN gr/Tm	LEY COLAS gr/tm	RECUP. %	CONSM. CN. Kg/Tm	CONSM. CAL. Kg/Tm.	HRS. DE LIXIV
1	0,5	9,82	6,19	61,34	7,10	12,00	24
2	1	11,35	4,70	70,72	13,84	12,00	24
3	2	12,26	3,96	75,59	20,00	12,00	24
4	4	12,50	4,83	72,13	44,20	12,00	24

TABLA # 6 CIANURACION DE CONCENTRADO SIN TOSTAR

TIMP.MOLID. (min.)	ORO CNRABLE (gr/t)	ORO COLA (gr/t)	ORO TOTAL (gr/t)	RECUPERACION %	CONS.CIANURO (Kg/t)
0	13,10	4,50	17,60	74%	12,81
15	14,50	3,25	17,75	82%	14,00
30	14,60	3,75	18,35	80%	14,35
45	14,20	3,38	17,58	81%	15,01
60	11,40	5,70	17,10	67%	17,66

Tabla # 7.- CIANURACION DE CONCENTRADO SIN MOLER Y MOLIDO

MATRIZ	HUESPED	TAMAÑOS
Pirita	Electrum Ag(Au,Bi)Te Ag(Au,Fe,Bi)Te Au(Ag,Bi)Te Ag(Bi,Fe)Te	1-50 um 1-20 um 1-50 um 1-20 um 5-50 um
Pirrotina	Oro nativo Electrum	10-50 um 10-50 um
Cuarzo	Oro nativo	< 5um
Feldespato	(Fe,Zn,Cu,Au)S	10-20 um
Oxidos de Hierro	Oro nativo Electrum (Cu,Fe,Ag)Te	10-50 um 1-50 um < 25um

Tabla # 8.- ANALISIS MICROSCOPICO DE LOS LABORATORIOS ROBERTSON

MINERAL FRACCION LIVIANA	PORCENTAJE	MINERAL FRACCION PESADA	PORCENTAJE
CUARZO	50%	PIRITA	32%
FELDESPATO	20%	PIRROTONA	24%
CARBONATOS	15%	ARSENOPIRITA	21%
MINERALES OPACOS	10%	CALCOPIRITA	13%
EPIDOTA	3%	ESFALERITA	10%
CLORITA	2%		

TABLA # 9 RESUMEN MENERALOGICO MISION ECUATORIANO -BELGA

Au	17,1 ppm
Ag	11,1 ppm
Cu	8960 ppm
Fe	11,80%
Zn	219 ppm
Pb	45 ppm
S	1,51%
As	0,41%
Sb	25 ppm

Tabla # 10 .- ANALISIS QUIMICO DE CALCINA

PARAMETROS:

Temperatura: 550 grados centigrados

Atmósfera: Oxidante

Tiempo de retención: 1-5 horas

Calcina #	Tiempo Hrs Tostación	Peso inicial grs	Peso final grs	Volátiles %
C1	1	1000	890	11%
C2	2	1000	879	12%
C3	3	1000	864	14%
C4	4	1000	852	15%
C5	5	1000	854	15%

Tabla # 11.- TOSTACION DE CONCENTRADO

CALCINA #	LEY CN. gr/tm	LEY COLAS gr/tm	LEY TOTAL gr/t	RECOPERACION %	CONS.CN Kg/t	TPO. LIXV. horas
C1	12,66	4,20	16,86	75%	3,12	24
C2	14,00	3,38	17,38	81%	2,21	21
C3	15,15	2,64	17,79	85%	1,85	21
C4	14,85	1,94	16,79	88%	1,90	18
C5	16,37	1,78	18,15	90%	1,13	18

Tabla # 12.- CIANURACION DE CALCINAS

PARAMETROS: Temperatura: 600 grados centigrados
 Atmosfera: Oxidante
 Tiempo de retención: 1-5 horas

Calcina #	Tiempo Hrs Tostación	Peso inicial grs	Peso final grs	Volátiles %
C1	1	1000	884	12%
C2	2	1000	854	15%
C3	3	1000	847	15%
C4	4	1000	844	16%
C5	5	1000	850	15%

Tabla # 13.- TOSTACION DE CONCENTRADO

CALCINA #	LEY CN. gr/tm	LEY COLAS gr/tm	LEY TOTAL gr/t	RECUPERACION %	CONS. CN Kg/t	TMPO DE LIXIV. horas
C1	15,88	0,92	16,80	95%	1,75	15
C2	16,32	0,83	17,15	95%	1,71	12
C3	16,53	0,67	17,20	96%	1,43	9
C4	17,70	0,30	18,00	98%	1,59	9
C5	15,72	1,58	17,30	91%	1,11	6

