



**UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA**  
*La Universidad Católica de Loja*

**ÁREA TÉCNICA**

TITULACIÓN DE INGENIERO EN GEOLOGÍA Y MINAS

**Recuperación de oro por gravimetría centrífuga y flotación de los relaves  
provenientes de la industria minera artesanal de  
La Pangui – Chinapintza**

TRABAJO DE FIN DE TITULACIÓN

**AUTOR:** Navas Jaramillo, Santiago José

**DIRECTOR:** Sanmartín Gutiérrez, Víctor Aurelio, Mgs.

LOJA – ECUADOR

2014

## APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE FIN DE TITULACIÓN

Magister.

Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez

DIRECTOR DEL TRABAJO DE FIN DE TITULACIÓN

De mi consideración:

El presente trabajo de fin de titulación: “Recuperación de oro por gravimetría centrífuga y flotación de los relaves provenientes de la industria minera artesanal de La Pangui – Chinapintza” realizado por Navas Jaramillo Santiago José, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por lo que se aprueba la presentación del mismo.

Loja, Octubre de 2014

f) \_\_\_\_\_

## DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS

“Yo Navas Jaramillo Santiago José declaro ser autor del presente trabajo de fin de titulación: Recuperación de oro por gravimetría centrífuga y flotación de los relaves provenientes de la industria minera artesanal de La Pangui – Chinapintza, de la Titulación de Ingeniero en Geología y Minas, siendo Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez director 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. 67 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: Navas Jaramillo Santiago José

Cédula: 1105043507

## DEDICATORIA

Dedico el presente trabajo mis padres: Diógenes José y Rut Noemí, quienes siempre me motivaron, alentaron y ayudaron para ser mejor cada día como persona y como estudiante. Pero en especial a mi mamá quien siempre ha estado pendiente de mí y de mi bienestar.

A mi familia, especialmente a mis hermanas Patricia Soledad y María Esther, quienes han sido una importante motivación.

A mis amigos y compañeros: Diego, Valeria, Lisseth y Samanta, con quienes compartí muy buenas experiencias y momentos agradables.

A Alexandra Rodnova, quien a pesar de la distancia, supo brindarme su cariño, tiempo y comprensión.

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

## **AGRADECIMIENTO**

Agradezco a mis padres, por su apoyo económico y moral.

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

A todos los ingenieros y profesores que compartieron sus conocimientos, experiencias y habilidades con mis compañeros y conmigo.

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

## ÍNDICE DE CONTENIDOS

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE FIN DE TITULACIÓN .....	II
DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS.....	III
DEDICATORIA .....	IV
AGRADECIMIENTO .....	V
RESUMEN EJECUTIVO.....	1
CAPITULO I.....	3
INTRODUCCIÓN.....	3
1.1. ANTECEDENTES Y JUSTIFICACIÓN .....	4
1.2. OBJETIVOS .....	5
1.2.1. Objetivo general.....	5
1.2.2. Objetivos específicos .....	5
CAPÍTULO II.....	6
CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS Y FÍSICAS DEL SECTOR MINERO LA PANGUI – CHINAPINTZA.....	6
2.1. UBICACIÓN.....	7
2.2. ACCESO .....	7
2.3. LA TOPOGRAFÍA, ELEVACIÓN Y VEGETACIÓN.....	8
2.4. CLIMA.....	8
CAPÍTULO III.....	9
GEOLOGÍA.....	9
3.1. GEOLOGÍA REGIONAL Y TECTÓNICA .....	10
3.1.1. Evolución geológica regional.....	11
3.2. GEOLOGÍA Y MINERALOGÍA LOCAL .....	13
CAPÍTULO IV .....	15
PRINCIPIOS DE LA FLOTACIÓN Y CONCENTRACIÓN CENTRÍFUGA KNELSON .....	15
4.1. PRINCIPIOS DE LA FLOTACIÓN .....	16
4.1.1. Definición.....	16
4.1.2. Reactivos en la flotación .....	16

4.1.2.1. Promotores o colectores.....	16
4.1.2.2. Espumantes .....	17
4.1.2.3. Modificadores de medio.....	18
4.1.3. Variables operacionales para el proceso .....	18
4.1.3.1. Granulometría .....	18
4.1.3.2. Tipo de reactivos .....	19
4.1.3.3. Densidad de pulpa.....	19
4.1.3.4. Aireación .....	19
4.1.3.5. Regulación del pH .....	19
4.1.3.6. Tiempo de residencia .....	19
4.2. CONCENTRACIÓN CENTRIFUGA POR KNELSON.....	20
4.2.1. Introducción .....	20
4.2.2. Características y operación del concentrador Knelson.....	20
CAPÍTULO V .....	22
METODOLOGÍA Y EQUIPOS.....	22
5.1. MUESTREO DEL MATERIAL .....	23
5.2. PREPARACIÓN DEL MATERIAL MUESTREADO.....	23
5.2.1. Homogenización y cuarteo de las muestras.....	23
5.3. CARACTERIZACIÓN DEL MATERIAL .....	24
5.3.1. Peso específico del material .....	24
5.3.2. Análisis mineralógico .....	25
5.3.3. Análisis granulométrico .....	26
5.3.4. Análisis químico .....	27
5.3.4.1. Fusión-copelación .....	27
5.3.4.2. Digestión y lectura por absorción atómica .....	29
5.4. FLOTACIÓN .....	30
5.4.1. Metodología .....	30
5.4.2. Dosificación de reactivos .....	32
5.5. KNELSON.....	34
5.5.1. Metodología .....	34
5.6. COMBINACIÓN DE PROCESOS .....	38
5.6.1. Metodología .....	38
CAPÍTULO VI .....	39
RESULTADOS Y ANÁLISIS .....	39
6.1. ANÁLISIS MINERALÓGICO .....	40

6.2. DIFRACTOMETRÍA .....	41
6.3. PESO ESPECÍFICO .....	42
6.4. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICOS Y TIEMPOS ÓPTIMOS DE MOLIENDA .....	43
6.5. LEY DE CABEZA.....	44
6.6. FLOTACIÓN .....	44
6.7. KNELSON.....	46
6.8. COMBINACIÓN DE PROCESOS .....	52
CONCLUSIONES .....	53
RECOMENDACIONES.....	54
BIBLIOGRAFÍA:.....	55
ANEXOS .....	57
ANEXO 1. ENSAYOS DEL PICNÓMETRO .....	57
ANEXO 2. ENSAYO GRANULOMÉTRICO POR EL MÉTODO MATEMÁTICO DE LOS RELAVES DE LA PANGUI (O MINUTOS DE MOLIENDA).....	58
ANEXO 3. BALANCE METALÚRGICO DEL PRIMER ENSAYO DE FLOTACIÓN: MALLA 179 ASTM Y COLECTORER AEROFLOAT 25-31.....	60
ANEXO 4. DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS .....	60
ANEXO 5. RECÁLCULO DE LEYES .....	63

## **ÍNDICE DE IMÁGENES**

IMAGEN 1. UBICACIÓN DEL DISTRITO MINERO CHINAPINTZA.....	7
IMAGEN 2. MAPA GEOLÓGICO REGIONAL DEL DISTRITO MINERO CHINAPINTZA.....	11
IMAGEN 3. MAPA GEOLÓGICO DE LA PANGUI.....	14
IMAGEN 4. RELAVERA EN EL SECTOR LA PANGUI.....	23
IMAGEN 5. HOMOGENIZACIÓN Y CUARTEO DEL MATERIAL.....	24
IMAGEN 6. SECCIÓN PULIDA.....	25
IMAGEN 7. ENSAYO GRANULOMÉTRICO:1) GRANULOMETRÍA POR VÍA HÚMEDA; 2) GRANULOMETRÍA SECA.....	26
IMAGEN 8. MUFLAS DE FUSIÓN (IZQUIERDA) Y COPELACIÓN (DERECHA).....	27
IMAGEN 9. PAYONERAS DE ACERO, CRISOLES Y COPELAS.....	28

IMAGEN 10. DIEGESTIÓN DE MUESTRAS: 1) CAMPANA DE EXTRACCIÓN; 2) TUBOS DE CULTIVO.....	29
IMAGEN 11. CELDA DE FLOTACIÓN (DERECHA); PEACHÍMETRO (IZQUIERDA).....	31
IMAGEN 12. PARTES DEL EQUIPO KNELSON.....	35
MAGEN 13. 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).....	36
IMAGEN 14. LAVADO DEL EQUIPO KNELSON: 1) LAVADO DEL CONO CON CONCENTRADO; 2) LAVADO DE LA CÁMARA DEL CONO Y CÁMARA DE RELAVES.....	36
IMAGEN 15. ANÁLISIS DE SECCIÓN PULIDA: 1) MINERALES PRESENTES EN LA SECCIÓN: PY (PIRITA), SP (ESFALERITA), PO (PIRROTINA) Y OX (ÓXIDOS); 2) INCLUSIONES DE PIRITA Y ORO EN ESFALERITA.....	40
IMAGEN 16. ANÁLISIS DE SECCIÓN PULIDA: 1) PIRITA (PY) Y ÓXIDOS DE HIERRO (OX); 2) INCLUSIONES DE CALCOPIRITA EN MATRIZ DE PIRROTINA (PO).....	41
IMAGEN 17. CURVAS Y SUS RESPECTIVOS PORCENTAJES DE LOS MINERALES PRESENTES EN LOS RELAVES POR DIFRACTOMETRÍA.....	42
IMAGEN 18. CURVAS GRANULOMÉTRICAS.....	43

## **ÍNDICE DE TABLAS**

TABLA 1. COLUMNA ESTRATIGRÁFICA DE LA GEOLOGÍA REGIONAL.....	12
TABLA 2. DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS. ETAPA 1.....	32
TABLA 3. ADICIÓN DE REACTIVOS PREPARADOS A 100 ML DE SOLUCIÓN .ETAPA 1.....	33
TABLA 4 .DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS. ETAPA 2.....	33
TABLA 5. ADICIÓN DE REACTIVOS PREPARADOS A 100 ML DE SOLUCIÓN .ETAPA 2.....	34
TABLA 6. MINERALES Y SUS RESPECTIVOS PORCENTAJES PRESENTES EN LA SECCIÓN PULIDA ANALIZADA.....	40
TABLA 7. MINERALES Y SUS RESPECTIVOS PORCENTAJES PRESENTES EN LA SECCIÓN PULIDA.....	41
TABLA 8. RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE PESO ESPECÍFICO.....	42
TABLA 9. TAMAÑO DE GRANO EN FUNCIÓN DEL TIEMPO DE MOLIENDA.....	43
TABLA 10. RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE PESO ESPECÍFICO.....	44
TABLA 11. BALANCES METALÚRGICOS Y RENDIMIENTOS DE LA ETAPA 1 DE FLOTACIÓN. .	44
TABLA 12. BALANCES METALÚRGICOS Y RENDIMIENTOS DE LA ETAPA 2 DE FLOTACIÓN. .	45
TABLA 13. BALANCES METALÚRGICOS Y RENDIMIENTOS DE LA ETAPA 1 DE KNLSON. ....	46

TABLA 14. BALANCES METALÚRGICOS Y RENDIMIENTOS DE LA ETAPA 2 DE KNELSON.....	48
TABLA 15. RECÁLCULO DE LEYES CON LA ETAPA 1 Y ETAPA 2 DE KNELSON. ....	50
TABLA 16. RECÁLCULO DE LEYES EN LA ETAPA 3 DE KNELSON.....	51
TABLA 17. BALANCES METALÚRGICOS Y RENDIMIENTOS.....	52

### **ÍNDICE DE GRÁFICOS**

GRÁFICO 1. RENDIMIENTO EN LA RECUPERACIÓN DE ORO EN LA ETAPA 1 Y ETAPA 2 DE LA FLOTACIÓN. ....	45
GRÁFICO 2. RENDIMIENTO EN LA RECUPERACIÓN DE ORO EN LA ETAPA 1 DE KNELSON. .	47
GRÁFICO 3. RENDIMIENTO EN LA RECUPERACIÓN DE ORO EN LA ETAPA 2 DE KNELSON. ...	49
GRÁFICO 4. RENDIMIENTOS DEL RECÁLCULO DE LEYES DE LOS ENSAYOS KNELSON. ....	50
GRÁFICO 5. RECUPERACIONES CON MALLA 167 ASTM VS LEYES DE ORO. ....	51

## RESUMEN EJECUTIVO

Los relaves procedentes del sector minero de La Pangui fueron sometidos a ensayos empleando los procesos de flotación y concentración centrífuga por Knelson; de igual manera se realizó una combinación de estos dos procesos. Para la flotación se experimentaron con parámetros, como son: tamaño de grano, colectores y un pH de 9,5 para todos los ensayos. Los resultados obtenidos demuestran que los mejores rangos de recuperación se dan usando un número de malla 179 ASTM y una combinación de colectores aerofloat 25 y aerofloat 31. Para la concentración por Knelson se probaron algunas variables, como son: tamaño de grano, presión y una velocidad de 60 Gs para todos los ensayos. Los mejores resultados se dan con el tamaño de grano más fino correspondiente a 167 ASTM con una presión de 1 PSI. La combinación de procesos fue realizada en secuencia; en la primera fase se usó el equipo Knelson y flotación para completar la segunda etapa. Los resultados obtenidos demuestran se alcanzó un porcentaje de recuperación del 81%, el cual se considera óptimo.

