



UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA

La Universidad Católica de Loja

ÁREA TÉCNICA

TÍTULO DE INGENIERO EN GEOLOGÍA Y MINAS.

Pruebas comparativas de flotación, cianuración y concentración gravimétrica centrífuga de los relaves de la Planta de Beneficio “PITUCA II” sector Zamora.

TRABAJO DE TITULACIÓN.

AUTOR: Robles Campoverde, Lisseth Katherine.

DIRECTOR: Sanmartín Gutiérrez, Víctor Aurelio, Mgs.

CO-DIRECTOR: Quintuña Espín, Juan Carlos.

LOJA – ECUADOR

2016

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN

Magister.

Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez

DOCENTE DE LA TITULACIÓN

De mi consideración:

El presente trabajo de titulación: Pruebas comparativas de flotación, cianuración y concentración gravimétrica centrífuga de los relaves de la Planta de Beneficio "PITUCA II" sector Zamora, realizado por Robles Campoverde Lisseth Katherine, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por lo que se aprueba la presentación del mismo.

Loja, Mayo del 2016

f) _____

DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS

“Yo Robles Campoverde Lisseth Katherine declaro ser autora del presente trabajo de titulación: Pruebas comparativas de flotación, cianuración y concentración gravimétrica centrífuga de los relaves de la Planta de Beneficio “PITUCA II” sector Zamora, de la Titulación de Ingeniero en Geología y Minas, siendo Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez director y el Ing. Juan Carlos Quintuña Espín codirector del presente trabajo; y eximo expresamente a la Universidad Técnica Particular de Loja y a sus representantes legales de posible reclamos o acciones legales. Además certifico que las ideas, conceptos, procedimientos y resultados vertidos en el presente trabajo investigativo, son de exclusiva responsabilidad”.

Adicionalmente declaro conocer y aceptar la disposición del Art. 88 del Estatuto Orgánico de la Universidad Técnica Particular de Loja que en su parte pertinente textualmente dice: “Forman parte del patrimonio de la Universidad la propiedad intelectual de investigaciones, trabajos científicos o técnicos y tesis de grado que se realicen a través, o con el apoyo financiero, académico o institucional (operativo) de la Universidad”

f) _____

Autor: Robles Campoverde Lisseth Katherine

Cédula: 1900613413

DEDICATORIA

A mi pequeña hija Alejandra, quien ha sido desde el día que la tengo mi orgullo, fortaleza y ganas de salir adelante, dedico este logro al culminar una etapa tan importante de mi vida.

A mí familia en especial a mí querida madre: Francisca, quien siempre ha estado pendiente de mi bienestar.

A mis amigos y compañeros: Valeria, Santiago, Joseph y Diego.

A todas las personas quienes de una u otra forma me brindaron su apoyo a lo largo de mi vida estudiantil.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a mi querida madre, por su apoyo económico, moral, sobre todo por el amor y los consejos impartidos durante toda mi vida, mismos que me ayudaron a ser una persona de bien.

Agradezco a la Universidad Técnica Particular de Loja, ya que como institución me abrió sus puertas para poder formarme, educarme y llegar a ser una persona de bien.

A todos los ingenieros y profesores que compartieron sus conocimientos, experiencias y habilidades con mis compañeros y conmigo sobre todo un agradecimiento muy especial al Ing. José Arturo Guartán Medina por compartir sus conocimientos y como no agradecerle por cada uno de sus consejos ya que me alentaron para seguir adelante siendo una persona de bien.

Un agradecimiento muy especial para el Ing. Juan Carlos Quintuña, ya que él estuvo impartiendo sus consejos y experiencias día a día durante el transcurso del trabajo de fin de titulación.

Al Ing. Víctor Sanmartín; por haber dirigido este proyecto, sus consejos y conocimientos impartidos.

INDICE DE CONTENIDOS

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN.....	II
DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS.....	III
DEDICATORIA	IV
AGRADECIMIENTO	V
INDICE DE CONTENIDOS.....	VI
ÍNDICE DE FIGURAS.....	IX
ÍNDICE DE TABLAS.....	X
RESUMEN.....	1
ABSTRACT	2
CAPITULO I.....	3
INTRODUCCIÓN.....	3
1.1 Antecedentes y justificación.....	4
1.2 Objetivos.	6
1.2.1 Generales.....	6
1.2.2 Específicos.	6
CAPÍTULO II.....	7
CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS Y FÍSICAS DE LA CONCESION MINERA LA PITUCA-ZAMORA	7
2.1 Características geográficas y físicas del sector San Marcos Alto.....	8
2.1.1 Ubicación.....	8
2.1.2 Acceso.....	8
2.1.3 Clima y Vegetación.....	9
2.1.4 Hidrología.	9
CAPÍTULO III.....	10
GEOLOGÍA.....	10
3.1 Geología Regional.....	11
3.1.1 El batolito de Zamora.....	11
3.1.2 La unidad Piuntza.....	12
3.1.3 Unidad Misahuallí	12
3.1.4 Formación Napo.....	12
3.2 Geología Local.	13
3.2.1 Litoestratigrafía.....	13

3.2.2	Mineralización.....	15
CAPÍTULO IV		16
PRINCIPIOS DE LA FLOTACIÓN, CIANURACION Y CONCENTRACIÓN GRAVIMETRICA CENTRÍFUGA KNELSON.....		16
4.1	Principios de la flotación.	17
4.1.1	Definición.....	17
4.1.2	Reactivos en la flotación.....	17
4.1.3	Variables operacionales para el proceso.	20
4.2	Principios de la Cianuración.	21
4.2.1	Definición.....	21
4.2.2	Propiedades Físico – Químicas de la Cianuración.....	21
4.2.3	Métodos de Cianuración.....	22
4.3	Principios de la Concentración centrífuga por Knelson.	24
4.3.1	Definición.....	24
4.3.2	Características y operación del concentrador Knelson.	24
CAPÍTULO V		26
METODOLOGÍA Y EQUIPOS.....		26
5.1	Muestreo del material.	27
5.2	Cuantificación del Volumen de la Relavera.....	27
5.3	Preparación del material muestreado.	28
5.3.1	Homogenización y cuarteo de las muestras.....	28
5.3.	Caracterización del Material.	29
5.3.2	Peso específico de material.....	29
5.3.3	Análisis mineralógico.	30
5.3.4	Análisis granulométrico.....	31
5.3.5	Determinación de la malla valorada.....	32
5.3.6	Determinación de los tiempos de molienda.	33
5.3.7	Análisis químico.....	33
5.4	Flotación.....	37
5.4.1	Metodología.....	37
5.4.2	Dosificación de reactivos.	39
5.5	Cianuración.	42
5.5.1	Metodología.....	42
5.6	Knelson.	45
5.6.1	Metodología.....	45
CAPÍTULO VI		48

RESULTADOS Y ANÁLISIS	48
6.1 Peso específico.	49
6.2 Análisis mineralógico.	49
6.2.1 Análisis microscópico.	49
6.2.2 Fluorescencia de Rayos X.	50
6.2.3 Difracción de rayos X.	51
6.3 Análisis granulométricos y tiempos óptimos de molienda.	52
6.3.1 Tiempos de molienda.	52
6.3.2 Análisis granulométrico.	52
6.4 Análisis Químico – Determinación de la ley de cabeza.	55
6.5 Análisis en malla valorada	55
6.6 Pruebas Metalúrgicas de Flotación.	57
6.6.1 Primera Fase.	57
6.6.2 Segunda Fase.	58
6.7 Pruebas Metalúrgicas de Cianuración.	59
6.7.1 Balances metalúrgicos de las pruebas de Cianuración.	60
□ Prueba 1.	60
□ Prueba 2.	62
6.8 Pruebas Metalúrgicas de Concentración Gravimétrica Knelson.	64
6.8.1 Prueba 1.	64
6.8.2 Prueba 2.	64
CONCLUSIONES	66
RECOMENDACIONES	67
BIBLIOGRAFÍA	68
ANEXOS	70
ANEXO 1. ENSAYOS DEL PICNÓMETRO	71
ANEXO 2. ENSAYO GRANULOMÉTRICO POR EL MÉTODO MATEMÁTICO DE LOS RELAVES DE LA PITUCA.	72
ANEXO 3. DETERMINACION DE LA LEY DE CABEZA	76
ANEXO 4. BALANCES METALURGICOS DE FLOTACION	77
ANEXO 5. BALANCES METALURGICOS DE LA PRUEBA DE CIANURACION	81
ANEXO 6. BALANCES METALURGICOS DE LA PRUEBA DE CONCENTRACION GRAVIMETRICA KNELSON.	83

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Mapa de Ubicación de la zona de estudio	8
Figura 2. Vías de acceso	9
Figura 3. Geología Regional de Zamora Chinchipe.....	13
Figura 4. Muestreo del material de la relavera de la concesión Minera PITUCA II.	27
Figura 5. Muestreo del material de la relavera de la concesión Minera PITUCA II.	28
Figura 6. Homogenización (izquierda) y cuarteo de la muestra (derecha).....	29
Figura 7. Ensayo del peso específico empleando el picnómetro.	29
Figura 8. Sección pulida. Muestra colocada en el equipo de cámara de vacío BUEHLER. .	31
Figura 9. Muflas de fusión (izquierda) y copelación (derecha).....	33
Figura 10. Ensayo Granulométrico:1). Código de muestra: RPL	34
Figura 11. Ensayo Granulométrico:1). Código de muestra: RPL	32
Figura 12. Muflas de fusión (izquierda) y copelación (derecha).....	35
Figura 13. Payoneras de acero, crisoles y copelas.	36
Figura 14. Digestión de muestras: Lectura en absorción atómica.	37
Figura 15. Celda de flotación (derecha); Peachímetro (izquierda).....	38
Figura 16. Equipo de cianuración; peachímetro.	43
Figura 17. Partes del equipo knelson.	45
Figura 18. Partes del equipo Knelson: 1) Accesorios y aspersores; 2) Llave para el lavado de la cámara del cono (izquierda) y seguro de la rosca (derecha).	46
Figura 19. Lavado del equipo Knelson: 1) Lavado del cono con concentrado; 2) Lavado de la cámara del cono y cámara de relaves.....	46
Figura 20. Mineralogía del material de la concesión minera Pituca II.	49
Figura 21. Concentraciones de Fluorescencia de rayos x.	50
Figura 22. Resultados de la difracción de rayos x.....	51
Figura 23. Curvas granulométrica a 0min de molienda y a 15 min de molienda.	54
Figura 24. Gráfica de distribución de oro de acuerdo a la malla.	56
Figura 25. Curva cinética de cianuración.	61
Figura 26. Curva cinética de cianuración.	63

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Dosificación de reactivos para sulfuros.....	40
Tabla 2: Adición de reactivos preparados a 100 ml de solución.	40
Tabla 3: Dosificación de reactivos para Oro.	41
Tabla 4: Adición de reactivos preparados a 100 ml de solución.	41
Tabla 5: Resultados de los ensayos de peso específico.	49
Tabla 6: Composición química de elementos mayoritarios.....	50
Tabla 7: Tamaño de grano en función del tiempo de molienda.	52
Tabla 8: Tabla de datos del análisis granulométrico antes de la molienda de 15 min.....	52
Tabla 9: Tabla de datos del análisis granulométrico de la molienda a 15 min.	53
Tabla 10: Ley de cabeza Au.....	55
Tabla 11: Análisis de malla valorada inicial de Au.	56
Tabla 12: Balance metalúrgico de la primera fase de Flotación.....	57
Tabla 13: Balance metalúrgico de la segunda fase de Flotación.	58
Tabla 14: Cianuración de relaves (durante 24 horas).....	59
Tabla 15: Cianuración de relaves (durante 24 horas).....	60
Tabla 16: Balance metalúrgico de la primera prueba de Cianuración.....	60
Tabla 17: Cinética de Cianuración: Prueba 1	61
Tabla 18: Balance metalúrgico de la segunda prueba de Cianuración.	62
Tabla 19: Cinética de Cianuración: Prueba 2	62
Tabla 20: Balance metalúrgico: Primera prueba de Concentración Gravimétrica Knelson...	64
Tabla 21: Balance metalúrgico: Segunda prueba de Concentración Gravimétrica Knelson.	64

RESUMEN

Los relaves procedentes de la concesión minera "PITUCA II" sector Zamora, fueron sometidos a tres pruebas metalúrgicas: flotación, cianuración y concentración gravimétrica centrífuga por Knelson. Para realizar las pruebas respectivas se hizo una molienda para liberar el Au, dado que la malla valorada nos indicó un porcentaje de Au mayor en la malla #120 con un D80=158 μm antes de someter el material a molienda, condiciones que no son óptimas para realizar las pruebas metalúrgicas, a partir de esto se hizo una molienda a 15 min en la que se obtuvo un D80 de 95 μm , siendo condiciones óptimas para realizar las pruebas metalúrgicas. Luego de hacer las pruebas correspondientes en condiciones estándares se hace los balances metalúrgicos respectivos para compararlas y así saber cuál de ellas es la más eficiente para la recuperación de Au, llegando a comprobar al final que la prueba más eficiente es la de cianuración con un porcentaje de recuperación del 83%. Se realizó la cuantificación de la relavera en la que nos indica que posee un volumen= $334,37\text{m}^3 = 735,61\text{Tn}$.

PALABRAS CLAVES: La Pituca, relaves, pruebas metalúrgicas, recuperación, oro, eficiencia, ASTM, tamaño de grano, colectores, pH.

ABSTRACT

The tailings from the mining concession "Pituca II" Zamora sector, were subjected to three metallurgical testing flotation, gravity concentration and cyanidation centrifuge by Knelson. To perform the respective tests was grinding to release the Au, since the mesh valued told us a higher percentage of Au in the mesh # 120 with a D80 = 158 um before subjecting the material to grinding conditions are not optimal to perform metallurgical testing, since it became a grinding 15 minutes in which he obtained a D80 of 95 microns, with optimal conditions for metallurgical testing. After making the appropriate testing under standard metallurgical balances respective done to compare and thus know which one is the most efficient for the recovery of Au, coming to see the end that the most efficient test is cyanidation with a percentage recovery of 83%. quantifying the sludge in which indicates that has a volume = 334,37m³ = 735,61Tn was performed.

KEY WORDS: The Pituca, tailings, metallurgical testing, recovery, gold, efficiency, ASTM, grain size, collectors, pH.

CAPITULO I
INTRODUCCIÓN

1.1 Antecedentes y justificación.

En el contexto de la economía nacional, el campo de los recursos no renovables, es en el que se presenta mejores posibilidades de desarrollo a mediano y largo plazo y, por lo tanto su incidencia podría ser determinante en la economía del país (Paladines, 2005). La minería metálica en el Ecuador puede ser considerado como un sector productivo con gran perspectiva.

En la Región Sur de nuestro país especialmente en la provincia de Zamora Chinchipe se ha venido desarrollando desde hace muchos años atrás la actividad minera, de manera artesanal y anti técnica, encaminadas básicamente a la recuperación de Au. El método tradicional de recuperación usado en este tipo de minería es muy ineficiente, el mismo que se evidencia en los relaves con alto contenido de Au los cuales son desechados hasta las relaveras por la mayoría de plantas de beneficio artesanales de esta Provincia, en este caso estudiaremos la relavera de la planta de beneficio Pituca II.

El alcance del presente estudio consiste en identificar si la flotación, cianuración y concentración gravimétrica centrífuga Knelson es el mejor proceso de recuperación de Au para esta relavera; por tanto, se debe realizar un estudio mineralógico de los relaves para tener una información detallada de las especies mineralógicas asociadas al Au (pirita, calcopirita, galena y esfalerita), las leyes de éstos y la granulometría adecuada para su eficiente recuperación.

Es necesaria la experimentación de procesos más eficaces, factibles y en los cuales podamos disminuir la contaminación. Uno de estos métodos a utilizar se denomina flotación el cual es un método físico-químico que consiste en la concentración de minerales finamente molidos. Este proceso comprende el tratamiento químico de una pulpa de mineral que crea condiciones de adherencia de las partículas minerales a las burbujas del aire. Estas burbujas emergen a la superficie de la pulpa y forman una espuma estabilizada, que es recogida mientras los otros minerales permanecen sumergidos en la pulpa. Para ello se deben probar parámetros entre ellos: pH, tamaño de grano y colectores; de esta manera conocer las condiciones adecuadas para obtener los mejores rangos de recuperación.

Otro método a utilizar en el presente trabajo es la cianuración que consiste en un proceso electroquímico de disolución de oro, plata y algunos otros componentes que se pueden encontrar en un mineral aurífero. Para ello se usa una solución alcalina de cianuro, que forma aniones complejos de oro, estables en condiciones acuosas. Para ello se debe tomar en cuenta parámetros como pH, consumo de cianuro y consumo de cal; de esta manera conocer las condiciones adecuadas para obtener los mejores rangos de recuperación.

