

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

“Estudio para la optimización de un circuito flotación-cianuración de concentrados sulfurosos en la planta de beneficio La López para el procesamiento del mineral de la mina Jerusalén en el cantón Camilo Ponce Enríquez”

TESIS DE GRADO

Previa a la Obtención del Título de:

INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

Tyrone Rafael Borja Ordóñez

José Ricardo Moreno Chávez

GUAYAQUIL-ECUADOR

Año: 2015

AGRADECIMIENTO

Mis más sinceros agradecimientos a las personas que conforman la compañía ORENAS S.A. por brindarnos las facilidades y el apoyo necesario para el desarrollo de la presente tesis de grado.

A la ESPOL, y a los profesores que colaboraron en mi formación profesional. Al Dr. Juan María Menéndez, y a la Dra. Elizabeth Peña por la orientación, seguimiento y supervisión de esta investigación.

Y un agradecimiento muy especial a mi familia y amigos, por todo el apoyo brindado.

Tyrone Rafael Borja Ordóñez.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a la compañía ORENAS S.A. por permitirnos acceder a sus instalaciones y la predisposición y ayuda brindada por sus socios y trabajadores. Agradezco al Dr. Juan María Menéndez, miembro del Proyecto Prometeo en esta universidad, y a la Dra. Elizabeth Peña por el apoyo que hemos recibido de ellos en la dirección de este trabajo y lo mucho que hemos aprendido.

Finalmente deseo también expresar todo mi agradecimiento a mi familia, por su apoyo incondicional a lo largo de este trayecto, y dar las gracias a mis amigos y compañeros de universidad que, de un modo u otro, han respaldado este esfuerzo.

José Ricardo Moreno Chávez

DEDICATORIA

A mis padres Carlos Borja, Sandra Ordóñez y hermanos Andrés y Karla, por el apoyo incondicional que me han brindado en mi vida y por ser ese incentivo que me impulsa a alcanzar mis metas.

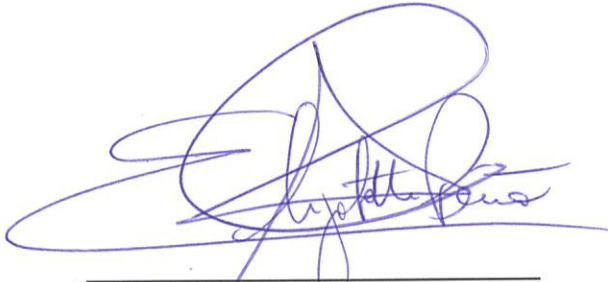
Y a mi familia en general por estar conmigo en los buenos y malos momentos.

Tyrone Rafael Borja Ordóñez.

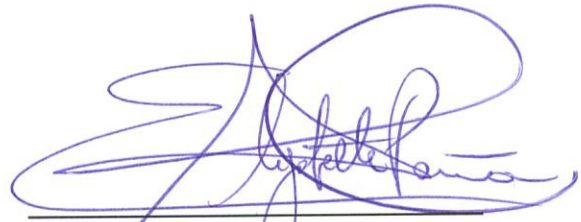
A mis padres.

José Ricardo Moreno Chávez.

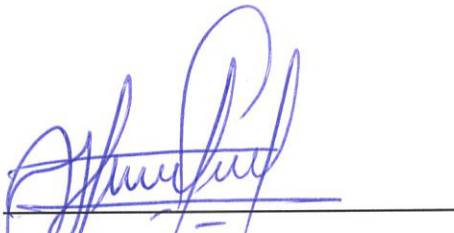
TRIBUNAL DE GRADUACIÓN



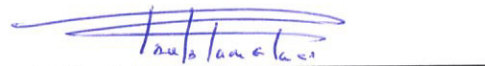
Dra. Elizabeth Peña C.
DECANA DE LA FICT
PRESIDENTA



Dra. Elizabeth Peña C.
DIRECTORA DE TESIS



Ing. Juan Pindo M.
VOCAL PRINCIPAL



Dra. Paola Romero C.
VOCAL SUPLENTE

DECLARACIÓN EXPRESA

“La responsabilidad del contenido de esta Tesis de grado, nos corresponde exclusivamente; y el patrimonio intelectual de la misma a la ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL”

(Reglamento de Graduación de la ESPOL)



Tyrone Rafael Borja Ordóñez



José Ricardo Moreno Chávez

RESUMEN

La presente investigación se realizó en el laboratorio de mineralurgia de la Escuela Superior Politécnica del Litoral, y en la planta de beneficio “La López” ubicada en el cantón Camilo Ponce Enríquez, siendo el objetivo evaluar la eficiencia técnica y económica de procesos de concentración de minerales sulfurosos mediante flotación y lixiviación con cianuro.

La principal asociación mineralógica del material a estudiar comprende principalmente pirita y pirrotina, con cantidades menores de calcopirita y arsenopirita. Los minerales secundarios de cobre que se han observado incluyen cobre nativo, cuprita, calcosina, covelina, digenita, malaquita y crisocola. La asociación mineral de la ganga está dominada por el cuarzo, acompañado localmente por carbonatos (calcita y siderita), barita, clorita, epidota, turmalina y/o sericita/moscovita y minerales de arcilla.

Para comprobar el grado de refractariedad de estos minerales se realizaron pruebas de cianuración en botellas, a diferentes tiempos de molienda obteniendo una D80 entre 1433 – 120 μm . Las recuperaciones de oro son entre el 37.6 – 45.2 %, lo cual indica que el material es altamente refractario.

Posteriormente se realizaron pruebas de flotación global de sulfuros, con un D80 120 μm , utilizando sulfato de cobre como activador, ditiofosfato 404 como colector primario, xantato amílico de potasio Z6 como colector

secundario y espumante 370, con un porcentaje de sólidos del 33%. Siendo la eficiencia de la flotación global 82.4%, y un ratio de concentración de por cada 8.6 T de material procesado, se obtiene 1 T de concentrado de sulfuros.

Luego se procedió a realizar una prueba de cianuración en botellas de los concentrados obtenidos en la flotación de sulfuros, obteniendo recuperaciones inferiores a la cianuración directa del material, esto podría ser provocado por especies minerales sulfurosas liberadas que compiten con el oro e impiden su disolución y por la presencia de los reactivos de flotación, los cuales forman una pátina recubriendo las partículas de oro, que dificultan su reacción con el cianuro.

También se realizó una estimación de flujos de producción del proceso de concentración por flotación. Para ello se utilizó el software Modsim como herramienta para la simulación matemática, se hicieron pruebas de varios circuitos de flotación para identificar la mayor eficiencia en el proceso.

ÍNDICE GENERAL

ABREVIATURAS Y SIGLAS	XX
SIMBOLOGÍA	XXI
ÍNDICE DE TABLAS	XXIII
ÍNDICE DE FIGURAS.....	XXIV
CAPÍTULO 1	26
1. Generalidades	26
1.1 Introducción.....	26
1.2 Antecedentes	27
1.3 Identificación del problema.....	28
1.4 Objetivo general	29
1.5 Objetivos específicos	29
1.6 Metodología empleada en esta investigación.....	30
1.7 Datos generales del yacimiento	31
Capítulo 2	48
2. Estado del arte de tratamientos de menas refractarias de oro	48
2.1 Introducción.....	48
2.2 Comportamiento del oro en menas auríferas refractarias	50
2.3 Tratamientos de menas refractarias.....	51

CAPÍTULO 3.....	67
3. MUESTREO Y CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL.....	67
3.1 Generalidades.....	67
3.2 Procedimiento del muestreo y preparación de muestras.....	68
3.3 Análisis mineralógico con microscopio.....	69
3.4 Pruebas de ensayo al fuego.....	70
3.5 Densidad.....	72
3.6 Humedad.....	73
3.7 Análisis granulométrico.....	74
CAPÍTULO 4.....	75
4. PRUEBAS DE REFRACTARIEDAD DEL MINERAL.....	75
4.1 Generalidades.....	75
4.2 Molienda previa a la cianuración en botellas.....	76
4.3 Cianuración en botellas.....	76
4.4 Resultados de las pruebas de refractariedad.....	79
CAPÍTULO 5.....	83
5. PRUEBAS DE CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN.....	83
5.1 Generalidades.....	83
5.2 Molienda previa a la concentración por flotación.....	84

5.3 Flotación global de sulfuros.....	84
5.4 Resultados de pruebas de flotación	87
CAPÍTULO 6.....	90
6. PRUEBAS DE CIANURACIÓN DE CONCENTRADOS	90
6.1 Generalidades	90
6.2 Cianuración de concentrados.....	90
6.3 Resultados de cianuración de concentrados.....	92
CAPÍTULO 7.....	95
7. DISEÑO DEL PROCESO	95
7.1 Elaboración del diagrama de flujo del proceso.....	95
7.2 Estimación de flujos de producción mediante simulación matemática	96
7.3 Valoración económica de las ventajas que tiene el proceso planteado en la investigación.	108
CAPÍTULO 8.....	115
8. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	115
BIBLIOGRAFÍA.....	117
ANEXOS.....	120

ABREVIATURAS Y SIGLAS

ASTM	Sociedad Americana para el Ensayo de Materiales
AVR	Acidificación, volatilización y re neutralización
BFB	Lecho fluidizado burbujeante
CCD	Decantación a contracorriente
CFB	Lecho fluidizado circulante
CIL	Carbón en lixiviación
CIP	Carbón en pulpa
D ₈₀	Tamaño de malla por la que pasa el 80% del material de alimentación a la molienda, expresado en micras
d ₈₀	Tamaño de malla por la que pasa el 80% del producto de molienda, expresado en micras
INAMHI	Instituto Nacional de Meteorología e Hidrología
nro.	Número
pH	Potencial de hidrógeno
POX	Oxidación por presión
ppm	Partes por millón
r. p. m.	Revoluciones por minuto

SIMBOLOGÍA

%	Por ciento
<	Menor que
>	Mayor que
μm	Micra
Au	Oro
cm	Centímetro
cm^3	Centímetro cúbico
Cu	Cobre
E	Este
g	Gramo
g/cm^3	Gramo por centímetro cúbico
g/t	Gramo por tonelada
h	Hora
hp	Caballo de fuerza
km	Kilómetro
kPa	Kilopascal
m/s	Metro por segundo
min	Minuto
ml	Mililitro
mm	Milímetro
Mo	Molibdeno
N	Norte

NaCN	Cianuro de sodio
NE	Noreste
NO	Noroeste
O	Oeste
°C	Grado Celsius
S	Sur
SE	Sureste
SO	Suroeste
t	Tonelada
t/d	Tonelada por día
ρ	Densidad

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla I. Carga de reactivos para ensayos al fuego.....	71
Tabla II. Resultados de pruebas de refractariedad	79
Tabla III. Resultados de pruebas de refractariedad	80
Tabla IV. Resultados de pruebas de flotación	88
Tabla V. Resultados de pruebas de flotación	89
Tabla VI. Resultados de cianuración de concentrados sulfurosos.....	93
Tabla VII. Resultados circuitos de flotación simulados	107
Tabla VIII. Rubros comparativos entre los procesos actuales y el planteado	113

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Metodología empleada en esta investigación	31
Figura 2. Mapa de subdivisiones metal tectónicas-Distrito Azuay	33
Figura 3. Mapa de ubicación de mina Jerusalén y planta de beneficio La López.....	44
Figura 4. Mapa de red hidrográfica principal-mina Jerusalén	47
Figura 5. Curva granulométrica de la muestra.....	74
Figura 6. Curva porcentaje de recuperación de oro vs tiempo de molienda	81
Figura 7. Curva de cinética de cianuración de la muestra sometida a diferentes tiempos de molienda.....	82
Figura 8. Diagrama de flujo del proceso	97
Figura 9. Resultados del circuito de flotación 0	99
Figura 10. Diagrama de circuito de flotación 0.....	99
Figura 11. Resultados del circuito de flotación 1	102
Figura 12. Diagrama de circuito de flotación 1.....	102
Figura 13. Resultados del circuito de flotación 2	103
Figura 14. Diagrama de circuito de flotación 2.....	104
Figura 15. Resultados del circuito de flotación 3	105
Figura 16. Diagrama de circuito de flotación 3.....	105

Figura 17. Resultados del circuito de flotación 4	106
Figura 18. Diagrama de circuito de flotación 4.....	107

CAPÍTULO 1

1. Generalidades

1.1 Introducción

En el distrito minero Camilo Ponce Enríquez, debido al agotamiento de los recursos minerales por la explotación de más de 30 años de sus yacimientos, las menas ricas en oro grueso y oro cianurable se encuentran cada vez más escasas. Las empresas dedicadas a la extracción de minerales, principalmente oro, exploran vetas con minerales refractarios, lo que promueve la optimización y combinación de procesos para concentrar y recuperar oro en menas de este tipo, para así poder incursionar en un nuevo mercado como es el de la venta de concentrados auríferos.

Los métodos de tratamientos de menas refractarias ya están siendo aplicados por países con una minería desarrollada, por los grandes capitales que manejan y la accesibilidad a las tecnologías requeridas como: bio-

oxidación, tostación y oxidación por presión en sus diversas formas, sin embargo en nuestro país a pesar de no contar con la infraestructura ni con el capital requerido, se obliga a buscar una forma de combinación de tratamientos disponibles que pueden ser aplicables para optimizar las recuperaciones de oro.

La metodología de la investigación, se inicia con la caracterización mineralógica y la determinación del grado de refractariedad de los minerales existentes. Posteriormente la aplicación de un proceso de concentración por flotación de sulfuros, previo a la cianuración, con el propósito de disminuir el volumen del material a procesar y mejorar las recuperaciones de oro, además el ahorro en los costos operativos.

1.2 Antecedentes

La planta de beneficio “La López” perteneciente a la empresa Orenas S.A, se dedica al procesamiento de menas auríferas. El material procesado proviene de la mina “Jerusalén”, ubicada en el recinto “La Independencia”, se ha determinado que el oro está asociado a sulfuros de hierro.

La planta consta de un circuito de trituración y molienda donde el material se reduce a un d_{80} de 120 micras, para ello utiliza dos molinos de bolas tipo *Hardinge* en paralelo, con una capacidad de molienda de 2.5 - 3 T / h. Posteriormente el material entra al proceso de cianuración en reactores con

agitación y absorción del mineral con carbón activado en pulpa (CIP), con una capacidad total de entre 1200 – 1300 T / mes. Luego el carbón activado pasa por un proceso de elución, para finalmente a la solución *pregnant* obtenida someterla a deposición electrolítica. Una vez culminado este proceso se procede a la refinación para la obtención del oro con un 99% de pureza.

Los relaves son depositados en piscinas donde se almacenan, para posteriormente ser tratados por un proceso de concentración por flotación de sulfuros, para comercializarlos por su alto contenido de oro refractario. Cabe mencionar que los efluentes generados por los procesos de extracción son tóxicos por sus altas concentraciones de cianuro, por lo que son sometidos a un proceso de acidificación, volatilización y recuperación (AVR), donde el cianuro es reciclado de la solución estéril para poder ser reutilizado en la cianuración.

Además la planta de tratamiento cuenta con un laboratorio, que permite llevar un control metalúrgico en los diferentes procesos.

1.3 Identificación del problema

La presente investigación surge, por las bajas recuperaciones de oro en el proceso de beneficio mineral, en la Planta de tratamiento “La López”. Debido

a ello, es necesario buscar un proceso alternativo más eficiente y económicamente viable para la empresa.

1.4 Objetivo general

Evaluar la eficiencia técnica y económica, para la aplicación de un circuito flotación-cianuración de concentrados sulfurosos en la Planta de Beneficio “La López” para el procesamiento del mineral de la mina Jerusalén en el Cantón Camilo Ponce Enríquez.

1.5 Objetivos específicos

- Determinar el grado de refractariedad del mineral proveniente de la mina Jerusalén, haciendo pruebas de cianuración directa en botellas.
- Realizar pruebas de flotación global de sulfuros, para determinar las condiciones óptimas, para la obtención del concentrado.
- Realizar pruebas de cianuración en botellas, con el concentrado obtenido por flotación, para determinar el porcentaje de oro cianurable.
- Estimar mediante modelamiento matemático, los flujos de producción en el proceso de concentración de sulfuros por flotación.

1.6 Metodología empleada en esta investigación

La fase inicial de la investigación se basó en la recopilación de información relacionada con el tratamiento de menas auríferas refractarias, sus fundamentos teóricos e investigaciones actuales, así como también información sobre las aplicaciones de estos tratamientos a nivel industrial, para el análisis de los datos obtenidos.

Posteriormente se realizó la toma de muestras del mineral a investigar, que se lo desarrolló bajo las condiciones y parámetros necesarios para obtener muestras representativas. Luego se procedió a secar, triturar y homogenizar la muestra.

Se toma una parte de la muestra para realizar la caracterización mineralógica, esta caracterización comprende el análisis mineralógico y las pruebas de ensayo al fuego, al mismo tiempo con otra porción de la muestra se realizan moliendas a diferentes intervalos de tiempo, para desarrollar pruebas de refractariedad del mineral por cianuración en botellas y pruebas de flotación global de sulfuros.

Finalmente los concentrados obtenidos de las pruebas de flotación son sometidos a cianuración en botellas. En la figura 1 se muestra un diagrama de la metodología empleada en esta investigación:

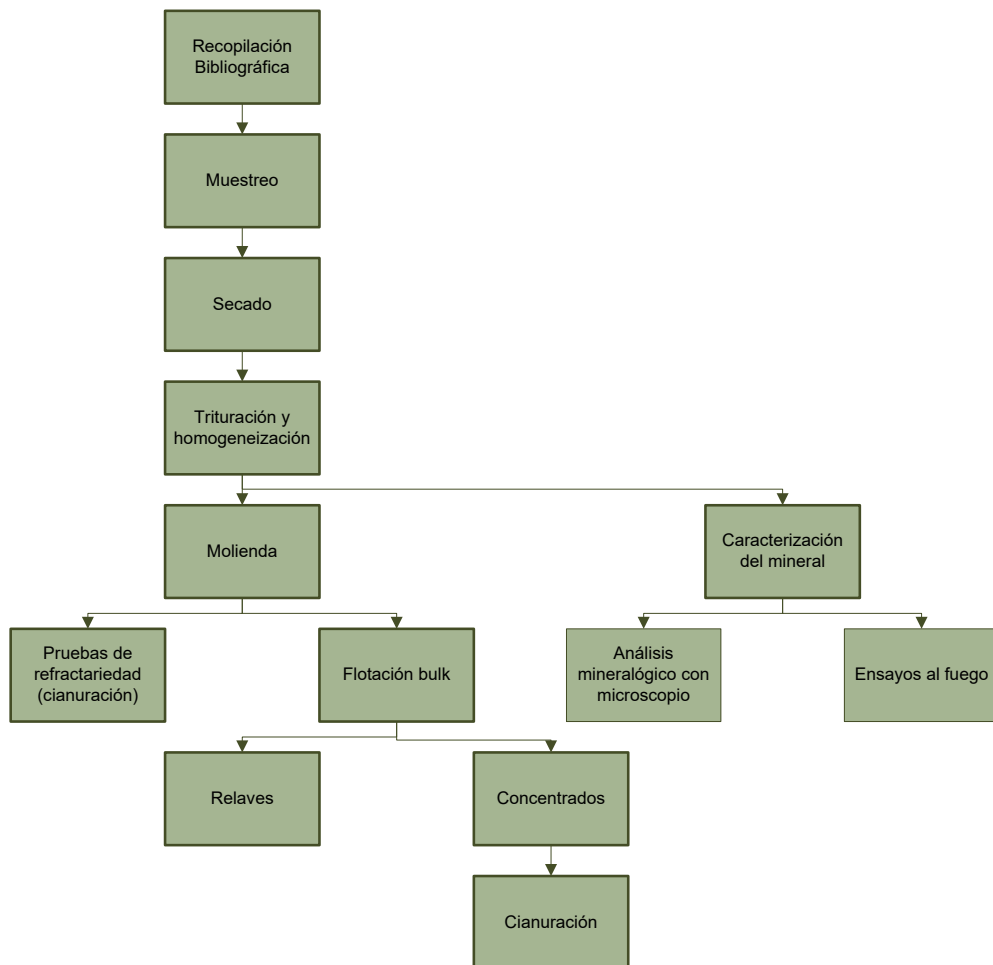


Figura 1. Metodología empleada en esta investigación

Fuente: Autores

1.7 Datos generales del yacimiento

1.7.1 Geología del Yacimiento

1.7.1.1 Geología regional

El cantón Camilo Ponce Enríquez se encuentra ubicado en la cordillera occidental dentro del terreno de Chaucha, que en conjunto con otras áreas

por sus similitudes se encuentran dentro del Distrito Azuay que abarca la anchura de la Cordillera Occidental desde el terreno Loja, al este de la falla de Baños hasta la llanura costera del Golfo de Guayaquil en el Oeste.

Su declinación es en cierta medida arbitraria pero ocupa casi la totalidad del grupo Saraguro al sur, al oeste 79° y la ciudad de Cuenca. El límite sur del distrito fue delimitado por límites fallados del Complejo Metamórfico de El Oro, y los límites norte escogidos para abarcar todos los afloramientos de la cuenca sedimentaria, la masa principal del batolito de Chaucha y el grupo asociado del campo de depósitos del campo mineral de Molleturo.

El origen geológico del Distrito Azuay data del Paleozoico – Triásico del Cratón de Guayana (Escudo Brasileño), que fueron acrecionados durante el Cretáceo y cuya evolución se rige geológicamente por su sistema de fallas inversas regionales y cabalgamientos, que a su vez delimitan a los diferentes terrenos, durante el Cenozoico estuvo dominado por magmatismo calco – alcalino y sedimentación ocupando un 80% de los afloramientos.