**PALABRAS CLAVES:** La Pangui, relaves, flotación, tamaño de grano, colectores, ph, Knelson, presión

## **ABSTRACT**

Tailings from the mining sector's Pangui underwent tests using the flotation and Knelson centrifugal concentration; Likewise a combination of these two processes are performed. For flotation were experimented with various parameters, such as: grain size, collectors and a pH of 9.5 for all trials. The results show that the best recovery rates are given using a number 179 meshes ASTM and combination of aerofloat collectors 25 and 31. To the concentration by Knelson were tested several variables, such as: grain size, pressure and a speed of 60 Gs, for all trials. Moreover, tailings were concentrated under the same conditions and then performing recalculation laws. Best results occur with finer grain size corresponding to ASTM 167 with a pressure of 1 PSI. The combination of processes was done in sequence; the Knelson equipment was first used, then flotation to complete the second stage. The results show a recovery rate of 81% was reached and it is an optimal result.

**KEY WORDS:** The Pangui, tailings, flotation, grain size, collectors, ph, Knelson, pressure

## **CAPITULO I**

### **INTRODUCCIÓN**

## 1.1. Antecedentes y justificación

En el contexto de la economía nacional, el campo de los recursos no renovables, 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.

La libre disposición de los recursos en el sector minero artesanal de La Panguí - Chinapintza ha sido la causa fundamental para que se explote estos recursos de una forma voraz, irracional y anti técnica, empleando métodos metalúrgicos deficientes, que ocasionan una escasa recuperación de oro y plata. Estas técnicas tradicionales conllevan a la destrucción y contaminación del medio ambiente local, debido al empleo de sustancias nocivas y peligrosas.

Es necesaria la experimentación de procesos más eficaces y factibles. Uno de estos métodos 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 con los minerales seleccionados 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.

Por otro lado la concentración de oro por el método de la gravedad ha sido ampliamente utilizada debido a su sencillez, la gran capacidad de procesamiento, bajo costo de operación y lo más importante, porque no utiliza ningún producto químico.

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 oro y minerales de la ganga asociados y fluidificación del concentrado en los rápidos. 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. Así como la flotación, este proceso se caracteriza por la variedad de parámetros de trabajo: tamaño de grano, presión y velocidad, que han sido estudiados para determinar los más óptimos.

Una vez estudiados los procesos por separado, es necesario llevar a cabo una combinación de los mismos; 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.

El siguiente trabajo tiene el fin de mejorar las condiciones de recuperación de oro de los relaves procedentes de la actividad minera de La Panguí aplicando dos procesos: la flotación y el equipo Knelson, así como la combinación de ambas técnicas. Que resultan ser procesos prácticos, alternativos y que no afectan al medio ambiente. De esta manera pueden ser adaptados a la minería del sector o actividades relacionadas, ya que las mejores condiciones de operación se las presenta en este trabajo; así evitando los métodos tradicionales que son contaminantes y parcialmente eficientes.

Además la información presente en este trabajo puede ser empleado para trabajos posteriores de investigación, de esta manera puede ser usada como una guía para cumplir con este propósito.

## **1.2. Objetivos**

### **1.2.1. Objetivo general**

- Recuperación de oro de relaves utilizando métodos de concentración como la flotación y la concentración centrífuga por Knelson; estimando el rendimiento de cada método.

### **1.2.2. Objetivos específicos**

- Determinar la mineralogía presente en los relaves.
- Llevar a cabo un análisis químico de cabeza.
- Desarrollar un análisis granulométrico.
- Realizar la concentración de oro por método centrífugo Knelson.
- Realizar la concentración de oro mediante el método de flotación.
- Llevar a cabo una combinación de procesos: Knelson- Flotación.

## **CAPÍTULO II**

### **CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS Y FÍSICAS DEL SECTOR MINERO LA PANGUI – CHINAPINTZA**

## 2.1. Ubicación

El sector minero está situado en la región amazónica, al suroeste de Ecuador, y está situado en las faldas occidentales de la Cordillera del Cóndor, en la cresta de la cual define la frontera entre Ecuador y Perú; a 40 km al Este de Zamora (Imagen 1).



Imagen 1. Ubicación del Distrito Minero Chinapintza.  
Fuente: Navas, 2014.

## 2.2. Acceso

Desde la ciudad de Loja el acceso a La Pangui se lo realiza vía terrestre con un recorrido de aproximadamente 145 kilómetros divididos en los siguientes tramos:

- Loja – Zamora (concreto rígido).
- Zamora – Zumbi (carpeta asfáltica).
- Zumbi – Paquisha (vía lastrada).
- Paquisha – La Pangui (vía lastrada en algunos tramos).

Dependiendo de las condiciones de la carretera, el viaje toma de tres a cuatro horas aproximadamente. Debido a las condiciones geomorfológicas y climatológicas, se recomienda el uso de un vehículo 4 x 4 desde Zumbi hasta La Pangui (Piedra, 2014).

### **2.3. La topografía, elevación y vegetación**

La topografía es muy accidentada y las pendientes son empinadas (pendiente media). Las elevaciones dentro del sector tienen un promedio de 1750 m.s.n.m, con un rango de mineralización vertical > 400 m (Chinapintza Gold Project, 2013). Las montañas están cubiertas de bosques típicos tropicales y densa vegetación, típica de bosques tropicales (Chinapintza Gold Project, 2013).

### **2.4. Clima**

El clima es típico de las zonas situadas en esta elevación a lo largo de la parte amazónica de los Andes. Las temperaturas diarias oscilan entre 18 °C y 29 °C, y el promedio de 22 °C. Las precipitaciones son del orden de 2 a 4 metros / año con lluvias máximas que se producen entre febrero y abril. Sin embargo, pesadas precipitaciones pueden ocurrir en cualquier momento del año (Chinapintza Gold Project, 2013).

El promedio de humedad del 79% durante todo el año. La niebla y la cubierta de nubes es típico durante la estación lluviosa. A excepción de las interrupciones que puedan producirse como resultado de las lluvias inusualmente intensas (Chinapintza Gold Project, 2013).

## **CAPÍTULO III**

### **GEOLOGÍA**

### 3.1. Geología regional y tectónica

El sector minero de La Pangui-Chinapintza se encuentra en la cordillera del Cóndor, entre la cordillera de los Andes en el Oeste y el Cratón Amazónico Pre-Cámbrico en el Este. Siendo este último un conjunto de rocas metamórficas de unos 600 millones de años; que forman la litológica subyacente (plataforma) de gran parte de la región amazónica. Forma parte de un significativo cinturón trans-arco plegado de empuje de edad Jurásico-Cretácico (Chávez, 2008).

La geología involucra las formaciones comprendidas desde el Precámbrico-Devónico al Cretáceo, dentro de un esquema de distribución controlado por dos estructuras regionales, de orientación N-S: Falla Nangaritzza, al Oeste del área y, Falla La Pangui-Reina del Cisne al Este (Chávez, 2008).

Intruyendo a gran parte de este complejo, hasta el Cretácico inferior, con presencia regional está el Batolito de Zamora.

La Falla Nangaritzza, pone en contacto: un bloque hundido, al Oeste, conformado por las unidades más jóvenes del sistema – Jurásico a Cretácico – con un ligero levantamiento en el sector Sur, que es donde aflora la Formación Santiago, en el sector de Shaime; en tanto que al Norte, en Surmi, aflora la Formación Hollín y en la parte alta de la Cordillera de Tzunantza, Mina Real-Nambija, las formaciones Napo y remanentes de la Tena (Chávez, 2008).

La Falla La Pangui-Reina del Cisne, es una falla de sobrecorrimiento generada por la acción del empuje del Cratón sobre la Placa Continental, consecuencia de este empuje es el levantamiento de la Cordillera del Cóndor y un vuelco estratigráfico. Así, en la parte alta de la cordillera y adosadas a la falla afloran las formaciones más antiguas (Pumbuiza y Macuma) para dar paso en las estribaciones a una amplia distribución de depósitos volcano-sedimentarios, Breccias Camp, hasta las unidades descritas en la parte baja. El volcanismo es de dos tipos: fisural y central, para este caso estaría relacionado con el Cerro Conguine (Chávez, 2008) (Imagen 2).

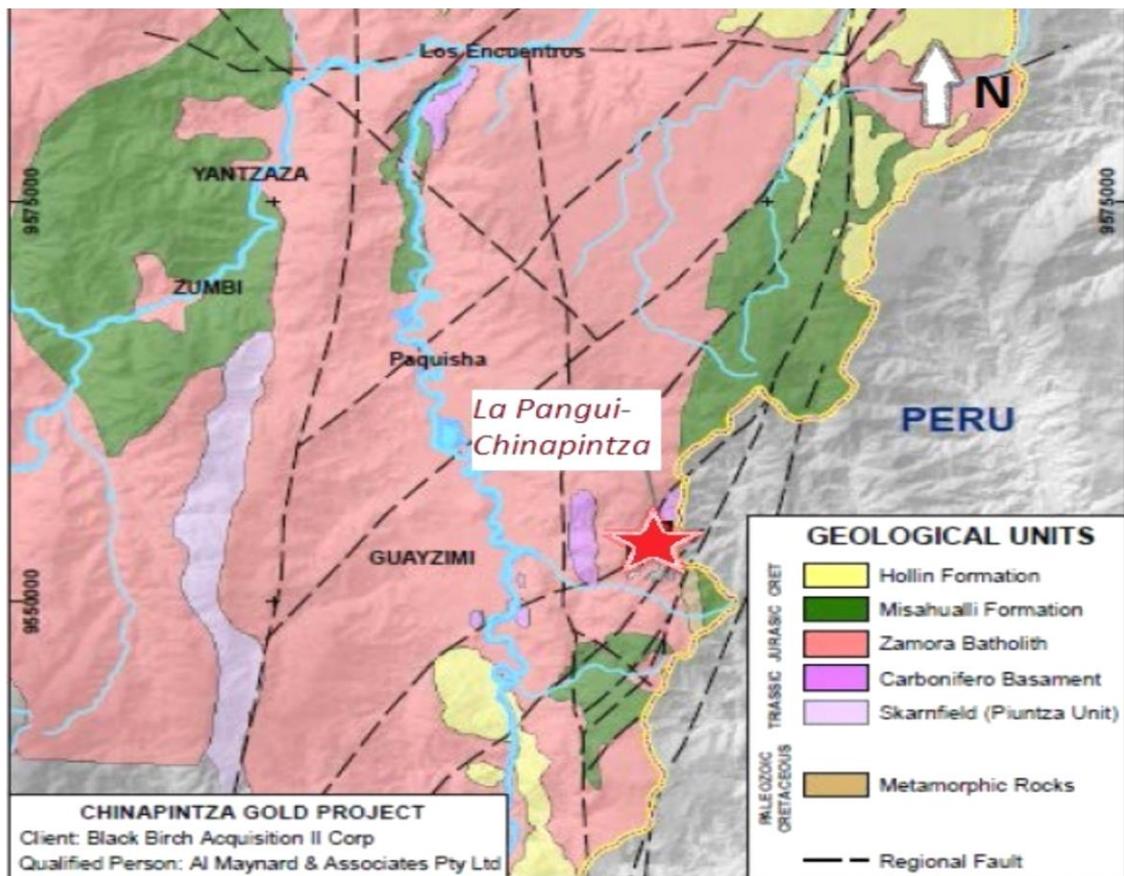


Imagen 2. Mapa geológico regional del Distrito Minero Chinapintza.  
Fuente: Chinapintza Golden Project.