Otro proceso factible es el uso del concentrador centrífugo Knelson. El mecanismo de separación del equipo se basa en la diferencia en la fuerza centrífuga aplicada en el Au y minerales de la ganga asociados. Knelson combina las ventajas de una estructura simple, pequeño tamaño, gran capacidad, amplio rango de tamaño de partícula de recuperación y lo más importante consiste en la simplicidad y rapidez de su uso.

Una vez realizadas las pruebas por separado, y teniendo los resultados requeridos se hace los balances respectivos, todo esto con el propósito de mejorar las leyes de recuperación y en base a estos datos determinar la factibilidad de su aplicación en el sector minero artesanal y saber cuál de estas tres pruebas es la más eficiente de aplicar para la recuperación de Au en la relavera de la planta de beneficio Pituca II.

Este estudio es necesario e importante con el fin de llegar a ser implementado con el tiempo, por los titulares de esta planta de beneficio, al igual que sirve de plataforma técnica para futuros estudios que se realicen en este sector.

1.2 Objetivos.

1.2.1 Generales.

Determinar el rendimiento mediante tres pruebas metalúrgicas a utilizar como son flotación, cianuración y concentración gravimétrica centrífuga para la recuperación de oro de la relavera de la planta de beneficio Pituca II

1.2.2 Específicos.

- Muestreo representativo a distintas profundidades y cuantificación en Toneladas de la relavera de la Planta de Beneficio Pituca II.
- Caracterización del mineral en parámetros como: granulometría, mineralogía, peso específico (picnómetro), gravimétricas y ley de cabeza de oro y plata.
- Pruebas metalúrgicas flotación, cianuración y Knelson.
- Análisis y evaluación de los distintos métodos a utilizar como son la flotación, cianuración y concentración gravimétrica centrífuga Knelson.

CAPÍTULO II
CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS Y FÍSICAS DE LA CONCESION MINERA LA
PITUCA-ZAMORA

2.1 Características geográficas y físicas del sector San Marcos Alto.

2.1.1 Ubicación.

La concesión minera “PITUCA II”, CÓD 500648, se encuentra ubicada al Sur de Ecuador:

Barrio: San Marcos Alto
Parroquia: Timbara
Cantón: Zamora
Provincia: Zamora Chinchipe



Figura 1. Mapa de Ubicación de la zona de estudio

Fuente: Robles. L, 2016

Escala 1:1000000.

2.1.2 Acceso.

Desde Zamora vía terrestre con un recorrido aproximado de 10km en una vía de primer orden hasta Timbara y desde Timbara en una vía de cuarto orden con un recorrido de 12km el mismo que se lo realiza en acémila o a pie hasta la concesión minera PITUCA II, código 500648. Todo este recorrido se lo realiza en un tiempo aproximado de 3.5 horas (Macas, 2015)



Figura 2. Vías de acceso
Fuente: Robles. L, 2016.

2.1.3 Clima y Vegetación.

Según datos oficiales del Ministerio Del Medio Ambiente (MAE) y los mapas de Isothermas e Isoyetas del INAMHI (2013), la zona tiene un temperatura promedio entre los 16° y 18° Celsius, lo que corresponde a un clima templado con pequeñas variaciones a lo largo del año.

Los meses más lluviosos son febrero y julio mientras que noviembre es el mes más seco del año. La precipitación está entre el rango de 2500 mm hasta los 3500mm. El sector presenta dos tipos de vegetación: Bosque de Neblina Montano y Matorral Húmedo Montano Bajo.

2.1.4 Hidrología.

En el lugar se forma una red tipo dendrítica la misma que está conformada por los siguientes afluentes: afluente secundario el cual se encuentra cubriendo gran parte de la zona en la que está la quebrada La Piuntza, que corre en sentido paralelo al curso de aguas del río Jambú y se une con la quebrada Timbara, algunos kilómetros abajo desemboca sobre el río Zamora en una red hidrográfica (Macas, 2015).

CAPÍTULO III
GEOLOGÍA

3.1 Geología Regional.

La zona subandina representa el lado occidental plegado de la cuenca marginal Preandina, el basamento cristalino en la base de esta zona se ha desplazado a una profundidad mayor a los 8km, sobre el cual discordantemente descansa un complejo de rocas sedimentarias y volcánogeno-sedimentarias marinas (Paladines, 2005).

Según el Mapa Geológico de Zamora, Hoja 77 CT-NVII-A-3881, los materiales volcánicos depositados en este sector, pertenecen a la Formación Chapiza de edad Jurásica, y sobreyacen a metasedimentos y metavolcánicos de la Formación Santiago.

Según las estructuras y afloramientos existentes en zonas aledañas, se aprecia que este sector ha sufrido fuertes movimientos tectónicos a causa de la intrusión del granito metasomático, el cual originó que los esquistos, gneises y cuarcitas del Grupo Zamora, del Paleozoico, se erosionen de tal manera que en la actualidad solamente aparezcan en depósitos aislados al Este de los volcánicos Piuntza y Sacantza, separados por afloramientos del intrusivo.

Los contactos entre las formaciones volcánicas del Jurásico y los granitos y metamórficos del Grupo Zamora son fallados (Macas, 2015).

3.1.1 El batolito de Zamora.

Un Intrusivo-plutónico tipo I de composición calco-alkalina de edad Jurásica. Comprende localmente granodiorita hornbléndica de megacristales de pertita y oligoclasa de grano grueso a muy grueso. El cuarzo muestra un alineamiento direccional. Las zonas de brechas pueden contener también clastos angulosos de pórfido de cuarzo, andesita y andesita basáltica (Prodeminca, 2000).

El batolito intruyó la región de intercepción de la zona Subandina con la Zona Transversal Puna Méndez, lo que puede considerarse como señal complementaria de la existencia de esta zona en el Mesozoico temprano. El conjunto de rocas volcánicas e intrusivas descritas constituyen el arco volcánico continental de edad jurásica, de enorme importancia, pues en este arco en la última década se han descubierto los yacimientos de los cinturones metálicos de cobre-molibdeno y de oro-plata más importantes del país (Paladines A., 2010).

3.1.2 La unidad Piuntza.

Rocas volcánico clásticas de buzamiento leve dentro de los Granitoides Zamora. Sobreyacen inconformemente la Unidad Isimanchi. Los fósiles de bivalvos que se encuentran en una secuencia de limolitas calcáreas skarnificadas cerca de las poblaciones de Piuntza y Nambija, en el río Timbara, definen la localidad y señalan una edad del Triásico medio a tardío (Litherland et al., 1994).

3.1.3 Unidad Misahuallí

Unidad constituida por brechas volcánicas con intercalaciones de pequeños diques andesíticos, más o menos basálticos, variando a andesitas porfiríticas. Contienen una o varias mineralizaciones de sulfuros, compuestos por pirita, calcopirita, molibdenita, trazas de pirrotina, esfalerita, galena y como ganga hematita y calcita (Chávez, 2008).

3.1.4 Formación Napo.

Paquetes de pizarras bituminosas con lentes e intercalaciones de subgrauvacas, ocurren localmente dentro o en la base de la secuencia volcánica y también se superponen directamente al basamento de granitoides (Prodeminca, 2000).

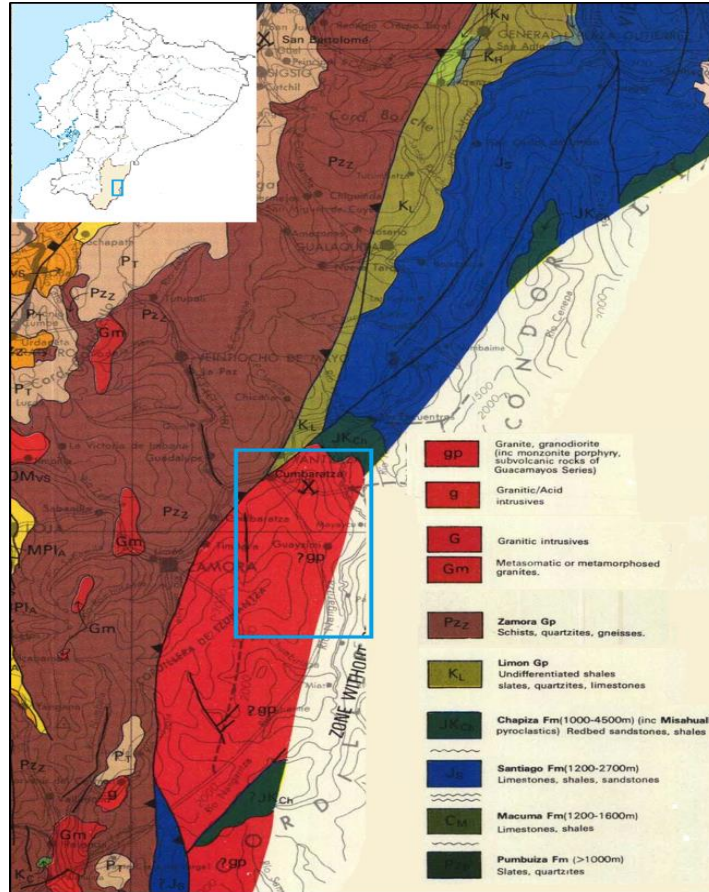


Figura 3. Geología Regional de Zamora Chinchipe.

Fuente: Tomada y Modificada del Mapa geológico del Ecuador

Escala 1:1000000.

3.2 Geología Local.

3.2.1 Litoestratigrafía.

El levantamiento geológico estructural subterráneo permitió recoger muestras y diferenciar tres grupos importantes litoestratigráficos, siendo estos los siguientes, junto a su nomenclatura:

- **PALEOZOICO (rocas ígneas):**
- g. Granito metasomático
- **JURÁSICO (metavolcánicos):**
- t. Tobas

b. Brechas y conglomerados

- **Granito Metasomático (Paleozoico) g.**

Pertenece al Batolito de Zamora, es el cuerpo que supuestamente liberó los fluidos pirometasomáticos hacia la parte superior, en donde están ubicados actualmente los metavolcánicos, enriquecidos e impregnados de sustancias minerales metálicas. El ascenso de estos fluidos se produjo a través de las fallas y fracturamientos existentes en las rocas superiores.

El contacto entre el granito y las rocas metavolcánicas es discordante y está claramente marcado por una coloración rojiza como producto de la meteorización química debido a la acción de las aguas meteóricas. En el punto de contacto, al final de la galería naranja (levantamiento topográfico subterráneo) la inclinación de contacto registró 34° de buzamiento.

No se aprecia ningún tipo de mineralización en el granito aparte de sus minerales principales cuarzo, feldespatos y micas; su estructura está fresca a partir de los 50cm de la línea de contacto en la zona de oxidación por las aguas meteóricas (Macas, 2015).

- **Tobas (Jurásico) t.**

Filones de tobas volcánicas de coloración rojiza, formados aparentemente después de la mineralización de los metavolcánicos, se encuentran en direcciones 78°/13°NW preferentemente, aparecen en espesores de 2 metros y un buzamiento de 84°.

- **Brechas (Jurásico) b.**

Las brechas volcánicas están presentes en toda la parte alta del sector, sobreyaciendo al cuerpo granítico, su textura es uniforme con granos de cuarzo y feldespatos de hasta 3mm y clastos atravesados de rocas oscuras de hasta 5mm de diámetro, pirita diseminada del 5 al 10% se encuentra en las partes cercanas a las zonas de fracturas y fallas, dentro de los cuerpos brechoides, lo que da una idea de la mineralización metasomática que sufrió.

La matriz de estas brechas es calcárea algo silicificada con una dureza en roca de 3-4 en la escala de Mohs, de origen volcánico. La textura está soportada por la matriz, con sus fragmentos sub-angulosos de diversos tipos dispersos en el material de grano más fino (Macas, 2015)

- **Otras rocas.**

Capas despreciables de andesitas poco meteorizadas y con alteraciones cloríticas, se encuentran intercaladas con las brechas y tobas, estas andesitas también presentan mineralización pirítica diseminada a un aproximado de 5%.

3.2.2 Mineralización.

En los espejos de falla con abertura de hasta 1cm, se encuentran vetillas mineralizadas por ascenso de soluciones hidrotermales, en estas vetillas predomina la pirita, acompañada de calcopirita y esfalerita y en valores despreciables galena, este material también contiene oro pero en estado refractario.

La aparición de vetillas mineralizadas en los espejos de falla y su relación con el vulcanismo geosinclinal presente en la zona, deja abierto el criterio acerca de la génesis de formación del depósito en dos hipótesis: la primera, por ascensión de fluidos de origen mesotermal desde el cuerpo intrusivo; y, la segunda hipótesis, la depositación metalífera de pirita y otros como el oro en ciclos separados de depositación piroclástica y el ascenso posterior de soluciones hidrotermales a través de chimeneas volcánicas.

Macroscópicamente se observa que las vetillas están rellenas con pirita (FeS_2) en un 80%, y el restante material de mena lo conforman en proporciones similares, esfalerita (ZnS), calcopirita (CuFeS_2), cuarzo (SiO_2), y galena (PbS). Aunque se conoce la existencia de oro dentro de esta mena, a este mineral no se lo aprecia a simple vista.

De acuerdo a lo encontrado, por diferenciaciones evidentes en la estratigrafía de las brechas, como por ejemplo el diámetro de los elementos conformantes de los metavolcánicos, la disposición de capas andesíticas, la cercanía al contacto con el cuerpo intrusivo, y, los diques tobáceos de inclinación casi perpendicular que muestran un segundo ciclo de sedimentación vulcanoclástica; se puede determinar que la profundidad de formación de este yacimiento es algo somera y no podría superar algunas decenas de metros.

La formación y ascenso de soluciones ricas a través de chimeneas volcánicas en los momentos de actividad, puede haber ocasionado que en estos conos apagados se haya depositado filones metalíferos muy ricos, que deberán ser comprobados con estudios geofísicos o directamente con sondajes (Macas, 2015).

CAPÍTULO IV

PRINCIPIOS DE LA FLOTACIÓN, CIANURACION Y CONCENTRACIÓN GRAVIMETRICA CENTRÍFUGA KNELSON

4.1 Principios de la flotación.

4.1.1 Definición.

La flotación es un proceso físico químico selectivo, que se emplea para llevar a cabo separaciones específicas de minerales complejos, basándose en las diferentes propiedades de cada uno de ellos.

El proceso comprende el tratamiento químico de una pulpa de mineral a fin de crear condiciones favorables para la adhesión de ciertas partículas de minerales a las burbujas de aire. Tiene por objeto la separación de especies minerales, divididos a partir de una pulpa acuosa, aprovechando sus propiedades de afinidad (hidrofílico) o repulsión (hidrofóbico) por el agua. Las especies valiosas o útiles constituyen una fracción menor del mineral, mientras que las especies no valiosas o estériles constituyen la mayor parte (Navas, 2014).

El carácter hidrofílico o de afinidad hace que estas partículas se mojen, permanezcan en suspensión en la pulpa, para finalmente hundirse. El carácter hidrofóbico o de repulsión evita que se mojen las partículas minerales que pueden adherirse a las burbujas y ascender. (Quenuales S.A, 2004).

4.1.2 Reactivos en la flotación.

4.1.2.1 Promotores o colectores.

Estos reactivos son compuestos orgánicos, cuyas moléculas contienen un grupo polar y uno no polar. El grupo polar permite al ion del colector quedar adsorbido a la superficie también polar, del mineral. Por el contrario, el grupo no polar queda orientado hacia la fase acuosa hidrofugando el mineral. Los colectores típicos para la flotación de sulfuros metálicos y metales nativos son los xantatos y los ditiofosfatos (Perry, 2001).

En el presente trabajo se empleó:

➤ **Xantato amílico de potasio (Z11) ($C_6H_{11}OS_2K$).**

Es el colector más fuerte y es el menos selectivo. Este reactivo es empleado generalmente en la etapa rougher o en circuitos de flotación scavenger, donde se deseen altas recuperaciones. Este producto puede ser empleado solo o en combinaciones con otros colectores. El rango de dosificación está entre 20 – 160 g/t. El xantato amílico de potasio es el preferido para la recuperación de los minerales oxidados de plomo y cobre después de la sulfurización (Perry, 2001).

➤ **Aerofloat 25.**

El aerofloat 25 es ampliamente usado como un promotor efectivo para minerales sulfurosos de plata, cobre, plomo y zinc. Generalmente no flotan fácilmente los minerales sulfurosos de hierro en un circuito alcalino. En un circuito ácido o neutro es un promotor espumante fuerte y no selectivo para todos los sulfuros. Algunos investigadores han encontrado que tanto el aerofloat 15 como el 25, son útiles en la recuperación de los sulfuros de cobre, plomo y zinc muy finamente molidos (Perry, 2001).

➤ **Aerofloat 31.**

El promotor aerofloat 31 combinado con el promotor aerofloat 25, se emplea principalmente en la flotación de sulfuros de plomo y plata. Es también muy adecuado para la flotación de menas oxidadas de oro y menas de sulfuro de cobre argentífero. Los promotores aerofloat 31 y 242 son los mejores promotores para los minerales de plata (Perry, 2001).