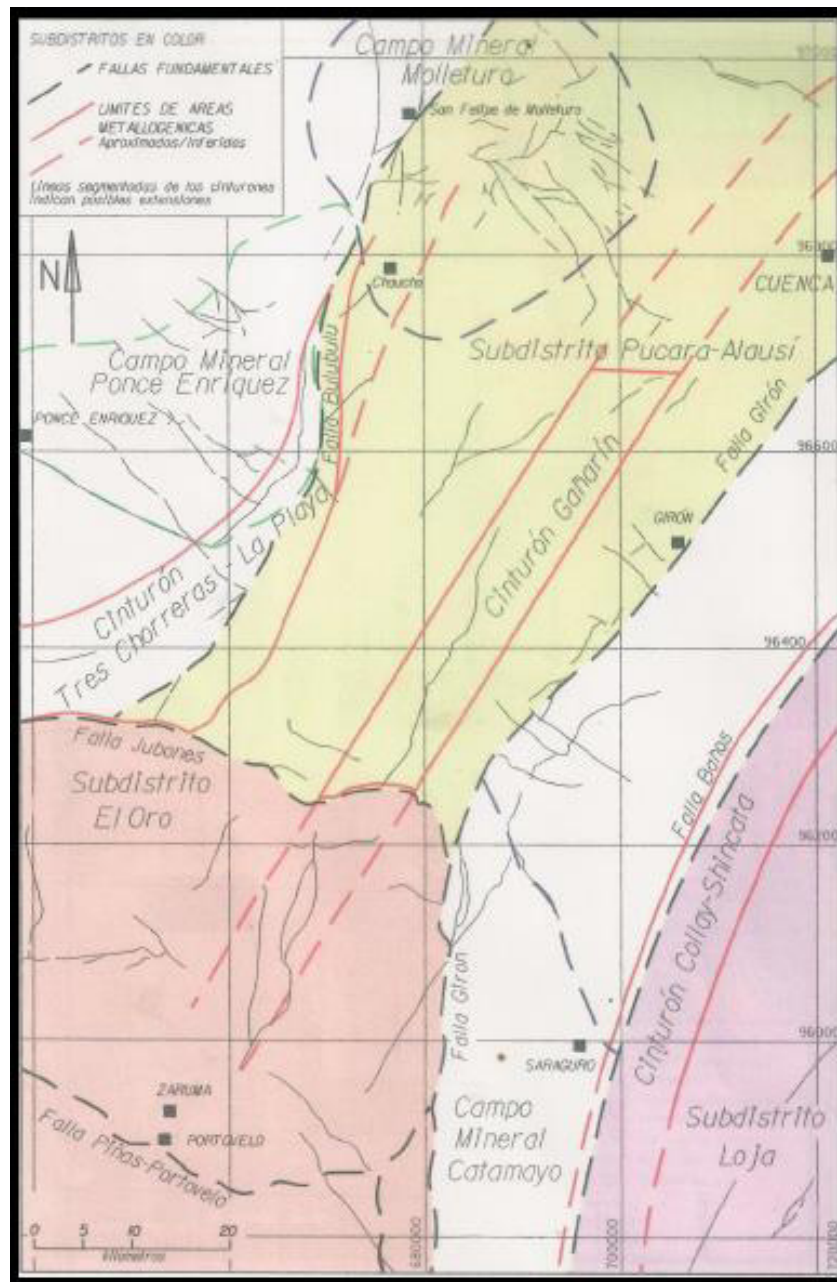


Figura 2. Mapa de subdivisiones metal tectónicas-Distrito Azuay
Fuente: Prodeminka. (2000). Evaluación de distritos mineros en el Ecuador. Vol. 4

1.7.1.1 1 Pre-grupo Saraguro

El principal rasgo del distrito Azuay es predominantemente continental Chaucha que está limitado por el sistema de fallas Bulubulú por el noroeste y al suroeste por el sistema de fallas de Girón. El terreno comprende melange de rocas metamórficas (Peltetec – Palenque) que forma la continuación hacia el norte del complejo metamórfico El Oro del Paleozoico al Cretáceo y forma el basamento de gran parte del área (Aspden et al., 1995; Feininger, 1978). Se encuentra oculta casi en su totalidad por volcanitas más jóvenes al noroeste de la Falla Jubones y solo está expuesto en ventanas falladas a lo largo del sistema de fallas Bulubulu.

El terreno Pallatanga comprende un segmento de corteza oceánica de edad pre – senoniense. Esta unidad (definida por McCourt et al., 1997), es una asociación ofilítica dominada por una gruesa secuencia de basaltos masivos y almohadillas con hialoclastitas, intercalaciones de chert e intrusiones gabroicas y ultrabásicas.

El Grupo Angamarca, en la esquina NO del Distrito Azuay, aparece en un amplio cinturón limitado por fallas entre la Unidad Pallatanga y la Unidad Macuchi al NO. El grupo es de edad paleocena-eocena y está formado por un relleno de cuenca siliciclástico, que engrosa su tamaño de grano hacia el techo, de areniscas, siltitas y argilitas turbidíticas con intercalaciones de tobas intermedias (Hughes & Bermúdez, 1997).

El Terreno Alao es, esencialmente, un cinturón de esquistos verdes situado entre las zonas de falla de Girón y Baños. Este terreno está subdividido en tres unidades: Alao-Paute, El pan y el Maguazo. La Unidad El Pan es la única división expuesta en el Distrito Azuay es una facies volcanosedimentaria metamorfozada sin rocas verdes masivas. Las litologías incluyen una variedad de esquistos verdes, esquistos grafiticos, filitas cuarzo sericíticas y mármoles negros, que se piensa que son tobas calcáreas, arcillas y margas metamorfozadas.

La unidad Yunguilla aparece en retazos en cumbe, al sur de Cuenca, y entre Selva Alegre y Manu.

La unidad Sacalpa, aparece en el sinclinal N- S limitado por las fallas de Chuquiribamba, al O del bloque El Oro, está conformado por lavas andesíticas, brechas tobáceas, conglomerados, argilitas lacustres y escasas tobas dacíticas según Pratt et al. (1997), está intruida por el Plutón San Lucas (59-51Ma; Aspden et al., 1992) y la intrusión El Tingo (47-50Ma.; Kennerley, 1980).

El Terreno Loja, situado al E de la Zona de Falla de Baños y la Falla de Catamayo, comprende las rocas meta-sedimentarias semi-pelíticas paleozoicas de procedencia continental de las unidades Chiguinda y Agoyán en las que se ha emplazado el granito de tipo-S de Tres Lagunas.

1.7.1.1.2 Grupo Saraguro

El grupo Saraguro ocupa un 60% del distrito Azuay, es una secuencia de 3 kilómetros formados por tobas andesíticas a riolítica y lavas con rocas sedimentarias subordinadas, el ambiente de deposición de los materiales fue subáereo comprendido por dos subdivisiones mayores: una secuencia inferior predominantemente andesítica-dacítica de edad Eoceno tardío a Oligoceno tardío y otra superior del Oligoceno tardío al Mioceno medio de tobas de flujo de cenizas riolíticas.

La división inferior está representada por la Formación Las Trancas y la Unidad Portovelo en el S y, en orden ascendente, las unidades Chulo, Filo Cajas, Tomebambamás las formaciones Chanlud/Río Blanco y Soldados en el N del distrito.

La división superior incluye las formaciones Plancharumi, Jubones, La Fortuna y La Paz. Esta división está dominada por tobas de flujo de cenizas soldadas, síliceas, ricas en cristales, subaéreas, probablemente facies de flujo de salida de caldera.

La Unidad Portovelo aflora en el N de la Falla Piñas-Portovelo y comprende andesitas basálticas y lavas y tobas andesíticas. La Formación Las Trancas se extiende hacia el O desde el área tipo hasta la llanura costera al S de Ponce Enríquez, y está conformada por tobas lapilli líticas

andesíticas/dacíticas, brechas – tobas, conglomerados, areniscas y argelitas rojas.

La Unidad Chulo está compuesta de tobas riódacíticas y riolíticas, brechas, sedimentos tobáceos, lavas e intrusiones de alto nivel. Esta unidad está considerada como del Eoceno superior, pero podría ser más antigua (Dunkley&Gaibor, 1997). La Unidad Filo Cajas comprende predominantemente tobas de flujo de cenizas dacíticas, lavas y brechas que forman una secuencia que buza suavemente al NO.

La Unidad Tomebamba está formada por una secuencia del Oligoceno temprano de tobas de flujo de cenizas lapilli-lífticas intermedias que aflora en el S y E del área de Cajas. La Formación Chanlud es de edad Oligoceno temprano y está formada principalmente por voluminosas lavas masivas y brechas autoclásticas y epiclásticas subordinadas de composición intermedia. La Formación Soldados es del Oligoceno tardío y comprende una potente secuencia de dacitas masivas ricas en cristales y tobas de flujo de cenizas. La Formación Río Blanco está compuesta principalmente de lavas y volcanoclastitas de composición predominantemente andesíticas, aunque también hay rocas dacíticas y riódacíticas.

La Formación Plancharumi forma una secuencia bien estratificada de tobas de pumita riolíticas. Brechas y lavas que incluyen areniscas, siltitas, argelitas y tubas de cenizas finas, indicando una deposición en una cuenca lacustre o

fluvio-lacustre. La formación Jubones está formada por un único flujo de gran volumen de tobas de ceniza.

La Formación La Fortuna, que está confinada en el Terreno Pallatanga, al N de la Falla del Jubones, esta formación tiene menor contenido en cristales que las de Jubones y probablemente indican un cambio de facies al cruzar el límite de terrenos (Zona de Falla Bulubulu).

1.7.1.1.3 Post - Grupo Saraguro

La Formación Santa Isabel aflora en el área de Santa Isabel y Girón, bordeando y localmente interdigitando el Grupo Ayancay y se caracteriza por las brechas – toba andesíticas con escasas lavas andesíticas y debritas. El Grupo Ayancay es una secuencia de capas rojas que sigue el lado N del Sistema de Fallas de Girón y forma parte del relleno sedimentario de la Cuenca de Cuenca, ensanchándose hacia el SO dentro de la Cuenca de Santa Isabel, está conformada por conglomerados, areniscas y siltitas rojas y argilitas con escasas tobas de caída aérea, lechos de yeso y finas capas de carbón.

La Formación Catamayo (Jaillard et al., 1996) aflora alrededor del Catamayo. Está formada por areniscas, siltitas y argilitas rojas y amarillas, discordantemente superpuestas a las Andesitas de Sacapalca. La Formación Uchucay, del Mioceno Superior (DGGM, 1973) está confinada al área de

Santa Isabel. Está formada por conglomerados y lechos de bloques amarillos con diversas asociaciones de clastos derivados localmente.

La Formación Turi, que yace discordantemente sobre el Grupo Ayancay al N del Sistema de Fallas de Girón y al E del Cinturón de Gañarín, está conformada por brechas-toba andesíticas, conglomerados-brecha y tufitas ricas en detritus andesíticos. La formación Quimsacocha comprende lavas andesíticas plagioclasa-fíricas frescas y brechas-toba.

La Formación Tarqui esta preservada en los interfluvios en las pendientes E del centro volcánico de Quimsacocha, al SO de Cuenca, y en el páramo entre Oña y Saraguro. Los rellenos de valle aluviales cuaternarios son comunes en los principales canales de drenaje y una secuencia más extensa cubre las rocas del Cretácico al Terciario en las cuencas intramontañosas rodeadas de fallas activas (Cuenca, Nabón, etc.) y en las bajas elevaciones adyacentes a la llanura costera.

1.7.1.1.4 Mineralización

Las ocurrencias minerales dentro del distrito mineral de Azuay están relacionadas directamente con la actividad magmática y/o las fallas, estas son:

Mineralización de estilo pórfido de Cu +/- Mo +/- Au. Ej. Gaby-Papa Grande, Chaucha y Fierro Urcu.

Chimeneas de brechas mesotermiales ricas en turmalina relacionadas con intrusiones y diques; asociados con los márgenes de terrenos y falla crustales profundas. Ej. Cinturón Tres Chorreras-La Playa y Mina Peggy.

Vetas epi-mesotermiales auríferas relacionadas con intrusiones y depósitos de brechas. Muestran evidencias de estilos transicionales o super-imposición de mineralización epitermal y mesotermal. Ej. las áreas mineras históricamente importantes de Zaruma-Portovelo y Bella Rica.

Depósitos epitermales alojados en volcanitas. La mayoría alojados en las volcanitas del Grupo Saraguro y más frecuentes en los terrenos continental es de Chaucha y Loja. Los ejemplos típicos son Beroen, Gañarín, Quimsacocha y El Mozo, seleccionados para este estudio

1.7.1.2 Geología Local

El Campo Mineral de Ponce Enríquez, situado dentro del Subdistrito Máchala- Naranjal, es conocido por sus depósitos de Cu-Au-Mo en pórfidos y en vetas, brechas y *stockworks* epi-mesotermiales desarrollados dentro de las rocas de caja volcánicas y que están espacialmente relacionados con pórfidos.

El material proviene del sector meridional del campo mineral denominado Bella Rica. Este sector está delimitado en el lado S por la Falla Margarita y hacia el S - E está recubierto por volcánicos del Grupo Saraguro (Formación La Trancas y tobas dacíticas no diferenciadas). Este sector está caracterizado por el centro subvolcánico mineralizado de Gaby-Papa Grande y tiene la mayor concentración de trabajos mineros.

1.7.1.2.1. Litología encajante

Los basaltos de Bella Rica (Pratt et al., 1997) incluyen localmente lavas, hialoclastitas e intrusiones de microgabros (doleritas) subvolcánicos. En el sector Gaby- Bella Rica la secuencia buza suavemente (<40°) al Este y parece estar normalmente dispuesta según la configuración de los almohadillados.

Estos basaltos tienen contactos mecánicos a lo largo de la Falla Margarita con una secuencia de areniscas turbidíticas, limolitas y argilitas del Cretácico Superior (Maastrichtiense) que han sido adscritas a la Unidad Yunguilla (Hughes & Bermúdez, 1997).

Las volcanitas basálticas de Bella Rica muestran una alteración diastotermal-submarina con el desarrollo de clorita, calcita, epidota y actinolita+/-esfena. En general, las brechas almohadilladas y las hialoclastitas están más alteradas que las lavas masivas y las intrusiones básicas subvolcánicas.

1.7.1.2.1 Mineralización

La principal asociación mineral comprende principalmente pirita y pirrotina, con cantidades menores de calcopirita y arsenopirita, localmente con trazas de bornita, esfalerita, galena, molibdenita y tennantita. También se han encontrado sulfosales de antimonio (tetraedrita, jamesonita) y telururos de bismuto, plomo y plata (estannita, discrasita y altaíta). La magnetita, hematita y marcasita pueden estar presentes localmente en el protomineral. Sólo como excepción hay oro visible en muestra de mano y es más frecuente verlo en el material oxidado, tipo *gossan* en las elevaciones más altas. Los minerales secundarios de cobre que se han observado incluyen cobre nativo, cuprita, calcosina, covelina, digenita, malaquita y crisocola. La asociación mineral de la ganga está dominada por el cuarzo, acompañado localmente por carbonatos (calcita y siderita), barita, clorita, epidota, turmalina y/o sericita/moscovita y minerales de arcilla. El sílice calcedónico y la smectita pueden estar presentes adicionalmente en el último evento de vetas epitermales.

El espesor de las vetas varía generalmente entre unos pocos centímetros y 60cm y raramente exceden de un metro. Mientras que hay un incremento en el número de vetas hacia arriba (comúnmente debido a bifurcación) no se ha observado un cambio apreciable en el espesor promedio ni un ensanchamiento en las elevaciones más altas. Las vetas quedan bastante apretadas lo que es típico de los sistemas mesotermiales.

La alteración hidrotermal es angosta (<0,5metros) junto a las vetas individuales. La alteración de silicato-Na-Ca (propilítica) es moderada a fuerte y caracterizada por la clorita intermedia > actinolita> epidota > clorita y está presente de un modo general. En el sector de Bella Rica la pirrotina es dominante (Prodeminca, 2000).

1.8.2 Ubicación

1.8.2.1 Ubicación de la planta de beneficio La López y de la mina Jerusalén

La planta de beneficio “La López”, se encuentra ubicada a 1 km de la comunidad “La López”, en la parroquia del mismo nombre del cantón Camilo Ponce Enríquez, perteneciente a la provincia del Azuay. Con coordenadas: N=9658070; E=642510

La mina “Jerusalén” está ubicada en la parroquia La Independencia del cantón Camilo Ponce Enríquez, localizado en la parte occidental de la provincia del Azuay. Con coordenadas E= 644461; N= 9663780.

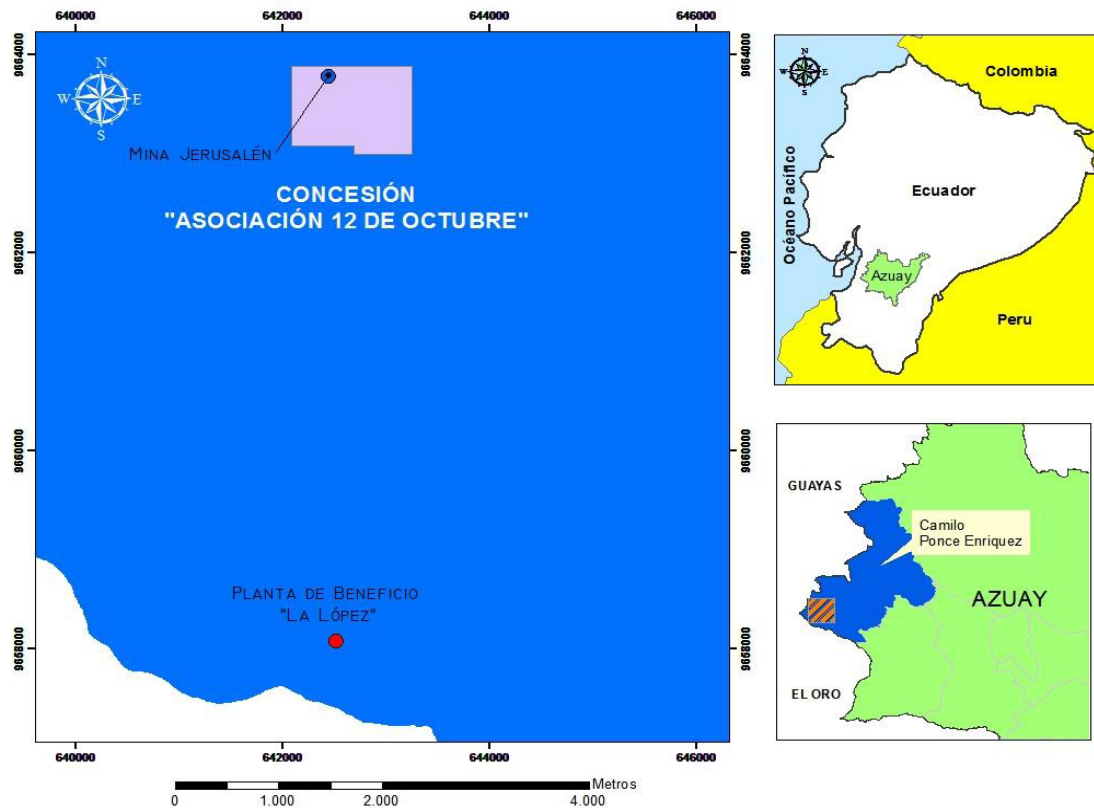


Figura 3. Mapa de ubicación de mina Jerusalén y planta de beneficio La López

Fuente: Autores

1.8.2.2 Acceso y vías de comunicación

El acceso a la planta de beneficio “La López” se encuentra aproximadamente a 1 Km al sur del poblado Camilo Ponce Enríquez de la vía Panamericana Guayaquil – Machala. Se toma un camino asfaltado que se comunica con la comunidad La López, hasta llegar a la planta.

1.8.2.3 Clima

Según información proporcionada por el Instituto Nacional de Meteorología e Hidrología del Ecuador (INAHMI), el cantón Camilo Ponce Enríquez posee un clima subtropical con una temperatura media 26°C , con variaciones en las zonas de mayor altitud desde los 8°C , hasta los 26°C en las zonas bajas, donde se encuentra la cabecera cantonal. Los meses de Agosto a noviembre son considerados los meses más fríos con temperaturas promedio de 22°C , y los meses de Diciembre a Julio presentan temperaturas medias de 30°C .

La precipitación media anual en el cantón es de 1455 mm. En los meses de Enero a Julio se considera la época lluviosa y en los meses de Agosto a Diciembre una temporada relativamente seca (INAHMI, 2011).

La nubosidad anual promedio es de 7/8, este valor indica una alta nubosidad generada por el choque de columnas gaseosas con frentes montañosos cercanos al cantón.

Los vientos predominantes tienen dirección SE, NE, SO y NO. En los meses de Enero a Mayo predominan los vientos SO y en los meses de Marzo a Abril se presentan los vientos de mayor intensidad cuya velocidad media es de 3.7 m/s (Vega, 2013).

1.8.2.4 Flora y Fauna

La flora del cantón es abundante y está relacionada directamente con su clima, existe gran actividad agrícola en la siembra de cacao, maíz, yuca y banano. En las estribaciones de la cordillera occidental existen áreas de bosques subdesérticos, tropicales y subtropicales en donde se encuentran especies de árboles como la figueroa, nogal, chonta, tagua, laurel, guayacán, canelo, cedro(Aguirre & Alvarado, 2007).