### 3.1.1. Evolución geológica regional

- (Cámbrico - Devónico) (600 a 360 Ma) Sedimentos fangosos y arenosos fueron depositados, sus remanentes metamórficos: pizarras, esquistos y cuarcitas, que ahora forman el basamento metamórfico en el distrito, las Formaciones Pumbuiza y Makuma (Chinapintza Gold Project, 2013).
- (Triásico - Jurásico) (225 a 200 Ma) Zona de Rifting produjo volcanismo representado por las Formaciones Isimanchi y Santiago (Chinapintza Gold Project, 2013).
- (Jurásico) (150 a 144 Ma) Batolito de Zamora intruyó las rocas más antiguas (Chinapintza Gold Project, 2013).
- (Jurásico) (150 Ma) Durante las últimas etapas del emplazamiento del Batolito de Zamora, erupciones volcánicas producen las rocas volcánicas Misahuallí: flujos, brechas, depósitos aéreos y los sedimentos derivados de ellos. Estas rocas volcánicas se encuentran en casi todo el distrito (Chinapintza Gold Project, 2013).
- (Cretácico) (115 a 105 Ma) El océano transgredió sobre las rocas más antiguas, con la deposición de depósitos de litoral y sedimentos marinos; ahora representados por

areniscas, esquistos arcillosos y con fósiles de piedra caliza de las Formaciones Hollin y Napo (Chinapintza Gold Project, 2013).

- (Cretácico Medio) (116 a 96 Ma) Toda la secuencia anterior de rocas fueron intruídas a lo largo de las estructuras regionales, por cuerpos de diorita y granodiorita asociadas con intrusiones cercanas a la superficie y rocas volcánicas. En las últimas etapas de este evento ígneo se generaron las aguas termales que se han enriquecido en diversos elementos, entre ellos metales de interés económico. La interacción de estas aguas termales químicamente alteraron las rocas circundantes y depositó los minerales que ahora forman cuerpos mineralizados (Chinapintza Gold Project, 2013).
- (Cretácico Inferior) (75 Ma) Areniscas continentales fueron depositados. Algunos están ahora de color rojo debido a la presencia de grandes cantidades de óxidos de hierro ("camas rojas"). Estos forman la Formación Tena (Chinapintza Gold Project, 2013).

Tabla 1. Columna estratigráfica de la geología regional.

<b>ESTRATIGRAFÍA REGIONAL</b>		
<b>EDAD</b>	<b>FORMACIÓN</b>	<b>DESCRIPCIÓN</b>
<b>Cainozoico</b>	NO DETERMINADA	Sedimentos no diferenciados
<b>Cretácico ( Medio-Superior)</b>	NO DETERMINADA	Stocks félsicos de composición intermedia y diques. Volcanismo de poca profundidad con mineralización.
<b>Cretácico ( Inferior )</b>	CHINAPINTZA	Riodacitas-dacitas
<b>Cretácico ( Inferior )</b>	HOLLIN Y NAPO	Sedimentos marinos : arenisca, calizas y esquistos arcillosos.
<b>Jurásico( Superior )</b>	MISAHUALLI	Flujos, brechas, y rocas volcaniclásticas y piroclásticas
<b>Jurásico( Inferior-Medio)</b>	CHAPIZA	Capas rojas continentales, turbiditas, pelitas y flujos basálticos.
<b>Jurásico( Inferior-Medio)</b>	---	Intrusiones ígneas, especialmente tonalita y granodiorita (tonalita de tipo I)
<b>Triásico – Jurásico ( Medio)</b>	PIUNTZA	Las rocas silici-clásticas, limolita, y rocas volcanso-clásticas
INCONFORMIDAD		
<b>Precámbrico – Devónico</b>	ISIMANCHI	Pizarras, esquistos y rocas silici-clásticas.

Fuente: Chinapintza Golden Project.

### **3.2. Geología y mineralogía local**

La Pangui, geológicamente, pertenece a un complejo intrusivo volcánico, donde el rasgo principal viene a ser el pórfido de Chinapintza de edad Cretácea (106 a 96 Ma), el cual intruye a rocas de edad Jurásica, como son el Batolito de Zamora y la Unidad Misahuallí (Piedra, 2014).

Litológicamente este sector está conformado por rocas intrusivas félsicas a intermedias, que abarca granodioritas, los volcánicos de composición andesita, riodacita, riolita, presentes como pórfidos y los diques de composición similar (cuerpos intrusivos subverticales); los volcánicos subaéreos: brechas y tobas de composición riolítica; los esquistos anfibolíticos y los sedimentos jóvenes que recubren la serie de rocas (Piedra, 2014).

Estructuralmente, la zona minera es muy compleja, presenta lineamientos con buzamientos altos (70°- 90°), próximos a la vertical; unos con sentido NE que controlan el emplazamiento de litologías y otros con sentido NW controlando intrusiones de diques y eventos mineralizantes (Piedra, 2014).

La mineralización principal se presenta en vetas, stockworks, diseminada y como cementante de brechas, la asociación mineralógica predominante consta de sulfuros (pirita, esfalerita, calcopirita y galena) asociados al oro, el cual se presenta generalmente como electrum (Au-Ag). La ganga se caracteriza por la presencia de cuarzo y minerales de arcilla (sericita) (Piedra, 2014).

Este depósito mineral, se encuentra afectado por una alteración filica – argílica, caracterizada por el desarrollo de cuarzo y sericita. Las rocas que bordean las zonas mineralizadas, generalmente muestran alteración propilítica. Diques y brechas al margen de vetas muestran silicificación (Piedra, 2014) (Imagen 3).

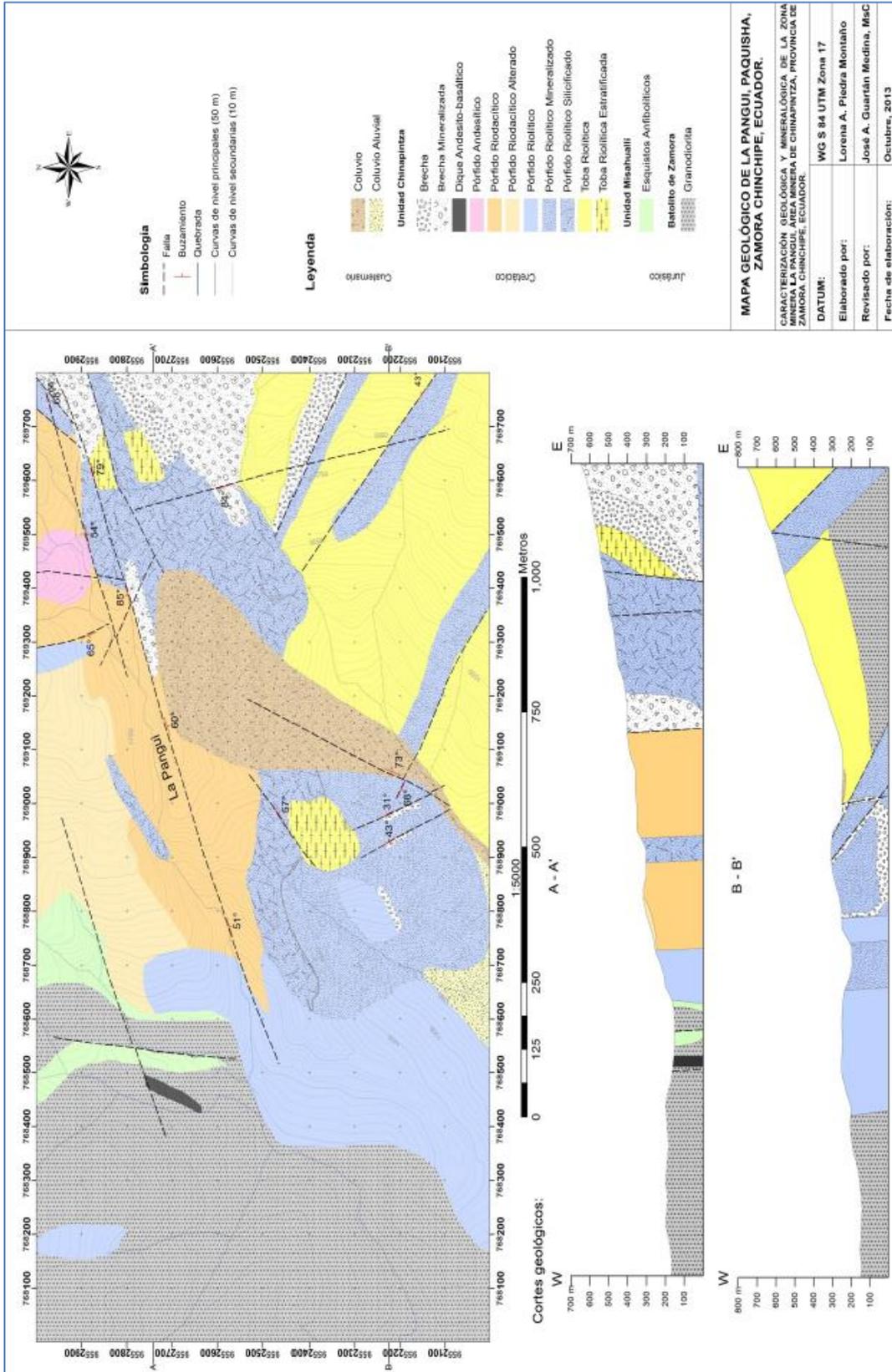


Imagen 3. Mapa Geológico de La Pangui.  
Fuente: Piedra, 2014.

## **CAPÍTULO IV**

### **PRINCIPIOS DE LA FLOTACIÓN Y CONCENTRACIÓN 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 superficiales 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.

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 el mojado de las partículas minerales que pueden adherirse a las burbujas y ascender. Estas propiedades de algunos minerales tienen en forma natural, pero pueden darse o asentarse mediante los reactivos de flotación (Quenuales S.A, 2004).

### **4.1.2. Reactivos en la flotación**

#### **4.1.2.1. Promotores o colectores**

Estos reactivos proporcionan a los minerales que van a flotar un recubrimiento repelente al agua y ávido de aire, que se adhiere a una burbuja de aire. 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 (KAX)**

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 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  $(0.05 \text{ a } 1.0) \times 10^{-4} \text{ kg/kg}$   $(0.01 \text{ a } 0.2 \text{ lb/t})$  (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, molibdenita y carbón. 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

mayor característica indeseable es la tendencia a flotar 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 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:

#### Silicato de sodio

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 en una solución acuosa hidratos de  $\text{SiO}_2$  y  $\text{Na}_2\text{O}$  (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 lignita (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 ambiente 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. Concentración centrífuga por Knelson**

### **4.2.1. Introducción**

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.