➤ **Aerofloat 242.**

El promotor aerofloat 242 es el más selectivo del resto de promotores aerofloat líquidos. Es un promotor fuerte y ha encontrado gran aceptación particularmente en la flotación de sulfuros de plomo y cobre, en la presencia de sulfuros de zinc (esfalerita) y hierro, donde la selectividad hacia estos últimos sulfuros presenta un problema serio. Es un promotor de acción rápida y muy adecuada para la alimentación por etapas en los circuitos de flotación (Perry, 2001).

4.1.2.2 Espumantes.

Los espumadores que se utilizan con frecuencia son el aceite de pino, el ácido cresílico, el éter de polipropilén glicol y alcoholes alifáticos de 5 a 8 carbonos, como metilisobutilcarbinol y alcohol metilamílico. La cantidad de espumadores que se requieren suelen ser de $(0.05 \text{ a } 1.0) \times 10^{-4} \text{ kg/kg}$ (0.01 a 0.2 lb/t) (Perry, 2001).

En el presente trabajo se empleó:

➤ **Aceite de pino (Rs 370).**

El aceite de pino es utilizado como espumante en la flotación de sulfuros. Como el ácido cresílico, tiene algunas propiedades colectoras, especialmente en minerales tan fáciles de

flotar como el talco, azufre, grafito y molibdenita, la espuma producida por el aceite de pino es por lo general más tenaz y persistente que la producida por el ácido cresílico y su principal característica es la tendencia de flotar la ganga. Los principales compuestos surfactantes del aceite de pino son alcoholes complejos hidro-aromáticos como el terpinol (Perry, 2001).

4.1.2.3 Modificadores de medio.

Los modificadores de la flotación incluyen varias clases de productos químicos, a saber:

- **Activadores:** Se emplean para lograr que la superficie de un mineral se preste al recubrimiento con el colector; se utiliza el ion de cobre para activar a la esfalerita (ZnS), haciendo que su superficie sea capaz de absorber un xantato o un colector de ditiofosfato. Se emplea sulfuro de sodio para recubrir minerales oxidados de cobre y plomo, para que floten mediante un colector de mineral de sulfuro (Perry, 2001).
- **Reguladores de la alcalinidad:** Se emplean reguladores como la cal, la sosa cáustica, cenizas de sosa y ácido sulfúrico para controlar y ajustar el pH, que es un factor importante en muchas separaciones por flotación (Perry, 2001).
- **Depresivos:** Los reactivos depresivos ayudan en la selectividad (la precisión de la separación) o impiden que floten minerales que no se desean.

En el presente trabajo se empleó como depresivo:

- **Silicato de sodio ($\text{Na}_2\text{O}_3\text{Si}$):** Este reactivo se usa para dispersar lamas silicosas y de óxido de hierro, y a su vez actúa como un depresor de ganga silicosa en la flotación de sulfuros y de no metálicos. El silicato de sodio se encuentra en el mercado usualmente en forma de líquido viscoso, que es una solución acuosa de SiO_2 y Na_2O (Perry, 2001).
- **Dispersores o defloculantes:** Son importantes para controlar lodos que a veces obstaculizan la selectividad y aumento de reactivos. Con este fin se utilizan cenizas de sosa, cal, silicato de sodio y sulfonatos de lignina (Perry, 2001).

4.1.3 Variables operacionales para el proceso.

4.1.3.1 Granulometría.

Adquiere gran importancia en el proceso de la flotación, debido que para una óptima recuperación de las especies minerales de concentrado depende principalmente del tamaño de grano, normalmente las plantas de beneficio operan con un D80 de 200 mallas (Guartán y Tamay, 2002).

4.1.3.2 Tipo de reactivos.

Los reactivos pueden clasificarse en colectores, espumantes y modificadores. La eficiencia del proceso dependerá de la selección de la mejor fórmula de reactivos (Guartán y Tamay, 2002).

4.1.3.3 Densidad de pulpa.

El porcentaje de sólidos óptimo para el proceso es de 33%, tiene influencia en el tiempo de resistencia del mineral en los circuitos (Guartán y Tamay, 2002).

4.1.3.4 Aireación.

La aireación permitirá aumentar o retardar la flotación en beneficio de la recuperación o de la ley respectivamente. El aire es uno de los elementos imprescindibles en el proceso de flotación, junto con el mineral y el agua (Guartán y Tamay, 2002).

4.1.3.5 Regulación del pH.

La flotación es sumamente sensible al pH, especialmente cuando se trata de flotación selectiva. Cada fórmula de reactivos tiene un pH óptimo, en el cual se obtendría el mejor resultado operacional (Guartán y Tamay, 2002).

4.1.3.6 Tiempo de residencia.

El tiempo de residencia dependerá de la cinética de flotación de los minerales, de la cinética de acción de reactivos, del volumen de las celdas, del porcentaje de sólidos de las pulpas en las celdas y de las cargas circulares (Guartán y Tamay, 2002).

4.2 Principios de la Cianuración.

4.2.1 Definición.

La cianuración es el proceso electroquímico de disolución de oro, plata y algunos otros componentes que se pueden encontrar en un mineral aurífero. Para ello se usa una solución alcalina de cianuro, que forma aniones complejos de oro, estables en condiciones acuosas. Este proceso implica una serie de reacciones que ocurren en la superficie del sólido. Por lo que se afirma que el principio básico de la cianuración es un medio donde las soluciones alcalinas débiles tienen una acción directa preferencial sobre el oro y la plata contenidos en el mineral (Chuquipoma, 2010).

4.2.2 Propiedades Físico – Químicas de la Cianuración.

Los cianuros más importantes que se usan en este procedimiento son: el de sodio y el de potasio. El de potasio tiene un mejor rendimiento pero su costo es más alto, el de sodio se expende en varias concentraciones desde el 85% - 98% de NaCN.

Una solución de cianuro alcalino en agua se hidroliza como se muestra a continuación:



La existencia de esta hidrólisis en las soluciones de cianuro comerciales en agua, dependen principalmente de la cantidad de álcali libre en el cianuro. Si este álcali es apreciable, entonces la descomposición del cianuro podría ser despreciable, la hidrólisis puede retardarse mediante la adición de cal (Chuquipoma, 2010).

El ácido carbónico que es más fuerte que el ácido cianhídrico, descompone las soluciones de cianuro alcalinas de acuerdo a la siguiente reacción química:



Esta reacción también puede evitarse con el uso de cal u otros álcalis.

Las reacciones que tienen lugar durante la disolución de Au en las soluciones de cianuro, bajo condiciones normales han sido establecidas en forma definida.

La mayoría de los autores de la materia concuerdan en que la cianuración global de la disolución es como se muestra a continuación:



En un sistema relativamente simple de este tipo, el oro se disuelve con facilidad y las únicas condiciones que se requieren son:

- Que el oro este libre y limpio
- Que la solución de cianuro no contenga impurezas que pueden inhibir la reacción.
- Que haya un abastecimiento adecuado de oxígeno a la solución durante todo el proceso de la reacción.

En la práctica, muchos minerales de Au, se comportan de acuerdo con esta reacción y los problemas que se presentan en la reacción del Au, son más mecánicos que químicos. Muchos otros sin embargo, presentan un variado conjunto de problemas químicos que dependen de los numerosos constituyentes que tiene la mena, tales como: minerales silíceos (cuarzo) y carbonatos de metales alcalinos que son relativamente inertes a las soluciones de cianuro. (Perry, 2001).

4.2.3 Métodos de Cianuración.

Numerosas son las maneras de efectuar el contacto entre el oro y la solución de cianuro, siendo todas ellas variantes de lo siguiente:

- a) Lixiviación por percolación.
- b) Lixiviación por agitación mecánica.
- c) Lixiviación por agitación neumática.
- d) Lixiviación en pilas.

a) Lixiviación por Percolación.

En este método, el agente lixivante se percola hacia arriba o abajo, a través del mineral que ha sido triturado y colocado en tanques, los mismo que están equipados por un fondo falso, cubierto con un medio filtrante a fin de permitir la circulación de la solución. (Sancho, Ballester, 1999).

El método es apropiado para el tratamiento de minerales pobres en Au y con características porosas y arenosas. Es inadecuado para el tratamiento de materiales con alto contenido de finos o arcillas, ya que estas tenderán a compactarse e impedir la circulación de la solución.

b) Lixiviación por agitación mecánica.

En este método el agente lixivante se pone en contacto con el mineral finalmente molido (normalmente bajo -150mallas), en varios reactores que se encuentran provistos de un sistema de agitación mecánica. El contenido de sólidos en la pulpa puede variar entre 30 y 50%.

Este método es el más empleado para tratar minas de oro de ley económica, colas de flotación, concentrados, tostados, etc. (Sancho y Ballester, 1999).

c) Lixiviación por agitación neumática.

En este sistema el agua lixivante se pone en contacto con el mineral finalmente molido en grandes tanques, que están provistos de un sistema de agitación neumática. El contenido de sólidos de la pulpa, varía entre el 30% y 50%. Estos tanques son mejor conocidos como "Pachucas" y tienen una forma cilíndrica, son de gran altura y poco diámetro, además su fondo es cónico. Por su parte baja, se introduce aire comprimido, el cual produce una intensa agitación en la pulpa. (Sancho y Ballester, 1999).

d) Lixiviación en pilas.

La cianuración en pilas en minas de Au, es una técnica hidrometalúrgica relativamente nueva, las minas de baja ley de Au y depósitos de bajo tonelaje, que no justifican económicamente la construcción de una planta de cianuración por agitación, pueden ser tratados comercialmente por esta técnica. El mineral se apila sobre canchas recubiertas de polietileno y con una inclinación que permite la recolección de la solución cargada, el lixivante se distribuye por un sistema de irrigación. El tamaño de las pilas puede ser de cientos de toneladas, hasta algunos millones de toneladas. El oxígeno es necesario para que ocurran las reacciones de disolución, y este es introducido en la solución cuando esta es rociada sobre la pila (Sancho y Ballester, 1999).

4.3 Principios de la Concentración centrífuga por Knelson.

4.3.1 Definición.

La operación de los concentradores centrífugos se basa en el principio de aumentar el efecto gravitacional con el propósito de conseguir una mayor eficiencia en la recuperación de las partículas finas.

4.3.2 Características y operación del concentrador Knelson.

El concentrador centrífugo Knelson, consiste de un cono perforado con anillos internos y que gira a alta velocidad. La alimentación, que en general debe ser inferior a 1/4", es introducida como pulpa (20-40% sólidos en peso) por un conducto localizado en la parte central de la base del cono. Las partículas, al alcanzar la base del cono, son impulsadas para las paredes laterales por la acción de la fuerza centrífuga generada por la rotación del cono. Se forma un lecho de volumen constante en los anillos, los cuales retienen las partículas más pesadas, mientras que, las más livianas son expulsadas del lecho y arrastradas por arriba de los anillos para el área de descarga de relaves en la parte superior del cono (Pávez, 2008).

El campo centrífugo, en el concentrador varía con la altura del cono. Así, en los anillos inferiores, hay una tendencia a recuperar las partículas mayores del mineral de mayor densidad, en cuanto a los anillos superiores, donde el radio del cono es mayor (es decir, mayor fuerza centrífuga), allí los minerales más finos aún pueden ser recuperados. La compactación del material del lecho se evita por la inyección de agua a través de los hoyos en los anillos. El agua es alimentada a partir de una camisa de agua fija externa al cono. Esta agua fluidiza el lecho de concentrado permitiendo que las partículas más densas, inclusive finas, penetren en el lecho bajo la acción de la fuerza centrífuga, varias veces superior a la fuerza de gravedad (Pávez, 2008).

En la operación de los concentradores Knelson, la eficiencia del proceso es posible si se evita la compactación del lecho de partículas de ganga dentro de los espacios inter-riffles, es decir, solamente si este lecho es mantenido dentro de un estado de fluidización apropiado. El procedimiento adecuado para la fluidización del lecho de partículas se puede realizar con un circuito hidráulico externo. El agua es inyectada dentro del cono a través de un ensamble de perforaciones, de aproximadamente 800 μm de diámetro, los cuales son practicados en forma tangencial en la pared del cono y a la misma altura dentro de cada espacio inter-riffles. Esta agua de contrapresión desarrolla una fuerza que una vez ajustada, permite

contrarrestar la fuerza resultante, a la cual están sometidas las partículas del lecho dentro del cono que está girando, de ese modo se asegura la fluidización del lecho. El agua se inyecta en dirección opuesta a la rotación del cono, lo cual hace que las partículas continúen en movimiento y se concentren las partículas pesadas (Pávez, 2008).

Los parámetros operacionales generalmente más modificables en el concentrador Knelson son el porcentaje de sólidos y la presión de agua de fluidización. La granulometría de la mena también es un factor importante a ser considerado; el límite es de 6 mm, no habiendo límite inferior especificado (de acuerdo con los fabricantes) (Pávez, 2008).

CAPÍTULO V
METODOLOGÍA Y EQUIPOS

5.1 Muestreo del material.

La recolección de muestras representativas se llevó a cabo en la relavera de la mina que se localiza en el sector San Marcos – Pituca - Zamora (Figura 4). Las coordenadas del lugar son X: 732996, Y: 9545307. La cantidad de muestra que se recolectó es de aproximadamente 80 kg.



Figura 4. Muestreo del material de la relavera de la concesión Minera PITUCA II.

Fuente: Robles. L, 2016

Para el muestreo en la relavera, como primer paso, se trazó una cuadrícula con un intervalo de 3x3 metros en cuyas intersecciones procedimos a escavar una calicata con medidas aproximadas de 0,60 x 0,60 metros y con la profundidad máxima que nos permitía llegar el nivel o base de la relavera. Con la ayuda de un muestreador se tomó la muestra de las cuatro paredes en cada una de las calicatas, en la base de las mismas se usó la técnica del tubo muestreador, la misma que consiste de una pieza de tubo de 1 pulgada de \emptyset , con un extremo abierto y terminado en punta, y el otro extremo acoplado en forma de T que asemejan manijas.

5.2 Cuantificación del Volumen de la Relavera.

Para la cuantificación de la relavera, en primer lugar se tomó coordenadas en algunos puntos utilizando un GPS con Datum WGS 84, y en segundo lugar se midió el espesor. Teniendo estos datos tomados se procede a realizar el mapa utilizando el ArcGis o SIG (Sistema de Información Geográfica), este programa es utilizado para ingresar, almacenar, recuperar, manipular, analizar y obtener datos referenciados geográficamente o datos geoespaciales, a fin de brindar apoyo en la toma de decisiones sobre la planificación y manejo del uso del suelo, recursos naturales, medio ambiente, transporte, entre otros.

Mediante la utilización de este programa obtendremos un área, la misma que nos servirá para el cálculo del volumen correspondiente. (Figura 5).

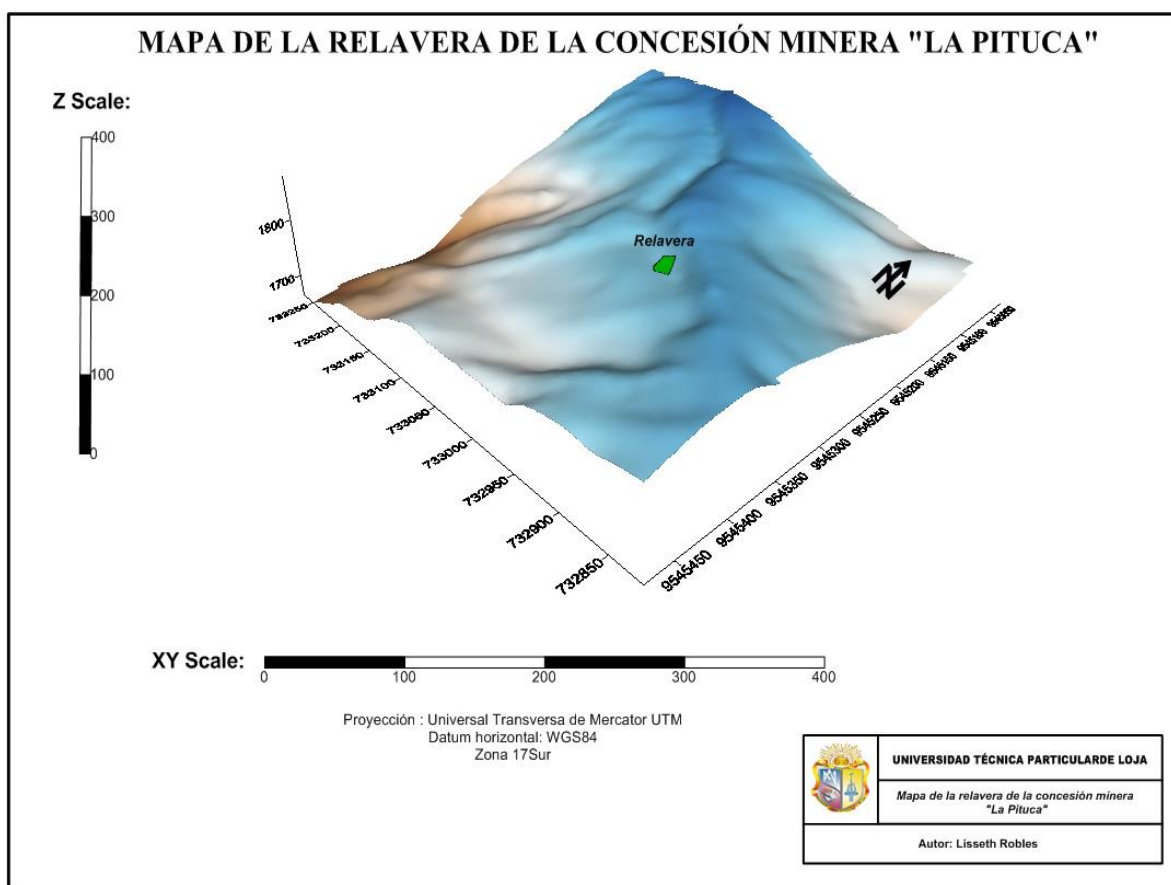


Figura 5: Muestreo del material de la relavera de la concesión Minera PITUCA II.
Fuente: Robles. L, 2016

5.3 Preparación del material muestreado.

5.3.1 Homogenización y cuarteo de las muestras.

Las muestras de los relaves provenientes de la Planta de Beneficio Pituca II deben ser secados, disgregados y finalmente homogenizados. Este último consiste en mezclar y amontonar sucesivamente el material hasta conseguir que el material esté homogéneo.