Referente a la fauna existe una gran variedad de animales silvestres mamíferos, aves, reptiles, crustáceos, peces e insectos, pero por asentamientos de población y ganaderos, las especies han sido afectadas. La fauna del cantón cuenta con especies como: oso hormiguero, mono negro, tigre, puerco espín, puerco sajino, búho, lechuza, perico ligero, loro real, serpientes como la equis, falsa coral, mata caballo, chonta, además de crustáceos como el camarón de río, pangora, peces como el raspa balsa, guaniche, entre otras que han disminuido su población notablemente hasta llegar al punto de su casi extinción(Vega, 2013).

1.8.2.5 Hidrología

El cantón Camilo Ponce Enríquez se encuentra rodeado de los ríos Villa, Guanache y Siete. Los ríos nacientes de la cordillera suroccidental son el río Nueve de Octubre y el río Fermín, ambos desembocan en el Km 15 del río

Siete, este río tiene una longitud de 30 Km y desemboca en el estrecho de Jambeli, siendo este el sistema fluvial el que transporta la mayor cantidad de aguas residuales del cantón.

Los efluentes que se dirigen a la parte noroccidental de la cordillera y que desembocan en el río Tenguel, corresponden a la quebrada Caña Quemada, los ríos Chico y Guanache, que recorren paralelamente al río Tenguel hasta desembocar en el estrecho de Jambeli.

En el sector La Independencia la red hídrica principal lo conforman los ríos Fermín , Villa y Guanache(Medina, 2013).

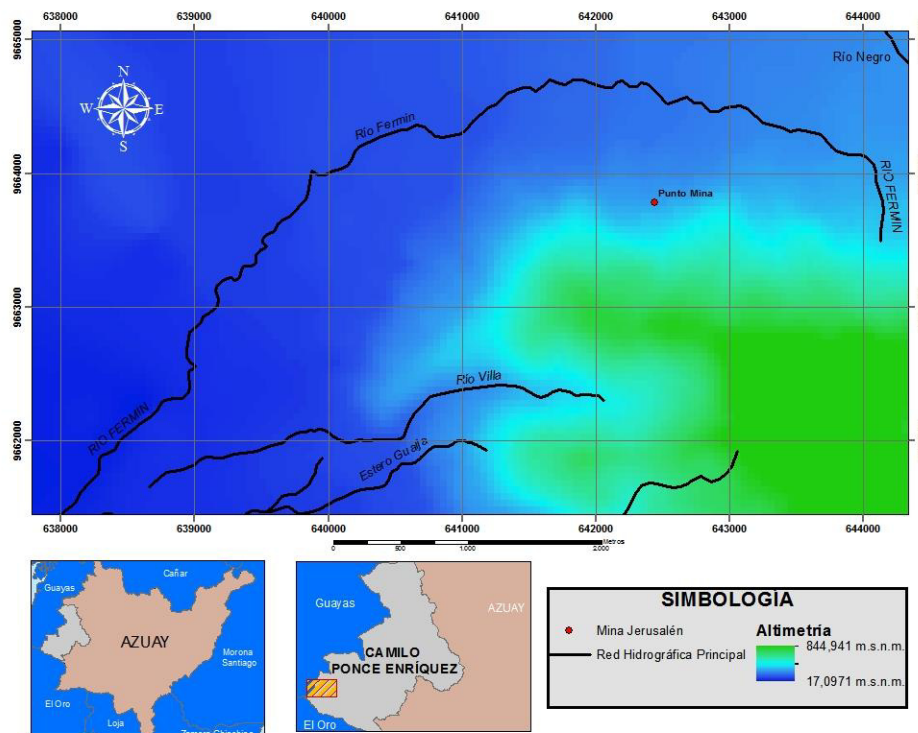


Figura 4. Mapa de red hidrográfica principal-mina Jerusalén

Fuente: Autores

Capítulo 2

2. Estado del arte de tratamientos de menas refractarias de oro

2.1 Introducción

Se define a los minerales de oro como refractarios cuando una parte de estos metales no se pueden extraer eficiente y económicamente usando una tecnología disponible. En el caso específico del material estudiado esta refractariedad se debe a la presencia de partículas muy finas de oro que se encapsulan en minerales de sulfuro tales como pirita, pirrotina y arsenopirita, que pueden presentar matrices insolubles en soluciones con cianuro usadas en una lixiviación convencional (Tremolada, 2013).

Le Brooy proveyó una clasificación para los minerales auríferos. En esta categorización, minerales de liberación por molienda son definidos como los

minerales con recuperación de oro por encima del 90 % bajo condiciones convencionales de cianuración, mientras aquellos minerales que dan recuperaciones de oro económicamente aceptables solo con el uso significativo de mayor adición de químicos (p. ej. Oxígeno, cianuro, carbón) son definidos como complejos. Minerales refractarios son entonces definidos como aquellos que todavía dan recuperaciones insuficientes (La Brooy, Linge, & Walker, 1994). Esto es implícito en la definición que una recuperación adicional requiere algún grado de pretratamiento anterior a la cianuración (Lunt & Weeks, 2005). De cualquier manera como sea definido un mineral refractario, se deben buscar métodos económicos para mejorar la recuperación de oro (Fraser, Walton, & Wells, 1991).

En el contexto de la extracción de oro, la lixiviación es la disolución de un metal o mineral en un líquido. La reacción de principal interés es la disolución del oro en una solución acuosa, la cual requiere de un agente complejante y un oxidante para alcanzar tasas de lixiviación aceptables. El cianuro es usado debido a su bajo costo, gran efectividad para disolución de oro y plata, y selectividad de estos sobre otros metales (Marsden & House, 2006).

El proceso de lixiviación puede inhibirse por la presencia de minerales como la pirrotita, estibina, marcasita y arsenopirita, los cuales consumen oxígeno y cianuro en diversos grados, y los materiales carbonáceos simulan el comportamiento del carbón activado, adsorbiendo oro de la solución con cianuro (O'Connor & Dunne, 1994).

2.2 Comportamiento del oro en menas auríferas refractarias

Al oro contenido en menas refractarias algunas veces se lo denomina como “oro invisible”, ya sea que se encuentre como partícula extremadamente fina (menor a 5 μm) o incorporado dentro de la estructura de minerales como arsenopirita, pirita y pirrotina. Cuando el oro se encuentra en este estado se lo denomina sólido-solución.

Algunas menas auríferas contienen naturalmente material carbónaceo que pueden actuar como “carbón activado”, estas menas son sometidas a procesos de disolución de oro por cianuración. Las sustancias carbónicas absorben el oro, provocando que exista pérdida de mineral, este fenómeno se conoce como *preg-robbing*. Las menas también pueden contener combinaciones entre oro y telurio, antimonio, bismuto, cobre, selenio o plomo que pueden formar complejos refractarios. Estas combinaciones no son tan comunes, sin embargo las combinaciones entre telurios y oro pueden considerarse como el mayor problema en algunas menas.

Existen menas que poseen “doble refractariedad”, es decir que posee más de un mecanismo que genera la reducción en la disolución de oro. La razón más común de este problema es debido a que el oro se encuentra en forma de sólido-solución asociado generalmente con arsenopirita, pirita y pirrotina, y la presencia de componentes carbónicos generan un efecto de *preg-robbing* en la misma mena.

Un factor importante que se debe considerar es el tipo y la cantidad de minerales de arcilla y carbonatos presentes en la ganga (Caolinita, pirofilita, cerecita, moscovita), ya que esto afecta a la viscosidad de la pulpa, disminuyendo la transferencia de oxígeno durante la oxidación de minerales sulfurosos. Además la presencia de arcillas y limos disminuye la eficiencia en la concentración por flotación (Dunne R. , 2012).

2.3 Tratamientos de menas refractarias

Los tratamientos de menas refractarias tienen como objetivo oxidar los minerales sulfurosos asociados al oro. Cuando se evalúa un nuevo depósito aurífero refractario es de vital importancia que la ocurrencia y el comportamiento del oro sean completamente entendidos. La cantidad y el tipo de minerales sulfurosos presentes son tan importantes como el de materiales carbonáceos.

Estos tratamientos exigen altos capitales de inversión por sus elevados costos de operación ya que requieren la implementación de flujos complejos de procesos al que se somete el material. Estos tratamientos están limitados para menas con altas leyes, o para minerales con elevados precios.

Los tratamientos de menas auríferas refractarias se han desarrollado debido a la escasez cada vez mayor de menas de oro libre. Antes de 1986 la mayor cantidad de menas refractarias eran tratadas por tostación.

La implementación de tecnologías como oxidación por presión y bio-oxidación como pretratamientos empezó en 1986 hasta la actualidad, y su aplicación se ha incrementado considerablemente debido a que son procesos menos contaminantes, no generan gases tóxicos como la tostación, y a pesar que se genera contaminación del agua requerida en estos procesos, esta es más fácil de controlar y de aplicar procesos que mitiguen posibles daños ambientales.

2.3.1 Flotación

El éxito de la concentración por flotación de menas sulfurosas refractarias depende casi exclusivamente de la asociación del oro con los sulfuros. Las menas refractarias generalmente contienen oro libre, oro fino, materiales carbónicos, metales básicos, pirita, marcasita, arsenopirita y pirrotina. La arcilla y el grafito son los componentes que causan mayores dificultades en el proceso de flotación, debido a que por sus tamaños finos y por su baja densidad flotan naturalmente, afectando la calidad del concentrado.

Si el oro se encuentra asociado con arsenopirita, pirita o pirrotina se debe considerar que la arsenopirita tiene menor dureza, y a pesar de eso se considera que tienen propiedades similares, por lo que se aplican condiciones de recuperación por flotación muy parecidas. Los reactivos

generalmente empleados para la flotación de sulfuros y los que se usarán en esta investigación son:

Sulfato de cobre (Activador)

Es ampliamente empleado como activador para esfalerita, pirita, calcopirita, pirrotita y arsenopirita(Bulatovic, 2007).

Ditiofosfato 404 (Colector primario)

Los ditiofosfatos son estables bajo condiciones más ácidas que los xantatos y por eso son usados en flotaciones con $\text{pH} < 8$ (Marsden & House, 2006). Se emplea en la flotación de sulfuros de cobre, plomo, níquel y zinc, cobre metálico y de los sulfuros de hierro. Tienen mayor selectividad con la pirita que los xantatos(Kawatra, 2011).

Xantato amílico de potasio Z6 (Colector secundario)

Los xantatos, son empleados en la flotación de sulfuros como son calcopirita, calcosina, enargita, galena, escalerita, marmatita, pirita y pirrotita(Distribuidora de químicos industriales S.A.).

Espumante 370 (Espumante)

Este espumante elaborado a partir de glicoles y alcoholes, tiene una buena selectividad a la pirita y una alta eficiencia en un rango de pH de (7 a 12)(Distribuidora de químicos industriales S.A.).

La arsenopirita durante la molienda se sobre-fractura y provoca una diferencia en las concentraciones entre los sulfuros, generando pérdidas de mineral. Otro factor que influye es la diferencia de las propiedades químicas en la superficie de las partículas.

Menas con minerales carbonáceos y grafito generan problemas de *preg-robbing* en la flotación, estos minerales flotan fácilmente debido a su tamaño fino, su carácter hidrofóbico natural y a su baja densidad. Los grafitos son minerales bien cristalizados y no generan *preg-robbing*, sin embargo el grafito en estado amorfo o en forma de hollín si lo generan.

Gangas que contengan minerales carbónaceos son tratados para proporcionar ya sea un concentrado libre de carbón mientras deprime el oro y minerales sulfurosos, o para producir la flotación el oro y sulfuros mientras se deprime los materiales carbónicos.

Las concentraciones por flotación de menas refractarias podrían mejorar significativamente si el material oxidado es previamente sometido a una etapa de reducción.

La flotación es aplicada generalmente como proceso previo a la oxidación de las menas refractarias para minimizar los volúmenes de material que van a someterse a los tratamientos de oxidación, y para mejorar las leyes en la alimentación.

2.3.2 Tostación

La tostación como un proceso de pre-tratamiento para menas refractarias de concentrados de flotación que ha sido aplicada por más de 130 años. Hasta hace 25 años este proceso era la opción de pre-tratamiento estándar de menas refractarias, hasta que en los últimos años, debido al incremento de restricciones ambientales y con la aparición de procesos alternativos, la aplicación de la tostación ha disminuido significativamente.

Los cambios químicos y mineralógicos que se producen en la tostación son bien comprendidos, la pirita pierde progresivamente el azufre y se transforma en pirrotina, magnetita y finalmente en hematita porosa, mientras que el azufre es oxidado en y eliminado en forma de dióxido de azufre.

En el caso de la arsenopirita es oxidada en penta-óxido de arsénico, el penta-óxido de arsénico es combinado con óxido de hierro para formar arsenitos y arseniatos de hierro, esto presenta problemas debido a que estos compuestos generan baja porosidad en la calcita formada y aportan arsénico que es soluble en el proceso de cianuración.

Bajo condiciones de reducción el arsénico de la arsenopirita es oxidado para volatilizarlo en forma de tri-óxido de arsénico que se eliminado del proceso en forma de gas (etapa 1), sin embargo en condiciones de reducción no favorecen para la total eliminación de los sulfuros y otro fase de oxidación es requerida (etapa 2).

La tostación puede eliminar el contenido de carbón por oxidación en la mena, para evitar el efecto *preg-robbing*, sin embargo la tostación también puede activar carbón que se encuentre inactivo, como por ejemplo el carbón que es añadido al proceso para aumentar su temperatura.

Los gases producidos en la tostación contienen sólidos en suspensión, productos de la combustión y la oxidación, y cualquier especie volatilizable presente en la mena, por lo que es necesaria la implementación de equipos para separación de estos sólidos.

El tostador Edward desarrollado en Australia a mediados de 1890, se convirtió en el equipo más utilizado para este proceso, para la generación de calor se utilizaba madera, gas y carbón. Debido a la flexibilidad que debe presentar el proceso para el tratamiento de diferentes tipos de menas refractarias que incluyen los concentrados por flotación, se le implemento al equipo la denominada tostación autógena, sin embargo en los tostadores Edwards esta innovación presento problemas en el control de las temperaturas que podían sinterizar el material, o no oxidarlo completamente, por tanto se obtiene una pobre recuperación de oro.

En el año 1947 fue construido el primer tostador de lecho fluidizado burbujeante Dorr-Oliver (BFB), construido por Campbell Red Lake Mine en Canadá, este equipo es usado en una sola etapa para concentrados con poca cantidad de arsénico, y en dos etapas para concentrados con alto

contenido. El principal problema de este tipo de tostador es que presenta una diferencia de temperaturas entre la parte superior e inferior del equipo.

Este problema fue resuelto con la construcción del tostador de lecho fluidizado circulante(CFB) en los 90, el primer equipo de este tipo fue en la planta de tostación Gidji, en Kalgoorlie, Australia occidental, aunque el tratamiento de menas con alto contenido de arsénico es mejor realizarlo con en un sistema BFB de dos etapas.

Freeport McMoRan desarrolló un proceso de tostación de dos etapas para la alimentación del mineral sin concentrar, utilizando oxígeno como gas fluidizante, y el primer equipo fue construido en 1989 en Big Springs, USA. Este sistema presenta inconvenientes debido al flujo de oxígeno aplicado reduce drásticamente la temperatura, a diferencia de usar oxígeno puro, que genera una buena oxidación de sulfuros y de materiales carbonáceos a bajas temperaturas.

Desde 1986 son 18 nuevas plantas de tostación que fueron construidas, de las cuales a la actualidad 8 han cerrado. En Estados Unidos existen dos plantas de tostación, las operaciones Carlin y Goldstrike con una capacidad de 7680 y 11600 (t/d) respectivamente, estas plantas utilizan tostadores CFB de dos fases y su alimentación es el mineral sin concentración previa.

En Australia también existen dos operaciones de plantas de tostación, Gidji con una capacidad de 1150 (t/d), utiliza equipos del tipo CFB de dos etapas y

procesan concentrados con alto contenido de teluros, y Kanowna Belle con una capacidad de 180 (t/d) procesan concentrados de arsénico y utilizan tostadores tipo BFB de dos etapas.

En china existen 3 plantas de tostación pero solamente se tiene ciertos datos de la operación Tanijiansha que utiliza tostadores de tipo BFB de dos etapas y procesa concentrados de arsénico.

En Brasil se encuentra la operación Queiroz con una capacidad de 390 (t/d), esta planta utiliza tostadores BFB. En Mali la operación Syama con una capacidad de 590 (t/d) y con un sistema de tostación de CFB, ambas procesan concentrados de flotación.

2.3.3 Oxidación por presión

El objetivo de la oxidación por presión (POX), es la oxidación con oxígeno puro de las menas auríferas refractarias a temperaturas y presiones relativamente elevadas.

En las plantas de oxidación por presión las menas refractarias son procesadas a través de un autoclave y sometidas a temperaturas en un rango de 180 – 225 °C y presiones entre 1600 – 3000 KPa (Goode, 1993), y el tiempo de residencia esta entre 45 – 200 minutos.

La mayor reacción química que se produce es la conversión de azufre sulfuroso en sulfato. Bajo leves condiciones de oxidación y en presencia de grandes cantidades de ácido sulfúrico y sulfato de hierro, como producto principal o intermedio se forma arsénico elemental. Esto es perjudicial para el proceso, por que provoca la no reacción de ciertos sulfuros, dificultando la completa oxidación, obstruye además partículas de oro, dificulta la disolución de oro e incrementa el consumo de cianuro y de aire en solución durante el proceso de disolución.

La cantidad adecuada de oxígeno en la autoclave es un factor a considerar debido a que si es insuficiente la alimentación de oxígeno en el sistema la oxidación es lenta y no se realiza completamente, como resultado se obtiene menores recuperaciones de oro. Si se agrega demasiada cantidad de oxígeno genera pérdidas de calor del autoclave a través de la ventilación del acceso de oxígeno y vapor. El oxígeno representa el mayor costo de operación en este proceso, por lo que se debe maximizar su utilización operando como cerca del límite estequiométrico sin afectar a la cinética de oxidación de sulfuros.

Bajo condiciones apropiadas de oxidación una parte significativa de hierro y arsénico es precipitada como arseniato de hierro (Berezowsky & Weir, 1983). Algunos sulfatos de hierro pueden ser hidrolizados y precipitados como hematita, como un sulfato básico de hierro o como hidronio-jarosita.

La oxidación por presión generalmente se realiza bajo condiciones acidas, para algunas menas refractarias esto no genera un problema, sin embargo existen menas que contiene minerales carbonáceos, en estos casos se requiere la adición en la alimentación de sustancias acidas para garantizar la mayor rendimiento del autoclave.

La descarga de la autoclave contiene ácido en exceso y sulfatos de hierro en solución. Si se recicla el ácido, gran parte de estas especies se reciclan a los circuitos de acidificación por delante de la autoclave para neutralizar cualquier carbonatos entrantes.

La primera planta de POX fue construida por McLaughlin Gold Mine, California, en el año 1986.

Las menas que contiene más del 5% de sulfuros pueden ser procesadas auto- térmicamente, si tiene un porcentaje menor es necesario un precalentamiento del material en la alimentación mediante un flujo de vapor.

Existen casos donde la oxidación preferencial de especies particulares de sulfuros como (arsenopirita, pirita), en lugar de oxidar todos los sulfuros genera mayores recuperaciones en la cianuración. Este tratamiento lo está realizando LoneTree mine en Nevada, USA, en esta planta la autoclave opera a menores temperaturas (180 °C), y presiones (1600 KPa), lo que significa ahorro en costos de operación.

Otra innovación ha sido el proceso *Newmont's* de alta temperatura, para el tratamiento de menas con doble refractariedad. En este proceso la temperatura, potencial de oxidación y acidez del mineral finamente molido son controlados estrechamente en el autoclave para establecer condiciones en que los sulfuros se oxidan y el material que simula el comportamiento de carbón activo se pasiva. Esta tecnología es usada en la operación Twin Creeks en Nevada para procesar mena, y también es utilizada por Macraes en Nueva Zelanda para el procesamiento de concentrados de flotación finamente molidos.

El número de plantas de POX desde que inicio la aplicación de esta tecnología es 14, de las cuales 7 han dejado de operar. Actualmente en Estados Unidos operan 2 plantas de POX, Goldstrike con una capacidad de 15000 (t/d), y Twin Creeks con una capacidad de 7260 (t/d), ambas procesan menas.

En Papúa Nueva Guinea existen también dos operaciones, Porgera y Lihir con capacidades de 1350 y 9000 (t/d) respectivamente, ambas operaciones procesan menas, aunque la operación Lihir también procesa concentrados.

En Canadá opera Campbell con una capacidad de 70 (t/d), en Nueva Zelanda Ocean Gold con una capacidad de 20 (t/d), mientras que en Finlandia opera Killita que se desconoce su capacidad, estas tres plantas

procesan concentrados. En total se tratan 33000 (t/d) de menas refractaria y concentrados mediante el método de oxidación por presión.

2.3.4 Oxidación por bacterias

El proceso de biooxidación utiliza una mezcla de bacterias para oxidar la matriz sulfurosa a temperaturas entre los 40 – 50 °C. Las plantas de biooxidación de concentrados de flotación generalmente utilizan reactores con agitación, aire en solución suministrado en los reactores, enfriamiento de la solución del reactor, decantación con lavado en contracorriente y neutralización de efluentes.

La química del proceso es similar al de oxidación por presión, sin embargo existen algunas diferencias que cabe señalar. La bacteria actúa como catalizador y toma parte directa en la reacción de oxidación, estos organismos viven a temperaturas estables y con apropiados fuentes de alimentos (carbón y nutrientes que incluyen trazas de elementos como fosfatos, nitrógeno y potasio), importantes para su crecimiento y supervivencia. Otro factor importante es que el diseño de los reactores permita duplicar la población de las bacterias en la primera etapa, evitando el lavado de las mismas.