Algunas indicaciones generales respecto a los concentradores Knelson serían las siguientes:

- ✓ El concentrador recupera partículas de oro de tamaños que van desde ¼” hasta aproximadamente 1 micrón.
- ✓ En estos concentradores el problema de compactación del mineral que pudiese originar la fuerza centrífuga, fue solucionado introduciendo agua a presión en el sistema, contrabalanceando la fuerza centrífuga en el cono de concentración.
- ✓ Durante la operación de estos concentradores todas las partículas están sujetas a una fuerza equivalente a 60 Gs, que es lo que permite que el concentrador pueda recuperar partículas finas.

### **4.2.2. 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  $\mu\text{m}$  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 manipulados 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 una relavera de mina que se localiza en el sector La Panguí – Chinapintza (Imagen 4). Las coordenadas del lugar son X: 770051, Y: 9551958; con una altitud de 1865 m.s.n.m. La cantidad de muestra que se recolectó es de aproximadamente 100 kg.



Imagen 4. Relavera en el sector La Panguí.  
Fuente: Navas, 2014.

## 5.2. Preparación del material muestreado

### 5.2.1. Homogenización y cuarteo de las muestras

Las muestras de los relaves provenientes del distrito minero deben ser secados, disgregados y finalmente homogenizados. Este último consiste en mezclar y amontonar sucesivamente el material hasta conseguir que el material esté visiblemente homogéneo.

En el cuarteo se intenta obtener la cantidad de material suficiente para realizar los ensayos de caracterización. El material se distribuye para formar primero un cono y después una “torta” circular plana, respetando lo máximo posible la simetría lograda en el paso anterior, finalmente la “torta” circular se divide en 4 partes a lo largo de 2 diagonales perpendiculares entre sí. Dos cuartos opuestos se separan como muestras y el par restante constituye el rechazo (Armijos, 2011) (Imagen 5).



Imagen 5. Homogenización y cuarteo del material. Código de Muestra: Rel.L.P.1.  
Fuente: Navas, 2014.

### 5.3. Caracterización del material

#### 5.3.1. Peso específico del material

##### ➤ Equipo

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

P4 = P2 + agua

P3 = P1 + agua

### 5.3.2. Análisis mineralógico

#### ➤ Equipo

Para la elaboración de las secciones pulidas (Imagen 6) 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:

- ✓ Tomamos 20 g de muestra pulverizada, a la cual se platonea y se seca en la estufa por 24 horas.
- ✓ El material, una vez frío, se procede a extraer los materiales magnéticos con ayuda de un imán.
- ✓ Se coloca aproximadamente 0,5 cm de muestra dentro del molde de plástico.
- ✓ Mezclar 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 coloca la muestra en el equipo de cámara al vacío BUEHLER por 48 horas.
- ✓ Luego del secado se emplea una pulidora BUEHLER METASERV con una lija 800. En la pulidora PETROPOL BUEHLER haciendo uso de un paño especial para pulir, el proceso implica pasar cada muestra en la pulidora con un intervalo de 20 minutos añadiendo en el paño, 2 gotas de suspensión de diamante de 4 micrones, líquido amarillo; para posterior seguir puliendo con un intervalo de 20 minutos añadiendo en el paño, 2 gotas de suspensión de diamante de 6 micrones, líquido azul. Finalmente se procede a observar con el microscopio (Díaz, 2014).



Imagen 6. Sección pulida. Código de Muestra: SEC-P 1.  
Fuente: Navas, 2014.

### 5.3.3. 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.



Imagen 7. Ensayo Granulométrico: 1) Granulometría por vía húmeda; 2) Granulometría por vía seca. Código de muestra: LP-M1  
Fuente: Navas, 2014.

#### ➤ 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 emplea una serie de tamices compuestos por las mallas 120, 230, 325 y 400; se colocan sobre el vibrotamiz y sobre el tamiz 120 se coloca 250 gramos de muestra pesada previamente. La tapa superior se ajusta sobre el tamiz superior, la misma que se conecta 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 enciende el vibrotamiz y se deja por 15 minutos con un paso de agua continuo. El material retenido en la serie de tamices se coloca en un recipiente y se secan por 24 horas en una estufa; mientras que la tina se la ubica sobre una

mesa y se deja sedimentar por 24 horas para luego extraer el agua y ser secada en una estufa (Imagen 7-1).

El material retenido se seca en la estufa y se realiza un tamizado por vía seca pero con toda la serie de tamices (35, 60, 120, 200, 230, 325 y 400), éstos son pesados vacíos y después con el material; y por diferencia se obtiene el peso de la muestra (Imagen 7-2). Finalmente con todos estos datos se procede a realizar los cálculos y graficar la curva granulométrica (Anexo 2).

### **5.3.4. Análisis químico**

#### **5.3.4.1. 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 (Imagen 8).



Imagen 8. Muflas de fusión (izquierda) y copelación (derecha).  
Fuente: Navas, 2014.

##### **➤ Procedimiento**

#### **Fusión**

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

LITARGIRIO	40 g
BORAX	10 g
CARBONATO DE SODIO	25 g
HARINA	3 g
MUESTRA DE CONCENTRADO	10 g
MUESTRA DE RELAVES	30 g

Se toman 30 gramos de relaves o 10 gramos de concentrado, dependiendo el caso, que hayan sido previamente pulverizados. Esta muestra se la coloca en un crisol con la mezcla fundente y se la homogeniza, sobre la misma se coloca 1,5 ml de nitrato de plata con el propósito de separar los silicatos de la muestra. Cuando la mufla de fusión ha alcanzado una temperatura aproximada de 1000 °C se colocan los crisoles (6 a la vez), respectivamente numerados, dentro de la mufla y se deja por 1 hora. Terminado este periodo se retiran y se va colocando en las payoneras de acero que necesariamente deben estar calientes para prevenir un “choque térmico” (Imagen 9). Al enfriarse la muestra se forma un doré, el cual está formado por plomo en la parte inferior y escorias en la superior.

### Copelación

Del cono, una vez frío, se separa el régulo de plomo de la escoria con ayuda de un martillo, a este régulo se lo golpea hasta darle una forma aproximadamente cúbica, luego se lo coloca en una copela y se coloca dentro de la mufla de copelación (hasta 18 copelas a la vez) y se deja a una temperatura de 900 °C por un lapso de 3 a 4 horas. Finalmente se obtiene una pequeña perla constituida por plata y oro.



Imagen 9. Payoneras de acero, crisoles y copelas.  
Fuente: Navas, 2014.

### 5.3.4.2. Digestión y lectura por absorción atómica

#### ➤ Equipo

Para la digestión de las perlas se empleó un plato calentador de marca IKAMAG-RET-GS, tubos de cultivo, un vaso de precipitación con una capacidad de 400 ml y una campana de extracción.



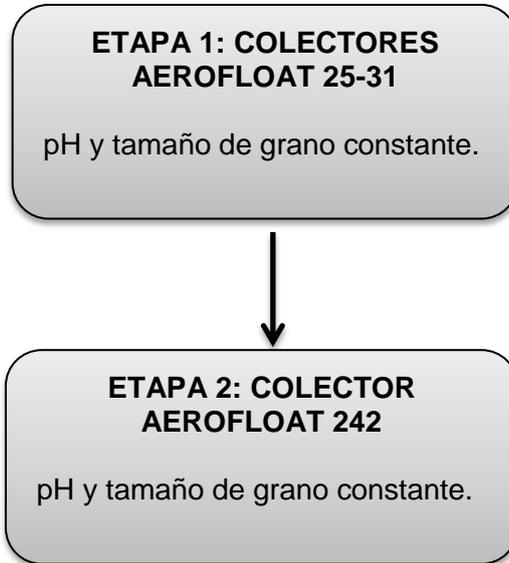
Imagen 10. Digestión de muestras: 1) Campana de extracción; 2) Tubos de cultivo.  
Código de muestras: M1, M2, M3, M4.  
Fuente: Navas, 2014.

#### ➤ Procedimiento

Se lavan los instrumentos que van a ser usados con agua destilada. Las perlas con Au y Ag se las aplastan en un mortero hasta que adquieran la forma de una “lenteja”; se las coloca, a cada una, dentro de un tubo de cultivo respectivamente etiquetado. A los tubos se los coloca en baño maría, es decir se los coloca dentro de un vaso de precipitación de 400 ml con agua, todo ello sobre el plato calentador encendido. Se coloca a cada muestra 3 ml de ácido Nítrico ( $\text{HNO}_3$ ) y se deja por 20 minutos, luego se coloca 9 ml de ácido clorhídrico (HCl) dejando calentar de 1 a 3 horas (Imagen 10). Conforme el agua regia dentro de los tubos deje de enfebrecer se retira uno a uno los tubos, se los afora en un balón de 25 ml con agua destilada y se los agita para homogenizar la muestra. Finalmente se coloca en frascos herméticos plásticos de 30 ml debidamente etiquetados para ser llevados a ser leídos.

## 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 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: 179 ASTM, 203 ASTM, 224 ASTM; todas ellas con un pH constante de 9,5. Se realizaron los respectivos balances metalúrgicos (Anexo 3), así como los distintos porcentajes de recuperación para cada ensayo. Además se realizó repeticiones para cada ensayo.

La segunda etapa radica en usar el colector aerofloat 242. Se realizaron flotaciones con tamaño de granos correspondiente a los números de malla: 179 ASTM, 203 ASTM, 224 ASTM; considerando un pH constante de 9,5. Se realizaron los respectivos balances metalúrgicos, así como los distintos porcentajes de recuperación para cada ensayo. Además se realizó repeticiones para cada ensayo.

Al finalizar los ensayos se obtendrán los mejores parámetros: tamaño de grano y colector.

## ➤ Equipo



Imagen 11. Celda de flotación (derecha);  
peachímetro (izquierda).  
Fuente: Navas, 2014.

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). Además se usó un peachímetro de marca HANNA, modelo HI 2221 (Imagen 11).

## ➤ Procedimiento

Primero pesamos 750 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  $s/l : \frac{1}{2}$  ( 750 gramos de mineral/ 1500 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. Se deja acondicionar los reactivos por 10 minutos, se abre la llave de paso de aire y flotamos por 5 minutos recogiendo el mineral

concentrado en una bandeja. Esto se lo hace para las fracciones de flotación programadas. Además se recoge el mineral que queda en el equipo (relaves), ambos son secados en una estufa. Una vez secos se los pesa, homogeniza y almacena (Valdivieso, 2013).

#### 5.4.2. Dosificación de reactivos

La cantidad de reactivos requerida en 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: 2, 3, 4 y 5 (Anexo 4).

##### a) Etapa 1

**Tamaño de grano:** 179 ASTM, 203 ASTM, 224 ASTM.

**Colectores:** Aerofloat 25 y Aerofloat 31.

**PH:** 9,5

Tabla 2. Dosificación de reactivos. Etapa 1.

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

Fuente: Navas, 2014.

Tabla 3. Adición de reactivos preparados a 100 ml de solución .Etapa 1.