La homogenización es el proceso que se realizó para tratar de que la muestra presente las mismas características en cualquiera de sus partes, logrando así que al analizar una muestra ésta tenga todas las características del lote. En la homogenización se utilizó el método del roleo, que consiste en colocar la muestra, en nuestro caso, sobre un plástico grande que pueda contener toda la muestra. Luego se procede a hacer rodar el material de una esquina a otra para que se mezcle uniformemente. Este proceso se lo repite durante

varios minutos hasta que se considere que el material ha sido homogenizado correctamente.

Luego de homogenizar la muestra, sobre el mismo plástico se extiende la muestra tratando de formar una capa uniforme, sobre esta se traza una cuadrícula de aproximadamente 20 cm X 20 cm. De cada recuadro de esta se tomó una porción de material, aproximadamente 3000 g, los cuales serán utilizados para la caracterización de la muestra de cabeza. (Mineralogía, Análisis químico de cabeza, Fusión Copelación, Granulometría con malla valorada, etc.). (Figura 6).



Figura 6. Homogenización (izquierda) y cuarteo de la muestra (derecha).
Fuente: Robles. L, 2016

5.3. Caracterización del Material.

5.3.2 Peso específico de material.

➤ Equipo

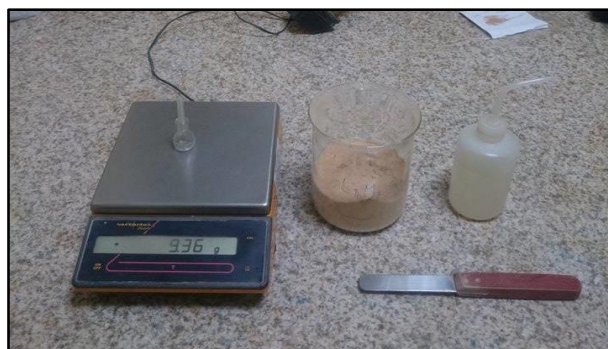


Figura 7. Ensayo del peso específico empleando el picnómetro.

Fuente: Robles. L, 2016

Se empleó: 1) Picnómetro de 5 ml de capacidad.

2) Balanza electrónica.

➤ **Procedimiento**

Se pesa el picnómetro vacío y seco (P1), se adiciona un volumen de muestra no mayor al 25% de la capacidad del picnómetro para después pesarlo (P2), al picnómetro con muestra se lo afora con agua y se pesa (P4), luego se lava el picnómetro, se adiciona agua y se pesa (P3), finalmente se procede a realizar los cálculos empleando la siguiente fórmula (Anexo 1).

$$\gamma = \frac{(P2 - P1)}{(P3 - P1) - (P4 - P2)}$$

En donde:

P1 = Peso del picnómetro vacío y seco

P2 = P1 + peso de la muestra

P3 = P2 + agua

P4 = P1 + agua + muestra

Para descartar errores se hace 3 repeticiones del mismo ensayo

5.3.3 Análisis mineralógico.

➤ **Equipo**

Para la elaboración de las secciones pulidas (Figura 8), se empleó el equipo de cámara al vacío de marca BUEHLER; además, para el pulido de las muestras una pulidora PETROPOL BUEHLER y otra pulidora BUEHLER METASERV. Finalmente para el análisis mineralógico se usó un microscopio OLYMPUS BH-2.

➤ **Procedimiento**

Para la elaboración de briquetas fue considerado el siguiente protocolo:

- ✓ Se tomó 100 g de muestra pulverizada, a la cual se platonea y se seca en la estufa por 24 horas.
- ✓ Se colocó aproximadamente 0,5 cm de muestra dentro del molde de plástico.

- ✓ Se mezcló endurecedor y resina 5:1 en un vaso debidamente titulado y se agita por un minuto; se coloca resina hasta que cubra totalmente la muestra sin agitar demasiado para evitar burbujas dentro del molde.
- ✓ Se colocó la muestra en el equipo de cámara al vacío BUEHLER por 48 horas.
- ✓ Luego del secado se empleó una pulidora BUEHLER METASERV con una lija 800. En la pulidora PETROPOL BUEHLER haciendo uso de un paño especial se pasó cada muestra con un intervalo de 20 minutos, añadiendo en el paño 2 gotas de suspensión de diamante de 4 μ , líquido amarillo; para posterior seguir puliendo con un intervalo de 20 minutos añadiendo en el paño 2 gotas de suspensión de diamante de 6 μ , líquido azul. Finalmente se procede a observar con el microscopio (Díaz, 2014).



Figura 8. Sección pulida. Muestra colocada en el equipo de cámara de vacío BUEHLER.

Fuente: Robles. L, 2016

5.3.4 Análisis granulométrico.

➤ Equipo

Para los distintos análisis granulométricos se usó un vibrotamiz de marca RESTCH, un conjunto de tamices estandarizados ASHTOM, un desobturador de tamices y una balanza electrónica.



Figura 9. Ensayo Granulométrico.
Fuente: Robles. L, 2016

➤ Procedimiento

Para realizar un análisis granulométrico es necesario hacerlo primero por vía húmeda y luego por vía seca, para conseguir una mejor caracterización de la muestra mineralizada.

- ✓ Se empleó una serie de tamices compuestos por las mallas 18, 35, 60, 120, 200, 230, 325 y 400. Se colocan sobre el vibrotamiz.
- ✓ Se pesó 250 gramos de muestra y se coloca en el en el vibrotamiz ya armado.
- ✓ Seguidamente la tapa superior se ajustó sobre el tamiz superior, la misma que se conectó a una fuente de agua y en la parte inferior una manguera guiada hacia una tina con el fin de recolectar las lamas y sedimentos finos.
- ✓ Se encendió el vibrotamiz y se deja por 15 minutos con un paso de agua continuo.
- ✓ El material retenido en la serie de tamices se colocó en un recipiente y se secan por 24 horas en una estufa.
- ✓ El material del balde se lo dejó que se sedimente por 6 horas para extraer el agua y ser secado en una estufa (Figura 9).
- ✓ Luego se pesa cada una de las muestras para realizar los cálculos respectivos.

5.3.5 Determinación de la malla valorada.

Se realizó la determinación de mallas valoradas, con la finalidad de tener una perspectiva clara de la distribución del tamaño de las partículas de Au, para lo cual se tomó las mallas +120#, +230#, +400# y -400#, para corroborar la ley de cabeza. A partir de esto se hace un

análisis granulométrico utilizando las mallas antes mencionadas, en cada malla se homogeniza la muestra y se toma la cantidad correspondiente para analizar al fuego y determinar la ley de Au.

5.3.6 Determinación de los tiempos de molienda.

Realizando la malla valorada de la muestra estudiada se determinó que existe la mayor presencia de Au en la malla #200. Por lo que se tomó la decisión de hacer una molienda a 15 min con la finalidad de encontrar el tamaño de grano óptimo para liberar el Au y se puedan realizar las tres pruebas metalúrgicas, para esto se calculó el D80 antes y después de ser sometido el material a molienda. Tomamos el mismo tamaño de grano para las tres prueba ya que se debe trabajar en condiciones estándares porque al final se va hacer una comparación de resultados de las tres pruebas metalúrgicas, para así determinar cuál es la más eficiente de emplear para la recuperación de Au en la Concesión Minera “Pituca II”.

5.3.7 Análisis químico.

5.3.7.1 Fluorescencia de rayos X.

➤ Equipo

La fluorescencia de rayos X es un ensayo bastante sencillo que nos permite obtener un análisis preliminar de la composición química del material. El equipo a utilizar es BRUKER S1, el método aplicado fue Mining Light Elements. (Figura 10).



Figura 10. Equipo de fluorescencia de rayos X modelo BRUKER S1,
Fuente: Robles. L, 2016

➤ **Procedimiento**

- ✓ Para realizar este ensayo se tomó material de cabeza, homogenizarlo y pulverizarlo. (figura 11). Se debe tomar de 2 a 3g de muestra y poner en unos recipientes PVC, para después colocarlos en el equipo BRUKER S1 que tiene la forma de una pistola de rayos X.
- ✓ Finalmente encenderla y esperar unos segundos hasta que el equipo empiece a arrojar los resultados de la concentración química elemental en porcentaje del material.
- ✓ Los datos se descargaron mediante su tarjeta SD, que tiene como numero de ensayo el 185, y es un documento XLS.



Figura 11. Homogenización de la muestra para la fluorescencia de rayos X.

Fuente: Robles. L., 2016

5.3.7.2 Fusión-copelación.

➤ **Equipo**

Se empleó dos muflas eléctricas de 220 V para el proceso de fusión-copelación, la primera es una mufla de serie LN/3 35/90 para la fusión con una temperatura de 1000 °C y una mufla de serie LN/3 34/90 para la copelación con una temperatura de 900 °C (Figura 12).



Figura 12. Mufas de fusión (izquierda) y copelación (derecha).

Fuente: Robles. L, 2016

➤ Procedimiento

Fusión

Se procede a realizar una mezcla fundente, la misma que consiste en los siguientes componentes químicos con sus respectivos pesos:

FLUX	90 gr
BORAX	10 gr
HARINA	2,5 gr
MUESTRA	20 a 25gr

➤ Procedimiento:

- ✓ Se tomó de 20 a 25 gr de muestra, previamente homogenizada y pulverizada.
- ✓ Se colocó en un crisol de fundición 90 gr de Flux Básico, 2,5 gr de harina, todo esto se homogeniza cuidadosamente, para luego poner una capa de bórax y una pequeña capa de Flux Básico.
- ✓ Cuando la mufla de fusión ha alcanzado una temperatura aproximada de 1000 °C se colocan los crisoles, respectivamente numerados, dentro de la mufla y se deja por 1 hora.

- ✓ Terminado este periodo se retiró y colocó en la lingotera o payoneras de acero la carga fundida, se deja enfriar para separar la escoria y formar un regulo de plomo o cubo, para proceder a copelar.

Copelación.

➤ **Procedimiento:**

- ✓ El régulo de plomo se colocó en una copela y se lo pone dentro del horno a una temperatura de 900 °C por un lapso de 3 a 4 horas.
- ✓ A partir de esto se deja enfriar para laminar el doré que se obtiene luego de este proceso.
- ✓ Finalmente pesar el doré.



Figura 13. Payoneras de acero, crisoles y copelas.

Fuente: Robles. L., 2016

5.3.7.3 Digestión y análisis de absorción atómica.

➤ **Equipo**

Para la digestión de los doré (Au + Ag) se empleó un plato calentador de marca IKAMAG-RET-GS, ácido nítrico en solución $1\text{NO}_3\text{H}:\text{H}_2\text{O}$, crisoles de porcelana y una campana de extracción.



Figura 14. Digestión de muestras: Lectura en absorción atómica. Código de muestras: RPL 1, RPL 2, RPL 1,9, RPL 3, RPL4

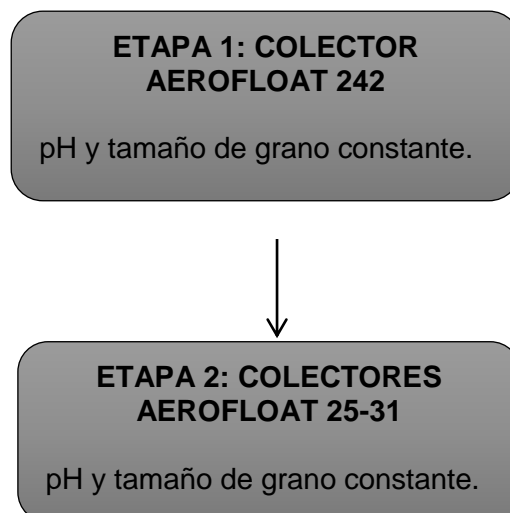
Fuente: Robles, 2016.

➤ Procedimiento

- ✓ Se lavan los instrumentos a utilizar con agua destilada para evitar contaminación.
- ✓ Luego de haber pesado el doré se colocó en un crisol de porcelana y se atacó con ácido nítrico en solución $1\text{NO}_3\text{H}:7\text{H}_2\text{O}$, $1\text{NO}_3\text{H}:3\text{H}_2\text{O}$, $1\text{NO}_3\text{H}:1\text{H}_2\text{O}$, hasta eliminar la plata. (Figura 14).
- ✓ De esta manera se procede a pesar los doré en caso de que sus pesos no sean cuantificables se diluye en agua regia luego de esto se afora en balones de 25 ml con agua destilada.
- ✓ Finalmente se colocó en frascos herméticos plásticos de 30 ml debidamente etiquetados con el código de la muestra para ser llevados a analizar en absorción atómica.

5.4 Flotación.

5.4.1 Metodología.



Se llevaron a cabo flotaciones en secuencia. Para cada flotación se realizaron los cálculos de dosificación de reactivos y disoluciones.

La primera etapa radica en usar el colector aerofloat 242. Se realizaron flotaciones con tamaño de granos correspondiente a los números de malla: 200 ASTM; considerando un pH constante de 9,5 a 10. Se realizaron los respectivos balances metalúrgicos, así como los distintos porcentajes de recuperación para cada ensayo.

La segunda etapa consiste en probar la combinación de los colectores: aerofloat 25 y aerofloat 31. Se realizaron flotaciones con tamaño de granos correspondiente a los números de malla: 200 ASTM; todas ellas con un pH constante de 9,5 a 10. Se realizaron los respectivos balances metalúrgicos (Anexo 4), así como los distintos porcentajes de recuperación para cada ensayo.

➤ Equipo



Figura 15. Celda de flotación (derecha); pHmetro (izquierda).

Fuente: Robles. L, 2016

Para realizar los ensayos de flotación se emplea una celda de flotación de marca DENVER SALA, modelo D-12, que consta de dos rotores difusores de adaptación intercambiables, motor de velocidad constante y polea de transmisión de velocidad variable. Brazo y columna de sustentación de aluminio, tacómetro integral con indicador visual de la velocidad y control regulable de la aireación, posee celdas de acero inoxidable de varias capacidades (Alulima, 2009). También se usó un pH metro de marca HANNA, modelo HI 2221. (Figura 15).

➤ **Procedimiento**

- ✓ Primero se pesó 2000 gramos de la muestra que vamos a flotar.
- ✓ Preparamos los reactivos de acuerdo a la dosificación programada en g/t de mineral y se los lleva a disolución en un balón de 100 ml de (colector, espumante y agente renovador de medio)
- ✓ Preparamos cada uno de acuerdo a los cálculos realizados; la disolución de pulpa es s/l: $\frac{1}{2}$ (2000 gramos de mineral/ 4000 ml de agua); la adición de los diversos reactivos se lleva a cabo de acuerdo a la programación del ensayo.
- ✓ Controlamos el pH de las muestras, en caso de tener una pulpa ácida, adicionamos cal hasta un pH adecuado (9,5 a 10).
- ✓ Se deja acondicionar los reactivos por 10 minutos, se abre la llave de paso de aire y flotamos por 3 minutos recogiendo el mineral concentrado en una bandeja. Esto se lo hace para las fracciones de flotación programadas (A, B Y C).
- ✓ Al final de la prueba se recoge el mineral que queda en el equipo (relaves), y este al igual que los concentrados son secados en una estufa. Una vez secos se los pesa, homogeniza y se toma la cantidad adecuada para analizar al fuego.

5.4.2 Dosificación de reactivos.

La cantidad de reactivos que se utilizara durante el proceso dependerá de las pruebas metalúrgicas preliminares y del balance económico desprendido de la evaluación de los consumos. Los reactivos fueron pesados y dosificados antes de cada ensayo, además, se disolvió en balones de 100 ml para luego ser adicionados y acondicionados como lo muestran las tablas 1, 2, 3, 4: (Anexo 4).

a) Etapa 1.