Los concentrados de hierro, sulfuros y arsénico son solubilizados en sulfatos de hierro, ácido sulfúrico y ácido arsénico. La solución ácida sale del reactor

a un circuito CCD, el exceso de solución es enviada a un proceso de neutralización.

Las soluciones acidas de arsénico que se generan en la bioxidación tiene alto contenido de hierro, esto es ideal para forman arseniato férrico.

Durante el proceso se genera una cantidad considerable de calor, es necesario dispersarlo eficientemente debido a que las bacterias no funcionan en rangos de temperaturas por fuera de las de operación. El calor generado es colectado bobinas de enfriamiento dentro del reactor y dispersado al ambiente a través de torres de enfriamiento.

Un factor económico significativo en el proceso está relacionado con la alta demanda de cianuro requerido en el proceso y la destrucción del mismo, el alto consumo de cianuro se relaciona con la formación de poli- sulfuros y sulfuros seguido de la formación de tiocianatos en el circuito de cianuración.

La bioxidación es extremadamente sensible al cianuro y tiocianatos, que a niveles de alrededor de 5 ppm la solución se trasforma en toxica para las bacterias y provocan su muerte, por ello se debe implementar mecanismos para asegurar que el tiocianatos no ingresen en el proceso en flujos de alimentación.

La bioxidación fue comercializada en el año 1986, con el éxito en su aplicación en la operación Fairview Gold Mine in Sudáfrica. Actualmente esta

tecnología es conocida como BIOX ahora es comercializada por Gold Fields Ltda.

La primera operación que uso BACOX fue Youanmi en el occidente de Australia en 1994, luego se incorporó esta tecnología en la planta de Beaconsfield Gold Mine en Tansania en el año 1998, el circuito de oxidación por bacteria instalado es el *Mintek-Bactech*. En estos circuitos las bacterias son combinadas en un cultivo de meso-silicatos de hierro y azufre oxidado.

La operación Olympiada Mining Combine, ubicada en la región de Krasnoyarsk en Rusia desarrollo y aplica la tecnología BIONORD. Esta tecnología es una adaptación a los climas fríos extremos propios de la región.

Se han construido alrededor de 24 plantas que aplican el proceso de bio-oxidación, 4 de las cuales están fuera de funcionamiento. En Australia existen 3 operaciones, Wiluna, Fosterville y Beanconsfield con una capacidad total de 396 (t/d), las primeras dos utilizan el método de BIOX, la tercera operación aplica el método de BACOX.

En China existen 10 operaciones en total, pero se presentan datos de dos de ellas, la operación Laizhou con una capacidad de 100 (t/d) y utiliza el método BACOX, y la operación Jinfeg que aplica el método BIOX, con una capacidad de 790 (t/d).

En Sudáfrica existen dos plantas operativas, Fairview con una capacidad de 35 (t/d), y Agnes con un procesamiento de 20 (t/d), ambas plantas utilizan el método BIOX, en Ghana también existen dos operaciones que utilizan la misma tecnología, la operación Ashanti con una capacidad de 960 (t/d), y Bogoso con 820 (t/d).

En Rusia la operación Olympiada utiliza el método BIONORD, y procesa 1000 (t/d). En Kazajistán y Uzbekistán operan las plantas Suzdal y kokpatas, con una capacidad total de 2660 (t/d), ambas aplican el método de BIOX. Las operaciones presentadas procesan en total 7500 (t/d) de menas refractarias (Dunne R. , 2012).

2.3.5 Molienda ultra-fina

Este es un proceso estrictamente físico, donde no se producen cambios químicos a los minerales de la alimentación. La molienda ultra-fina es cuando se reduce el tamaño de la partícula del mineral donde se encuentra encapsulado el oro y así la superficie de esta es liberada. Un beneficio de esta técnica es que el mineral huésped no es destruido en una reacción química de oxidación, lo cual evita problemas de tratamiento de esos productos.

A medida que cada etapa de reducción avanza, se incrementa el consumo energético.

Partículas de oro en depósitos refractarios son generalmente menores a 0.1 micras y es impráctico moler sulfuros al tamaño suficiente para liberar las partículas de oro. La molienda ultra-fina, si es exitosa al liberar el oro provee los menores costos de capital y de operación de los cuatro procesos de tratamiento de minerales refractarios. Infortunadamente, muy pocas veces es eficaz como técnica. Sin embargo, debido a su economía favorable, la molienda ultra-fina debería siempre ser probada y evaluada en los estudios de factibilidad de los proyectos para las raras ocasiones en que se demuestra que es beneficioso(Goodbody, 2012).

CAPÍTULO 3

3. MUESTREO Y CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL

3.1 Generalidades

El proceso de muestreo consiste en realizar trabajos direccionados a la determinación de la composición, cuantitativa o cualitativa, de los componentes útiles e impurezas del mineral. Cabe recalcar que la muestra se define como la parte representativa de un todo. Este proceso de muestreo consta de:

- Selección y toma de las muestras
- Preparación de las muestras
- Ensayos de las muestras

3.2 Procedimiento del muestreo y preparación de muestras

El proceso de muestreo y preparación de las muestras es el siguiente:

1. Las muestras fueron tomadas y secadas en las instalaciones de la compañía ORENAS S.A. La trituración y molienda en la preparación de estas se realizaron en el laboratorio de mineralurgia de la Escuela Superior Politécnica del Litoral (ESPOL).
2. Debido a las características del yacimiento y por el método de explotación empleado en la mina Jerusalén, el mineral que ingresa a la planta de beneficio es relativamente homogéneo; por tal razón las muestras pudieron ser seleccionadas y extraídas en la descarga de la banda transportadora al silo de almacenamiento, este material es producto de una trituración primaria.
3. En intervalos de 10 minutos se procedió a tomar las muestras de 500 kilogramos. Este proceso fue realizado durante 5 días aleatorios en un mes.
4. Se eliminó la humedad en un horno de secado.
5. En el laboratorio, el material fue reducido en tamaño en una trituradora de mandíbulas (trituración primaria) y luego a la trituradora de rodillos (trituración secundaria).
6. El material fue homogenizado y almacenado en sacos.

Estos pasos fueron realizados como parte de la preparación de muestras para posteriormente realizar los ensayos de caracterización del mineral.

3.3 Análisis mineralógico con microscopio

La mineralogía corresponde a una muestra tomada del material que se extrajo de la banda transportadora (roca de caja y veta mineralizada).

Los resultados son los siguientes:

- Los granos de oro pueden ser clasificados en dos grupos, los de granulometría gruesa, es decir, mayores de 0.098 mm (98 micras); mientras los tamaños de grano son menores a 0.073 mm (73 micras), estos se consideran de granulometría fina.
- El oro que está incluido en las porosidades de la pirrotita y del cuarzo, en mayor porcentaje, corresponde a los de granulometría fina, cuyos tamaños mayormente están por el rango promedio, menor a 0.015 mm (15 micras), inclusive hay granos con tamaños de 0.004 mm (4 micras).
- Muy pocos granos de oro están incluidos en cristales de pirita y en este caso sus tamaños son menores de 0,027 mm (27 micras).

También se prepararon: una sección delgada y una probeta pulida con varios fragmentos de dimensiones milimétricas.

- Aproximadamente el 30% de los minerales son sulfuros: pirrotita, pirita, berthierita, calcopirita, esfalerita y galena.

- Entre los minerales no metálicos destacan: cuarzo, wollastonita, clorita y calcita.
- No se encontraron partículas de oro nativo, pero por la mineralogía puede considerarse que este metal se encuentra en gran parte incluido en los sulfuros; en pirita, pirrotita y calcopirita.

3.4 Pruebas de ensayo al fuego

De acuerdo a las características mineralógicas del material, se procedió a definir la carga fundente y agentes reductores u oxidantes. Estos análisis para determinar el contenido de oro en las muestras se realizaron en el laboratorio de la compañía ORENAS S.A.

Los fundentes básicos que se utilizaron fueron litargirio y carbonato de sodio; los ácidos fueron sílice y bórax, este último se empleó solo en la cubierta para evitar la pérdida de finos, como agente reductor se usó harina.

A continuación en la Tabla I. se presenta la carga destinada para realizar los ensayos al fuego con 20 gramos de muestra mineral.

Peso (g)	Reactivo
50	Litargirio
20	Carbonato de sodio
15	Sílice
0.5	Harina
15	Bórax

Tabla I. Carga de reactivos para ensayos al fuego

Fuente: Autores

Los pesos de los régulos de plomo obtenidos varían entre 25 y 30 gramos y no hubo problemas con la separación de las escorias. Posteriormente fueron colocados en las copelas para realizar la fusión oxidante y obtener el doré.

3.3.1 Ataque ácido del doré y espectrometría de absorción atómica

Esta prueba se realizó de la siguiente manera:

1. Se extrajo el botón de oro y plata, doré, de la copela y se laminó.
2. Se colocó la lámina de doré en un vaso de precipitación y se atacó con ácido nítrico, calentando a 70 °C para aumentar la velocidad de reacción.
3. La plata se disuelve pasando a solución de nitrato de plata.

4. Se retiró la solución de nitrato de plata y se lavó el botón de oro tres veces con agua destilada.
5. Se preparó agua regia, la cual es una mezcla química de ácido clorhídrico y ácido nítrico en una proporción de 3:1. Se vertió el agua regia en el vaso de precipitación donde estaba el doré y se calentó a 70 °C hasta que el doré se disuelva completamente.
6. Se colocó la solución en una probeta de 25 ml, se enrasó con ácido clorhídrico al 10%, y se tomó la lectura de concentración de oro en el equipo de espectrometría de absorción atómica.

Finalmente se definió la ley de oro en 13.0 g/t.

3.5 Densidad

Utilizando el método de diferencia de pesos se determinó la densidad del material, partiendo de que el volumen de un cuerpo sumergido en un fluido es igual al volumen de fluido desplazado y se procede a determinar la densidad del material extraído de la planta de trituración con el siguiente método:

1. Se tomaron 100 g de material seco. El peso se señaló como W1.
2. Se llenó un matraz aforado de 500 ml con agua destilada, y se registró el peso como W2.
3. Se colocaron los 100 g del W1 en otro matraz aforado de 500 ml, se enrasó con agua destilada y se pesó. Este se anotó como W3.

4. Se empleó la siguiente fórmula: $\rho = \frac{W1}{(W1+W2)-W3}$

5. La densidad ($\frac{g}{cm^3}$) del material se determinó a partir de 5 ensayos.

La densidad fue de 2.77 g/cm³.

3.6 Humedad

Se empleó el método de pérdidas de masa por calefacción o también definido como contenido gravimétrico de agua donde la humedad es determinada por la diferencia en peso de la muestra húmeda con la seca. Se obtuvo de la siguiente forma:

1. Se tomaron 1000 g del material húmedo. El peso se anotó como WH.
2. Se secó la muestra en un horno durante 24 horas a 105 °C y después se pesó la muestra secada, cuyo peso se registró como WS.
3. Se empleó la siguiente fórmula: $\% \text{ humedad} = \frac{(WH-WS)}{WH} \times 100$
4. El porcentaje de humedad se realizó a partir de 5 ensayos.

El porcentaje de humedad fue de 6.15%

3.7 Análisis granulométrico

El análisis granulométrico se realizó con 500 g de material. El tamizado fue en seco en un agitador de tamices (Ro-Tap), utilizando un juego de 11 tamices ASTM (Mallas nro. 6, 10, 20, 30, 50, 70, 100, 120, 140, 170 y 200).

El tiempo de tamizado fue de 5 minutos en el medidor de tiempo que posee el agitador de tamices. Se pesó en una balanza digital el material que quedó retenido en cada tamiz, se registraron los pesos y se graficó la curva granulométrica. En la Figura 5. se puede observar la granulometría, siendo el D80 2216 micras.

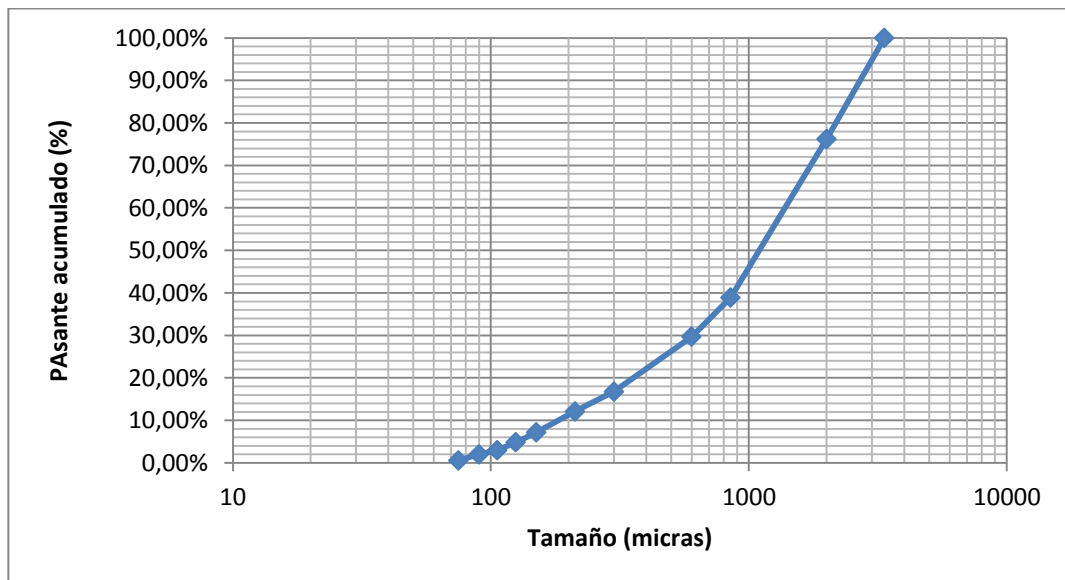


Figura 5. Curva granulométrica de la muestra.

Fuente: Autores

CAPÍTULO 4

4. PRUEBAS DE REFRACTARIEDAD DEL MINERAL

4.1 Generalidades

Se hicieron moliendas a diferentes intervalos de tiempo para establecer el grado de refractariedad del mineral y eficiencia de la cianuración directa.

Posteriormente realizaron las pruebas de cianuración en botellas para cuantificar el oro que puede ser fácilmente lixiviado por cianuro.

La molienda se realizó en el laboratorio de mineralurgia de la Escuela Superior Politécnica del Litoral (ESPOL). La cianuración en botellas, los ensayos al fuego, ataque ácido y espectrometría de absorción atómica se efectuaron en el laboratorio de la compañía ORENAS S.A.

4.2 Molienda previa a la cianuración en botellas

Se realizó una cinética de molienda con el material de alimentación de D80 2216 micras. Los tiempos de molienda fueron de 5, 10, 20, 25 y 30 minutos. Se empleó un molino de bolas de laboratorio de 30 cm de diámetro y 27.5 cm de altura. La carga de alimentación del material fue de 1115.9 g y la carga de bolas de acero fue de 12957 g variando los tamaños de bolas de acero desde 1.9 cm hasta 3.75 cm, un tiempo de molienda en seco de 30 minutos y con una frecuencia de 60 r. p. m.

4.3 Cianuración en botellas

4.3.1 Condiciones de operación

Porcentaje de sólidos: 33.3%

pH: 11

Peso de muestra: 1000 gramos

Granulometría de la muestra: d_{80} = 1433 micras, d_{80} = 873 micras, d_{80} = 178 micras, d_{80} = 137 micras, d_{80} = 120 micras

Volumen de agua: 2 litros

Tiempo de cianuración: 24 horas

4.3.2 Reactivos utilizados

Cal (Cianuración)

Cianuro de sodio (Cianuración)

Nitrato de plata 0.12%(Valorante en titulación)

Yoduro de potasio 10% (Indicador en titulación)

4.3.3 Procedimiento

1. Se pesó 1000 gramos de cada producto de molienda que se obtuvo luego de reducirse el material en distintos intervalos (5, 10, 20, 25, 30 minutos).
2. Se etiquetaron 5 botellas, en donde se realizarán la lixiviación con cianuro. (A, B, C, D, E).
3. Se colocaron las muestras de 1000 gramos en sus respectivas botellas y se adicionó 2 litros de agua en cada una.
4. Se realizó una agitación de 3 minutos y se midió el pH, el cual fue de 7.
5. Se agregó 1 gramo de cal a cada botella y se verificó que el pH sea alcalino, alrededor de 11.
6. Se estimó una dosis inicial de cianuro de 3 gramos y se adicionó a cada botella.

7. El mineral empezó a ser agitado dentro de las botellas a una velocidad de 120 r. p. m. y a partir de ese momento se definieron los intervalos en los cuales se extraerán muestras.
8. Se retiraron 20 ml de material de cada botella a los 15 minutos de haber empezado la lixiviación con cianuro y esta muestra se filtró.
9. Se llevó 5 ml de cada muestra a la titulación para determinar la concentración de cianuro libre y adicionar cuando sea necesario la cantidad de cianuro de sodio para mantener la concentración inicial.
10. Otros 5 ml de los 20 ml de muestra filtrada se llevaron a la lectura de AAS para determinar la concentración de oro disuelto en la solución con cianuro.
11. Se tomaron de la misma forma 20 mililitros de muestra a los 30, 45, 60, 120, 180, 240, 480, 720, 960, 1200, 1440 minutos y se repitieron los pasos 8, 9 y 10.
12. A los 1440 minutos (24 horas) se detuvo la agitación, y el relave presente en cada botella se vertió en recipientes que fueron llevados a un horno de secado.
13. Una vez secados, se tomaron 20 gramos de cada muestra y se realizaron ensayos al fuego. Cabe recalcar que para cada muestra se realizó un mínimo de 5 ensayos y la ley de oro presente en los relaves se definió como un promedio de los resultados de cada ensayo.

14. La ley de oro disuelto por cianuro de cada una de las pruebas se estimó a partir de la diferencia entre la ley de entrada y la ley de oro presente en los relaves de lixiviación.

4.4 Resultados de las pruebas de refractariedad

En la Tabla II. se muestran los resultados del porcentaje de recuperación de oro de las pruebas cianuración en botellas, a diferentes granulometrías.

Muestra	d₈₀ (micras)	Tiempo de Cianuración (h)	Recuperación de oro (%)
E1	1433	24	37.6
E1	873	24	38.8
E1	178	24	40.6
E1	137	24	41.5
E1	120	24	45.2

Tabla II. Resultados de pruebas de refractariedad

Fuente: Autores

A continuación en la Tabla III. se muestran los resultados de los ensayos de cianuración en botellas, modificando el tiempo de molienda.

Prueba	Tiempo de molienda (min)	d₈₀ (micras)	Recuperación de oro (%)
A	5	1433	37.6
B	10	873	38.8
C	20	178	40.6
D	25	137	41.5
E	30	120	45.2

Tabla III. Resultados de pruebas de refractariedad

Fuente: Autores

En la figura 6 se puede observar que el material cuyo d₈₀ fue de 1433 micras mostró una recuperación de oro del 37.6%, por otro lado el material con d₈₀ de 120 micras aumentó solo un 8% en comparación con el de 1433 micras. Esto es debido a que un porcentaje del oro está finamente diseminado en la matriz de sulfuros.

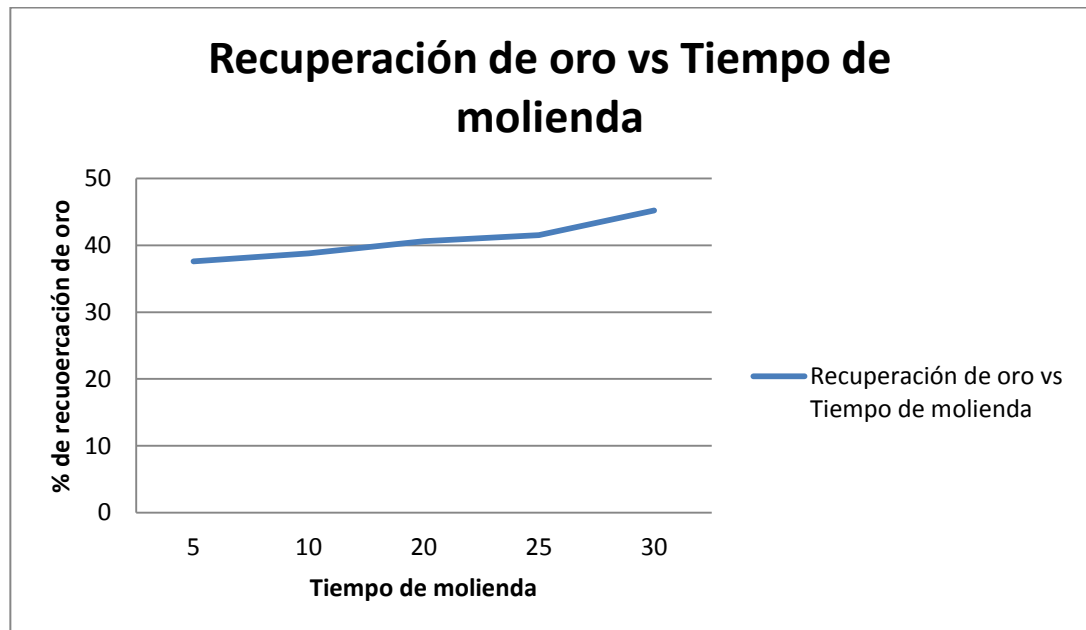


Figura 6. Curva porcentaje de recuperación de oro vs tiempo de molienda

Fuente: Autores

Considerando los datos obtenidos por lecturas de adsorción atómica de la evolución del proceso de cianuración se puede elaborar una curva comparativa entre las diferentes recuperaciones de oro con respecto al tiempo de molienda como se muestra en la figura 7.