<b>OPERACIONES</b>	<b>Tiempo Muestra</b>	<b>Aerofloat 31</b>	<b>Aerofloat 25</b>	<b>KAX</b>	<b>RS-370</b>	<b>Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub></b>
		(25 g/t)	(25 g/t)	(75 g/t)	(50 g/t)	(250 g/t)
<b>Para 750 gr de pulpa</b>		0,0187 g	0,0187 g	0,0562 g	0.0375 g	0,1875 g
<b>Volumen de Dilución</b>		<b>100 ml</b>	<b>100 ml</b>	<b>100 ml</b>	<b>100 ml</b>	<b>100 ml</b>
<b>Acondicionamiento</b>	<b>5'</b>					<b>100 ml</b>
<b>Acondicionamiento</b>	<b>5'</b>	<b>60 ml</b>	<b>60 ml</b>			
<b>Acondicionamiento</b>	<b>5'</b>			<b>66,6 ml</b>	<b>60 ml</b>	
<b>Flotación A</b>	<b>5'</b>					
<b>Acondicionamiento</b>	<b>5'</b>	<b>20 ml</b>	<b>20 ml</b>	<b>20 ml</b>	<b>20ml</b>	
<b>Flotación B</b>	<b>5'</b>					
<b>Acondicionamiento</b>	<b>5'</b>	<b>20 ml</b>	<b>20 ml</b>	<b>13,3 ml</b>	<b>20 ml</b>	
<b>Flotación C</b>	<b>5'</b>					

Fuente: Navas, 2014.

## b) Etapa 2

**Tamaño de grano:** 179 ASTM, 203 ASTM, 224 ASTM.

**Colectores:** Aerofloat 242.

**PH:** 9,5

Tabla 4 .Dosificación de reactivos. Etapa 2.

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

Fuente: Navas, 2014.

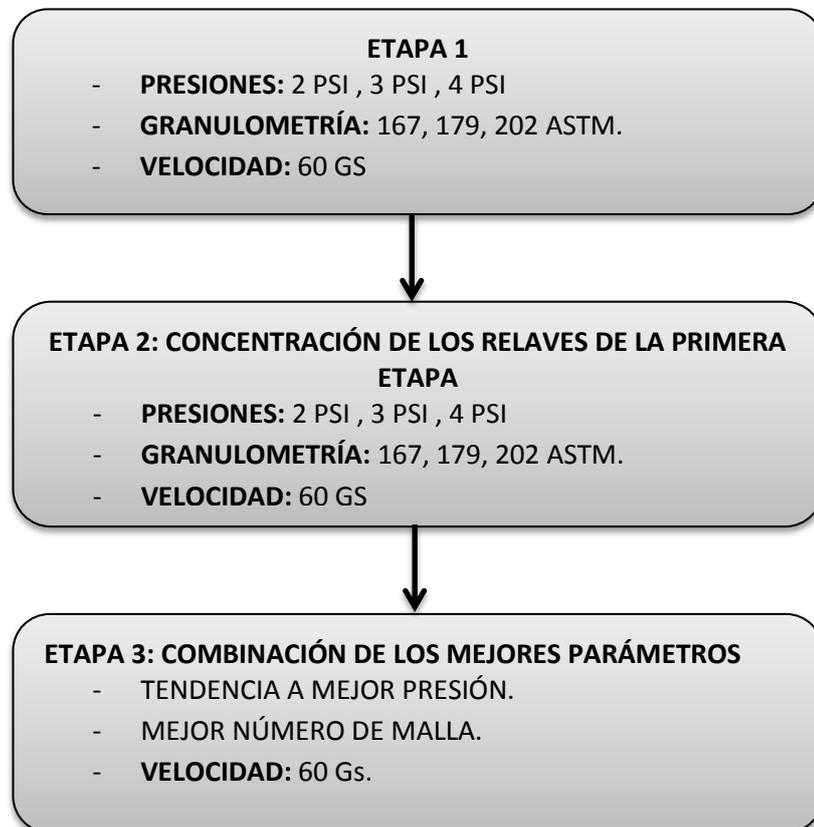
Tabla 5. Adición de reactivos preparados a 100 ml de solución .Etapa 2.

<b>OPERACIONES</b>	<b>Tiempo Muestra</b>	<b>Aerofloat 242</b>	<b>KAX</b>	<b>RS-370</b>	<b>Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub></b>
		(50 g/t)	(75 g/t)	(50 g/t)	(250 g/t)
<b>Para 750 gr de pulpa</b>		0,0375 g	0,0562 g	0.0375 g	0,1875 g
<b>Volumen de Dilución</b>		<b>100 ml</b>	<b>100 ml</b>	<b>100 ml</b>	<b>100 ml</b>
<b>Acondicionamiento</b>	<b>5'</b>				<b>100 ml</b>
<b>Acondicionamiento</b>	<b>5'</b>	<b>60 ml</b>			
<b>Acondicionamiento</b>	<b>5'</b>		<b>66,6 ml</b>	<b>60 ml</b>	
<b>Flotación A</b>	<b>5'</b>				
<b>Acondicionamiento</b>	<b>5'</b>	<b>20 ml</b>	<b>20 ml</b>	<b>20ml</b>	
<b>Flotación B</b>	<b>5'</b>				
<b>Acondicionamiento</b>	<b>5'</b>	<b>20 ml</b>	<b>13,3 ml</b>	<b>20 ml</b>	
<b>Flotación C</b>	<b>5'</b>				

Fuente: Navas, 2014.

## 5.5. Knelson

### 5.5.1. Metodología



La primera etapa consiste en probar tres números de malla: 167 ASTM, 179 ASTM, 202 ASTM; con cada una de ellas se realizaron ensayos con 2 PSI, 3 PSI, Y 4 PSI. Se empleó una velocidad constante de 60 Gs. Se realizaron los respectivos balances metalúrgicos, así como los distintos porcentajes de recuperación para cada ensayo. Además se realizó repeticiones para cada ensayo.

La segunda etapa radica en volver a concentrar los relaves con las mismas condiciones presentes en la primera etapa. Luego se realizaron los respectivos balances metalúrgicos, así como los distintos porcentajes de recuperación para cada ensayo. Además se realizó repeticiones para cada ensayo. En este punto se realiza el recálculo de las leyes con los datos de la primera y segunda etapa (A+B) (Anexos 5).

Al finalizar los ensayos se escogerán los mejores parámetros: presión y tamaño de grano, se realizará una interpretación para observar las tendencias de recuperación de las etapas previas (Etapa 1 y 2); es decir, se lleva a cabo un nuevo ensayo usando el mejor número de malla y una presión mayor a menor a las usadas (2 PSI, 3 PSI Y 4 PSI), dependiendo de cuál arroje los mejores resultados.

➤ **Equipo**

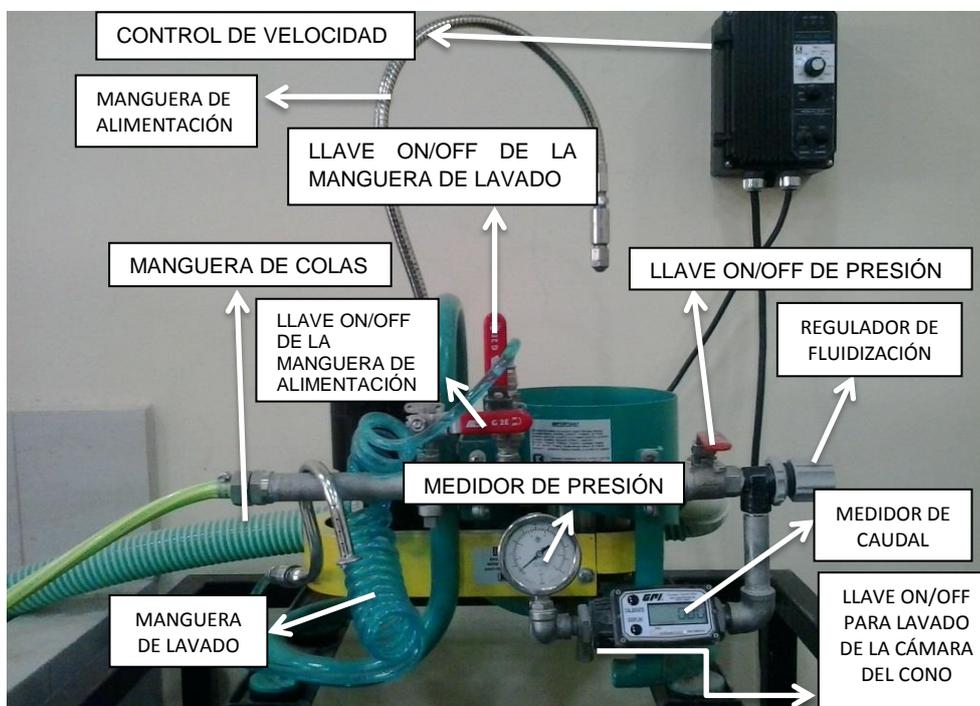


Imagen 12. Partes del equipo knelson.  
Fuente: Navas, 2014.

Se empleó un concentrador Knelson modelo KC-MD 3. Los modelos de serie de descarga manual MD son equipos de escala piloto y de laboratorio. El empleo del 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 (Imagen 12).



Imagen 13. 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: Navas, 2014.



Imagen 14. Lavado del equipo Knelson: 1) Lavado del cono con concentrado; 2) Lavado de la cámara del cono y cámara de relaves.  
Fuente: Navas, 2014.

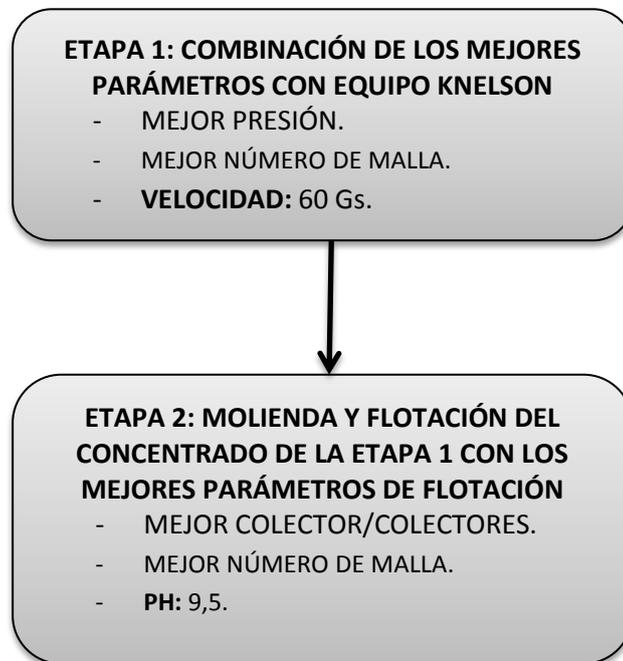
### ➤ Procedimiento

- ✓ Se coloca en una jarra, de 2 litros de capacidad, los kilos de mineral a ser procesado; se coloca agua, se mezcla con una espátula y se disuelve el material.
- ✓ Se coloca un balde junto al final de la manguera de colas y otro justo por debajo de la llave para el lavado de la cámara del cono.

- ✓ Se coloca el cono dentro de la cámara (Imagen 13-1); colocada encima del cono, la rosca es ajustada. Para ajustar la rosca se procede a “mantener aplastado” el seguro de la rosca, ésta última se hace girar un poco hasta que se escuche que el seguro se ha introducido, luego se gira hacia la izquierda sin dejar de soltar el seguro hasta estar seguros de que se encuentra perfectamente ajustado. Para retirar la rosca se hace el mismo proceso, a diferencia que la rosca se la hace girar hacia la derecha (Imagen 13-2).
- ✓ Sobre el cono se coloca el cono de alimentación y sobre éste los accesorios (Imagen 13 -1).
- ✓ A continuación se verifica que la llave de agua a la cual está conectado el equipo se encuentre cerrada. Se cierran las llaves de la manguera de lavado y la llave para el lavado de la cámara del cono. Se abre la llave de la presión y la llave de la manguera de alimentación.
- ✓ Se procede a abrir la llave del agua y luego se enciende el Knelson. Dependiendo de la presión requerida se manipulan la llave del agua y el regulador de fluidización hasta que el medidor de presión registre la presión requerida.
- ✓ En este momento se empieza a alimentar al equipo, de una forma homogénea, con ayuda de la manguera de alimentación y casi simultáneamente se coloca la manguera de las colas dentro del balde mencionado anteriormente.
- ✓ Al terminar el ensayo se cierra la llave del agua y se apaga el equipo knelson de una forma simultánea. Se cierra la llave de la presión y la llave de la manguera de alimentación y se abren las llaves de la manguera de lavado y la llave para el lavado de la cámara.
- ✓ Es necesario, en este punto, abrir la llave de la cámara del cono y evacuar el agua en el balde puesto bajo el mismo y cerrarla (Imagen 13-2).
- ✓ Se conecta a la manguera de lavado el aspersor para el lavado del cono y se procede a extraerlo y a lavarlo (Imagen 14-1).
- ✓ Se retira el aspersor para el lavado del cono y se conecta el aspersor para el lavado del equipo. El material retenido en la cámara del cono se suma a los concentrados y lo que se encuentra en la cámara de relaves se lava hasta que éste sea lavado hasta el balde de relaves a través de la manguera de colas (Imagen 14-2).
- ✓ Se arma el equipo y se puede realizar más ensayos siguiendo la metodología anterior.