Colectores: Aerofloat 242.

PH: 9,5 – 10

Tabla 1: Dosificación de reactivos para sulfuros.

OPERACIONES	Tiempo Muestra	Aerofloat 242	Z11	RS-370	Na ₂ SiO ₃
		(50 g/t)	(75 g/t)	(50 g/t)	(250 g/t)
Acondicionamiento	5'				250
Acondicionamiento	5'	30			
Acondicionamiento	5'		50	30	
Flotación A	3'				
Acondicionamiento	5'	10	15	10	
Flotación B	3'				
Acondicionamiento	5'	10	10	10	
Flotación C	3'				

Fuente: Robles. L, 2016

Tabla 2: Adición de reactivos preparados a 100 ml de solución.

OPERACIONES	Tiempo Muestra	Aerofloat 242	Z11	RS-370	Na ₂ SiO ₃
		(50 g/t)	(75 g/t)	(50 g/t)	(250 g/t)
Para 1000 gr de pulpa		0,0375 g	0,0562 g	0.0375 g	0,1875 g
Volumen de Dilución		100 ml	100 ml	100 ml	100 ml
Acondicionamiento	5'				100 ml
Acondicionamiento	5'	60 ml			
Acondicionamiento	5'		66,6 ml	60 ml	
Flotación A	3'				
Acondicionamiento	5'	20 ml	20 ml	20ml	
Flotación B	3'				
Acondicionamiento	5'	20 ml	13,3 ml	20 ml	
Flotación C	3'				

Fuente: Robles. L, 2016

a) Etapa 2.

Colectores: Aerofloat 25 y Aerofloat 31.

PH: 9,5 -10

Tabla 3: Dosificación de reactivos para Oro.

OPERACIONES	Tiempo Muestra	Aerofloat 31	Aerofloat 25	Z11	RS-370	Na ₂ SiO ₃
		(25 g/t)	(25 g/t)	(75 g/t)	(50 g/t)	(250 g/t)
Acondicionamiento	5'					250
Acondicionamiento	5'	15	15			
Acondicionamiento	5'			50	30	
Flotación A	3'					
Acondicionamiento	5'	5	5	15	10	
Flotación B	3'					
Acondicionamiento	5'	5	5	10	10	
Flotación C	3'					

Fuente: Robles. L, 2016

Tabla 4: Adición de reactivos preparados a 100 ml de solución.

OPERACIONES	Tiempo Muestra	Aerofloat 31	Aerofloat 25	Z11	RS-370	Na ₂ SiO ₃
		(25 g/t)	(25 g/t)	(75 g/t)	(50 g/t)	(250 g/t)
Para 1000 gr de pulpa		0,0187 g	0,0187 g	0,0562 g	0.0375 g	0,1875 g
Volumen de Dilución		100 ml	100 ml	100 ml	100 ml	100 ml
Acondicionamiento	5'					100 ml
Acondicionamiento	5'	60 ml	60 ml			
Acondicionamiento	5'			66,6 ml	60 ml	
Flotación A	3'					
Acondicionamiento	5'	20 ml	20 ml	20 ml	20ml	
Flotación B	3'					
Acondicionamiento	5'	20 ml	20 ml	13,3 ml	20 ml	
Flotación C	3'					

Fuente: Robles. L, 2016

5.5 Cianuración.

5.5.1 Metodología.

Uno de los métodos más utilizados para la lixiviación de oro y plata es la cianuración, que consiste en la disolución de los metales preciosos de un mineral molido en una solución alcalina diluida de cianuro,

➤ Equipo utilizado.

Se hicieron dos pruebas de cianuración para comprobar resultados. Se utilizó un reactor con agitación con capacidad de 20lt (Figura 16). Para este método se utilizó la muestra previamente homogenizada y con una molienda de 15 min.



Figura 16. Equipo de cianuración; pH metro.

Fuente: Robles. L, 2016.

➤ **Condiciones de operación**

- pH: 9 a 11
- Peso de la muestra 1500g
- Volumen de agua 3000ml
- Dilución de pulpa L/S 2:1
- Concentración de cianuro 1g/l
- Tiempo de cianuración 24 horas

Para realizar los ensayos de cianuración se utilizaron los siguientes reactivos:

- Cal (CaO)
- Cianuro de sodio (NaCN)

Para determinar el cianuro (NaCN) residual mediante titulación utilizamos:

- Yoduro de potasio (KI)
- Nitrato de plata (AgNO₃)

➤ **Procedimiento**

- ✓ Se colocó 1500g de material con 3000ml de H₂O, el cual esta con un tamaño de grano de 200 mallas (D80=95µm), todo esto se coloca en el reactor con agitación de capacidad 20 lt para realizar el ensayo.
- ✓ Se llevó a cabo la cianuración a 400 revoluciones por minuto (RPM), se tomó el pH inicial de la pulpa y se ajusta el pH al valor deseado 9 a 11.
- ✓ La concentración de cianuro es de un 1 g/l la cual se debe mantener durante el tiempo de cianuración (24 horas), en cada tiempo establecido se toma 5ml de muestra para titular cianuro residual; al mismo tiempo se toma 50ml de la solución cianurada, se envía al laboratorio para el análisis químico por absorción atómica, para determinar la ley de Au, con estas leyes se grafica la curva de la cinética de cianuración en los tiempos programados.
- ✓ Al final del ensayo se filtra al vacío la pulpa: las colas retenidas se secan y se pesan.

➤ **Determinación del cianuro residual.**

- ✓ Para determinar el cianuro residual por medio de titulación se toman 5ml de solución cianurada y en un vaso de precipitación se agregan 3 gotas de yoduro de potasio (KI) como indicador.
- ✓ Luego se titula con nitrato de plata (AgNO₃) hasta el viraje de color amarillo claro.
- ✓ Con el resultado del consumo de AgNO₃, se hace cálculos respectivos para determinar el cianuro residual, como se indica a continuación:

$$\% \text{ CIANURO LIBRE} = \frac{\text{FACTOR} * \text{Volumen de AgNO}_3 \text{ gastado}}{\text{V.muetsra}}$$

➤ **Eliminación del Cianuro de las muestras antes de ser desechadas.**

Para descartar la solución utilizada para la cianuración es necesario descontaminarla antes, para esto se utilizó peróxido de hidrogeno (H₂O₂).

- ✓ Para esto se toma una muestra de 50 ml para calcular la cantidad de cianuro presente en la muestra.
- ✓ Luego se procede a poner una cantidad de peróxido de hidrogeno en este caso fueron 400 ml para 15 litros.

- ✓ Se deja agitar 20 min, y luego se vuelve a tomar una muestra de 50 ml para saber si la cantidad utilizada de H₂O₂ fue la suficiente para eliminación de cianuro.
- ✓ Se contaba más de 15 litros de muestra, por lo que la muestra restante se le aplico el mismo procedimiento. (Ver Anexo 5).

5.6 Knelson.

5.6.1 Metodología.

➤ Equipo

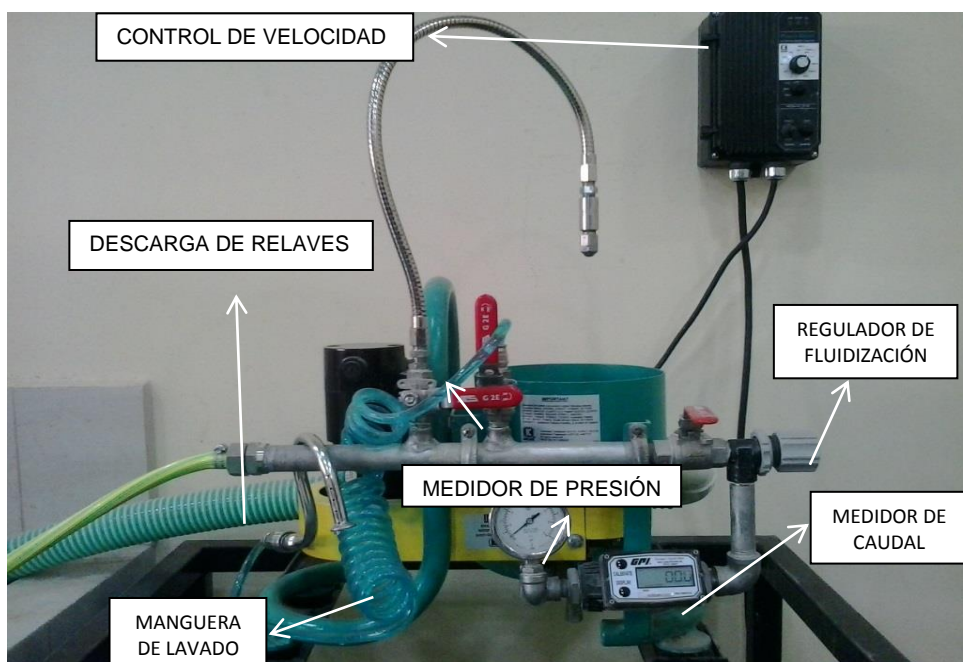


Figura 17. Partes del equipo knelson.

Fuente: Robles. L, 2016.

Se empleó un concentrador Knelson modelo KC-MD3. El empleo de este modelo lleva a cabo un rendimiento de 45 kg/h, con partículas con un tamaño máximo de 2 mm. El concentrador posee un motor de 1/4 HP de potencia y un rendimiento máximo volumétrico de 0 - 70% de volumen en peso (Figura 17).

➤ Procedimiento



Figura 18. Partes del equipo Knelson: 1) Accesorios y aspersores; 2) Llave para el lavado de la cámara del cono (izquierda) y seguro de la rosca (derecha).
Fuente: Robles. L, 2016.

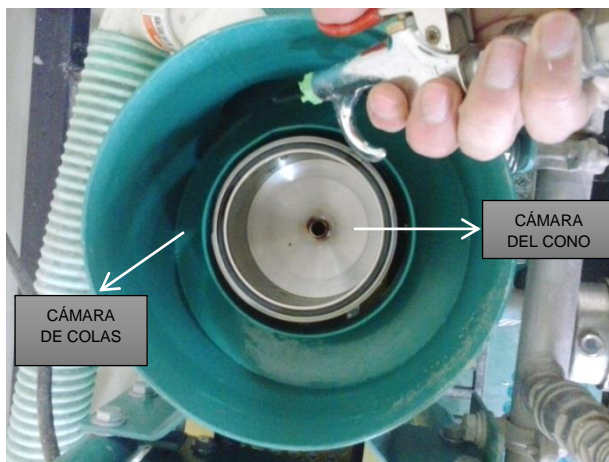


Figura 19. Lavado del equipo Knelson: 1) Lavado del cono con concentrado; 2) Lavado de la cámara del cono y cámara de relaves.
Fuente: Robles. L, 2016.

- ✓ Se arma el equipo knelson.
- ✓ Se coloca un balde al final de la manguera de descarga (relave) y un pírex debajo de la llave para el lavado de la cámara del cono. (Ver figura 18).
- ✓ Se colocó 2kg de muestra, 2lt de H₂O, en el tanque de alimentación del equipo knelson, y se encendió el agitador por 5min, con el fin de homogenizar la muestra.
- ✓ Se controla parámetros de fluidificación (1PSI de presión y fuerza de 60 G'S).

- ✓ Encender el Knelson y abrir la llave de fluidificación de agua con un caudal de 3lt/min.
- ✓ Se abre la llave de paso de pulpa al concentrador, el lapso de la prueba es de alrededor 5min. Hay que tener cuidado de no perder la muestra durante la experimentación.
- ✓ Para la descarga se procede a cerrar la llave de fluidificación a la cámara, seguidamente se apaga el equipo Knelson.
- ✓ Evacuar el agua que hay en los concentrados del Knelson y con la ayuda del aspeador para lavado del cono se deposita el mineral concentrado en un pírex. (Figura 19).
- ✓ Finalmente se secó y cuantifico el concentrado y relave con el fin de tomar una muestra representativa (100gr) para analizar al fuego.

CAPÍTULO VI
RESULTADOS Y ANÁLISIS

6.1 Peso específico.

El peso específico (γ) del mineral se determinó con el método del picnómetro, y los ensayos se realizaron por triplicado con el propósito de obtener datos confiables. El peso específico del mineral en estudio es de 2.2 g/cm^3 . Los datos obtenidos se detallan en la tabla 5 y los cálculos se describen en el Anexo 1.

Tabla 5: Resultados de los ensayos de peso específico.

Peso específico del mineral γ (g/cm^3)			
Ensayo 1	Ensayo 2	Ensayo 3	Promedio γ
2.1	2.2	2.4	2.2 g/cm^3

Fuente: Robles. L, 2016.

6.2 Análisis mineralógico.

6.2.1 Análisis microscópico.

A partir del análisis mineralógico se ha establecido una asociación mineralógica predominante que consta de pirita en un 10% y el 90% restante de minerales de ganga. Esto se da debido a que la muestra tomada para la realización de la sección pulida es relave es decir esta se procede hacer con arena, por lo que no se puede observar las asociaciones mineralógicas correspondientes. (Figura 20).

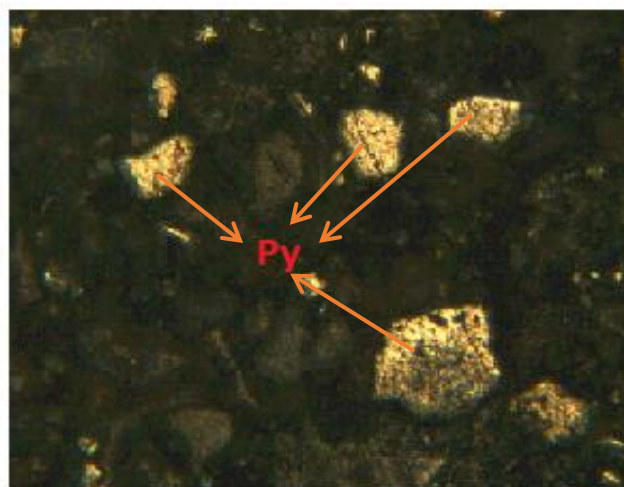


Figura 20. Mineralogía del material de la concesión minera Pituca II. (Py = pirita)

Fuente: Robles. L, 2016.

6.2.2 Fluorescencia de Rayos X.

La Tabla 6 y la figura 21 describen los distintos valores obtenidos bajo el ensayo de fluorescencia de rayos X.

Tabla 6: Composición química de elementos mayoritarios

ELEMENTOS MAYORITARIOS	PORCENTAJE (%)
SiO ₂	63,40
Al ₂ O ₃	16,78
Fe ₂ O ₃	6,95
K ₂ O	5,26
CaO	4,02
S	1,16

Fuente: Robles. L, 2016.

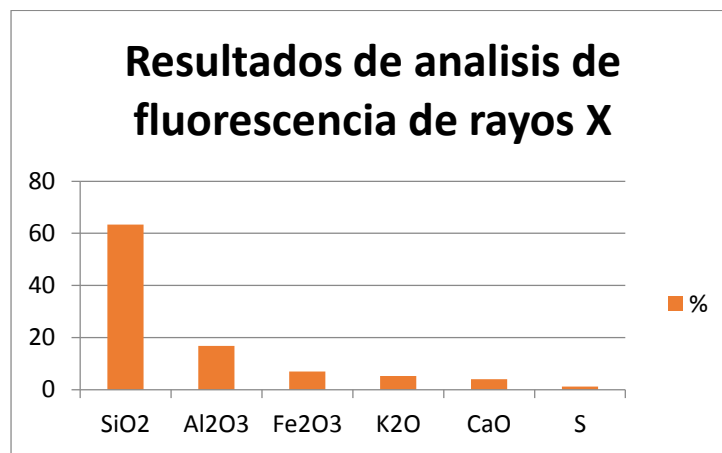


Figura 21. Concentraciones de elementos mayoritarios por Fluorescencia de rayos x.

Fuente: Robles. L, 2016.

6.2.3 Difracción de rayos X.

Análisis e identificación mediante difracción de rayos x, de las fases cristalinas presentes. Se empleó el equipo de difracción de Rayos BRUCKER S1, utilizando la longitud de onda de la K α del cobre (1,5418 Å), se realizó un diagrama entre 0° y 100°, con un paso de 0,05° y un tiempo de contaje de 5s/paso. (Ver figura 22).