Tabla # 14.- CIANURACION DE CALCINA

Temperatura: 650 grados centígrados
 Atmósfera: Oxidante
 Tiempo de retención: 1-5 horas

Tiempo Hrs Tostación	Peso inicial grs	Peso final grs	% Volátiles
1	1000	854	15%
2	1000	848	15%
3	1000	846	15%
4	1000	857	14%
5	1000	860	14%

Tabla # 15.- TOSTACION DE CONCENTRADO

LEY CN. gr/tm	LEY COLAS gr/tm	LEY TOTAL gr/t	CONS.CN Kg/t	RECUPERACION %	TPO. LIXV. horas
15,83	1,17	17,00	1,80	93%	18
16,19	1,21	17,40	1,62	93%	15
16,91	0,79	17,70	1,40	96%	9
17,04	0,46	17,50	1,50	97%	12
15,61	1,29	16,90	1,15	92%	9

Tabla# 16.- CIANURACION DE CALCINAS

PARAMETROS: Temperatura: 700 grados centígrados
 Atmósfera: Oxidante
 Tiempo de retención: 1-5 horas

Calcina #	Tiempo Hrs Tostación	Peso inicial grs	Peso final grs	Volátiles %
C1	1	1000	845	16%
C2	2	1000	843	16%
C3	3	1000	846	15%
C4	4	1000	857	14%
C5	5	1000	872	13%

Tabla # 17.- TOSTACION DE CONCENTRADO

CALCINA #	LEY CN. gr/tm	LEY COLAS gr/tm	LEY TOTAL gr/t	CONS.CN Kg/t	RECUPERACION %	TPO. LIXV. horas
C1	15,24	1,86	17,10	1,95	89%	9
C2	16,30	1,10	17,40	1,71	94%	6
C3	14,60	2,22	16,82	1,25	87%	12
C4	13,86	3,07	16,93	1,18	82%	15
C5	12,36	4,54	16,90	1,10	73%	6

Tabla # 18.- CIANURACION DE CALCINAS

PARAMETROS:

Temperatura: 750 grados centígrados

Atmósfera: Oxidante

Tiempo de retención: 1-5 horas

Calcina #	Tiempo Hrs Tostación	Peso inicial grs	Peso final grs	Volátiles %
C1	1	1000	843	16%
C2	2	1000	832	17%
C3	3	1000	863	14%
C4	4	1000	872	13%
C5	5	1000	886	11%

Tabla # 19.- TOSTACION DE CONCENTRADOS

CALCINA #	LEY CN. gr/tm	LEY COLAS gr/tm	LEY TOTAL gr/t	CONS.CN Kg/t	RECUPERACION %	TPO. LIXV. horas
C1	14,23	2,98	17,21	2,12	83%	9
C2	15,19	2,19	17,38	1,32	87%	6
C3	14,12	3,48	17,60	1,12	80%	6
C4	12,56	0,54	18,10	1,21	69%	6
C5	9,63	1,46	16,90	1,17	57%	6