## 5.6. Combinación de procesos

### 5.6.1. Metodología



La Etapa 1 consiste en realizar ensayos Knelson con las mejores variables de entre las tres primeras etapas del mismo. Se realiza tantos ensayos, bajo estas condiciones, de tal manera que se obtenga un concentrado aproximado a los 750 gramos o más. Para lograr lo anterior se procesan aproximadamente 8 kilos de material que al final se homogenizan, tanto los relaves como los concentrados.

La Etapa 2 consiste en tomar los concentrados y molerlos de tal forma que adquieran el tamaño de grano (malla) con el cual se obtiene los mejores resultados de entre los ensayos de las Etapas 1 y 2 de flotación. Se procede a flotar este material usando el colector o colectores que den los mejores resultados y empleando el mismo protocolo que se usó en las etapas anteriores.

## **CAPÍTULO VI**

### **RESULTADOS Y ANÁLISIS**

## 6.1. Análisis mineralógico

A partir del análisis mineralógico se ha establecido una asociación mineralógica predominante que consta de los sulfuros: pirita-esfalerita-pirrotina; los cuales se encuentran asociados al oro, éste principalmente se encuentra como inclusiones dentro de la esfalerita (Imagen 15).

Es estudio mineralógico realizado por (Piedra, 2014) coincide con los datos obtenidos en este trabajo, especialmente la misma asociación mineralógica de oro-esfalerita.

Tabla 6. Minerales y sus respectivos porcentajes presentes en la sección pulida analizada.

<b>MINERALES PRIMARIOS</b>	<b>PORCENTAJE PROMEDIO (%)</b>	<b>MINERALES SECUNDARIOS</b>	<b>PORCENTAJE (%)</b>
Pirita	65 - 75	Goethita -limonita	5 - 10
Pirrotina	15 - 20	Otros	1
Esfalerita	10 - 15		
Calcopirita	5		
Otros	5		

Fuente: Navas, 2014.

En la Tabla 6 se han determinado los distintos rangos de porcentajes de minerales primarios y secundarios presentes en la sección pulida.

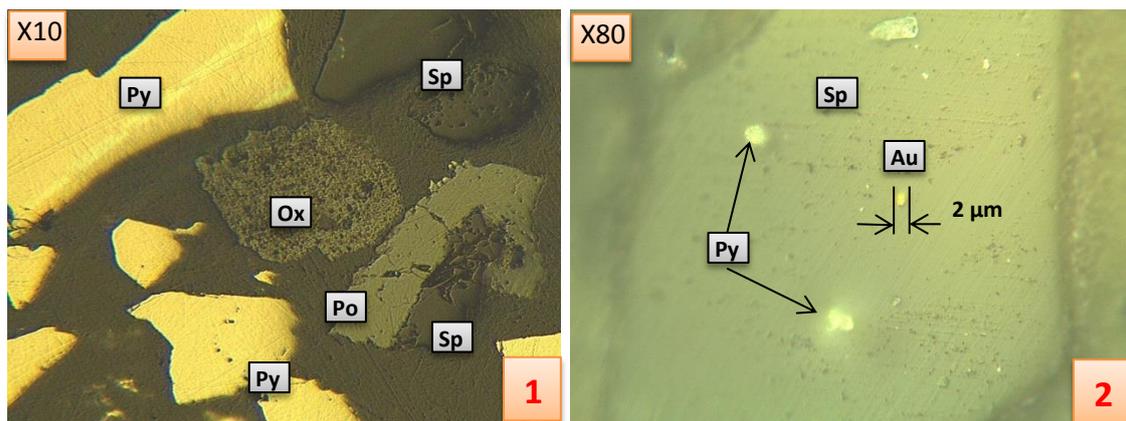


Imagen 15. Análisis de sección pulida: 1) Minerales presentes en la sección: Py (pirita), Sp (esfalerita), Po (pirrotina) y Ox (óxidos); 2) Inclusiones de pirita y oro en esfalerita. Código de Muestra: SEC-P 1.

Fuente: Navas, 2014.

La ganga se caracteriza por la presencia de cuarzo muy abundante y óxidos. Estos últimos son principalmente limonita y goethita, los cuales son el resultado de la oxidación de los sulfuros de hierro como la pirrotina y pirita (Imagen 16).

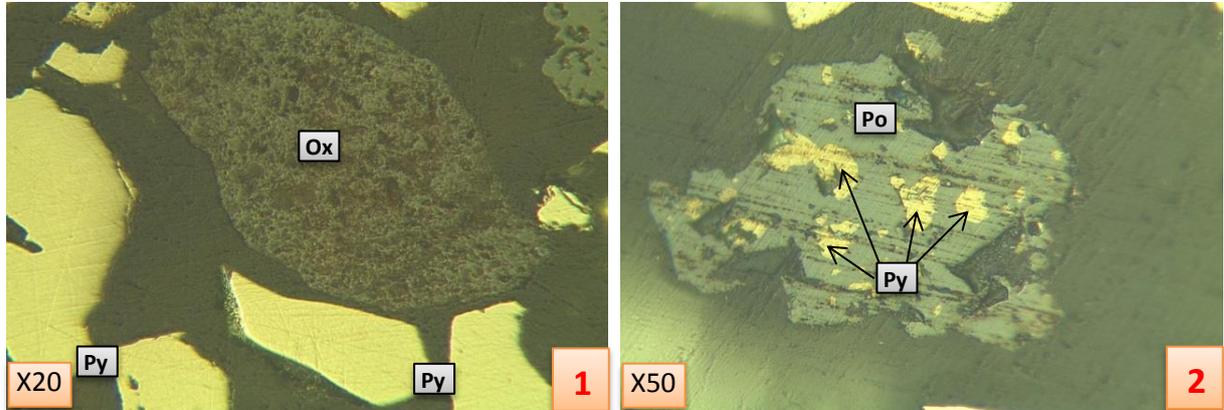


Imagen 16. Análisis de sección pulida: 1) Pirita (Py) y óxidos de hierro (Ox); 2) Inclusiones de calcopirita en matriz de pirrotina (Po). Código de Muestra: SEC-P 1. Fuente: Navas, 2014.

## 6.2. Difractometría

El análisis por difractometría nos brinda listados de los contenidos en minerales de la muestra. Algunas veces se puede hacer un análisis semi-cuantitativo (Imagen 17). Se puede detectar con este método todos los minerales con estructura cristalina, especialmente se aplican para los minerales arcillosos.

La Tabla 7 describe los distintos valores obtenidos bajo el ensayo de difractometría.

Tabla 7. Minerales y sus respectivos porcentajes presentes en la sección pulida.

MINERAL	PORCENTAJE (%)
Cuarzo	57,2
Goethita	9,59
Pirita	14,01
Moscovita	8,52
Albita	0,64
Anortita	1,36
Montmorillonita	6,66
Illita	1,96
Lazurita	0,05

Fuente: Navas, 2014.

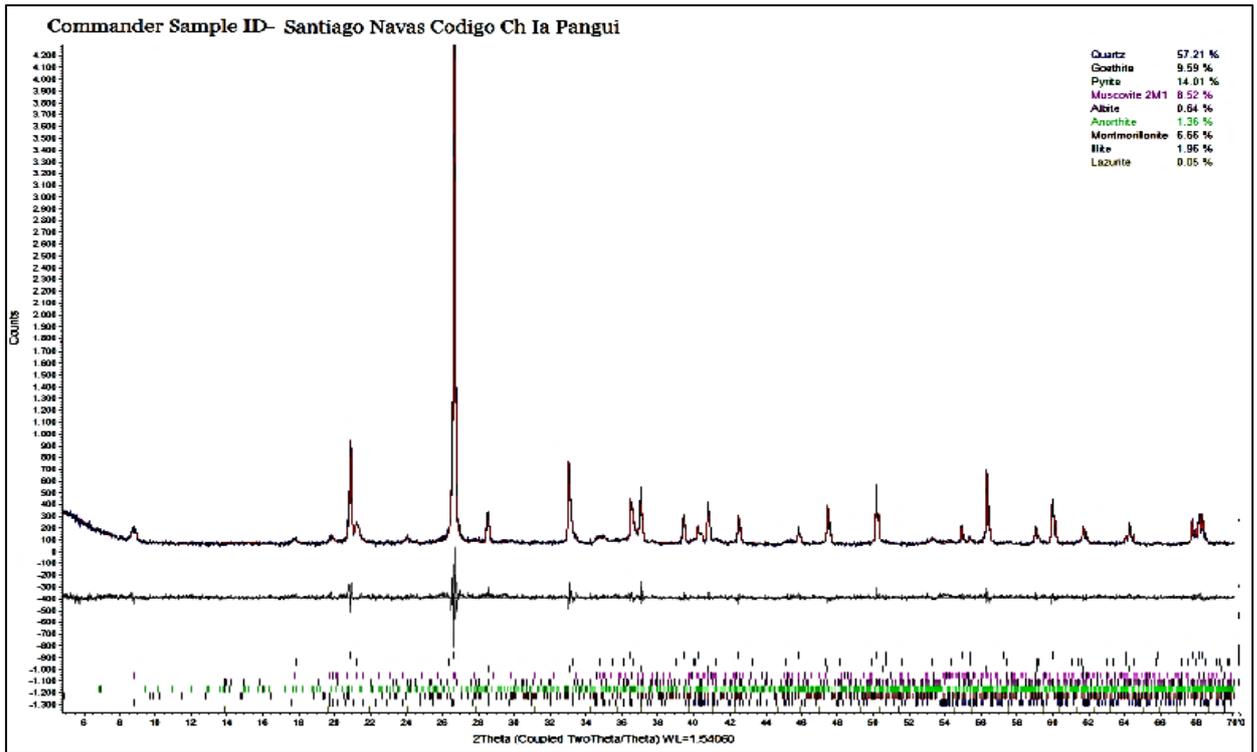


Imagen 17. Curvas y sus respectivos porcentajes de los minerales presentes en los relaves por difracción.

Fuente: Navas, 2014.

A través de observaciones con el microscopio petrográfico se ha determinado la presencia de sulfuros, cuarzo y óxidos. Lo que concuerda ampliamente con los resultados obtenidos por difracción.

### 6.3. Peso específico

En la Tabla 8 se observan los distintos valores de peso específico obtenidos con el método del picnómetro, así mismo se ha obtenido un valor promedio de todos los valores.

Tabla 8. Resultados de los ensayos de peso específico.

<i>ENSAYOS</i>	<i><math>\gamma</math> (g/cm<sup>3</sup>)</i>
ENSAYO 1	2,52
ENSAYO 2	2,54
ENSAYO 3	2,51
<b>PROMEDIO</b>	<b>2,52</b>

Fuente: Navas, 2014.

#### 6.4. Análisis granulométricos y tiempos óptimos de molienda

Tabla 9. Tamaño de grano en función del tiempo de molienda.