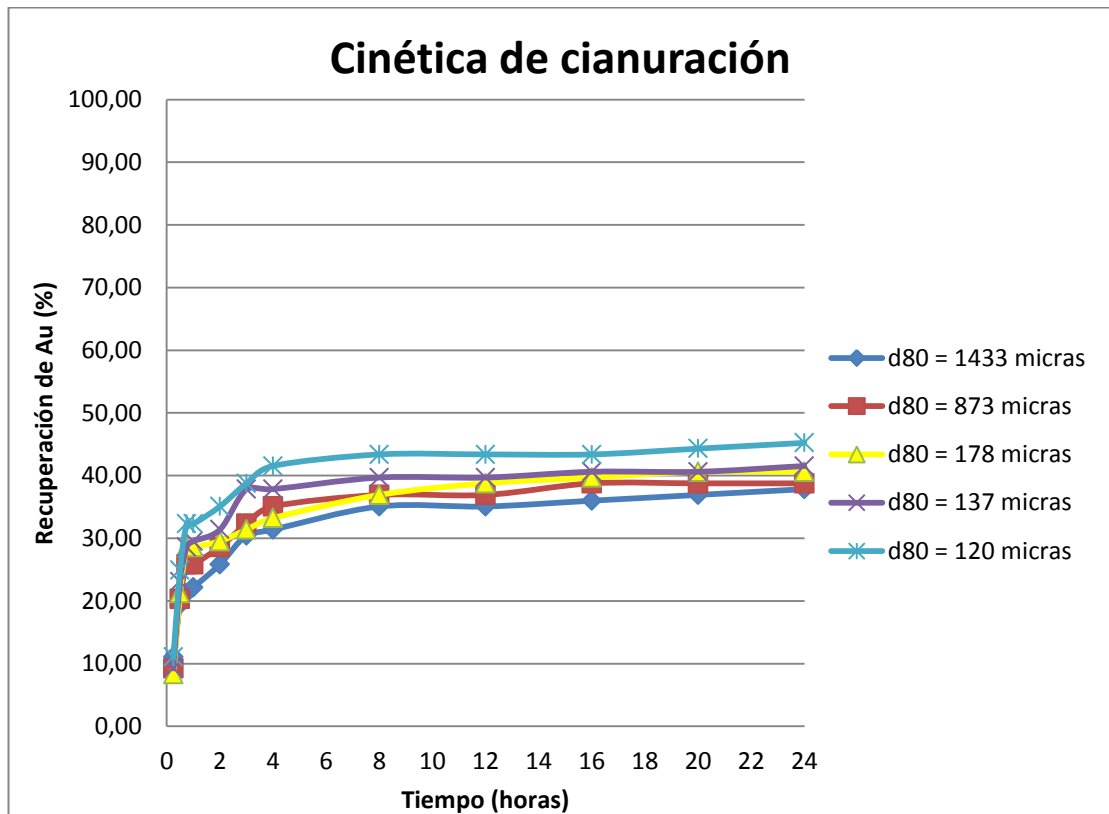


Figura 7. Curva de cinética de cianuración de la muestra sometida a diferentes tiempos de molienda.

Fuente: Autores

CAPÍTULO 5

5. PRUEBAS DE CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN

5.1 Generalidades

Las pruebas de flotación global en laboratorio tienen por objetivo buscar los parámetros eficientes para la obtención de un concentrado de sulfuros libre de estériles.

Los procesos de molienda y flotación se desarrollaron en el laboratorio de mineralurgia de la Escuela Superior Politécnica del Litoral (ESPOL). Los ensayos al fuego, ataque ácido y espectrometría de absorción atómica se realizaron en el laboratorio de la compañía ORENAS S.A.

5.2 Molienda previa a la concentración por flotación

Debido a que la mayor recuperación de oro obtenida en la lixiviación con cianuro fue con la granulometría d80 120 micras se procedió a realizar la respectiva etapa de molienda.

Se empleó el molino de bolas de 30 cm de diámetro y 27.5 cm de altura. La carga de alimentación del material fue de 1115.9 g y la carga de bolas de acero fue de 12957 g variando los tamaños de bolas de acero desde 1.9 cm hasta 3.75 cm, un tiempo de molienda en seco de 30 minutos y con una frecuencia de 60 r. p. m.

5.3 Flotación global de sulfuros

5.3.1 Equipo

Se utilizó una celda de flotación, marca DENVER, modelo D-12 la cual se compone de las siguientes características: base de hierro fundido, brazo y columna de soporte de aluminio mecanismo tipo suspensión, válvula de control de aire, rotor difusor extraíble, motor monofásico de ½ hp con velocidad de 1800 r. p. m., polea de transmisión de velocidad variable, tacómetro para el control de la velocidad y un tanque de acero inoxidable donde se realizará el acondicionamiento y flotación.

5.3.2 Condiciones de operación

Porcentaje de sólidos: 33%

pH: 7

Peso de muestra: 1000 g

Granulometría de la muestra: $d_{80} = 120 \mu\text{m}$

Volumen de agua: 2000 ml

Velocidad de agitación: Acondicionamiento 1700 r. p. m. y Flotación 1500 r. p. m.

5.3.3 Reactivos

Sulfato de cobre (Activador)

Ditiofosfato 404 (Colector primario)

Xantato amílico de potasio Z6 (Colector secundario)

Espumante 370 (Espumante)

5.3.4 Procedimiento

Los pasos se detallan a continuación:

1. Se colocó 1000 g de material y 2 l de agua en la celda de flotación, así el porcentaje de sólidos en la pulpa fue de 33.3%.
2. Se agitó por 3 minutos y se midió el pH.
3. Se añadió sulfato de cobre y se acondicionó por 5 minutos a una velocidad de 1700 r. p. m.
4. Se agregó ditiofosfato 404 y se acondicionó por 5 minutos a una velocidad de 1700 r. p. m.
5. El xantato amílico de potasio Z6 (KAX) y el espumante 370 se agregaron. Se acondicionaron por 5 minutos a una velocidad de 1700 r. p. m.
6. Para realizar la separación de los sulfuros de la ganga, se abrió la válvula de aireación, y la velocidad es reducida a 1500 r. p. m. Se empezó a remover las burbujas con una paleta de madera durante 15 minutos.
7. Una vez separado el concentrado y el relave de flotación, se procedió a secarlos y pesarlos. Se realizaron los ensayos al fuego para la determinar el contenido de oro en cada uno de ellos. Con el peso de los componentes de cada una de las pruebas se obtuvo la razón de concentración de estas.
8. Se realizaron otras 10 pruebas de flotación variando la dosificación de los reactivos (activador y colectores) respecto a la inicial, y se

efectuaron los ensayos al fuego de relaves y concentrados. (Ver anexos 17 - 27)

9. Se estableció la recuperación del oro en cada uno de los concentrados y se determinó la eficiencia de separación. Esto tuvo como propósito la selección de las condiciones de flotación que se propondrá en este estudio.

Para determinar la eficiencia de separación se utilizó:

$$E_s=(R-R_g)$$

Donde R es la recuperación del material deseable en un concentrado y R_g la recuperación del material no deseable en el mismo concentrado(Schulz, 1969).

5.4 Resultados de pruebas de flotación

En la Tabla IV.se presentan los resultados obtenidos en las 11 pruebas de flotación global realizadas. Cabe mencionar que en cada prueba hubo pérdidas de finos, sin embargo en todos los casos no pasó del 5% .Los balances metalúrgicos fueron realizados considerando estas pérdidas.

También se puede observar que cuando se suprimo el colector primario y se mantuvo constante el acondicionamiento de los otros reactivos se manifestó la más baja recuperación que fue de 36.7%, mientras que en las pruebas F3,

F4 y F5 donde se disminuyó la dosis de activador, se produjo espumas muy inconsistentes lo que no es favorable para el proceso.

Muestra	Prueba	Recuperación de oro (%)	Activador (g/t)	Colector primario (ml/t)	Colector secundario (g/t)
E1	F1	90.4	444.4	388.9	33.3
E1	F2	82.7	333.3	388.9	33.3
E1	F3	82.6	222.2	388.9	33.3
E1	F4	79.1	111.1	388.9	33.3
E1	F5	75.6	0	388.9	33.3
E1	F6	88.1	444.4	388.9	0
E1	F7	88.7	444.4	277.8	33.3
E1	F8	86.0	444.4	166.7	33.3
E1	F9	57.9	444.4	55.6	33.3
E1	F10	36.7	444.4	0	33.3
E1	F11	94.1	555.6	388.9	33.3

Tabla IV. Resultados de pruebas de flotación

Fuente: Autores

En la Tabla V. se puede observar la eficiencia de separación de oro y la razón de concentración de sulfuros de las diferentes pruebas de flotación

global. Lo que demuestra que el ensayo de código F11, que utilizó sulfato de cobre (555.6 g/T), ditiofosfato 404 (388.9 ml/T), xantato amílico de potasio Z6 (33.3 g/T) y espumante 370 (40 g/T) obtuvo la mejor eficiencia de separación que fue 82.4%.

La razón de concentración de la prueba de flotación seleccionada muestra que por 8.6 T de material de entrada se obtendrá 1 T de concentrado.

Prueba	Recuperación de Oro (%)	Razón de concentración de sulfuros	Eficiencia de separación de oro (%)
F1	90.4	6.0	73.8
F2	82.7	5.6	64.7
F3	82.6	4.7	61.3
F4	79.1	3.1	47.1
F5	75.6	2.4	33.3
F6	88.1	8.5	76.3
F7	88.7	6.2	72.6
F8	86.0	7.1	71.9
F9	57.9	7.0	43.7
F10	36.7	8.2	24.5
F11	94.1	8.6	82.4

Tabla V. Resultados de pruebas de flotación

Fuente: Autores

CAPÍTULO 6

6. PRUEBAS DE CIANURACIÓN DE CONCENTRADOS

6.1 Generalidades

Para probar la recuperación de oro del concentrado de flotación obtenido en las condiciones seleccionadas en el capítulo anterior se emplea la cianuración en botellas.

Esta prueba junto a los ensayos y análisis pertinentes a la determinación del contenido de oro se realizaron en el laboratorio de la compañía ORENAS S.A.

6.2 Cianuración de concentrados

6.2.1 Condiciones de operación

Porcentaje de sólidos: 33.3%

pH: 11

Peso de muestra: 500 g

Granulometría de la muestra: d_{80} 120 μm

Volumen de agua: 1 l

Tiempo de cianuración: 24 horas

6.2.2 Reactivos utilizados

Cal (Cianuración)

Cianuro de sodio (Cianuración)

Nitrato de plata 0.12%(Titulación)

Yoduro de potasio 10% (Titulación)

Ácido nítrico (Ataque ácido)

Ácido clorhídrico (Ataque ácido)

6.2.3 Procedimiento

1. Para obtener un 1 kilogramo de concentrado se necesitó realizar 10 flotaciones colectivas con la dosis de reactivos seleccionada en el capítulo anterior.

2. Se colocaron 500 gramos de material con 1 litro de agua en las botellas, con el propósito de obtener una pulpa de 33% de sólidos.
3. Se agitaron las botellas por 3 minutos y se midió el pH. Se estimó la cantidad de cal necesaria para conseguir un pH de 11, en este caso se agregaron 2 gramos de cal a cada botella.
4. A partir de estas condiciones empezó la cianuración de 24 horas, en cada intervalo establecido se tomaron 5 mililitros de cada botella para titular con nitrato de plata (valorante) y yoduro de potasio (indicador), así determinar la concentración de cianuro libre en la solución y si es necesario adicionar cianuro de sodio para alcanzar la concentración inicial.
5. Al final de la prueba se filtraron los relaves de flotación que quedaron en las botellas, se secaron y pesaron.
6. Para la determinación de la ley de oro en cada relave se tomó 5 muestras de 10 gramos de cada relave y se realizaron los respectivos ensayos al fuego, ataque ácido y espectrometría de absorción atómica.

6.3 Resultados de cianuración de concentrados

En la Tabla VI. se muestran los resultados el porcentaje de recuperación de oro de las pruebas de cianuración de concentrados realizadas.

Prueba	Consumo de NaCN (g)	Consumo de cal (g)	Recuperación de oro (%)
G1	4	2	44.5
G2	4	2	44.9

Tabla VI. Resultados de cianuración de concentrados sulfurosos

Fuente: Autores

El contenido de oro en los relaves, determinado por ensayos al fuego y espectrometría de absorción atómica, muestra recuperaciones alrededor del 44.7%.

La recuperación de oro en esta cianuración de concentrados de flotación mostró una disminución respecto a la cianuración directa del material proveniente de la planta de molienda, además de presentar un mayor consumo de cianuro y cal en el proceso. Esto puede ser provocado por la concentración de especies consumidoras de cianuro, que compiten con el oro en la disolución y por la presencia de reactivos de flotación que generan una pátina en las partículas de oro, impidiendo su reacción con el cianuro.

No se descarta realizar esta lixiviación de concentrados y posterior venta de los relaves de cianuración como concentrados auríferos debido a la reducción en costos del tratamiento de efluentes y costos químicos de cianuración.

CAPÍTULO 7

7. DISEÑO DEL PROCESO

7.1 Elaboración del diagrama de flujo del proceso

En la Figura 8. se puede observar el diagrama de flujo del proceso, donde el material es sometido a trituración y molienda, y es reducido a un d80 de 120 micras, posteriormente se realiza una concentración por flotación de minerales sulfurosos, donde las espumas obtenidas son llevadas a un lixiviación con cianuro, y los relaves generados en la flotación son depositadas en relaveras. El proceso de cianuración es realizado en un circuito de reactores en serie con agitación, y la absorción se la realiza con el método de carbón activado en pulpa (CIP), donde el oro disuelto en solución es adsorbido por el carbón activado, los relaves de este proceso por su alto contenido de oro refractario, se densifican y se almacenan en pilas para su posterior venta como concentrados de sulfuros.

Posteriormente al carbón cargado es sometido a desorción en el circuito de elución, para luego ser refinado y obtener el doré.

7.2 Estimación de flujos de producción mediante simulación matemática

Los modelos de flujos de producción realizados se basan en el circuito de flotación planteado en esta investigación, bajo las condiciones determinadas en las pruebas realizadas y de la información mineralógica del mineral a procesar.

7.2.1 Generalidades

Para la elaboración del modelo matemático se utilizó el software Modsim 3.6, que es una herramienta que permite el cálculo de balances de masa para diferentes procesos en la industria minera tales como la reducción de tamaño (trituración y molienda), operaciones de clasificación para la separación de partículas en función de su tamaño, operaciones de concentración que las partículas separadas de acuerdo a su composición mineralógica y separaciones sólido-líquido. Este software ofrece un repertorio de modelos estándar para estas operaciones.

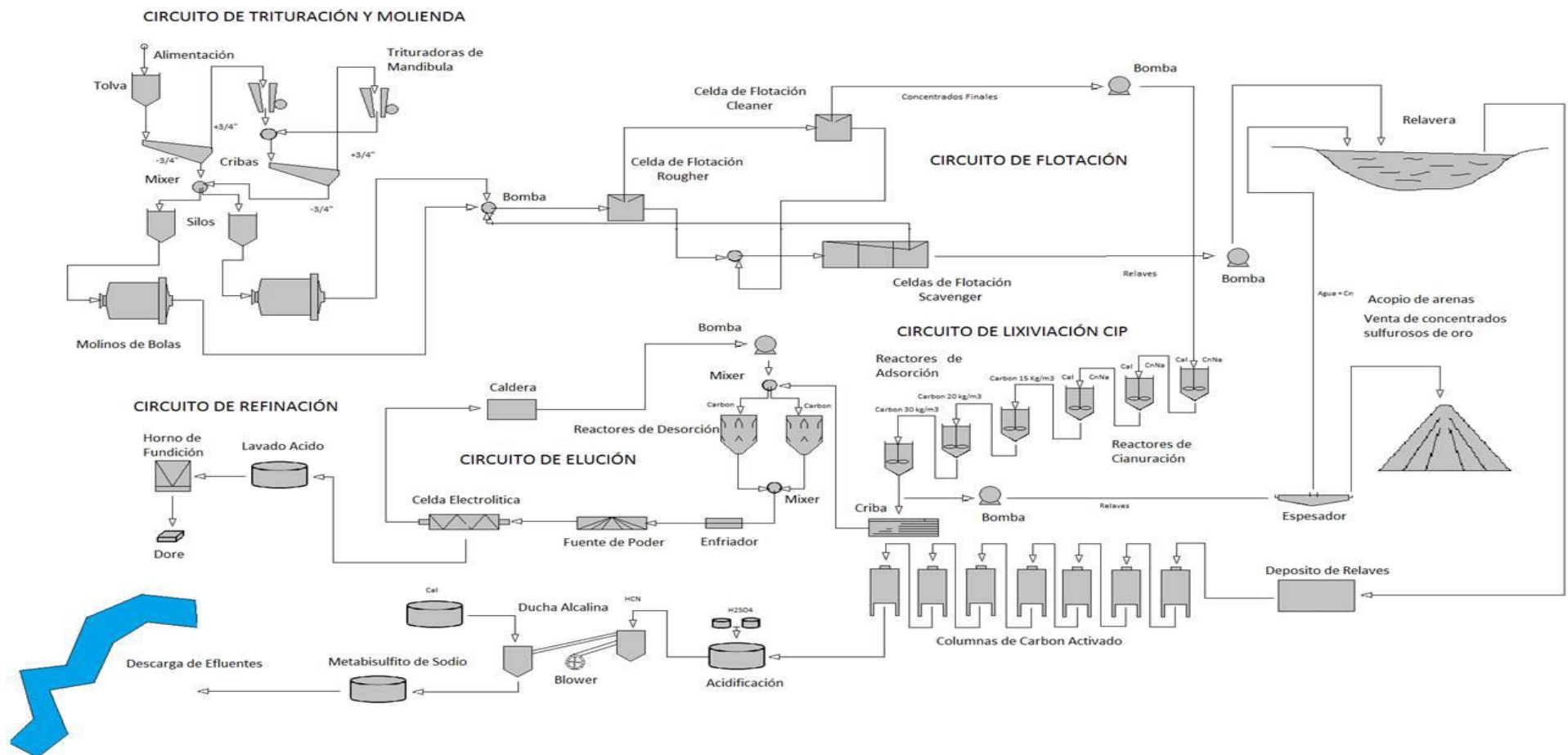


Figura 8. Diagrama de flujo del proceso

Fuente: Modsim 3.6

Los modelos que se utilizan para simular el funcionamiento de las diversas operaciones unitarias se pueden desarrollar y modificar para adaptarse a la planta bajo todas las condiciones de funcionamiento y pueden ajustarse para satisfacer las necesidades de cualquier aplicación. Los resultados de la modelización incluyen los caudales totales de agua, la distribución de tamaño de partícula sólida y la distribución de la composición de partículas sobre la población de las mismas, así como el ensayo detallado de cada flujo.

7.2.2 Resultados de modelización

En la Figura 9 se muestran los resultados de la simulación del circuito de flotación 0, de una sola celda como la realizada en el laboratorio, obteniendo una recuperación de 62.51% de mineral de interés, una ley de concentrado de 110.01 g-Au/ton con un porcentaje de sólidos del 54.9%, y una ley de cola de 5.26 g-Au/ton.

MODSIM - Modular Simulator for Ore Dressing Plants G:\Prueba de circuito\prueba

File Edit

Stream	Solid flow kg/s	Water flow s kg/s	% solids	Yield of Solids	Rec. of Sulf	Grade of Sulf	Rec. of Sulf	Grade of Sulf	Rec. of Gang	Grade of Gang	Rec. of Au	Grade of Au	
1	0.42	0.8	33.00	100.00	100.00	10.00	100.00	4.00	100.00	86.00	100.00	13.00	
2	0.03	0.0	54.99	7.39	73.87	100.01	0.00	0.00	0.00	0.00	62.51	110.01	
3	0.39	0.8	31.98	92.61	26.13	2.82	100.00	4.32	100.00	92.86	37.49	5.26	

Figura 9. Resultados del circuito de flotación 0

Fuente: Modsim 3.6

A continuación en la Figura 10. se presenta el diseño del diagrama del circuito de flotación 0.

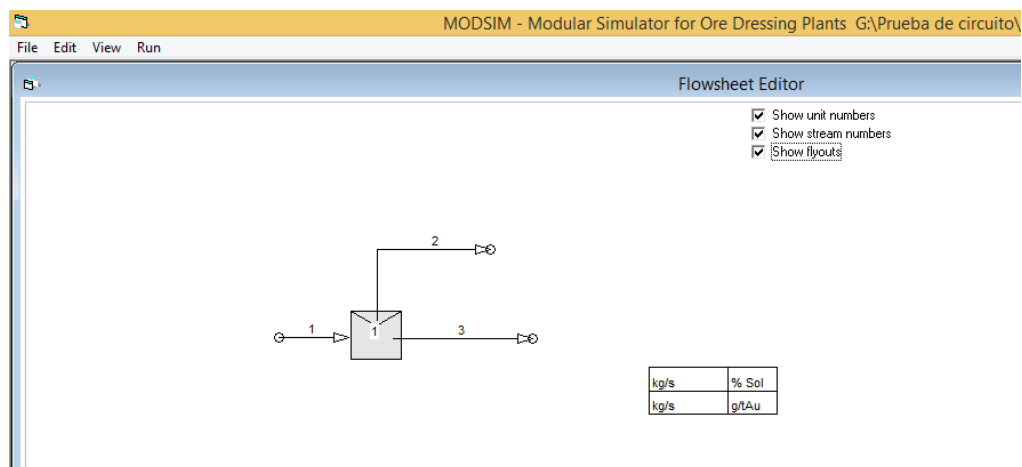


Figura 10. Diagrama de circuito de flotación 0

Fuente: Modsim 3.6

7.2.3 Simulación de circuitos de flotación

Con la ayuda del software se diseñó varios circuitos de flotación para comparar la eficiencia en la concentración del mineral, modificando los flujos y los modelos de equipos.