Tabla # 20- CIANURACION DE CALCINAS

Fig. # 3.- RECUPERACION VS TIEMPO DE LIXIVIACION

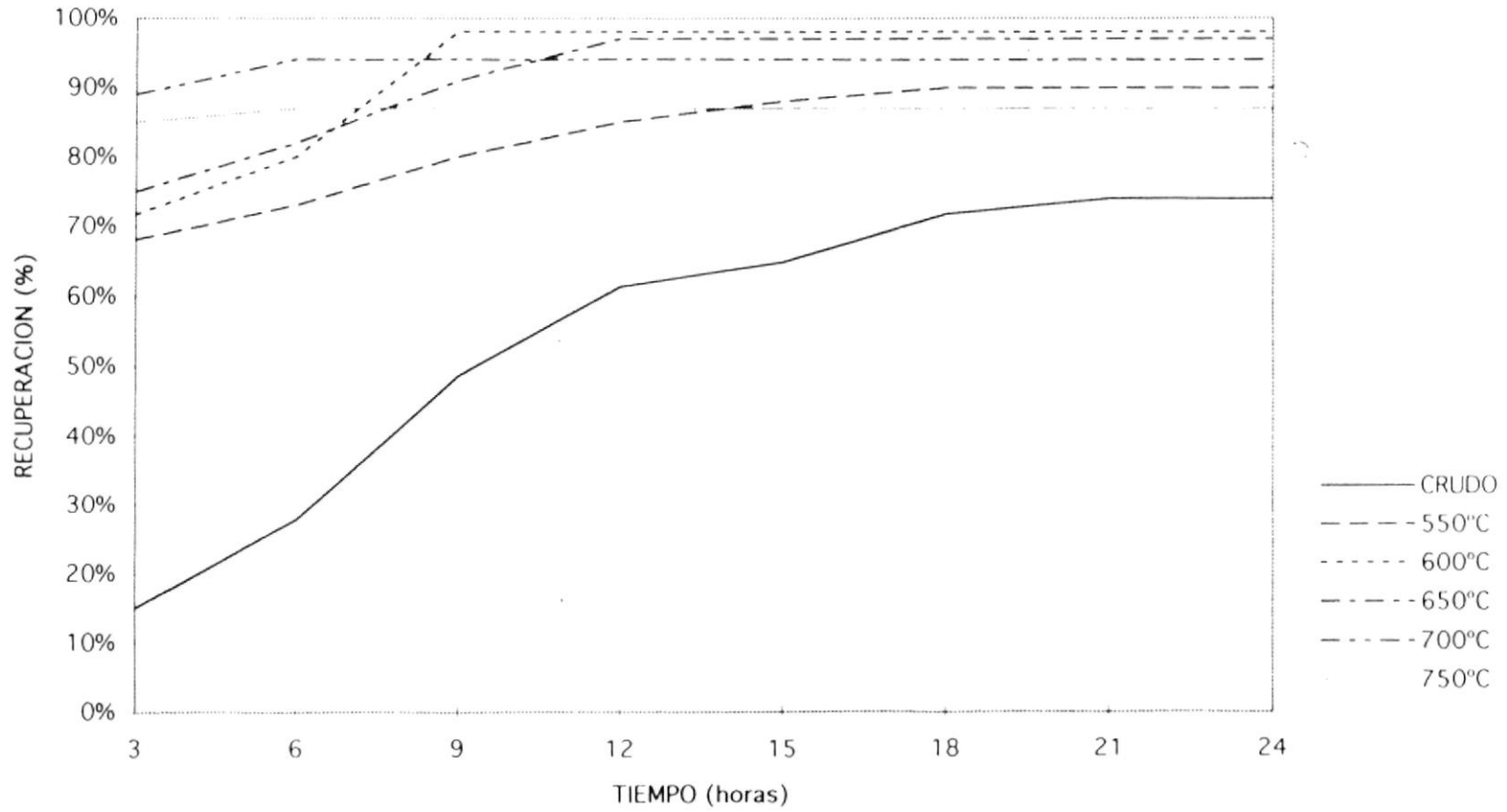
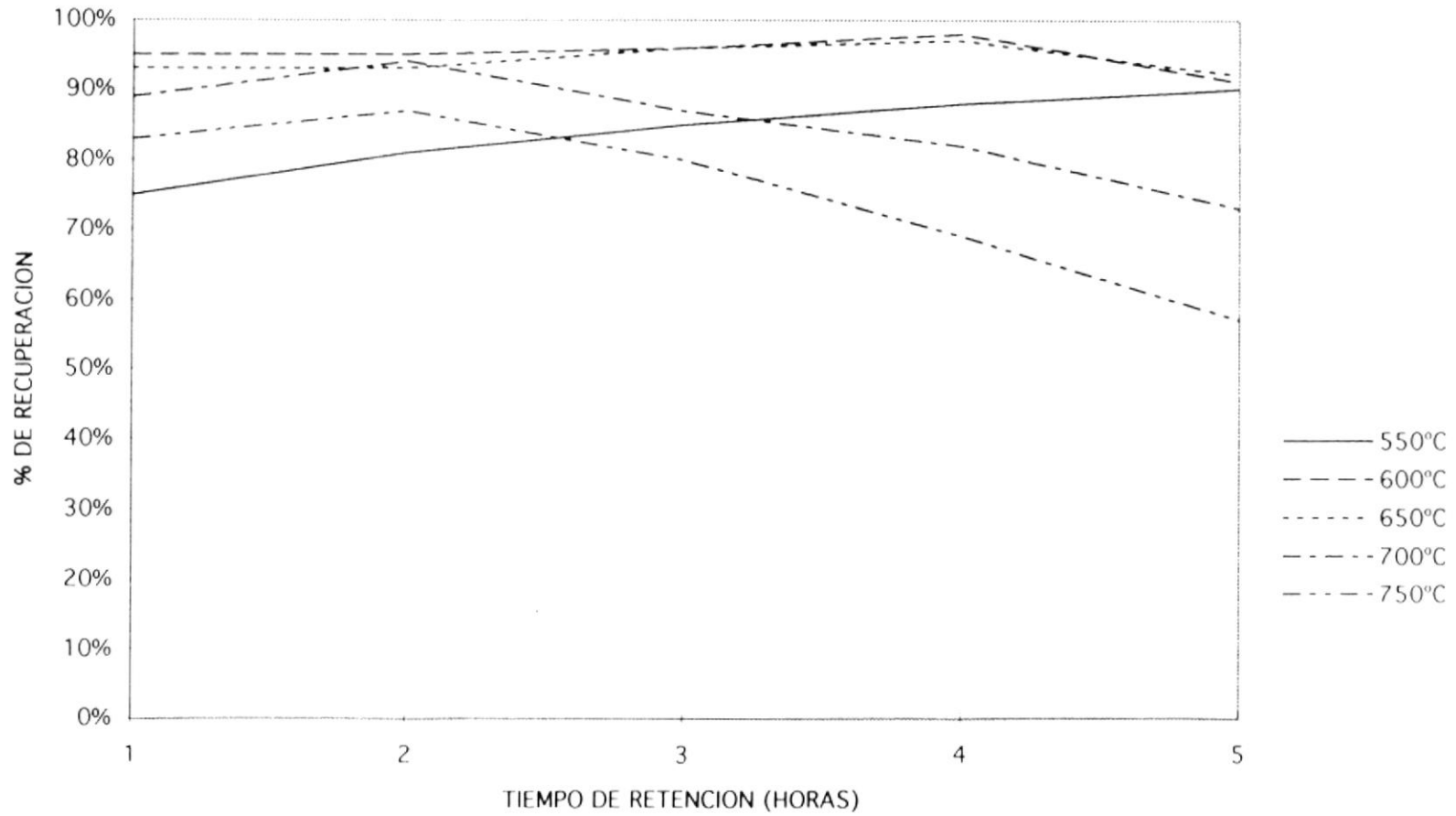