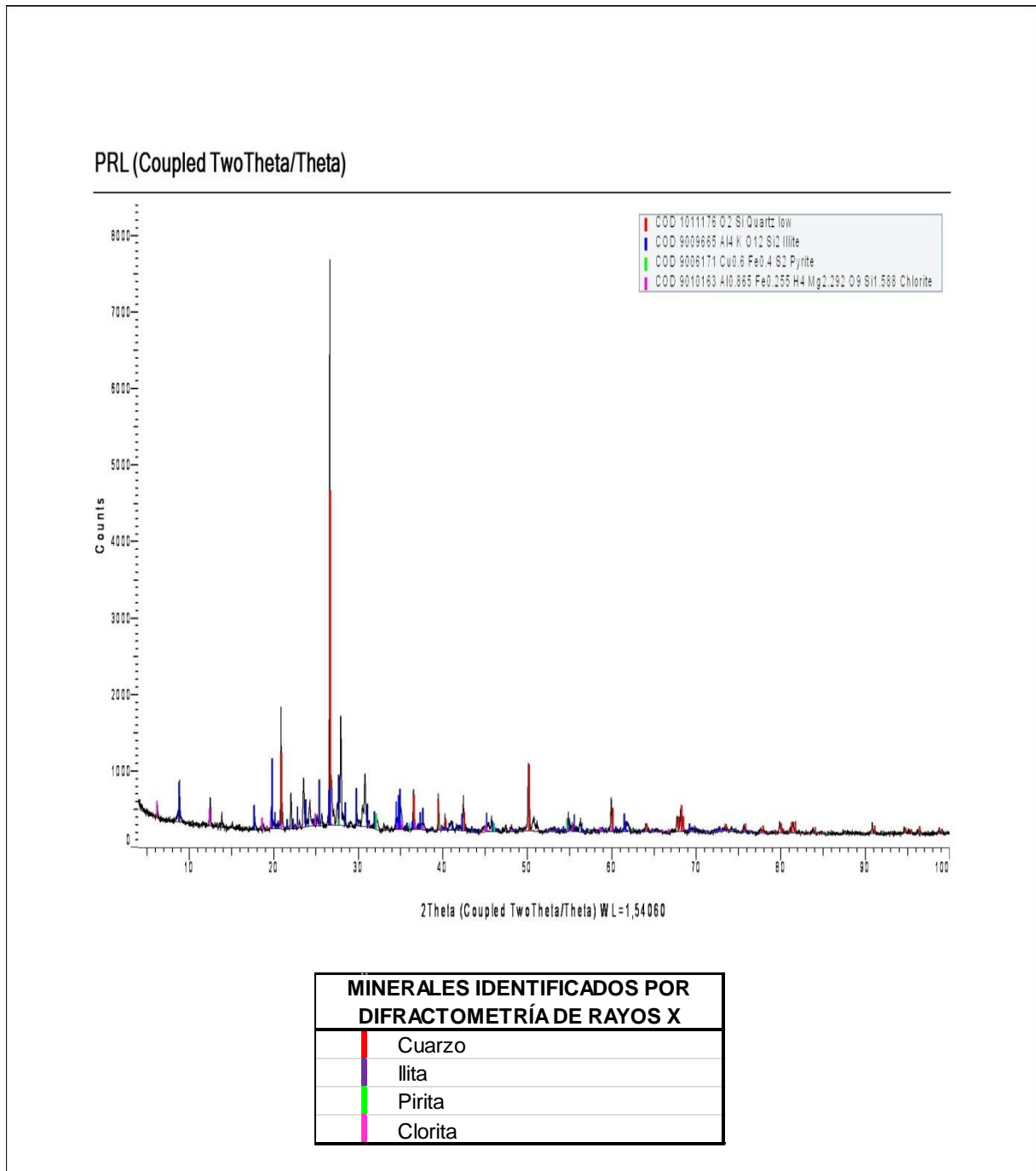


Figura 22. Resultados de la difracción de rayos X.

Fuente: Robles. L, 2016.

6.3 Análisis granulométricos y tiempos óptimos de molienda.

6.3.1 Tiempos de molienda.

El mineral se sometió a 3 diferentes tiempos de molienda de prueba (5, 10 y 15 minutos), hasta llegar a obtener el tiempo de molienda con la granulometría requerida. (Tabla 7).

Tabla 7: Tamaño de grano en función del tiempo de molienda.

TIEMPO DE MOLIENDA	D80
0 minutos	158
10 minutos	125
15 minutos	95

Fuente: Robles. L, 2016.

6.3.2 Análisis granulométrico.

El análisis granulométrico que se llevó a cabo al mineral de cabeza, antes de ser sometido a molienda teniendo un D80 de 158 μm y un D50 de 82 μm y cuando se le aplicó una molienda con un tiempo de 15 min dio como resultado un D80 de 95 μm y un D50 de 43 μm . (Tabla 8 y 9. Figura 23).

Tabla 8: Tabla de datos del análisis granulométrico antes de la molienda de 15 min.

MALLAS #	W. TAMIZ	W. TAMIZ+MUESTRA	PESO(g)	%	RETENIDO
18	288,63	288,71	0,08	0,03	0,03
35	315,08	315,30	0,22	0,09e	0,12
60	238,73	240,70	1,97	0,80	0,92
120	281,01	347,98	66,97	27,34	28,26
200	266,29	327,82	61,53	25,12	53,38
230	275,05	284,55	9,50	3,88	57,26
325	218,13	222,40	4,27	1,74	59
400	265,15	266,06	0,91	0,37	59,37
-400	358,03	359,44	0,51	40,61	99,98
	LAMAS		98,96		
	SUMA		244,92		

Fuente: Robles. L, 2016.

Tabla 9: Tabla de datos del análisis granulométrico de la molienda a 15 min.

MALLAS #	MICRONES	PESO (g)	%	RETENIDO
35			0,00	0,00
60		0,32	0,13	0,13
120		15,64	6,31	6,44
200		57,98	23,38	29,81
230		23,16	9,34	39,15
325		21,27	8,58	47,73
400		20,58	8,30	56,03
-400		109,05	43,97	100,00
			100,00	
		248,0		

Fuente: Robles. L., 2016.



Análisis Granulométrico

Diagrama ASTM

Nombre: Lisseth Robles

Lugar: La Pituca

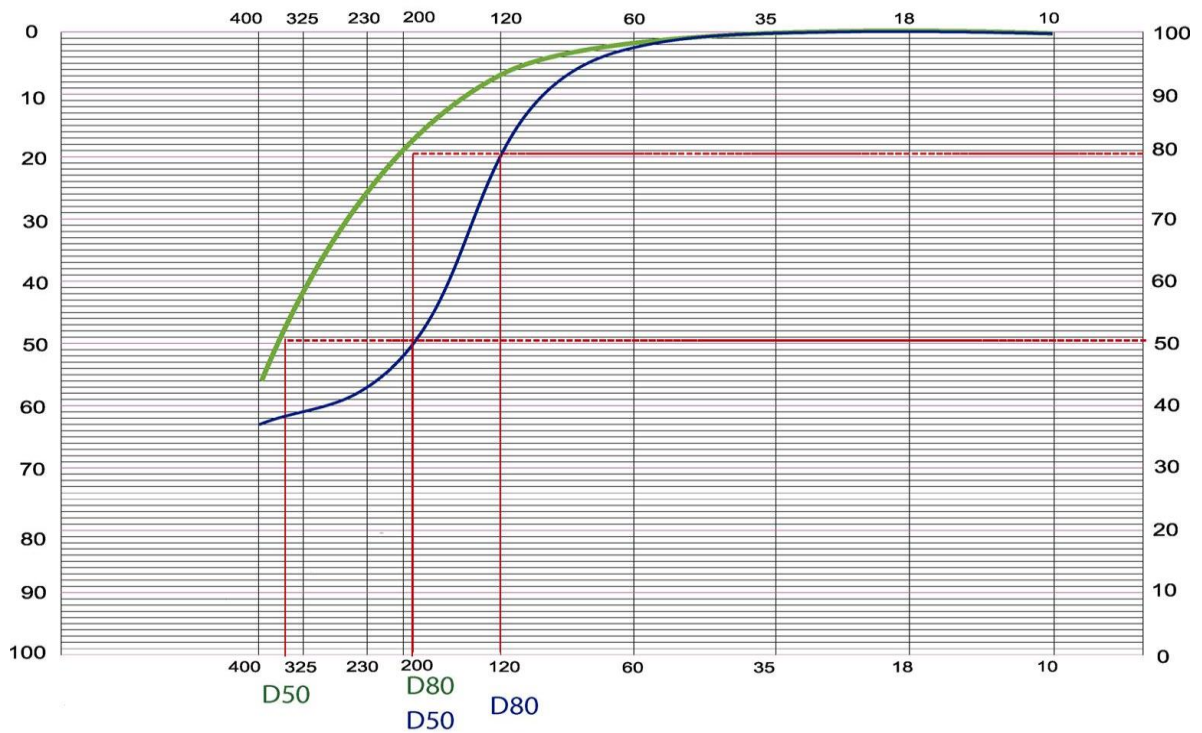


Figura 23. Curvas granulométrica a 0min de molienda y a 15 min de molienda.

Fuente: Robles. L., 2016.

6.4 Análisis Químico – Determinación de la ley de cabeza.

La ley promedio de cabeza de Au del mineral se determinó con el método de ensayo al fuego (fire assay), el proceso se realizó 3 veces y los datos y promedios obtenidos se representan en la tabla 10. La ley promedio de cabeza de Au es de 0,7 g/ton y un alto contenido de plata de g/ton (ver anexo 3).

Tabla 10: Ley de cabeza Au.

ENSAYOS	LEY DE Au (g/ton)	PROMEDIO
1	0,672	0,7
2	0,665	
3	0,630	

Fuente: Robles. L, 2016.

6.5 Análisis en malla valorada

Se realizó un ensayo de mallas valoradas con determinación de oro, con la finalidad de tener una perspectiva clara de la distribución del tamaño de las partículas de oro. En la tabla 11 se puede observar que el mayor porcentaje de oro se encuentra en las mallas +120#, +230#, +400 y -400#, lo que nos permite concluir que existe un importante porcentaje de oro con tamaño de partícula grueso (43,5 % a 120 mallas), pero también existe un gran porcentaje de oro distribuido entre las mallas más finas. Esta distribución de tamaños de partículas de oro nos recomienda realizar moliendas con el fin de liberar el oro más fino. Además en la figura 24 se puede distinguir la distribución clara de oro en las malla.

Tabla 11: Análisis de malla valorada inicial de Au.

Malla	Au %
120 #	43,5
230 #	16,13
400 #	16,13
-400 #	24,19
Total	99,95

Fuente: Robles. L, 2016.

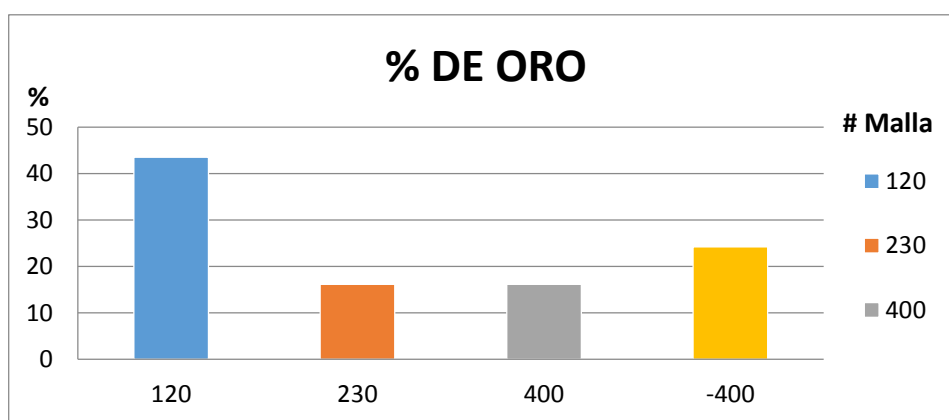


Figura 24. Gráfica de distribución de oro de acuerdo a la malla.

Fuente: Robles. L, 2016.

6.6 Pruebas Metalúrgicas de Flotación.

6.6.1 Primera Fase.

Tabla 12: Balance metalúrgico de la primera fase de Flotación.

ETAPA 1 : aerofloat 242	
CABEZA	PESO: 2Kg
	LEY: 0,7
CONCENTRADO	PESO: 0,03072Kg
	LEY: 28ppm
CONCENTRADO	PESO: 0,03678Kg
	LEY: 2,25
CONCENTRADO	PESO: 0,05485Kg
	LEY: 1,665
RELAVE	PESO: 0,88795Kg
	LEY: 0,171
BALANCE METALURGICO: 1,4 mg de Au = 1,2mg de Au	
RENDIMIENTO: 73,8 %	

Fuente: Robles. L, 2016.

6.6.2 Segunda Fase.

Tabla 13: Balance metalúrgico de la segunda fase de Flotación.

ETAPA 2 : aerofloat 31/25	
CABEZA	PESO: 2Kg
	LEY: 0,7
CONCENTRADO	PESO: 0,04083Kg
	LEY: 18,5ppm
CONCENTRADO	PESO: 0,05835Kg
	LEY: 1,89
CONCENTRADO	PESO: 0,06777Kg
	LEY: 0,33
RELAVE	PESO: 0,83609Kg
	LEY: 0,134
BALANCE METALURGICO: 1,4 mg = 1,2mg	
RENDIMIENTO: 63,4 %	

Fuente: Robles. L, 2016.

En las Tablas 12 y 13 nos indica el porcentaje de recuperación en las dos fases de flotación, teniendo como mejor rendimiento de recuperación para la primera fase utilizando el colector aerofloat 242 con el 73,8%, mientras que para la segunda fase utilizando los colectores aerofloat 25 y el 31 se alcanza un porcentaje de 40,8%, que son valores aceptables, aunque se pueden mejorar.

Los datos obtenidos en la Etapa 1 son comparables con los resultados de trabajo realizado por (Alulima, 2009) que obtuvo valores de 34,98% en Bella Rica y 50,04% en San Gerardo, explicando que estos resultados se deben al tipo de yacimiento, más específicamente a las asociaciones minerales y el “encapsulamiento” del oro dentro de los sulfuros, los que dificulta la liberación del mismo, y también podemos compararlos con los resultados del trabajo realizado por (Navas, 2014) que obtuvo porcentajes de recuperación del 40,8 en la Pangui-Chinapintza.

Los datos obtenidos en la Etapa 2 contrasta con el estudio realizado por (Valdivieso, 2013), ya que empleando parámetros parecidos y usando los colectores Aerofloat 25-31 obtiene porcentajes de 89% y 95%, pero en estos estudios se probaron varios rangos de pH.

Mientras que en el estudio del sector La Pituca se usó un pH de 9 a 11. Al igual que en la fase anterior los datos obtenidos en esta se puede comparar con el trabajo realizado en el sector la Pangui-Chinapintza por (Navas, 2014), el cual obtuvo un porcentaje de recuperación utilizando el colector aerofloat 25/31 de 54,4%. Para (Valdivieso, 2014) el valor más óptimo de pH es 10,5.

6.7 Pruebas Metalúrgicas de Cianuración.

En las siguientes tablas se describen el control horario con las condiciones de operación con las que se efectuaron las dos pruebas de cianuración.

- pH: 9 a 11
- Peso de la muestra 1500g
- Volumen de agua 3000ml
- Dilución de pulpa L/S 2:1
- Concentración de cianuro 1g/l
- Tiempo de cianuración 24 horas

Tabla 14: Cianuración de relaves (durante 24 horas).

Tiempo (hora)	Cianuración		
	Prueba 1		
	pH	NaCN(g)	CaO(g)
15:35	11,91		2,19
16:35	11,61		
18:35	11,18	0.83	
07:35	9,83	0,5	0,9
11:35	10,35	0,88	
14:35	10,70		
15:35	10,74		

Fuente: Robles. L, 2016

Tabla 15: Cianuración de relaves (durante 24 horas).

Tiempo (hora)	Cianuración		
	Prueba 1		
	pH	NaCN(g)	CaO(g)
10:20	11,27	3g	1,67
11:20	11,05		
15:20	10,38	1,26	
18:20	10,16	0,63	
08:20	9,15	1,74	1,41
10:20	10,16		

Fuente: Robles. L, 2016

6.7.1 Balances metalúrgicos de las pruebas de Cianuración.

- Prueba 1.

Tabla 16: Balance metalúrgico de la primera prueba de Cianuración

PRUEBA 1	
CABEZA	PESO: 1,5Kg
	LEY: 0,7
CONCENTRADO	PESO: 0,565
	LEY: 1,438
RELAVE	PESO: 1,5Kg
	LEY: 0,2
BALANCE METALURGICO: 1,1 mg = 1,1mg	
RENDIMIENTO: 73,63 %	

Fuente: Robles. L, 2016.

Tabla 17: Cinética de Cianuración: Prueba 1

Prueba 1	
T(horas)	ppm
0	0
1	0,372
3	0,431
16	0,501
20	0,525
23	0,554
24	0,565

Fuente: Robles. L, 2016.