7.2.3.1 Diseños de circuitos

- **Circuito de flotación 0**

El circuito inicial fue diseñado considerando una sola fase que simule el proceso de flotación global de sulfuros realizado en el laboratorio, que cuenta con una sola celda de flotación que actúa como celda devastadora, celda de limpieza y celda agotadora, y flujos de alimentación, de espumas y de relaves. (Ver Figura 10)

- **Circuito de flotación 1**

En este circuito se consideró un sistema de tres celdas de flotación, la primera celda funcionara como celda devastadora o de flotación primaria donde ingresara la alimentación, la segunda como celda de limpieza donde ingresaran las espumas de la celda devastadora y generara los concentrados finales, y otra celda agotadora donde ingresan las colas de la celda devastadora y elimina del sistema como relaves finales (Ver Figura 12.). Los datos iniciales que se ingresan en el programa son iguales a los añadidos a realizar el circuito 0.

- **Circuito de flotación 2**

En el circuito 2 se considero aumentar las celdas agotadorapara que se genere un re – lavado de los relaves, para ello se dispuso de un celda de flotación de tres bancos, y de un mixer que permita que las colas de las celdas devastadora y de limpieza la alimenten (Ver Figura 14.).

- **Circuito de flotación 3**

Considerando los buenos resultados generados en el circuito anterior, se modifiko la celda agotadora, añadiendo un etapa mas de re – lavado de los relaves, con un celda de flotación con dos bancos la cual es alimentada con las relaves del circuito antes planteado (Ver Figura 16.).

- **Circuito de flotación 4**

En este circuito se diseñó un sistema de re- lavado de relaves con seis celdas agotadoras de un solo banco dispuestas en un flujo en serie. Lo que se pretende es someter a los relaves a mas procesos de concentracion para disminuir el volumen y ley de los mismo (Ver Figura 18.).

7.2.3.2 Resultados de modelización de los circuitos de flotación aplicando el software Modsim 3.6

En la Figura 11 se presentan los resultados de la simulación del circuito de flotación 1, donde se destaca el flujo 4 que corresponde a las espumas, se

observa un porcentaje de recuperación de oro de 77.41 % de y una ley de concentrado de 110 g Au / ton.

MODSIM - Modular Simulator for Ore Dressing Plants F:\Prueba de circuito\prueb												
File Edit												
Stream	Solid flow kg/s	Water flow s kg/s	% solids	Yield of Solids	Rec. of Sulf	Grade of Sulf	Rec. of Sulf	Grade of Sulf	Rec. of Gang	Grade of Gang	Rec. of Au	Grade of Au
1	0.42	0.8	33.00	100.00	100.00	10.00	100.00	4.00	100.00	86.00	100.00	13.00
2	0.43	0.8	33.33	102.52	125.22	12.21	100.00	3.90	100.00	83.89	121.34	15.39
3	0.04	0.0	55.00	9.24	92.42	100.00	0.00	0.00	0.00	0.00	78.20	110.00
4	0.04	0.0	55.00	9.15	91.48	100.00	0.00	0.00	0.00	0.00	77.41	110.00
5	0.00	0.0	55.00	0.09	0.94	100.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.79	110.00
6	0.39	0.8	32.08	93.28	32.78	3.51	100.00	4.29	100.00	92.19	43.12	6.01
7	0.01	0.0	55.00	2.43	24.28	99.99	0.00	0.00	0.00	0.00	20.55	109.99
8	0.38	0.8	31.72	90.86	8.50	0.94	100.00	4.40	100.00	94.65	22.57	3.23

Figura 11. Resultados del circuito de flotación 1

Fuente: Modsim 3.6

En la Figura 12. se muestra el diseño del diagrama del circuito de flotación1.

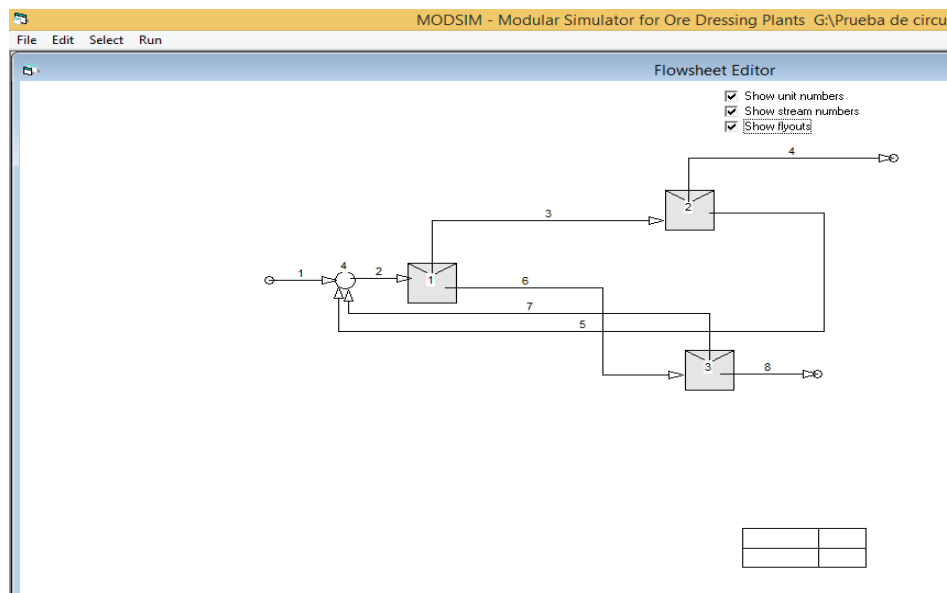


Figura 12. Diagrama de circuito de flotación 1

Fuente: Modsim 3.6

En la Figura 13. se muestra la tabla de resultados del circuito de flotación 2, donde el flujo 4 corresponde a los concentrados, y el flujo 9 a los relaves, obteniendo una recuperación de oro en el concentrado de 84.09%, con un ley de 109.98 g Au / ton, y una ley de cola de 2.30 g Au / ton.

MODSIM - Modular Simulator for Ore Dressing Plants F:\Prueba de circuito\prueba													
File Edit													
Stream	Solid flow kg/s	Water flow s kg/s	% solids	Yield of Solids	Rec. of Sulf	Grade of Sulf	Rec. of Sulf	Grade of Sulf	Rec. of Gang	Grade of Gang	Rec. of Au	Grade of Au	
1	0.42	0.8	33.00	100.00	100.00	10.00	100.00	4.00	100.00	86.00	100.00	13.00	
2	0.43	0.8	33.45	103.46	134.67	13.02	100.00	3.87	100.00	83.13	129.34	16.25	
3	0.04	0.0	55.00	9.94	99.38	99.98	0.00	0.00	0.00	0.00	84.09	109.98	
4	0.04	0.0	55.00	9.94	99.38	99.98	0.00	0.00	0.00	0.00	84.09	109.98	
5	0.39	0.8	32.11	93.52	35.29	3.77	100.00	4.28	100.00	91.96	45.24	6.29	
6	0.00	0.0	41.69	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	
7	0.39	0.8	32.11	93.52	35.29	3.77	100.00	4.28	100.00	91.96	45.24	6.29	
8	0.01	0.0	55.01	3.47	34.67	99.99	0.00	0.00	0.00	0.00	29.34	109.99	
9	0.38	0.8	31.61	90.06	0.61	0.07	100.00	4.44	100.00	95.49	15.90	2.30	

Figura 13. Resultados del circuito de flotación 2

Fuente: Modsim 3.6

En la Figura 14. se muestra el diseño del diagrama del circuito de flotación1.

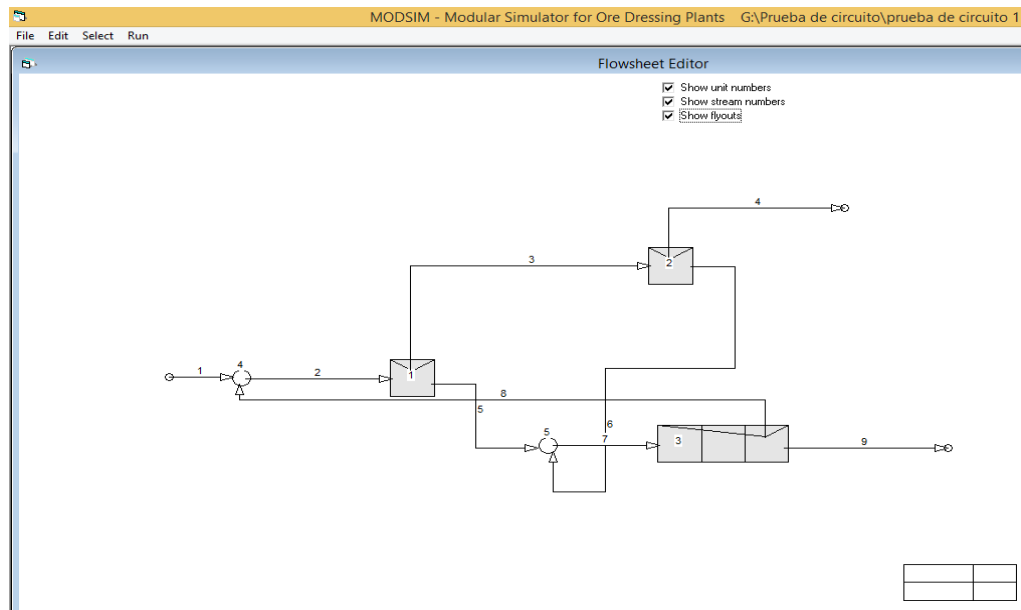


Figura 14. Diagrama de circuito de flotación 2

Fuente: Modsim 3.6

En la Figura 15 se muestra los resultados de la simulación del circuito de flotación 3, donde el flujo 4 corresponde a las espumas, y el flujo 10 a las colas del proceso, obteniendo una ley de cola 2.23 g Au / ton, una ley de concentrado de 110.00 g Au / ton y un porcentaje de recuperación de oro de 84.58 %.

MODSIM - Modular Simulator for Ore Dressing Plants F:\Prueba de circuito\prueba c

File Edit

Stream	Solid flow kg/s	Water flow s kg/s	% solids	Yield of Solids	Rec. of Sulf	Grade of Sulf	Rec. of Sulf	Grade of Sulf	Rec. of Gang	Grade of Gang	Rec. of Au	Grade of Au
1	0.42	0.8	33.00	100.00	100.00	10.00	100.00	4.00	100.00	86.00	100.00	13.00
2	0.43	0.8	33.46	103.55	135.45	13.08	100.00	3.86	100.00	83.05	130.00	16.32
3	0.04	0.0	55.00	10.00	99.95	100.00	0.00	0.00	0.00	0.00	84.58	110.00
4	0.04	0.0	55.00	10.00	99.95	100.00	0.00	0.00	0.00	0.00	84.58	110.00
5	0.39	0.8	32.11	93.54	35.49	3.79	100.00	4.28	100.00	91.93	45.42	6.31
6	0.00	0.0	44.10	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
7	0.39	0.8	32.11	93.54	35.49	3.79	100.00	4.28	100.00	91.93	45.42	6.31
8	0.01	0.0	55.00	3.49	34.87	100.02	0.00	0.00	0.00	0.00	29.51	110.02
9	0.38	0.8	31.61	90.06	0.62	0.07	100.00	4.44	100.00	95.49	15.91	2.30
10	0.38	0.8	31.59	89.99	0.04	0.00	100.00	4.44	100.00	95.56	15.42	2.23
11	0.00	0.0	55.00	0.06	0.58	100.01	0.00	0.00	0.00	0.00	0.49	110.01

Figura 15. Resultados del circuito de flotación 3

Fuente: Modsim 3.6

En la Figura 16. se muestra el diseño del diagrama del circuito de flotación1.

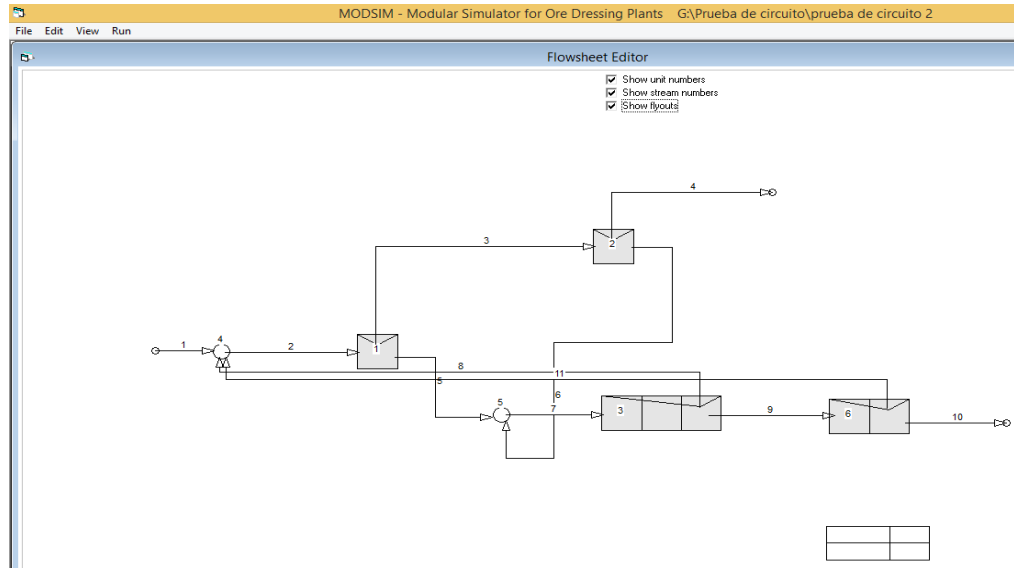


Figura 16. Diagrama de circuito de flotación 3

Fuente: Modsim 3.6

A continuación en la Figura 17. se muestran los resultados de la simulación del circuito de flotación 4, conociendo que el flujo 3 representa los concentrados del proceso, donde se observa una recuperación de oro de 84.61%, mientras que el flujo 20 representan las colas, con una ley de 2.22 g Au / ton.

Stream	Solid flow kg/s	Water flow s kg/s	% solids	Yield of Solids	Rec. of Sulf	Grade of Sulf	Rec. of Sulf	Grade of Sulf	Rec. of Gang	Grade of Gang	Rec. of Au	Grade of Au
1	0.42	0.8	33.00	100.00	100.00	10.00	100.00	4.00	100.00	86.00	100.00	13.00
2	0.04	0.0	55.00	10.00	99.99	99.97	0.00	0.00	0.00	0.00	84.61	109.96
3	0.04	0.0	55.00	10.00	99.99	99.97	0.00	0.00	0.00	0.00	84.61	109.96
4	0.43	0.8	33.46	103.55	135.49	13.08	100.00	3.86	100.00	83.05	130.03	16.32
5	0.00	0.0	84.95	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
6	0.38	0.8	31.78	91.24	12.42	1.36	100.00	4.38	100.00	94.26	25.89	3.69
7	0.39	0.8	32.11	93.54	35.51	3.80	100.00	4.28	100.00	91.93	45.43	6.31
8	0.40	0.8	32.29	94.79	47.91	5.05	100.00	4.22	100.00	90.72	55.93	7.67
9	0.01	0.0	55.00	3.55	35.49	100.00	0.00	0.00	0.00	0.00	30.03	109.99
10	0.38	0.8	31.65	90.33	3.22	0.36	100.00	4.43	100.00	95.20	18.11	2.61
11	0.00	0.0	55.00	0.92	9.20	100.01	0.00	0.00	0.00	0.00	7.79	110.01
12	0.00	0.0	55.00	0.24	2.39	100.00	0.00	0.00	0.00	0.00	2.02	110.00
13	0.38	0.8	31.61	90.09	0.83	0.09	100.00	4.44	100.00	95.46	16.09	2.32
14	0.00	0.0	55.01	0.08	0.82	99.99	0.00	0.00	0.00	0.00	0.69	109.99
15	0.38	0.8	31.60	90.02	0.22	0.02	100.00	4.44	100.00	95.53	15.57	2.25
16	0.38	0.8	31.59	89.99	0.06	0.01	100.00	4.44	100.00	95.56	15.43	2.23
17	0.00	0.0	55.00	0.06	0.62	100.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.52	110.00
18	0.00	0.0	55.01	0.02	0.16	100.01	0.00	0.00	0.00	0.00	0.14	110.01
19	0.00	0.0	54.97	0.00	0.04	99.75	0.00	0.00	0.00	0.00	0.04	109.73
20	0.38	0.8	31.59	89.99	0.01	0.00	100.00	4.44	100.00	95.56	15.40	2.22

Figura 17. Resultados del circuito de flotación 4

Fuente: Modsim 3.6

A continuación se muestra en la Figura 18. el diseño del diagrama del circuito 4.

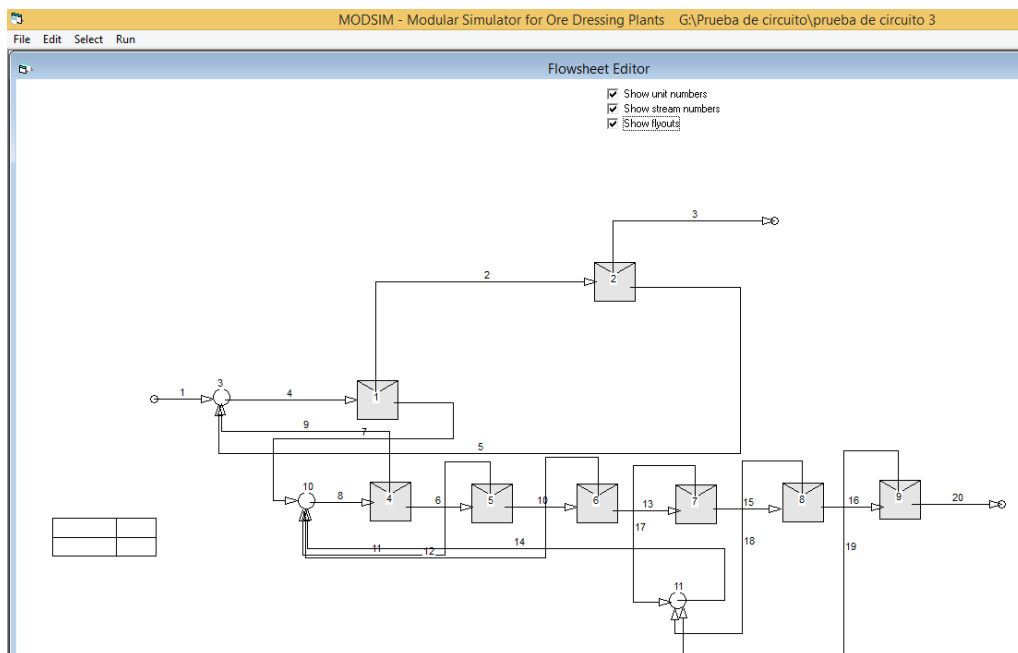


Figura 18. Diagrama de circuito de flotación 4

Fuente: Modsim 3.6

En la Tabla VII.se presentan los resultados de los diferentes circuitos planteados.

Circuito	Producción de concentrados (kg/s)	Porcentaje de sólidos (%)	Eficiencia de separación de oro (%)	Ley de oro en cabeza	Ley de oro en concentrado	Ley de oro del relave
0	0.049	54.99	62.51	13	110.01	5.26
1	0.040	55.00	77.35	13	110.01	3.23
2	0.040	55.00	84.09	13	109.98	2.30
3	0.040	55.00	84.58	13	110.00	2.23
4	0.040	55.00	84.61	13	109.96	2.22

Tabla VII. Resultados circuitos de flotación simulados

Fuente: Autores

La modelización calcula el porcentaje de recuperación del oro en cada uno de los circuitos y se determinó la eficiencia de separación mediante la fórmula aplicada para determinar la eficiencia de los ensayos de flotación del capítulo 5.

$$Es=(R-Rg)$$

Considerando el valor de la eficiencia de flotación de los circuitos planteados se puede determinar que el circuito 0 es el menos eficiente con un 62.51%, y que la aplicación de etapas de re - lavado mejoran la concentración en el proceso. El circuito 2 es el más eficiente con un 84.09% de eficiencia, se lo considera superior al circuito 3 que aunque tiene un porcentaje de eficiencia superior de 0.52%, pero con una etapa más de re – lavado que no se compensa.

7.3 Valoración económica de las ventajas que tiene el proceso planteado en la investigación.

La presente valoración económica se basa en la diferencia de costos de producción que se originan por la disminución del volumen de mineral que se somete al proceso de cianuración. Al aplicar un proceso de concentración de minerales sulfurosos previo a la cianuración, la cantidad del material procesado disminuye en una razón igual al ratio de concentración de la flotación, esto significa que por cada 8.6 toneladas de material procesadas

en el sistema actualmente aplicado, representan 1 tonelada en el sistema propuesto. También se debe considerar que la cianuración de concentrados sulfurosos requiere un mayor consumo energético, en comparación con la cianuración directa del mineral.

En la Tabla VII se representan la comparación de rubros de los procesos.