TIEMPO DE MOLIENDA	D80	ABERTURA( $\mu\text{m}$ )
0 minutos	105,9	141,95
10 minutos	166,7	89,84
15 minutos	179,1	83,75
20 minutos	202,9	72,92
25 minutos	224,1	65,16

Fuente: Navas, 2014.

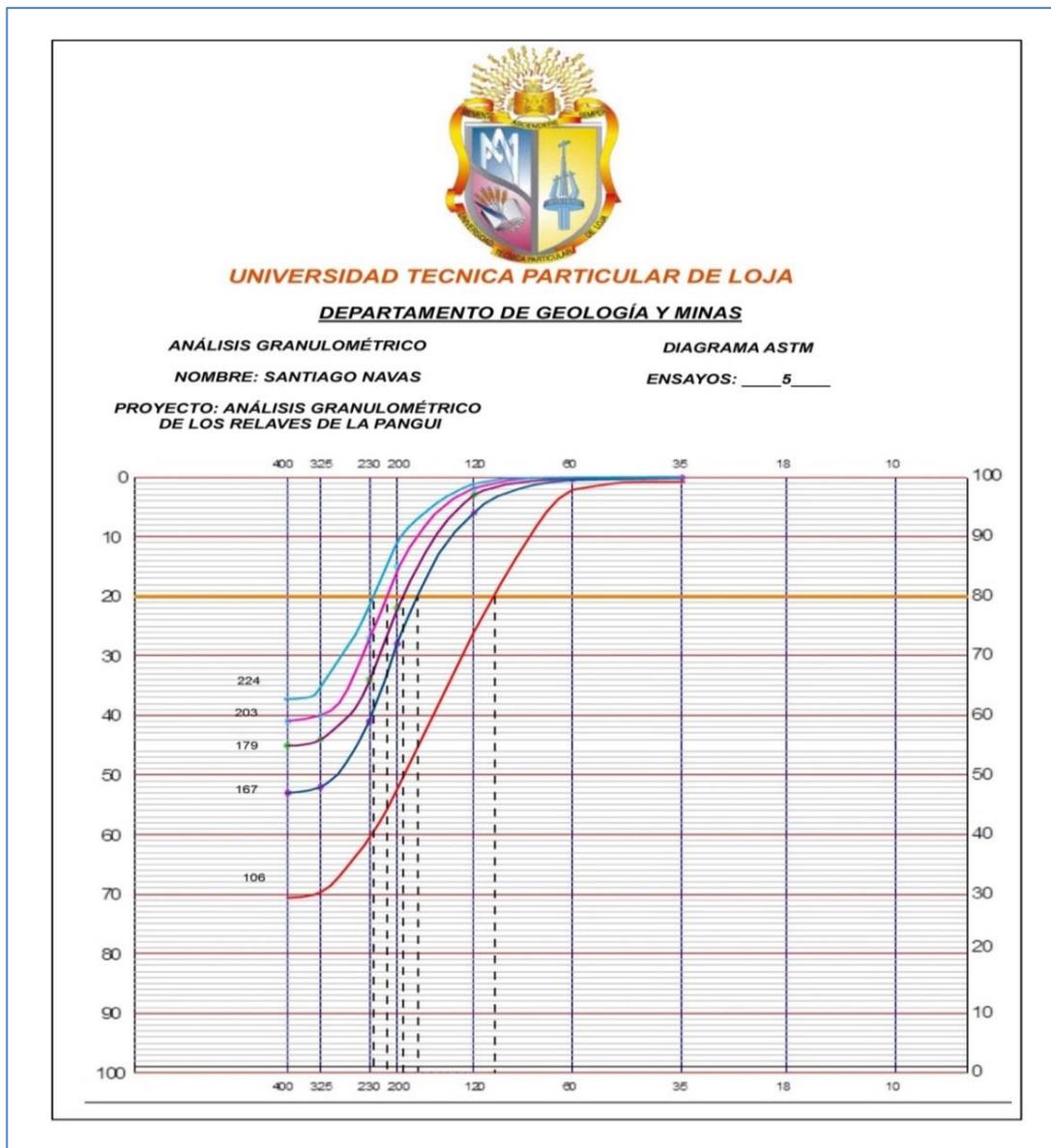


Imagen 18. Curvas granulométricas.  
Fuente: Navas, 2014.

En la Imagen 18 se aprecian las distintas curvas granulométricas empleadas en este trabajo con su respectivo D80, las mismas que describen los datos representados en la Tabla 9. La primera curva, de derecha a izquierda, corresponde al ensayo granulométrico de los relaves del sector La Pangui a 0 minutos de molienda, con un D80 = 105,9 mallas (141,95  $\mu\text{m}$ ). A partir de este punto se realizaron moliendas en tiempos múltiplos de 5, observándose que a medida que aumenta el tiempo de molienda existe una mayor liberación de los granos y un aumento en el D80. Así, la segunda curva con 10 minutos de molienda dio como resultado un D80 = 166,7 mallas (89,84  $\mu\text{m}$ ). La tercera curva sometida a 15 minutos de molienda se obtuvo un D80 = 179,1 mallas (83, 75  $\mu\text{m}$ ). La cuarta curva con un tiempo de molienda de 20 minutos, arroja un D80 = 202,9 mallas (72,92  $\mu\text{m}$ ). Finalmente la quinta curva sometida a 25 minutos de molienda da un D80= 224,1 mallas (65,16  $\mu\text{m}$ ). Todas las curvas, a excepción de la primera, fueron empleadas para los distintos ensayos de flotación y concentración centrífuga Knelson.

### 6.5. Ley de Cabeza

Tabla 10. Resultados de los ensayos de peso específico.

<i>METAL</i>	<i>LEY ( ppm)</i>
Oro	0,35
Hierro	57700
Plomo	494
Cobre	0,001
Plata	3,32
Zinc	2493

Fuente: Navas, 2014.

### 6.6. Flotación

#### Etapa 1

Tabla 11. Balances metalúrgicos y rendimientos de la Etapa 1 de flotación.

<b>No. de Malla: 179</b>	<b>No. de Malla:203</b>	<b>No. de Malla:224</b>
MUESTRA:750 g	MUESTRA: 750 g	MUESTRA: 750 g
BALANCE METALÚRGICO	BALANCE METALÚRGICO	BALANCE METALÚRGICO
0,26 $\approx$ 0,31	0,26 $\approx$ 0,29	0,26 $\approx$ 0,30
RENDIMIENTO (%) = 54,4	RENDIMIENTO (%) = 41,9	RENDIMIENTO (%) = 40,1

Fuente: Navas, 2014.

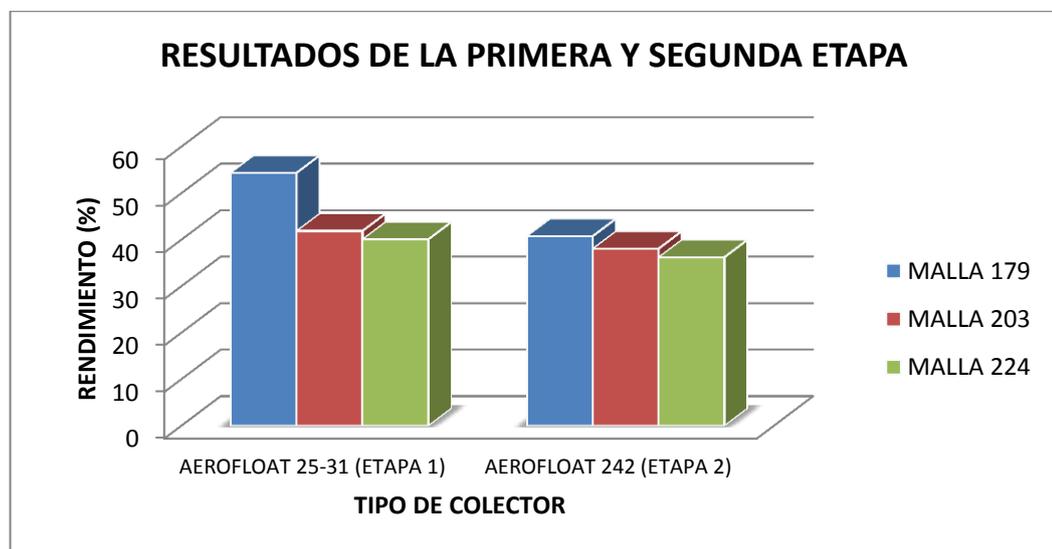
## Etapa 2

Tabla 12. Balances metalúrgicos y rendimientos de la Etapa 2 de flotación.

No. de Malla: 179	No. de Malla:203	No. de Malla:224
MUESTRA:750 g	MUESTRA: 750 g	MUESTRA: 750 g
BALANCE METALÚRGICO	BALANCE METALÚRGICO	BALANCE METALÚRGICO
0,26 ≈ 0,30	0,26 ≈ 0,30	0,26 ≈ 0,29
RENDIMIENTO (%) = 40,8	RENDIMIENTO (%) = 38,1	RENDIMIENTO (%) = 36,25

Fuente: Navas, 2014.

Gráfico 1. Rendimiento en la recuperación de oro en la Etapa 1 y Etapa 2 de la flotación.



Fuente: Navas, 2014.

El Gráfico 1 representa los distintos grados de recuperación de la Etapa 1 y Etapa 2 de flotación, correspondientes a los datos de las Tablas 11 y 12 respectivamente. El mejor rendimiento de recuperación para la primera etapa corresponde a 54,4%, mientras que para la segunda etapa se alcanza un porcentaje de 40,8%, que son valores aceptables, aunque se pueden mejorar.

Los datos obtenidos en la Etapa 1 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 Pangui se usó un pH constante de 9,5. Para (Valdivieso, 2014) el valor más óptimo de pH es 10,5.

Los datos obtenidos en la Etapa 2 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. Todo esto se asocia con lo descrito en el análisis mineralógico de este trabajo (sector La Pangui). Considerando de igual manera que se emplea otro tipo de protocolo, pero sí usando el colector aerofloat 242.

## 6.7. Knelson

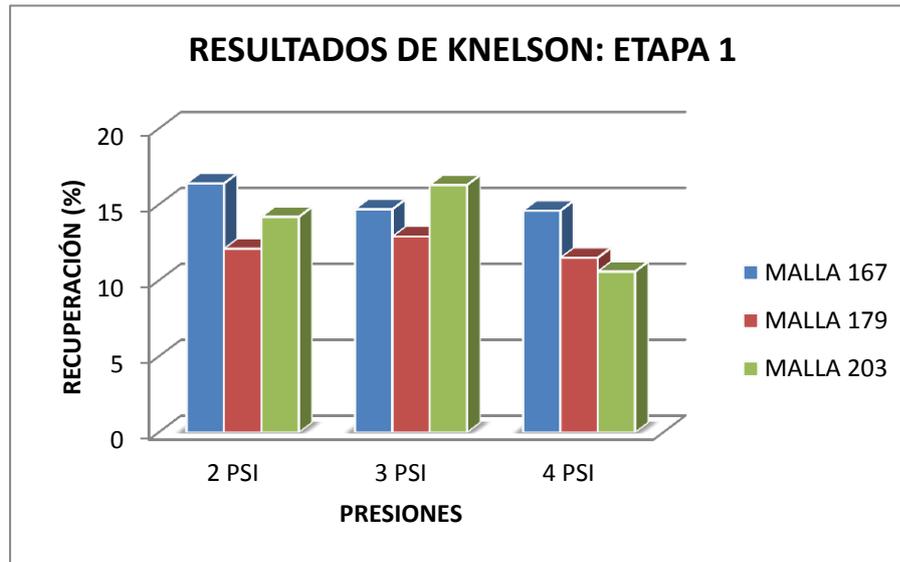
### Etapa 1

Tabla 13. Balances metalúrgicos y rendimientos de la Etapa 1 de Knelson.