Fig. # 4.- RECUPERACION VS TIEMPO DE RETENCION





BIBLIOTECA
CENTRAL



FOTO #1: Mineral tostándose.

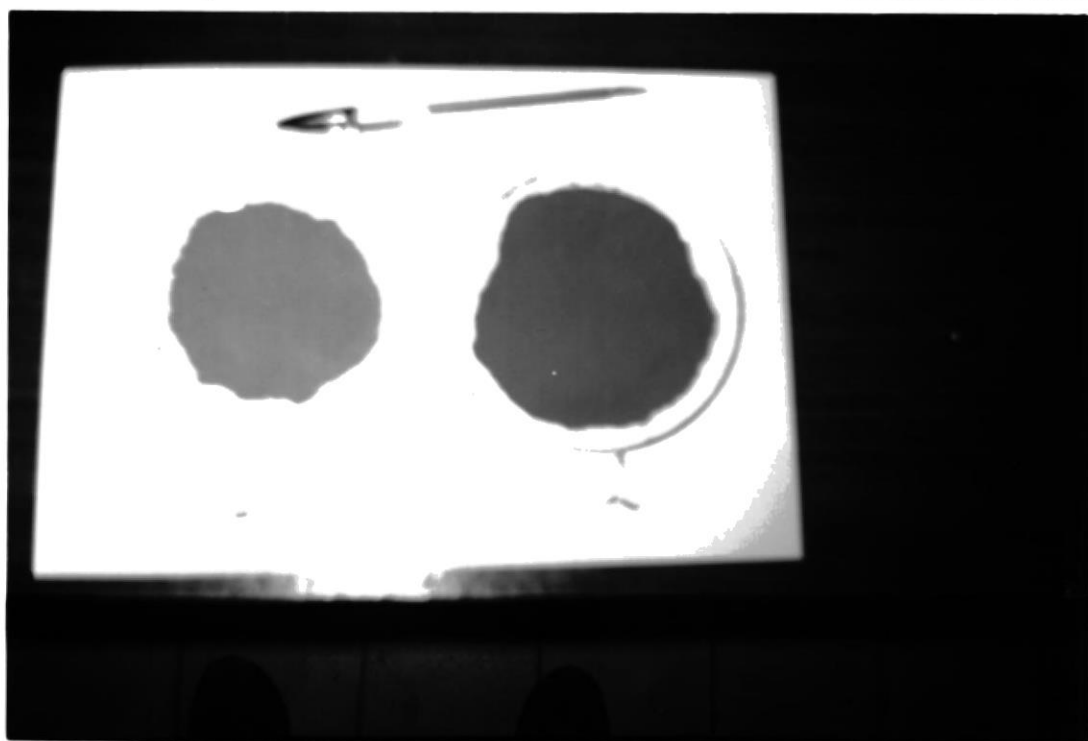


FOTO #2: Mineral tostado y crudo.