Comparación de costos entre el proceso actual (cianuración directa - flotación de relaves) y el proceso planteado en la investigación (flotación - cianuración de concentrados), tomando como referencia 1 tonelada de material procesado. (Continúa)								
			Proceso actual			Proceso planteado en la investigación		
			Consumo	Precio	Costo	Consumo	Precio	Costo
Rubros								
Cianuración								
<u>Costos químicos</u>								
		Cianuro	3 kg/T	3.19 \$ / Kg	9.57 \$/ T	8 Kg/T	3.19 \$ / Kg	2.96 \$/ T
		Cal	1 Kg/T	0.14 \$ / Kg	0.14 \$/ T	4Kg/T	0.14 \$ / Kg	0.07 \$/ T
		Carbón activado	0.15 Kg/T	3 \$ / Kg	0.45 \$/ T	0.15Kg/T	3 \$/ Kg	0.05 \$/ T
<u>Costos de operación</u>								
		Energía de aireación	2.01Kw/T	0.11 \$ / Kw	0.22 \$/ T	4.02Kw/T	0.11 \$ / Kw	0.44 \$/ T
		Energía de agitación	5.96Kw/T	0.11 \$ / Kw	0.66 \$/ T	17.90Kw/T	0.11 \$ / Kw	1.97 \$/ T
		Depreciación de equipos	0.58 \$/T		0.58 \$/ T	0.85 \$/T		0.85 \$/ T

Comparación de costos entre el proceso actual (cianuración directa - flotación de relaves) y el proceso planteado en la investigación (flotación - cianuración de concentrados), tomando como referencia 1 tonelada de material procesado. (Continúa)								
			Proceso actual			Proceso planteado en la investigación		
			Consumo	Precio	Costo	Consumo	Precio	Costo
Rubros								
		Costos totales de cianuración			14.95 \$/T			6.34 \$/T
Flotación								
		Costos químicos						
		Acondicionar de medio (Ácido sulfúrico)	1 Kg/T	0.77 \$ / Kg	0.77 \$/ T			
		Activador (Sulfato de cobre)	0.56 Kg/T	3.41 \$ / Kg	1.91 \$/ T	0.56 Kg/T	3.41 \$ / Kg	1.91 \$/ T
		Colector primario (Ditiofosfato 404)	0.39 Kg/T	5.60 \$ / Kg	2.18 \$/ T	0.39 Kg/T	5.60 \$ / Kg	2.18 \$/ T
		Colector secundario (Xantato amílico de potasio Z6)	0.03 Kg/T	6.50 \$ / Kg	0.20 \$/ T	0.03 Kg/T	6.50 \$ / Kg	0.20 \$/ T
		Espumante 370	0.04 Kg/T	5.77 \$ / Kg	0.23 \$/ T	0.04 Kg/T	5.77 \$ /	0.23 \$/ T

Comparación de costos entre el proceso actual (cianuración directa - flotación de relaves) y el proceso planteado en la investigación (flotación - cianuración de concentrados), tomando como referencia 1 tonelada de material procesado. (Continúa)								
			Proceso actual			Proceso planteado en la investigación		
			Consumo	Precio	Costo	Consumo	Precio	Costo
Rubros								
		(espumante)					Kg	
		Floculante	0.05 Kg /T	6.61 \$ / Kg	0.33 \$/ T	0.05 Kg /T	6.61 \$ / Kg	0.33 \$/ T
		<u>Costos de operación</u>						
		Energía de agitación	0.25 Kw/T	0.11 \$ / Kw	0.03 \$/ T	0.25 Kw/T	0.11 \$ / Kw	0.03 \$/ T
		Depreciación de equipos	0.31 \$/ T		0.31 \$/ T	0.31 \$/ T		0.31 \$/ T
		<u>Costo totales de flotación</u>			5.96 \$/ T			5.19 \$/ T

Comparación de ingresos por venta de oro metálico y concentrados de minerales sulfurosos entre el proceso actual y el planteado en la investigación							
		Proceso actual			Proceso planteado en la investigación		
		Cantidad	Precio	Ingreso	Cantidad	Precio	Ingreso
Rubros							
Ingresos							
	Ingreso por producción de oro metálico	5.85 g Au /T	36.56 \$ / g Au	213.88 \$/T	5.52 g Au / T	36.56 \$ / g Au	201.81 \$/T
	Ingreso por comercialización de concentrados de minerales de oro	6.08 g Au / T	25.83 \$ / g Au	157.04 \$/T	6.70 g Au / T	25.83 \$ / g Au	173.06 \$/T
	<u>Ingreso total por tonelada</u>			370.92 \$/T			374.87 \$/T

Tabla VIII. Rubros comparativos entre los procesos actuales y el planteado

Fuente: Autores

En base a la comparación en los rubros del proceso de cianuración se puede determinar que el sistema planteado genera un ahorro de 8.61 \$ / T, esto a pesar de que requiere mayor cantidad de reactivos y consumo energético.

En el proceso de concentración por flotación los costos varían, debido a la utilización de un modificador del medio (ácido sulfúrico) en el proceso actualmente aplicado, esto se debe a que por concentrar relaves posteriores a la cianuración el material contiene reactivos ácidos perjudiciales para la flotación, el costo del proceso sugerido es menor en 0.77 \$ / T.

Los rubros de ingreso por ventas de oro metálico y concentrados de oro, se calcularon en base al precio del oro del día 22 de octubre del 2014. Para la venta de oro metálico se establece que el 8% del precio real se fijó como gastos de comercialización e impuestos, mientras que en la venta de concentrados el precio comercial es del 65% del contenido total de oro.

Los ingresos totales en el proceso aplicado es de 370.92 \$ / T, y el ingreso calculado en el proceso sugerido es de 374.87 \$ / T.

CAPÍTULO 8

8. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Realizada la investigación se puede concluir lo siguiente:

- Debido a la ocurrencia mineralógica y características del yacimiento mineral, este es altamente refractario a la cianuración.
- En las pruebas de cianuración directa en botella, con un d80 de 120 micras, la recuperación del mineral de interés es del 45.2%.
- En las pruebas de cianuración en botella, del concentrado de minerales sulfurosos la recuperación es 44.7%, siendo un porcentaje inferior al obtenido en la pruebas de cianuración directa.
- Los ingresos por producción de oro metálico y por comercialización de concentrados de minerales de oro del proceso actual son de 370.92 \$/T, mientras que los ingresos obtenidos en el proceso planteado en la investigación son de 374.87 \$/T.

- El proceso de cianuración planteado en esta investigación, disminuyó los costos de producción en un 57.6%, respecto al sistema que actualmente se realiza en la empresa.
- De acuerdo a la simulación matemática, el circuito 2 de flotación, que incluye un banco de tres celdas de relavado, se puede obtener una recuperación de oro del orden del 84.09%.
- Se recomienda mejorar el proceso de trituración en la planta de beneficio actual, adicionando una etapa de trituración secundaria con el fin de incrementar la eficiencia en la molienda.
- Es económicamente rentable para la compañía comercializar los concentrados de sulfuros, aprovechando la presencia de un mercado internacional de concentrados auríferos.

BIBLIOGRAFÍA

- Aguirre, P., & Alvarado, M. (2007). Termas La Florida, nuevo destino turístico en la provincia del Azuay. Guayaquil, Ecuador: ESPOL.
- Berezowsky, R. M., & Weir, D. R. (1983). Pressure oxidation pretreatment of refractory gold. *Practical Hydromet '83 – 7th Annual Symposium on Uranium and Precious Metals* (págs. 101-104). Lakewood: SME.
- Bugbee, E. (1981). *A textbook of fire assaying*. Golden: Colorado School of Mines Press.
- Bulatovic, S. M. (2007). *Handbook of flotation reagents* (Vol. 1). Elsevier Science & Technology Books.
- Distribuidora de químicos industriales S.A. (s.f.). *Especificaciones técnicas espumante ER-370*. Medellín.
- Distribuidora de químicos industriales S.A. (s.f.). *Ficha técnica xantato amílico de potasio (Z-6)*. Medellín.
- Dunne, R. (2012). Challenges and opportunities in the treatment of refractory gold ores. *Proceedings of gold at ALTA 2012* (págs. 1-15). Perth: ALTA Metallurgical Services.

- Dunne, R. (2012). Refractory gold treatment-State of the art and future challenges. *XXVI International Mineral Processing Congress 2012 Proceedings* (págs. 6274-6288). Nueva Delhi: IMPC.
- Erráez, R. (s.f.). Diagnóstico de la situación actual del cantón Camilo Ponce Enríquez. Ecuador.
- Fraser, K. S., Walton, R. H., & Wells, J. A. (1991). Processing of refractory gold ores. *Minerals Engineering*, 4(7-11), 1029-1041.
- Goodbody, A. (Septiembre de 2012). Recovering refractory resources. *Mining Magazine*, 148-160.
- INAHMI. (2011). *Anuario meteorológico*.
- Kawatra, S. K. (2011). Fundamental Principles of Froth Flotation. En M. a. Society for Mining, & P. Darling (Ed.), *SME Mining Engineering Handbook* (Tercera ed., págs. 1517-1531). SME.
- La Brooy, S. R., Linge, H. G., & Walker, G. S. (1994). Review of gold extraction from ores. *Minerals Engineering*, 7(10), 1213-1241.
- Lunt, D., & Weeks, T. (2005). Process flowsheet selection. (M. D. Adams, Ed.) *Developments in Mineral Processing*, 15, 73-96.
- Marsden, J., & House, I. (2006). *The Chemistry of Gold Extraction*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.

Medina, J. (2013). Estudio de impacto ambiental y Plan de manejo ambiental del proyecto "Plan maestro de alcantarillado sanitario y pluvial para el Centro Cantonal de Camilo Ponce Enríquez".

O'Connor, C. T., & Dunne, R. C. (1994). The flotation of gold bearing ores - A review. *Minerals Engineering*, 7(7), 839-849.

Prodeminca. (2000). *Evaluación de distritos mineros en el Ecuador: Depósitos porfídicos y epi-mesotermales relacionados con intrusiones de las cordilleras occidental y real. VOL. 4.*

Schulz, N. F. (16-20 de February de 1969). Separation efficiency. *Anual Meeting of the American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers*, 1-24.

Tremolada, J. C. (2013). Avances tecnológicos de tratamiento de minerales refractarios de oro. *Hydroprocess2013*.

Vega, A. (2013). Cálculo de reservas de la veta "Paraíso". Guayaquil, Ecuador: ESPOL.

ANEXOS

Operación	País	Propietario	Tipo de Tostación	Material de alimentación	Capacidad (t/d)	Inicio
Queiroz	Brazil	AngloGold Ashanti	BFB	Concentrado	390	1983
Gidji	Australia	Barrick/Newmont	2xCFB	Concentrado	1150	1987
Kanowna Belle	Australia	Barrick	BFB (2E)	Concentrado	180	1994
Carlin	EE. UU.	Newmont	2xCFB	Todo mineral	7680	1994
Goldstrike	EE. UU.	Barrick	2xCFB	Todo mineral	11 600	2000
Syama	Mali	Resolute Gold	CFB	Concentrado	590	2007
Tanijiansha	China	Eldorado Gold	BFB(2E)	Concentrado	N/D	2008

Anexo 1. Tabla de plantas metalúrgicas que aplican tostación como pre – tratamiento de menas refractarias

Operación	Compañía	Localización	Alimentación	Capacidad (t/d)	Temperatura (°C)	Inicio
Goldstrike	Barrick	AngloGold Ashanti	Mineral	15 000	225	1990
Campbell	Goldcorp	Barrick/Newmont	Concentrado	70	190	1990
Porgera	Barrick	Barrick	Concentrado	1350	190	1991
Lihir	Newcrest	Newmont	Mineral/Concentrado	9000	210	1994
Twin Creeks	Newmont	Barrick	Mineral	7260	225	1996
Macraes	Ocean Gold	Resolute Gold	Concentrado	20	225	1999
Killita	Agnico- Eagle	Eldorado Gold	Concentrado	N/D	190	2008

Anexo 2. Tabla de plantas metalúrgicas que aplican oxidación por presión como pre – tratamiento de menas refractarias

Operación	Propietario	Tecnología	Localización	Capacidad (t/d)	Reactor (m³)	Inicio
Fairview	Pan AfricanResources	BIOX	Sudáfrica	35	340	1986
Wiluna	ApexMinerals	BIOX	Australia	115	480	1993
Ashanti	AngloGold Ashanti	BIOX	Ghana	960	900	1994
Beaconsfield	BCD Resources	BACOX	Australia	70	N/D	2000
Laizhou	TarzanBioGold Co	BACOX	China	100	4200	2001
Oympiada	Polyus	BIONORD	Rusia	211	33000	2001

Fosterville	Crocodile Gold	BIOX	Australia	520	900	2005
Suzdal	South Verhoyansk Mining Company	BIOX	Kazajistán	820	650	2005
Bogoso	Star Resources	BIOX	Ghana	790	1500	2007
Jinfeng	Elderado Gold	BIOX	China	2140	1000	2007
Kokpatas	Novi Mining and Metallurgical Combinat		Uzbekistán	20	900	2009
	Galaxy Gold		Sudáfrica		20	2010

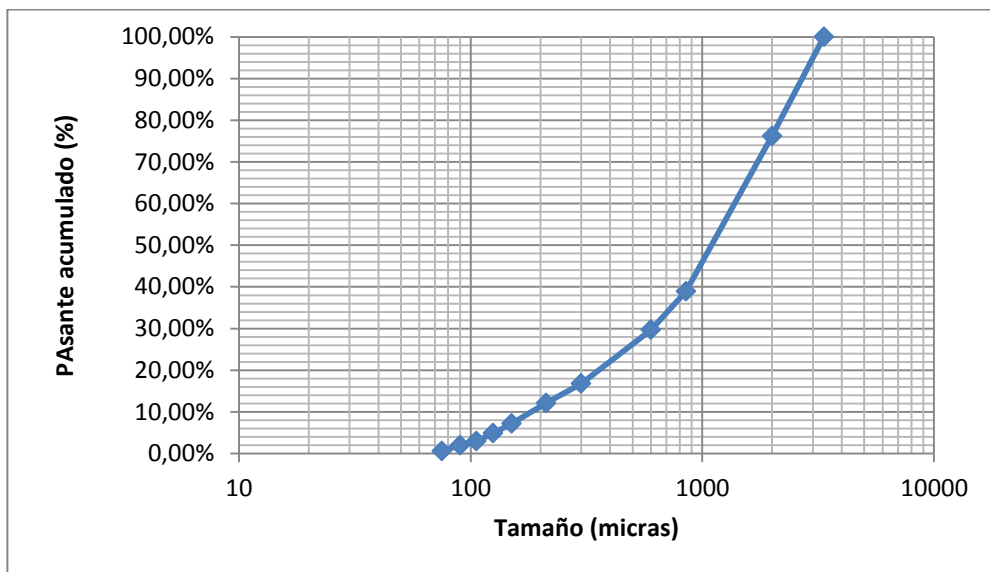
Anexo 3. Tabla de plantas metalúrgicas que aplican bio – oxidación como pre – tratamiento de menas refractarias

Ensayos	Densidad (g/cm ³)
1	2.74
2	2.74
3	2.81
4	2.81
5	2.75
PROMEDIO	2.77
Ensayos	Humedad (%)
1	6.25
2	6.10
3	6.07
4	6.20
5	6.13
PROMEDIO	6.15

Anexo 4. Tabla de resultados de los ensayos de densidad y humedad de la muestra

INTERVALO (micras)	PESO (g)	PESO (%)	TAMAÑO (micras)	PASANTE ACUMULADO (%)
>3350	0	0.00%	3350	100.00%
3350-2000	118.7	23.81%	2000	76.19%
2000-850	185.9	37.28%	850	38.91%
850-600	46	9.23%	600	29.68%
600-300	64.4	12.92%	300	16.77%
300-212	23.2	4.65%	212	12.11%
212-150	24.7	4.95%	150	7.16%
150-125	11.5	2.31%	125	4.85%
125-106	9.3	1.87%	106	2.99%
106-90	4.9	0.98%	90	2.01%
90-75	7.2	1.44%	75	0.56%
<75	2.8	0.56%		
	498.6			

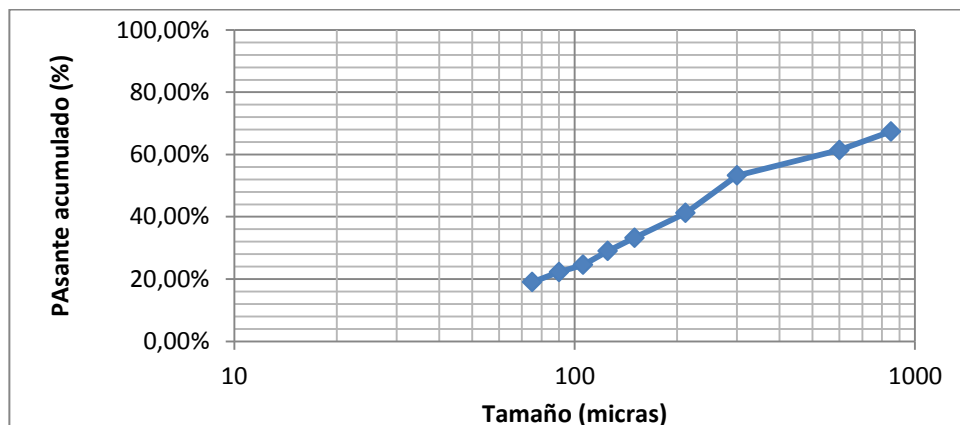
Anexo 5. Tabla de análisis granulométrico inicial de la muestra



Anexo 6. Curvagrulométrica inicial de la muestra

INTERVALO (micras)	PESO (g)	PESO (%)	TAMAÑO (micras)	PASANTE ACUMULADO (%)
>3350	0.2	0.20%	3350	99.80%
3350-2000	13.8	13.94%	2000	85.86%
2000-850	18.3	18.48%	850	67.37%
850-600	5.9	5.96%	600	61.41%
600-300	8.1	8.18%	300	53.23%
300-212	11.9	12.02%	212	41.21%
212-150	7.9	7.98%	150	33.23%
150-125	4.2	4.24%	125	28.99%
125-106	4.4	4.44%	106	24.55%
106-90	2.3	2.32%	90	22.22%
90-75	3.2	3.23%	75	18.99%
<75	18.8	18.99%		
	99			

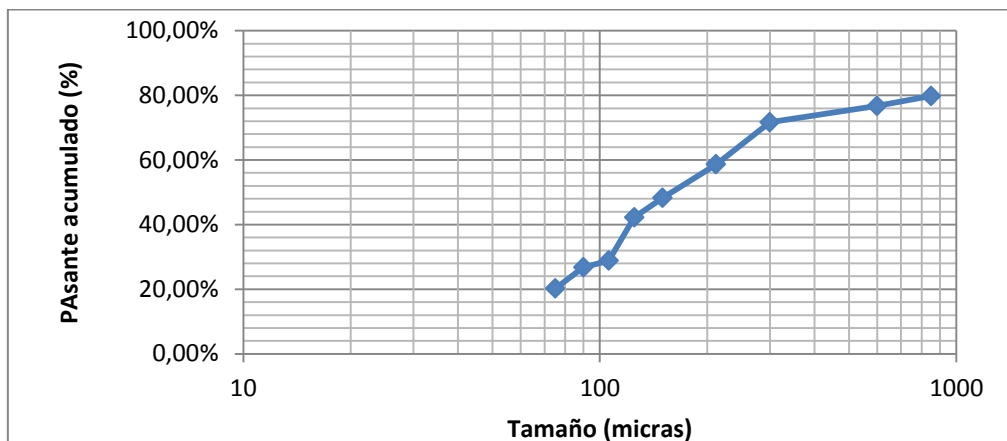
Anexo 7. Tabla de análisis granulométrico de la muestra con un tiempo de molienda de 5 min



Anexo 8. Curva granulométrica de la muestra con un tiempo de molienda de 5 min

INTERVALO (micras)	PESO (g)	PESO (%)	TAMAÑO (micras)	PASANTE ACUMULADO (%)
>3350	0	0.00%	3350	100.00%
3350-2000	8.8	8.90%	2000	91.10%
2000-850	11.2	11.32%	850	79.78%
850-600	3	3.03%	600	76.74%
600-300	5	5.06%	300	71.69%
300-212	12.9	13.04%	212	58.65%
212-150	10.3	10.41%	150	48.23%
150-125	5.9	5.97%	125	42.26%
125-106	13.3	13.45%	106	28.82%
106-90	2	2.02%	90	26.79%
90-75	6.5	6.57%	75	20.22%
<75	20	20.22%		
	98.9			

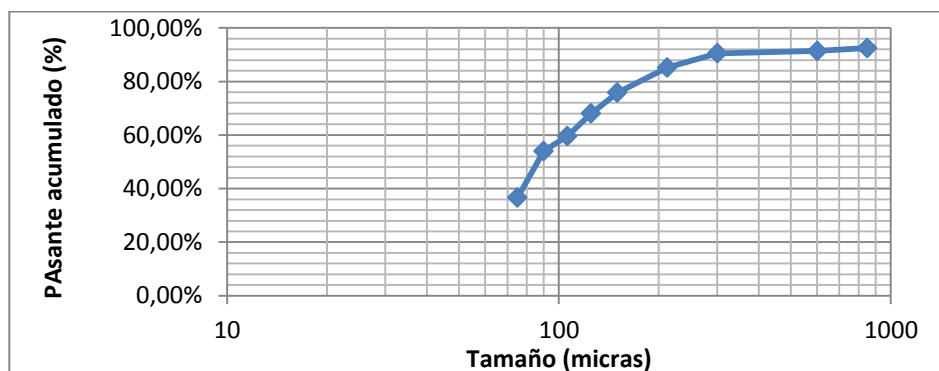
Anexo 9. Tabla de análisis granulométrico de la muestra con un tiempo de molienda de 10 min