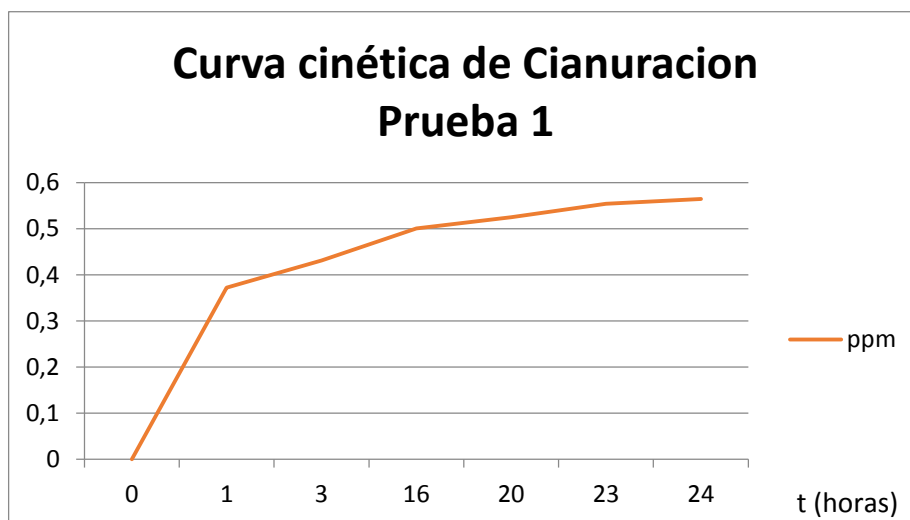


Figura 25. Curva cinética de cianuración: Prueba 1

Fuente: Robles. L, 2016

- Prueba 2.

Tabla 18: Balance metalúrgico de la segunda prueba de Cianuración.

PRUEBA 2	
CABEZA	PESO: 1,5Kg
	LEY: 0,7
CONCENTRADO	PESO: 0,692
	LEY: 1,340
RELAVE	PESO: 1,5Kg
	LEY: 0,15
BALANCE METALURGICO: 1,1 mg = 1,1mg	
RENDIMIENTO: 81,8 %	

Fuente: Robles. L, 2016.

Tabla 19: Cinética de Cianuración: Prueba 2

Prueba 2	
T(horas)	ppm
0	0
1	0,350
5	0,497
8	0,588
22	0,871
24	0,896

Fuente: Robles. L, 2016

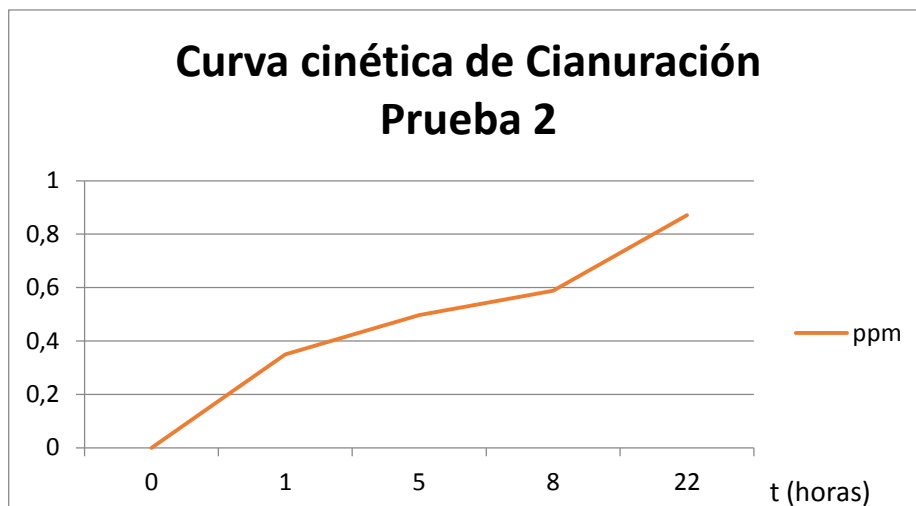


Figura 26. Curva cinética de cianuración: Prueba 2

Fuente: Robles. L, 2016.

En las tablas 16 y 18 se muestra los porcentajes de recuperación en la cianuración realizados por duplicado en los cuales se obtuvo un promedio de 77,72%, comparando los resultados obtenidos en recuperación con las otras pruebas realizadas (flotación y concentración gravimétrica centrífuga knelson) esta es la más eficiente en la recuperación de Au. Estos resultados se los puede comparar con los obtenidos en el trabajo realizado por (Jiménez - Prieto 2011) obteniendo un porcentaje de recuperación del 73,83% a concentración de CN 1,25 g/L.

Pero también se puede decir que comparando este rendimiento de cianuración obtenido con el rendimiento de la cianuración realizado en otro trabajo de investigación de un sector diferente no es considerada muy buena ya que en este lugar se alcanzó un 93,84% a concentración de CN 1,5 g/L de recuperación. (Guartán - Tamay 2002).

6.8 Pruebas Metalúrgicas de Concentración Gravimétrica Knelson.

6.8.1 Prueba 1.

Tabla 20: Balance metalúrgico: Primera prueba de Concentración Gravimétrica Knelson.

ETAPA 1	
CABEZA	PESO: 2Kg
	LEY: 0,7
CONCENTRADO	PESO: 0,01472
	LEY: 29,76
RELAVE	PESO: 1,96Kg
	LEY: 0,446
BALANCE METALURGICO: 1,4 mg de Au = 1,3mg de Au	
RENDIMIENTO: 28,6 %	

Fuente: Robles. L, 2016.

6.8.2 Prueba 2

Tabla 21: Balance metalúrgico: Segunda prueba de Concentración Gravimétrica Knelson.

ETAPA 2	
CABEZA	PESO: 2kg
	LEY: 0,7
CONCENTRADO	PESO: 0,0189
	LEY: 29,63
RELAVE	PESO: 1,96Kg
	LEY: 0,407
BALANCE METALURGICO: 1,4 mg de Au = 1,4mg de Au	
RENDIMIENTO: 40 %	

Fuente: Robles. L, 2016.

La Tabla 20 y 21 nos muestra las pruebas de concentración gravimétrica knelson mismas que se las hicieron por duplicado, para descartar cualquier error dado esto nos indica el porcentaje de recuperación en la primera prueba de 28,6 y en la segunda del 40%.

Los resultados obtenidos no son muy buenos para la recuperación de Au, para lo cual se aconseja hacer pruebas de gravimetría antes de ser sometido el material a molienda y variando los PSI.

No se hizo pruebas a otros tiempos de molienda para elevar el porcentaje de recuperación debido a que se trabajó los ensayos de las tres pruebas (Flotación, cianuración y concentración gravimétrica Knelson) a una misma malla (#200) para al final poder comparar resultados de recuperación y así saber cuál de las pruebas es la más efectiva para la recuperación de Au de la relavera de la concesión minera Pituca II.

CONCLUSIONES

- ✓ Los análisis químicos de cabeza llevados a cabo dan como resultado una concentración promedio de Au de 0,7 ppm.
- ✓ El peso específico promedio del material de la relavera de la concesión minera Pituca II Zamora es de $\gamma = 2.2 \text{ g/cm}^3$.
- ✓ El ensayo granulométrico del material de la relavera de la concesión minera PITUCA II antes de ser sometido a molienda tiene un $D_{80} = 158\mu\text{m}$ (120mallas ASTM) y el material después de ser sometido a 15 minutos de molienda da como resultado un $D_{80} = 95 \mu\text{m}$ (200 mallas ASTM).
- ✓ En base a los análisis de fluorescencia de rayos X, se determinó un amplio porcentaje de alúmina (Al_2O_3 : 16.7 %) el cual es uno de los principales componentes de los limos y arcillas, y junto con el cuarzo (SiO_2 : 63,4 %) componen la ganga del mineral en estudio. Así mismo el óxido de hierro (Fe_2O_3 : 6,95 %) es el resultado de las reacciones químicas de alteraciones de los sulfuros de hierro.
- ✓ Al realizar la cuantificación de la relavera de la concesión minera "Pituca II" sector Zamora se obtuvo un volumen = $334,37\text{m}^3 = 735,61\text{Tn}$.
- ✓ De acuerdo a los resultados metalúrgicos del ensayo de flotación dosificado con reactivos para flotar sulfuros que se le aplicó al mineral, obtuvimos un rendimiento del 73,8%, con un porcentaje de recuperación de 380,02 gr de Au y la flotación dosificada con reactivos para flotar Au nos arrojó un rendimiento de 63,4% y una recuperación de 326,5 gr de Au.
- ✓ El ensayo de cianuración realizados por duplicado muestran un porcentaje de recuperación promedio de 77,72 %, con una recuperación de 400,20 gr de Au.
- ✓ En la concentración gravimétrica centrífuga Knelson obtuvimos un porcentaje de recuperación promedio luego de haber realizado dos pruebas de 34,3 %, con una de recuperación de 176,62 gr de Au.
- ✓ De acuerdo a los resultados obtenidos en las tres pruebas metalúrgicas: flotación, cianuración y concentración gravimétrica centrífuga Knelson, concluimos que el método más efectivo para la recuperación de oro de la relavera de la concesión minera PITUCA II es el método de cianuración con una recuperación de 400,20 gr de Au. Según KITCO el precio de Au al 18 de Mayo es de \$1270,80 por lo que se calculó la recuperación de Au en la cianuración en dinero siendo esta de \$16352,86.

RECOMENDACIONES

- ✓ El tamaño de partícula que se desea obtener esta en total dependencia de la calidad y tiempo de molienda, para lo cual es conveniente tener bien claro los tiempos de molienda y sus curvas para poder reportar la malla de trabajo para determinar el D80.
- ✓ El proceso para lavar la muestra debe ser realizado con cuidado de manera que no se dañe el tamiz o producir perdida del material al ser lanzado este fuera de la bandeja al lavar los tamices.
- ✓ Para que los datos obtenidos al final de cada prueba sean confiables verificar el estado limpio de los tamices, en caso de ser utilizados limpiarlos con brocha y con el aire del compresor y en caso de ser necesario las mallas mayores a 200 a utilizar el limpiador de ultrasonido.
- ✓ En los relaves, se recomienda flotar a pH 9 ya que a pH superiores el oro se deprime, ya que la cal actúa como agente depresor.
- ✓ Se recomienda antes de realizar el proceso de cianuración plantearse el control horario es decir hacer una tabla en la que se indicara la hora en que se deberá tomar las muestras y las condiciones de operación que se tomaran en cuenta para efectuar la misma.
- ✓ Al determinar el consumo de cianuro residual se debe tomar en cuenta el gasto correcto de solución titulante, para determinar bien el peso de reposición de cianuro que hay que colocar a la solución cianurada.
- ✓ Dejar que repose por unos cuantos minutos la muestra para proceder a tomarla sin sedimentos, hasta que el líquido se encuentre claro y así en el momento de realizar las titulaciones este no altere el color del viraje.
- ✓ Se recomienda realizar pruebas de concentración gravimétrica centrifuga knelson antes de ser sometido el material a molienda, es decir a 0min, 5 min y 10 min con el fin de elevar el rendimiento de recuperación de Au.

BIBLIOGRAFÍA

- Al Maynard and Associates Pty Ltd (2012). Technical Report on the Condor Gold Project located in Zamora, Ecuador.
- Macas, I. C. (01 de junio del 2015). Estudio de Impacto Ambiental de la Concesión Minera Pituca II, Código 500648; Fase de Explotación Subterránea. Zamora: Zamora.
- Ciencia con conciencia .Infancia de oro en la Cordillera del Cóndor. Clínica Ambiental .Quito, 2012
- Ministerio de Energía y Minas. Evaluación de distritos mineros del Ecuador, Vol. V; UCP Prodeminca: Ecuador, 2000.
- Guartán J.; Tamay J. Optimización del Proceso de Recuperación de oro contenido en los Relaves de Molienda de la Planta Vivanco por el Método de Flotación. UTPL. Loja, 2002.
- Alulima J. “Rendimiento de la Flotación para concentrar sulfuros minerales de los relaves en los distritos mineros de Portovelo - Zaruma, Bella Rica y San Gerardo”. UTPL. Loja, 2009.
- Cornelius S. Manual de Mineralogía de Dana, 3era Edición; Editorial REVERTÉ, S.A. España, 1982.
- Paladines A.; Soto J. Geología y Yacimientos Minerales del Ecuador, Editorial UTPL. Loja, Ecuador. 2010.
- Navas, S. (2014). Recuperación de oro por gravimetría centrífuga y flotación de los relaves provenientes de la industria minera artesanal de La Panguí - Chinapintza. Loja-Ecuador. Universidad Técnica Particular de Loja.
- Jiménez, M. Prieto, J. (2001). Determinar el rendimiento de recuperación de oro y plata, aplicando un proceso combinado de flotación y cianuración a los relaves provenientes de las plantas de tratamiento gravimétrico del condominio sur Nambija. Loja – Ecuador. Universidad Técnica Particular de Loja.
- Chuquipoma F. Metalurgia del Oro, Editorial San Marcos_Lima-Peru, 2010.
- Perry, R. (2001). Manual de Ingeniero Químico (6a Ed.). Sección: Sistema de clasificación sólido-sólido y líquido-líquido. México. McGraw-Hill/Interamericana editores S.A. Tomo 1 y 2.

- Sancho J,: Ballester A. Metalurgia Extractiva Procesos de Obtención, Volumen II pág. 410,411. 1999.

ANEXOS

ANEXO 1. ENSAYOS DEL PICNÓMETRO

P1 = Peso del picnómetro vacío y seco

P2 = P1 + peso de la muestra

P4 = P2 + agua

P3 = P1 + agua

γ = Peso específico

ENSAYO 1

P1: 9,25g

P2: 9,57g

P3: 15,81g

P4: 15,98g

$$\gamma = \frac{P2 - P1}{(P3 - P1) - (P4 - P2)}$$

$$\gamma = \frac{9,57g - 9,25g}{(15,81 - 9,25) - (15,98 - 9,57)}$$

$$\gamma = 2,1$$

ENSAYO 2

P1: 9,28g

P2: 10,00g

P3: 15,85g

P4: 16,24g

$$\gamma = \frac{P2 - P1}{(P3 - P1) - (P4 - P2)}$$

$$\gamma = \frac{10,00\text{g} - 9,28\text{g}}{(15,85\text{g} - 9,28\text{g}) - (16,24\text{g} - 10,00\text{g})}$$

$$\gamma = 2,2$$

ENSAYO 3

P1: 9,27g

P2: 10,12g

P3: 15,82g

P4: 16,32g

$$\gamma = \frac{P2 - P1}{(P3 - P1) - (P4 - P2)}$$

$$\gamma = \frac{10,12\text{g} - 9,27\text{g}}{(15,82\text{g} - 9,27\text{g}) - (16,32\text{g} - 10,12\text{g})}$$

$$\gamma = 2,4$$

ANEXO 2. ENSAYO GRANULOMÉTRICO POR EL MÉTODO MATEMÁTICO DE LOS RELAVES DE LA PITUCA.

Serie de tamices de Estados Unidos y equivalentes de Tyler (ASTM E-11-61)

Designación del tamiz		Abertura de la malla		Diámetro nominal del alambre		Designación equivalente de Tyler
Estándar	Alternativa	mm.	In (equiv. Aprox.)	Mm	In (equiv. Aprox.)	
107.6mm	4.24in.	107.6	4.24	6.40	0.2520	
101.6mm	4 in. †	101.6	4.00	6.30	0.2480	
90.5mm	3 ½ in.	90.5	3.5	6.08	0.2394	
76.1mm	3in.	76.1	3.00	5.80	0.2283	
64.0mm	2 ½ in	64.0	2.50	5.50	0.2165	
53.8mm	2.12in.	53.8	2.12	5.15	0.2028	
50.8mm	2 in. †	50.8	2.00	5.05	0.1988	