FOTO #3: Cianuración en pomas.

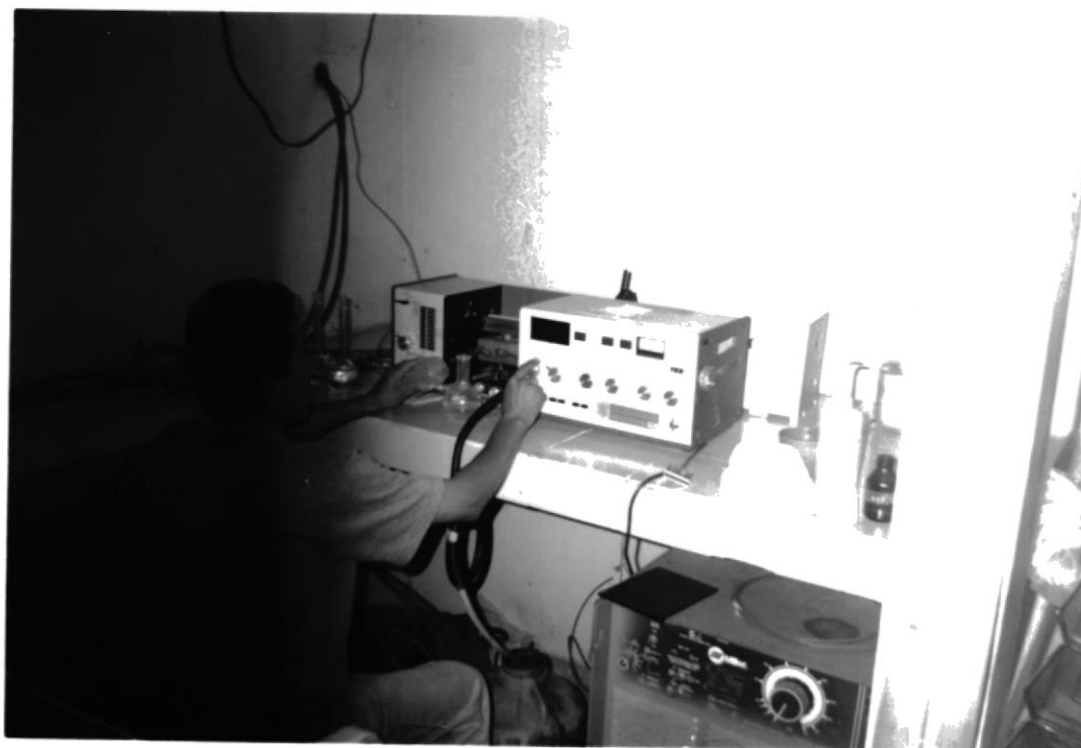


FOTO #4: Equipo de espectrometría de absorción atómica.

BIBLIOGRAFIA

- [1] **J. C. YANNOPOULOS**, The extractive metallurgy of gold, Van Nostrand Reinhold 1991, pp 79-98.
- [2] **ROBERTSON GROUP**, Mineralogical análisis of seven samples from Ecuador, Gwynedd: Memorandum RLS/319, 1988.
- [3] **MARSDEN J.- HOUSE Y.**, The chemistry of gold extraction, Ellis Horwood Limited 1992, pp 70-77, 134-234, 178-288.
- [4] **G. Y. GROSSMAN**, The extractive metallurgy of gold in South Africa, The South African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg, 1987, pp 345-351.
- [5] **TERKEL ROSENQVIST**, Principles of extractive metallurgy. McGraw-Hill 1987, pp 145-150.
- [6] **VARIOS**, Perth international gold conference 1988 (The roasting of refractory gold concentrates), Randol International LTD. 1988. pp 162-165.
- [7] **VARIOS**, Proyecto de Desarrollo Minero y Control Ambiental (Prodeminca), Instituto de Investigación Tecnológica (Espon. 1995).