Anexo 10. Curva granulométrica de la muestra con un tiempo de molienda de 10 min

INTERVALO (micras)	PESO (g)	PESO (%)	TAMAÑO (micras)	PASANTE ACUMULADO (%)
>3350	0	0.00%	3350	100.00%
3350-2000	4	4.00%	2000	96.00%
2000-850	3.5	3.50%	850	92.50%
850-600	1.1	1.10%	600	91.40%
600-300	0.9	0.90%	300	90.50%
300-212	5.3	5.30%	212	85.20%
212-150	9.4	9.40%	150	75.80%
150-125	7.8	7.80%	125	68.00%
125-106	8.4	8.40%	106	59.60%
106-90	5.6	5.60%	90	54.00%
90-75	17.4	17.40%	75	36.60%
<75	36.6	36.60%		
	100			

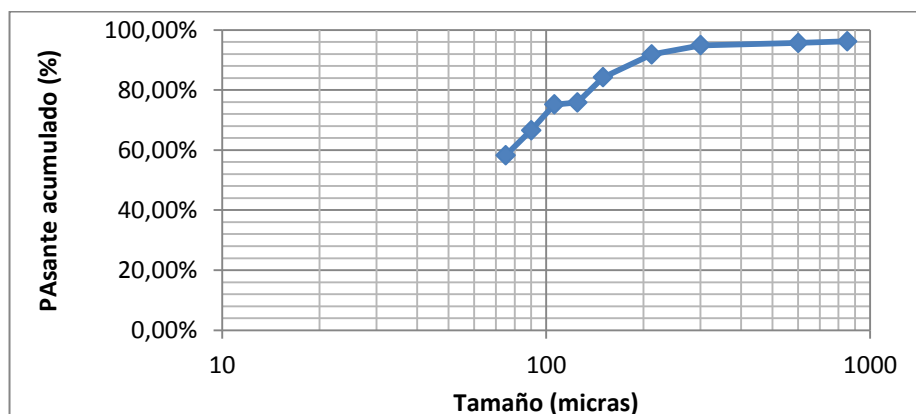
Anexo 11. Tabla de análisis granulométrico de la muestra con un tiempo de molienda de 15 min



**Anexo 12. Curva granulométrica de la muestra con un tiempo de molienda de
15 min**

INTERVALO (micras)	PESO (g)	PESO (%)	TAMAÑO (micras)	PASANTE ACUMULADO (%)
>3350	0	0.00%	3350	100.00%
3350-2000	2.4	2.42%	2000	97.58%
2000-850	1.4	1.41%	850	96.17%
850-600	0.5	0.50%	600	95.67%
600-300	0.8	0.81%	300	94.86%
300-212	3	3.02%	212	91.84%
212-150	7.6	7.65%	150	84.19%
150-125	8.3	8.36%	125	75.83%
125-106	0.7	0.70%	106	75.13%
106-90	8.5	8.56%	90	66.57%
90-75	8.3	8.36%	75	58.21%
<75	57.8	58.21%		
	99.3			

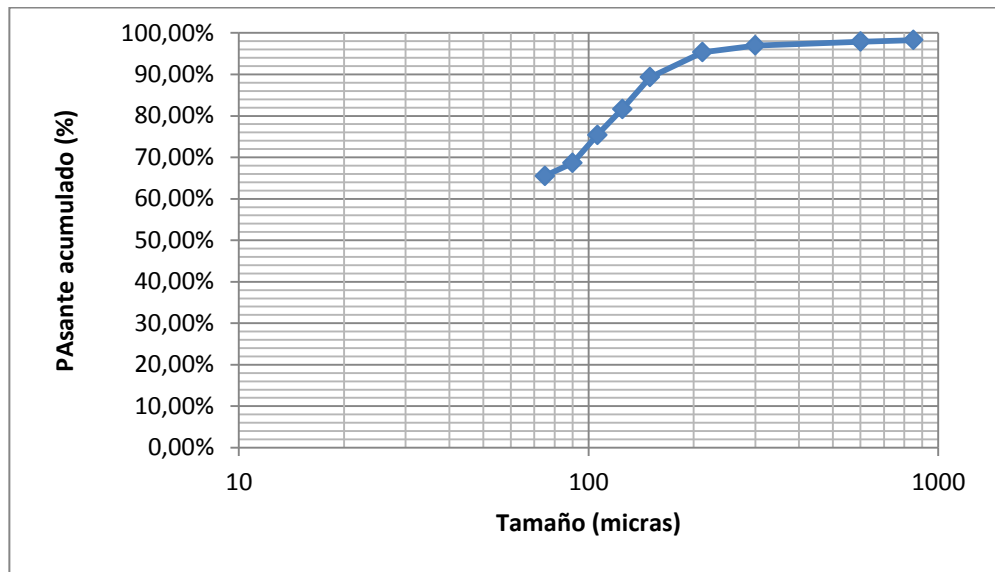
**Anexo 13. Tabla de análisis granulométrico de la muestra con un tiempo de
molienda de 20 min**



Anexo 14. Tabla de Curva granulométrica de la muestra con un tiempo de molienda de 20 min

INTERVALO (micras)	PESO (g)	PESO (%)	TAMAÑO (micras)	PASANTE ACUMULADO (%)
>3350	0	0.00%	3350	100.00%
3350-2000	1.1	1.11%	2000	98.89%
2000-850	0.6	0.60%	850	98.29%
850-600	0.4	0.40%	600	97.88%
600-300	0.9	0.91%	300	96.98%
300-212	1.6	1.61%	212	95.36%
212-150	6	6.05%	150	89.31%
150-125	7.6	7.66%	125	81.65%
125-106	6.2	6.25%	106	75.40%
106-90	6.7	6.75%	90	68.65%
90-75	3.1	3.13%	75	65.52%
<75	65	65.52%		
	99.2			

Anexo 15. Tabla de análisis granulométrico de la muestra con un tiempo de molienda de 25 min



**Anexo 16. Curva granulométrica de la muestra con un tiempo de molienda de
25 min**

PRUEBA DE FLOTACIÓN #1

CÓDIGO: F1	PESO DEL MATERIAL(g): 1000
MUESTRA: ROCA MOLIDA	PESO DEL LÍQUIDO(g): 2000
OBJETIVO :FLOTACIÓN INICIAL	GRANULOMETRÍA: d80 120 micras
	% DE SÓLIDOS: 33.3

REACTIVOS UTILIZADOS

OPERACIÓN	TIEMPO(min)	ACTIVADOR(CuSO4.5H2O) (g/t)	COLECTOR PRIMARIO(404) (ml/t)	COLECTOR SECUNDARIO(KAX) (g/t)	ESPUMANTE(370) (g/t)
AGITACIÓN (1700 rpm)	3				
ACONDICIONAMIENTO (1700 rpm)	0	444.4			
	5		388.9		
	10			33.3	40.0
FLOTACIÓN (1500 rpm)	0				
	15				

FRACCIÓN	PESO (g)	PESO (%)	LEY (g/t)	Oro (mg)	RECUPERACIÓN (%)
CONCENTRADO	162.0	16.6	70.9	11.5	90.4
RELAVE	815.0	83.4	1.50	1.2	9.6
PÉRDIDA POR LAMAS	23.0	2.4	13.0	0.3	
TOTAL	1000.0	100.0		13.0	100.0

Anexo 17. Tabla de datos de prueba de flotación F1

PRUEBA DE FLOTACIÓN #2					
CÓDIGO: F2		PESO DEL MATERIAL(g): 1000			
MUESTRA: ROCA MOLIDA		PESO DEL LÍQUIDO(g): 2000			
OBJETIVO : VARIACIÓN DE ACTIVADOR		GRANULOMETRÍA: d80 120 micras			
		% DE SÓLIDOS: 33.3			
REACTIVOS UTILIZADOS					
OPERACIÓN	TIEMPO(min)	ACTIVADOR(CuSO4.5H2O) (g/t)	COLECTOR PRIMARIO(404) (ml/t)	COLECTOR SECUNDARIO(KAX) (g/t)	ESPUMANTE(370) (g/t)
AGITACIÓN (1700 rpm)	3				
ACONDICIONAMIENTO (1700 rpm)	0	333.3			
	5		388.9		
	10			33.3	40.0
FLOTACIÓN (1500 rpm)	0				
	15				

FRACCIÓN	PESO (g)	PESO (%)	LEY (g/t)	Oro (mg)	RECUPERACIÓN (%)
CONCENTRADO	172.0	18.0	59.7	10.3	82.7
RELAVE	783.0	82.0	2.8	2.2	17.3
PÉRDIDA POR LAMAS	45.0	4.7	13.0	0.6	
TOTAL	1000.0	100.0		13.0	100.0

Anexo 18. Tabla de datos de prueba de flotación F2

PRUEBA DE FLOTACIÓN #3					
CÓDIGO: F3		PESO DEL MATERIAL(g): 1000			
MUESTRA: ROCA MOLIDA		PESO DEL LÍQUIDO(g): 2000			
OBJETIVO : VARIACIÓN DE ACTIVADOR		GRANULOMETRÍA: d80 120 micras			
		% DE SÓLIDOS: 33.3			
REACTIVOS UTILIZADOS					
OPERACIÓN	TIEMPO(min)	ACTIVADOR(CuSO4.5H2O) (g/t)	COLECTOR PRIMARIO(404) (ml/t)	COLECTOR SECUNDARIO(KAX) (g/t)	ESPUMANTE(370) (g/t)
AGITACIÓN (1700 rpm)	3				
ACONDICIONAMIENTO (1700 rpm)	0	222.2			
	5		388.9		
	10			33.3	40.0
FLOTACIÓN (1500 rpm)	0				
	15				

FRACCIÓN	PESO (g)	PESO (%)	LEY (g/t)	Oro (mg)	RECUPERACIÓN (%)
CONCENTRADO	203.8	21.4	50.3	10.3	82.6
RELAVE	750.7	78.6	2.9	2.2	17.4
PÉRDIDA POR LAMAS	45.5	4.8	13.0	0.6	
TOTAL	1000.0	100.0		13.0	100.0

Anexo 19. Tabla de datos de prueba de flotación F3

PRUEBA DE FLOTACIÓN #4

135

CÓDIGO: F4	PESO DEL MATERIAL(g): 1000
MUESTRA: ROCA MOLIDA	PESO DEL LÍQUIDO(g): 2000
OBJETIVO : VARIACIÓN DE ACTIVADOR	GRANULOMETRÍA: d80 120 micras
	% DE SÓLIDOS: 33.3

REACTIVOS UTILIZADOS

OPERACIÓN	TIEMPO(min)	ACTIVADOR(CuSO4.5H2O) (g/t)	COLECTOR PRIMARIO(404) (ml/t)	COLECTOR SECUNDARIO(KAX) (g/t)	ESPUMANTE(370) (g/t)
AGITACIÓN (1700 rpm)	3				
ACONDICIONAMIENTO (1700 rpm)	0	111.1			
	5		388.9		
	10			33.3	40.0
FLOTACIÓN (1500 rpm)	0				
	15				

FRACCIÓN	PESO (g)	PESO (%)	LEY (g/t)	Oro (mg)	RECUPERACIÓN (%)
CONCENTRADO	315.1	32.0	32.1	10.1	79.1
RELAVE	669.3	68.0	4.0	2.7	20.9
PÉRDIDA POR LAMAS	15.6	1.6	13.0	0.2	
TOTAL	1000.0	100.0		13.0	100.0

Anexo 20. Tabla de datos de prueba de flotación F4

PRUEBA DE FLOTACIÓN #5					
CÓDIGO: F5		PESO DEL MATERIAL(g): 1000			
MUESTRA: ROCA MOLIDA		PESO DEL LÍQUIDO(g): 2000			
OBJETIVO : VARIACIÓN DE		GRANULOMETRÍA: d80 120			
ACTIVADOR		micras			
		% DE SÓLIDOS: 33.3			
REACTIVOS UTILIZADOS					
OPERACIÓN	TIEMPO(min)	ACTIVADOR(CuSO4.5H2O) (g/t)	COLECTOR PRIMARIO(404) (ml/t)	COLECTOR SECUNDARIO(KAX) (g/t)	ESPUMANTE(370) (g/t)
AGITACIÓN (1700 rpm)	3				
ACONDICIONAMIENTO (1700 rpm)	0	0			
	5		388.9		
	10			33.3	40.0
FLOTACIÓN (1500 rpm)	0				
	15				

FRACCIÓN	PESO (g)	PESO (%)	LEY (g/t)	Oro (mg)	RECUPERACIÓN (%)
CONCENTRADO	418.0	42.2	23.3	9.7	75.6
RELAVE	571.4	57.8	5.5	3.1	24.4
PÉRDIDA POR LAMAS	10.6	1.1	13	0.1	
TOTAL	1000.0	100.0		13	100.0

Anexo 21. Tabla de datos de prueba de flotación F5

PRUEBA DE FLOTACIÓN #6

137

CÓDIGO: F6	PESO DEL MATERIAL(g): 1000
MUESTRA: ROCA MOLIDA	PESO DEL LÍQUIDO(g): 2000
OBJETIVO : VARIACIÓN DE COLECTOR SECUNDARIO	GRANULOMETRÍA: d80 120 micras
	% DE SÓLIDOS: 33.3

REACTIVOS UTILIZADOS

OPERACIÓN	TIEMPO(min)	ACTIVADOR(CuSO4.5H2O) (g/t)	COLECTOR PRIMARIO(404) (ml/t)	COLECTOR SECUNDARIO(KAX) (g/t)	ESPUMANTE(370) (g/t)
AGITACIÓN (1700 rpm)	3				
ACONDICIONAMIENTO (1700 rpm)	0	444.4			
	5		388.9		
	10			0	40.0
FLOTACIÓN (1500 rpm)	0				
	15				

FRACCIÓN	PESO (g)	PESO (%)	LEY (g/t)	Oro (mg)	RECUPERACIÓN (%)
CONCENTRADO	116.6	11.8	97.1	11.3	88.1
RELAVE	871.8	88.2	1.8	1.5	11.9
PÉRDIDA POR LAMAS	11.6		13.0	0.2	
TOTAL	1000.0	100.0		13.0	100.0

Anexo 22. Tabla de datos de prueba de flotación F6

PRUEBA DE FLOTACIÓN #7					
		CÓDIGO: F7	PESO DEL MATERIAL(g): 1000		
		MUESTRA: ROCA MOLIDA	PESO DEL LÍQUIDO(g): 2000		
		OBJETIVO : VARIACIÓN DE COLECTOR PRIMARIO	GRANULOMETRÍA: d80 120 micras		
			% DE SÓLIDOS: 33.3		
REACTIVOS UTILIZADOS					
OPERACIÓN	TIEMPO(min)	ACTIVADOR(CuSO4.5H2O) (g/t)	COLECTOR PRIMARIO(404) (ml/t)	COLECTOR SECUNDARIO(KAX) (g/t)	ESPUMANTE(370) (g/t)
AGITACIÓN (1700 rpm)	3				
ACONDICIONAMIENTO (1700 rpm)	0	444.4			
	5		277.8		
	10			33.3	40.0
FLOTACIÓN (1500 rpm)	0				
	15				

FRACCIÓN	PESO (g)	PESO (%)	LEY (g/t)	Oro (mg)	RECUPERACIÓN (%)
CONCENTRADO	159.2	16.1	71.8	11.4	88.7
RELAVE	831.8	83.9	1.8	1.5	11.3
PÉRDIDA POR LAMAS	9.0		13.0	0.1	
TOTAL	1000.0	100.0		13.0	100.0

Anexo 23. Tabla de datos de prueba de flotación F7

PRUEBA DE FLOTACIÓN #8

CÓDIGO: F8	PESO DEL MATERIAL(g): 1000
MUESTRA: ROCA MOLIDA	PESO DEL LÍQUIDO(g): 2000
OBJETIVO : VARIACIÓN DE	GRANULOMETRÍA: d80 120
COLECTOR PRIMARIO	micras
	% DE SÓLIDOS: 33.3

REACTIVOS UTILIZADOS

OPERACIÓN	TIEMPO(min)	ACTIVADOR(CuSO4.5H2O) (g/t)	COLECTOR PRIMARIO(404) (ml/t)	COLECTOR SECUNDARIO(KAX) (g/t)	ESPUMANTE(370) (g/t)
AGITACIÓN (1700 rpm)	3				
ACONDICIONAMIENTO (1700 rpm)	0	444.4			
	5		166.7		
	10			33.3	40.0
FLOTACIÓN (1500 rpm)	0				
	15				

FRACCIÓN	PESO (g)	PESO (%)	LEY (g/t)	Oro (mg)	RECUPERACIÓN (%)
CONCENTRADO	135.4	14.1	79.5	10.8	86.0
RELAVE	827.7	85.9	2.1	1.8	14.0
PÉRDIDA POR LAMAS	36.9		13.0	0.5	
TOTAL	1000.0	100.0		13.0	100.0

Anexo 24. Tabla de datos de prueba de flotación F8

PRUEBA DE FLOTACIÓN #9					
CÓDIGO: F9		PESO DEL MATERIAL(g): 1000			
MUESTRA: ROCA MOLIDA		PESO DEL LÍQUIDO(g): 2000			
OBJETIVO : VARIACIÓN DE COLECTOR PRIMARIO		GRANULOMETRÍA: d80 120 micras			
		% DE SÓLIDOS: 33.3			
REACTIVOS UTILIZADOS					
OPERACIÓN	TIEMPO(min)	ACTIVADOR(CuSO4.5H2O) (g/t)	COLECTOR PRIMARIO(404) (ml/t)	COLECTOR SECUNDARIO(KAX) (g/t)	ESPUMANTE(370) (g/t)
AGITACIÓN (1700 rpm)	3				
ACONDICIONAMIENTO (1700 rpm)	0	444.4			
	5		55.6		
	10			33.3	40.0
FLOTACIÓN (1500 rpm)	0				
	15				
FRACCIÓN	PESO (g)	PESO (%)	LEY (g/t)	Oro (mg)	RECUPERACIÓN (%)
CONCENTRADO	139.9	14.2	52.9	7.4	57.9
RELAVE	843.2	85.8	6.4	5.4	42.1
PÉRDIDA POR LAMAS	16.9		13.0	0.2	
TOTAL	1000.0	100.0		13.0	100.0

Anexo 25. Tabla de datos de prueba de flotación F9

PRUEBA DE FLOTACIÓN #10					
		CÓDIGO: F10	PESO DEL MATERIAL(g): 1000		
		MUESTRA: ROCA MOLIDA	PESO DEL LÍQUIDO(g): 2000		
		OBJETIVO : VARIACIÓN DE	GRANULOMETRÍA: d80 120		
		COLECTOR PRIMARIO	micras		
			% DE SÓLIDOS: 33.3		
REACTIVOS UTILIZADOS					
OPERACIÓN	TIEMPO(min)	ACTIVADOR(CuSO4.5H2O) (g/t)	COLECTOR PRIMARIO(404) (ml/t)	COLECTOR SECUNDARIO(KAX) (g/t)	ESPUMANTE(370) (g/t)
AGITACIÓN (1700 rpm)	3				
ACONDICIONAMIENTO (1700 rpm)	0	444.4			
	5		0		
	10			33.3	40.0
FLOTACIÓN (1500 rpm)	0				
	15				

FRACCIÓN	PESO (g)	PESO (%)	LEY (g/t)	Oro (mg)	RECUPERACIÓN (%)
CONCENTRADO	118.4	12.2	39.0	4.6	36.7
RELAVE	850.2	87.8	9.4	8.0	63.3
PÉRDIDA POR LAMAS	31.4		13.0	0.4	
TOTAL	1000.0	100.0		13.0	100.0

Anexo 26. Tabla de datos de prueba de flotación F10

PRUEBA DE FLOTACIÓN #11					
		CÓDIGO: F11	PESO DEL MATERIAL(g): 1000		
		MUESTRA: ROCA MOLIDA	PESO DEL LÍQUIDO(g): 2000		
		OBJETIVO : VARIACIÓN DE	GRANULOMETRÍA: d80 120		
		ACTIVADOR	micras		
			% DE SÓLIDOS: 33.3		
REACTIVOS UTILIZADOS					
OPERACIÓN	TIEMPO(min)	ACTIVADOR(CuSO4.5H2O) (g/t)	COLECTOR PRIMARIO(404) (ml/t)	COLECTOR SECUNDARIO(KAX) (g/t)	ESPUMANTE(370) (g/t)
AGITACIÓN (1700 rpm)	3				
ACONDICIONAMIENTO (1700 rpm)	0	555.6			
	5		388.9		
	10			33.3	40.0
FLOTACIÓN (1500 rpm)	0				
	15				

FRACCIÓN	PESO (g)	PESO (%)	LEY (g/t)	Oro (mg)	RECUPERACIÓN (%)
CONCENTRADO	114.7	11.6	105.0	12.0	94.1
RELAVE	870.2	88.4	0.9	0.8	5.9
PÉRDIDA POR LAMAS	15.1		13.0	0.2	
TOTAL	1000.0	100.0		13	100.0

Anexo 27. Tabla de datos de prueba de flotación F11



Anexo 28. Trituradora de mandíbulas



Anexo 29. Trituradora de rodillos



Anexo 30. Homogenización de la muestra



Anexo 31. Cuarteador



Anexo 32. Molino de bolas



Anexo 33. Columna de tamices utilizada



Anexo 34. Prueba de cianuración en botellas



Anexo 35. Toma de muestra de solución pregnant



Anexo 36. Titulación para medir concentración de cianuro en las muestras



Anexo 37. Recolección de relaves de prueba de cianuración



Anexo 38. Fundición de la muestra



Anexo 39. Escoria producida



Anexo 40. Regulo de plomo



Anexo 41. Copelación de muestras



Anexo 42. Dore



Anexo 43. Ataque acido del dore



Anexo 44. Lecturas de adsorción atómica



Anexo 45. Celda de flotación Denver - 12



Anexo 46. Reactivos de flotación



Anexo 47. Cianuración en botellas de concentrado sulfuroso