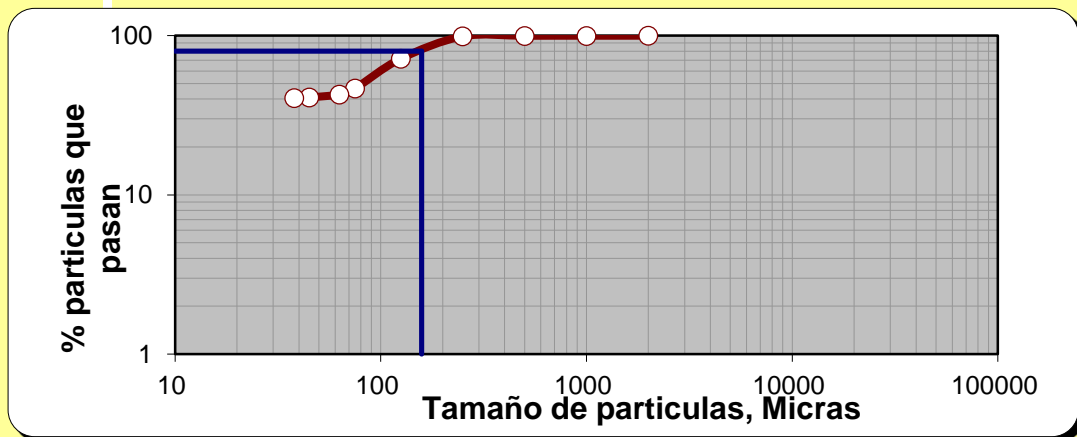
45.3mm	1 ¾ in.	45.3	1.75	4.85	0.1909	
38.1mm	1 ½ in.	38.1	1.50	4.59	0.1807	
32.0mm	1 ¼ in.	32.0	1.25	4.23	0.1665	
26.9mm	1.06 in.	26.9	1.06	3.90	0.1535	1.050 in
25.4mm	1 in. †	25.4	1.00	3.80	0.1496	
22.6mm	7/8 in.	22.6	0.875	3.50	0.1378	0.883 in
19.0mm	¾ in.	19.0	0.750	3.30	0.1299	0.742 in
16.0mm	5/8 in.	16.0	0.625	3.00	0.1181	0.624 in
13.5mm	0.530 in.	13.5	0.530	2.75	0.1083	0.525 in
12.7mm	½ in. †	12.7	0.500	2.67	0.1051	
11.2mm	7/16 in.	11.2	0.438	2.45	0.0965	0.441 in
9.51mm	3/8 in.	9.51	0.375	2.27	0.0894	0.371 in
8.00mm	5/16 in.	8.00	0.312	2.07	0.0815	2 ½ malla
6.73mm	0.265 in.	6.73	0.265	1.87	0.0736	3 malla
6.35mm	¼ in. †	6.35	0.250	1.82	0.0717	
5.66mm	No. 3 ½	5.66	0.223	1.68	0.0661	3 ½ malla
4.76mm	No. 4	4.76	0.187	1.54	0.0606	4 malla
4.00mm	No. 5	4.00	0.157	1.37	0.0539	5 malla
3.36mm	No. 6	3.36	0.132	1.23	0.0484	6 malla
2.83mm	No. 7	2.83	0.111	1.10	0.0430	7 malla
2.38mm	No. 8	2.38	0.0937	1.00	0.0394	8 malla
2.00mm	No. 10	2.00	0.0787	0.900	0.0354	9 malla
1.68mm	No. 12	1.68	0.0661	0.810	0.0319	10 malla
1.41mm	No. 14	1.41	0.0555	0.725	0.0285	12 malla
1.19mm	No. 16	1.19	0.0469	0.650	0.0256	14 malla
1.00mm	No. 18	1.00	0.0394	0.580	0.0228	16 malla
841micras	No. 20	0.841	0.0331	0.510	0.0201	20 malla
707micras	No. 25	0.707	0.0278	0.450	0.0177	24 malla
595micras	No. 30	0.595	0.0234	0.390	0.0154	28 malla
500micras	No. 35	0.500	0.0197	0.340	0.0134	32 malla
420micras	No. 40	0.420	0.0165	0.290	0.0114	35 malla
354micras	No. 45	0.354	0.0139	0.247	0.0097	42 malla
297micras	No. 50	0.297	0.0117	0.215	0.0085	48 malla
250micras	No. 60	0.250	0.0098	0.180	0.0071	60 malla
210micras	No. 70	0.210	0.0083	0.152	0.0060	65 malla

177micras	No. 80	0.177	0.0070	0.131	0.0052	80 malla
149micras	No. 100	0.149	0.0059	0.110	0.0043	100 malla
125micras	No. 120	0.125	0.0049	0.091	0.0036	115 malla
105micras	No. 140	0.105	0.0041	0.076	0.0030	150 malla
88micras	No. 170	0.88	0.0035	0.064	0.0025	170 malla
74micras	No. 200	0.74	0.0029	0.053	0.0021	200 malla
63micras	No. 230	0.63	0.0025	0.044	0.0017	250 malla
53micras	No. 270	0.53	0.0021	0.037	0.0015	270 malla
44micras	No. 325	0.44	0.0017	0.030	0.0012	325 malla
37micras	No. 400	0.37	0.0015	0.025	0.0010	400 malla

Tabla de la granulometría de los relaves de la concesión minera PITUCA II

- **Antes de la molienda**

MALLAS #	W. TAMIZ	W. TAMIZ+MUESTRA	PESO(g)	%	RETENIDO
18	288,63	288,71	0,08	0,03	0,03
35	315,08	315,30	0,22	0,09	0,12
60	238,73	240,70	1,97	0,80	0,92
120	281,01	347,98	66,97	27,34	28,26
200	266,29	327,82	61,53	25,12	53,38
230	275,05	284,55	9,50	3,88	57,26
325	218,13	222,40	4,27	1,74	59
400	265,15	266,06	0,91	0,37	59,37
-400	358,03	359,44	0,51	40,61	99,98
	LAMAS	98,96			
	SUMA	244,92			



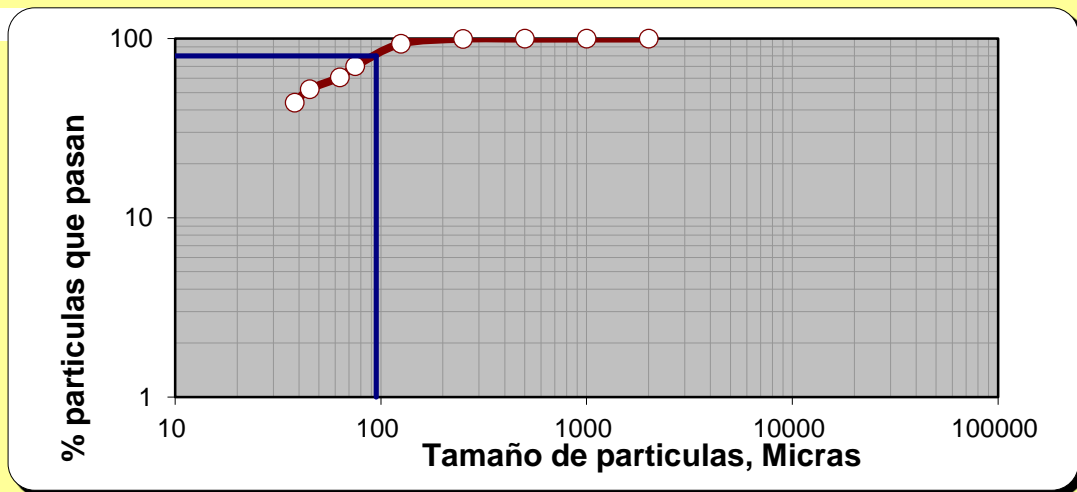
D80 = 158 μ m

D50 = 82 μ m

Curva granulométrica antes de ser sometida la muestra a molienda con el programa Moly-Cop Tools.

- Después de ser sometida la muestra a 15 min de molienda

MALLAS #	PESO (g)	%	RETENIDO
35		0,00	0,00
60	0,32	0,13	0,13
120	15,64	6,31	6,44
200	57,98	23,38	29,81
230	23,16	9,34	39,15
325	21,27	8,58	47,73
400	20,58	8,30	56,03
-400	109,05	43,97	100,00
	100,00		
248,0			



D80 = 95 μ m

D50 = 43 μ m

Curva granulométrica después de ser sometida la muestra a 15 min de molienda con el programa Moly-Cop Tools.

ANEXO 3. DETERMINACION DE LA LEY DE CABEZA

MUESTRA	PESO(g)	PPM	ALICUOTA	Mg de Au	LEY Au(g/Tn)
1	25	0,672	0,025	0,0168	0,672
2	25	0,665	0,025	0,016625	0,665
3	25	0,63	0,025	0,01575	0,630
				PROMEDIO	=0,7

$$\text{Mg de Au} = \text{PPM (m/L)} \cdot \text{Alicuota (L)}$$

$$\text{Ley de Au} = \frac{\text{Mg de Au} \cdot 1000}{\text{w. muestra}}$$

ANEXO 4. BALANCES METALURGICOS DE FLOTACION

PRUEBA 1

ENTRADA	PESO	2 kg
	LEY	0,7 ppm

CONCENTRADO	PESO	0,03072kg
	LEY	28ppm

CONCENTRADO	PESO	0,03678kg
	LEY	2,25ppm

CONCENTRADO	PESO	0,05485 kg
	LEY	1,665ppm

RELAVE	PESO	0,8879
	LEY	0,171 ppm

$$2 \text{ kg} \times 0,7 \text{ mg/kg} = (0,03072 \text{ kg} \times 28\text{mg/kg}) + (0,03678\text{kg} \times 2,25 \text{ mg/kg}) + (0,05485 \text{ kg} \times 1,665\text{mg/kg}) + (0,88795\text{kg} \times 0,171 \text{ mg/kg})$$

$$1,4 \text{ mg de Au} = 0,86 \text{ mg} + 0,082 \text{ mg} + 0,091\text{mg} + 0,15\text{mg}$$

$$1,4 \text{ mg de Au} = 1,2\text{mg de Au}$$

$$\text{RENDIMIENTO: } (1,033/1,4) \times 100 = 73,8 \%$$

PRUEBA 2- REACTIVOS PARA ORO

ENTRADA	PESO	2 kg
	LEY	0,7 ppm

CONCENTRADO	PESO	0,04083kg
	LEY	18,5ppm

CONCENTRADO	PESO	0,05835kg
	LEY	1,89ppm

CONCENTRADO	PESO	0,06777 kg
	LEY	0,33ppm

RELAVE	PESO	0,83609
	LEY	0,134 ppm

$$2 \text{ kg} \times 0,7 \text{ mg/kg} = (0,04083 \text{ kg} \times 18,5\text{mg/kg}) + (0,05835\text{kg} \times 1,89 \text{ mg/kg}) + (0,06777 \text{ kg} \times 0,33\text{mg/kg}) + (0,83609\text{kg} \times 0,34 \text{ mg/kg})$$

$$1,4 \text{ mg de Au} = 0,755 \text{ mg} + 0,11 \text{ mg} + 0,022\text{mg} + 0,28\text{mg}$$

$$1,4 \text{ mg de Au} = 1,2\text{mg de Au}$$

$$\text{RENDIMIENTO: } (0,887/1,4) \times 100 = 63,4 \%$$

CALCULOS PARA LA DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS PARA SULFUROS.

$$\text{Dosificación de reactivos (g)} = \frac{\text{g de reactivo} \cdot \text{g de muestra} \cdot 10^{-6} (\text{factor de toneladas a gramos})}{1 (\text{pureza del reactivo})}$$

$$\text{Para } 50 \text{ g/t de Colector } 242 = \frac{50 \text{ g} \cdot 2000 \text{ g de muestra} \cdot 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Para Colector } 242 = 0,1 \text{ g}$$

$$\text{Para } 75 \text{ g/t de Z11} = \frac{75 \text{ g (Z11)} \cdot 2000 \text{ g de muestra} \cdot 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Para Z11} = 0,15 \text{ g}$$

$$\text{Para } 50 \text{ g/t de RS - 370} = \frac{50 \text{ g (RS-370)} \cdot 2000 \text{ g de muestra} \cdot 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Para RS-370} = 0,1 \text{ g}$$

$$\text{Para } 250 \text{ g/t de Silicato de Sodio} = \frac{250 \text{ g (Na}_2\text{SiO}_3) \cdot 2000 \text{ g de muestra} \cdot 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Para Silicato de Sodio} = 0,5 \text{ g}$$

CÁLCULO DE VOLÚMENES

$$50 \text{ g/t} \text{ ————— } 100 \text{ ml}$$

$$30 \text{ g/t} \text{ ————— } X$$

$$X = \frac{30 \frac{\text{g}}{\text{t}} \cdot 100 \text{ ml}}{50 \text{ g/t}}$$

$$X = 60 \text{ ml}$$

$$50 \text{ g/t} \text{ ————— } 100 \text{ ml}$$

$$10 \text{ g/t} \text{ ————— } X$$

$$X = \frac{10 \frac{\text{g}}{\text{t}} \cdot 100 \text{ ml}}{50 \text{ g/t}}$$

$$X = 20 \text{ ml}$$

75 g/t ————— 100 ml

50 g/t ————— X

$$X = \frac{50 \frac{\text{g}}{\text{t}} \cdot 100 \text{ ml}}{75 \text{ g/t}}$$

$$X = 66,66 \text{ ml}$$

75 g/t ————— 100 ml

15 g/t ————— X

$$X = \frac{15 \frac{\text{gr}}{\text{To}} \cdot 100 \text{ ml}}{75 \text{ gr/To}}$$

$$X = 20 \text{ ml}$$

75 g/t ————— 100 ml

10 g/t ————— X

$$X = \frac{10 \frac{\text{g}}{\text{t}} \cdot 100 \text{ ml}}{75 \text{ g/t}}$$

$$X = 13,33 \text{ ml}$$

50 g/t ————— 100 ml

30 g/t ————— X

$$X = \frac{30 \frac{\text{g}}{\text{t}} \cdot 100 \text{ ml}}{50 \text{ g/t}}$$

$$X = 60 \text{ ml}$$

50 g/t ————— 100 ml

10 g/t ————— X

$$X = \frac{10 \frac{\text{g}}{\text{t}} \cdot 100 \text{ ml}}{50 \text{ g/t}}$$

$$X = 20 \text{ ml}$$

DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS PARA ORO

$$\text{Para } 25 \text{ g/t de Colector Aerofloat } 31 = \frac{25 \text{ g (AEROFLOAT 31)} \cdot 2000 \text{ g de muestra} \cdot 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Para Colector Aerofloat } 31 = 0,05 \text{ g}$$

$$\text{Para } 25 \text{ g/t de Colector Aerofloat } 25 = \frac{25 \text{ g (AEROFLOAT 25)} \cdot 2000 \text{ g de muestra} \cdot 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Para Colector Aerofloat } 25 = 0,05 \text{ g}$$

ANEXO 5. BALANCES METALURGICOS DE LA PRUEBA DE CIANURACION

PRUEBA 1

ENTRADA	PESO	1,5 kg
	LEY	0,7 ppm

CONCENTRADO	SOLUCION	1,438ml
	LEY	0,565ppm

RELAVE	PESO	1,5
	LEY	0,2 ppm

$$1,5 \text{ kg} \times 0,7 \text{ mg/kg} = (0,565 \text{ kg} \times 1,438 \text{ mg/kg}) + (1,5 \text{ kg} \times 0,2 \text{ mg/kg})$$

$$1,1 \text{ mg} = 0,81 \text{ mg} + 0,3 \text{ mg}$$

$$1,1 \text{ mg} = 1,1 \text{ mg}$$

$$\text{RENDIMIENTO: } (0,81/1,1) \times 100 = 73,6 \%$$

PRUEBA 2

ENTRADA	PESO	1,5 kg
	LEY	0,7 ppm

CONCENTRADO	SOLUCION	1,340ml
	LEY	0,692ppm

RELAVE	PESO	1,5
	LEY	0,15 ppm

$$1,5 \text{ kg} \times 0,7 \text{ mg/kg} = (0,592 \text{ kg} \times 1,340 \text{ mg/kg}) + (1,5 \text{ kg} \times 0,15 \text{ mg/kg})$$

$$1,1 \text{ mg} = 0,79 \text{ mg} + 0,3 \text{ mg}$$

$$1,1 \text{ mg} = 1,1 \text{ mg}$$

$$\text{RENDIMIENTO: } (0,79/1,1) \times 100 = 71,8 \%$$

❖ Cálculo de la cantidad de cianuro antes de ser descontaminada.

$$\text{CIANURO LIBRE} = \frac{\text{Volumen de NO}_3\text{Ag gastado}}{\text{V.muetsra}}$$

$$\text{CIANURO LIBRE} = \frac{23,8 - 24,9}{5}$$

$$\text{CIANURO LIBRE} = 0,29$$

❖ Cálculo de la cantidad de cianuro después de ser descontaminada.

$$\text{CIANURO LIBRE} = \frac{\text{Volumen de NO}_3\text{Ag gastado}}{\text{V.muetsra}}$$

$$\text{CIANURO LIBRE} = \frac{23,5-23,5}{5}$$

$$\text{CIANURO LIBRE} = 0,06$$

ANEXO 6. BALANCES METALURGICOS DE LA PRUEBA DE CONCENTRACION GRAVIMETRICA KNELSON

PRUEBA 1

ENTRADA	PESO	2 kg
	LEY	0,87ppm

CONCENTRADO	PESO	0,01472 kg
	LEY	29,76ppm

RELAVE	PESO	1,96044
	LEY	0,446 ppm

$$2 \text{ kg} \times 0,7 \text{ mg/kg} = (0,01472 \text{ kg} \times 29,76 \text{ mg/kg}) + (1,96044 \text{ kg} \times 0,446 \text{ mg/kg})$$

$$1,4 \text{ mg} = 0,438 \text{ mg} + 0,87 \text{ mg}$$

$$1,4 \text{ mg} = 1,3 \text{ mg}$$

$$\text{RENDIMIENTO: } (0,438/1,4) \times 100 = 31,3 \%$$

PRUEBA 2

	PESO	2 kg
--	------	------

ENTRADA	LEY	0,7 ppm
---------	-----	---------

CONCENTRADO	PESO	0,0189 kg
	LEY	29,63ppm

RELAVE	PESO	1,96661
	LEY	0,407 ppm

$$2 \text{ kg} \times 0,7 \text{ mg/kg} = (0,0189 \text{ kg} \times 29,63 \text{ mg/kg}) + (1,96661 \text{ kg} \times 0,407 \text{ mg/kg})$$

$$1,4 \text{ mg} = 0,560 \text{ mg} + 0,81 \text{ mg}$$

$$1,4 \text{ mg} = 1,4 \text{ mg}$$

$$\text{RENDIMIENTO: } (0,560/1,4) \times 100 = 40 \%$$