<b>No de MALLA: 167</b>		
<b>2PSI</b>	<b>3PSI</b>	<b>4PSI</b>
MUESTRA:1500 g	MUESTRA: 1500 g	MUESTRA: 1500 g
BALANCE METALÚRGICO	BALANCE METALÚRGICO	BALANCE METALÚRGICO
0,52 ≈ 0,7	0,52 ≈ 0,65	0,52 ≈ 0,60
RENDIMIENTO (%) = 16,4	RENDIMIENTO (%) = 14,7	RENDIMIENTO (%) = 14,6
<b>No de MALLA: 179</b>		
<b>2PSI</b>	<b>3PSI</b>	<b>4PSI</b>
MUESTRA:1500 g	MUESTRA: 1500 g	MUESTRA: 1500 g
BALANCE METALÚRGICO	BALANCE METALÚRGICO	BALANCE METALÚRGICO
0,52 ≈ 0,67	0,52 ≈ 0,62	0,52 ≈ 0,76
RENDIMIENTO (%) = 12,1	RENDIMIENTO (%) = 12,9	RENDIMIENTO (%) = 11,5
<b>No de MALLA: 203</b>		
<b>2PSI</b>	<b>3PSI</b>	<b>4PSI</b>
MUESTRA:1500 g	MUESTRA: 1500 g	MUESTRA: 1500 g
BALANCE METALÚRGICO	BALANCE METALÚRGICO	BALANCE METALÚRGICO
0,52 ≈ 0,52	0,52 ≈ 0,61	0,52 ≈ 0,65
RENDIMIENTO (%) = 14,2	RENDIMIENTO (%) = 16,3	RENDIMIENTO (%) = 10,6

Fuente: Navas, 2014.

Gráfico 2. Rendimiento en la recuperación de oro en la Etapa 1 de Knelson.



Fuente: Navas, 2014.

El Gráfico 2 representa los distintos grados de recuperación de la Etapa 1 de Knelson, correspondientes a los datos de la Tabla 13. El mejor resultado, empleando un número de malla 167 (ASTM) y una presión de 2 PSI es de 16,4%.

Existe una tendencia general a obtener mejores grados de recuperación a medida que el tamaño de grano es más fino, pero hasta un cierto punto. Todo esto se relaciona estrechamente con los ensayos llevados a cabo por (Valderrama y otros, 2012) en donde se llega a obtener porcentajes de recuperación de 62,3% aplicando un presión de 3 PSI y un número malla de 70 ASTM. Sin embargo estos autores consideran que la granulometría es el factor más importante y llevan a cabo ensayos con granulometrías comprendidas entre 20 y 140 ASTM, lo que arroja buenos rangos de recuperación, entre ellos el mayor es 80,9%. Sin embargo, a partir de números de malla más finos que la malla 140 ASTM (140 ASTM-200 ASTM) los grados de recuperación empiezan a bajar considerablemente, lo que indica la malla de trabajo adecuada (140 ASTM). En otro estudio llevado a cabo en Canadá por (Sunil K, 2009), asevera que los resultados metalúrgicos indican que las condiciones de operación, incluyendo la velocidad de alimentación, la rotación velocidad, las tasas de flujo de agua de fluidificación y la parte superior de tamaño de partícula del alimento tienen poco impacto en la forma de la recuperación de comparación con la distribución del tamaño en la alimentación (número de malla).

La presión es otro factor importante dado que (Valderrama y otros, 2012) obtienen los mejores resultados usando presiones bajas, puesto que la reducción de este factor permite la concentración de las partículas de oro más finas, siendo menor la fuerza de la corriente

del agua. Todo esto coincide con los datos obtenidos con los relaves de La Pangui, ya que con una presión de 2PSI se consigue el mejor rendimiento.

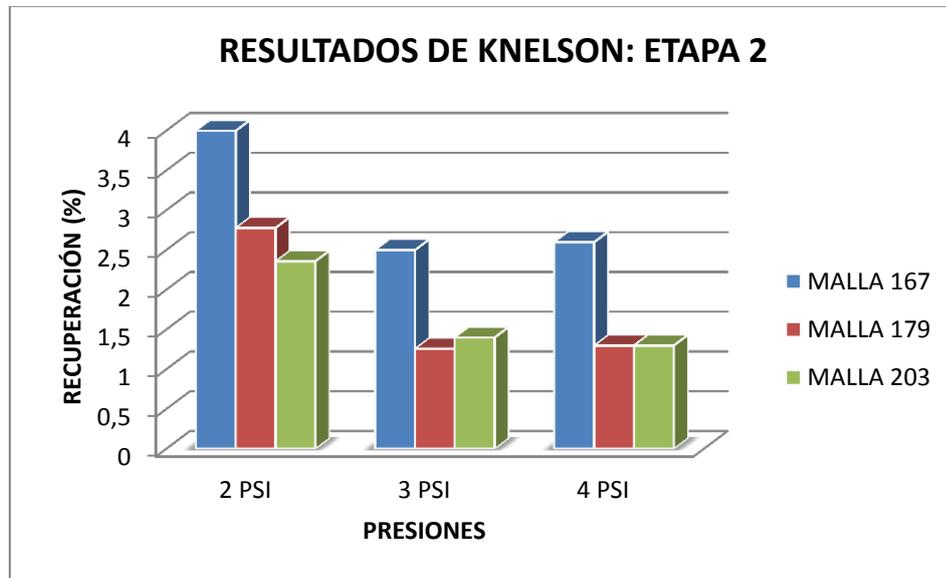
## Etapa 2

Tabla 14. Balances metalúrgicos y rendimientos de la Etapa 2 de Knelson.

<b>No de MALLA: 167</b>		
<b>2PSI</b>	<b>3PSI</b>	<b>4PSI</b>
MUESTRA:1000 g	MUESTRA: 1000 g	MUESTRA: 1000 g
BALANCE METALÚRGICO	BALANCE METALÚRGICO	BALANCE METALÚRGICO
0,45 ≈ 0,34	0,42 ≈ 0,40	0,45 ≈ 0,47
RENDIMIENTO (%) = 4	RENDIMIENTO (%) = 2,5	RENDIMIENTO (%) = 2,63
<b>No de MALLA: 179</b>		
<b>2PSI</b>	<b>3PSI</b>	<b>4PSI</b>
MUESTRA:1000 g	MUESTRA: 1000 g	MUESTRA: 1000 g
BALANCE METALÚRGICO	BALANCE METALÚRGICO	BALANCE METALÚRGICO
0,46 ≈ 0,32	0,52 ≈ 0,62	0,53 ≈ 0,52
RENDIMIENTO (%) = 2,78	RENDIMIENTO (%) = 1,26	RENDIMIENTO (%) = 1,3
<b>No de MALLA: 203</b>		
<b>2PSI</b>	<b>3PSI</b>	<b>4PSI</b>
MUESTRA:1000 g	MUESTRA: 1000 g	MUESTRA: 1000 g
BALANCE METALÚRGICO	BALANCE METALÚRGICO	BALANCE METALÚRGICO
0,38 ≈ 0,36	0,49 ≈ 0,37	0,47 ≈ 0,54
RENDIMIENTO (%) = 2,36	RENDIMIENTO (%) = 1,4	RENDIMIENTO (%) = 1,3

Fuente: Navas, 2014.

Gráfico 3. Rendimiento en la recuperación de oro en la Etapa 2 de Knelson.



Fuente: Navas, 2014.

Al igual que en la Etapa 1, en esta etapa existe una tendencia general a obtener mejores valores conforme el tamaño de grano disminuye y se usa una menor presión.

En base a los resultados obtenidos por (Valderrama y otros, 2012) se puede inferir que la mineralogía del mineral, incluso el tamaño de los granos de oro, influye fuertemente sobre la concentración del oro en el concentrador Knelson. Ya que en dicho trabajo se determinaron partículas de oro en el orden de 0, 2  $\mu\text{m}$  a 50  $\mu\text{m}$  e incluso partículas libres de mayor tamaño. Mientras que los relaves de La Pangui contiene partículas de oro “encapsuladas” dentro de sulfuros y con un tamaño que no superan los 2  $\mu\text{m}$ . Por ellos es posible que pueda faltar liberación o el oro es demasiado fino para ser recuperado. Además, los autores anteriormente mencionados infieren que el contenido de oro grueso en la alimentación es la que produce buenos resultados y no la ley de oro total alimentado.

Otro factor que causa estos rangos de recuperación es el hecho de que este material es el relave de los relaves, lo que significa que existe menor cantidad de oro a ser recuperado.

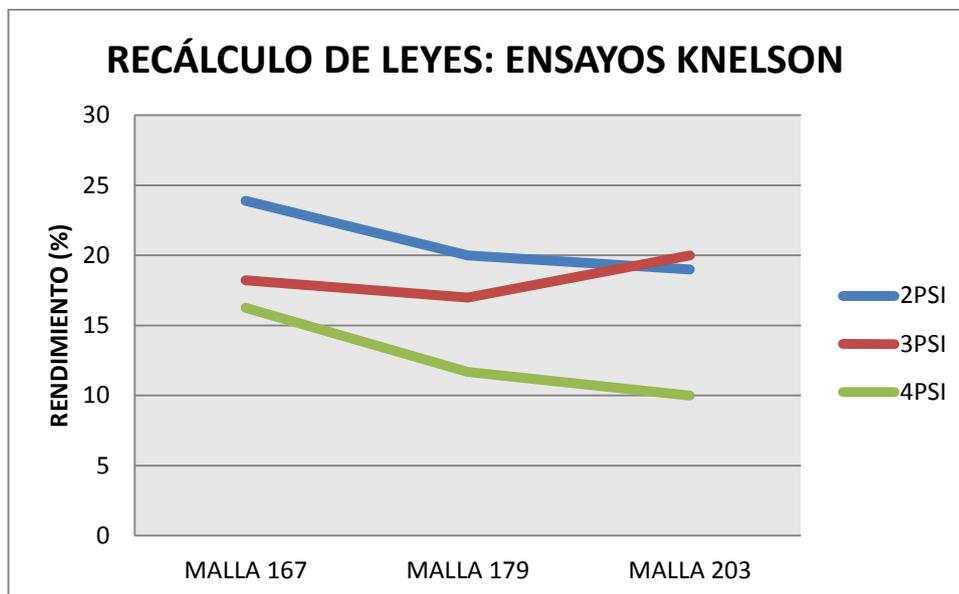
## Recálculo de Leyes

Tabla 15. Recálculo de leyes con la Etapa 1 y Etapa 2 de Knelson.

<b>MALLA 167</b>		
<b>PRESIÓN</b>	<b>LEY</b>	<b>RECUPERACIÓN (%)</b>
2 PSI	0,88	23,9
3 PSI	0,97	18,23
4 PSI	1,02	16,26
<b>MALLA 179</b>		
<b>PRESIÓN</b>	<b>LEY</b>	<b>RECUPERACIÓN (%)</b>
2 PSI	0,75	19,9
3 PSI	0,84	18,42
4 PSI	1,01	11,68
<b>MALLA 203</b>		
<b>PRESIÓN</b>	<b>LEY</b>	<b>RECUPERACIÓN (%)</b>
2 PSI	0,79	19,26
3 PSI	1,09	20,7
4 PSI	0,95	10,27

Fuente: Navas, 2014.

Gráfico 4. Rendimientos del recálculo de Leyes de los ensayos Knelson.



Fuente: Navas, 2014.

La Gráfica 4 representa los valores obtenidos en los recálculos de las leyes, cuyos datos se muestran en la Tabla 15. Se demuestra nuevamente lo anteriormente analizado: que a menor granulometría y menor presión se dan los mejores porcentajes de recuperación. De esta forma se ha alcanzado un valor máximo total de recuperación de 23,9%.

### Etapa 3

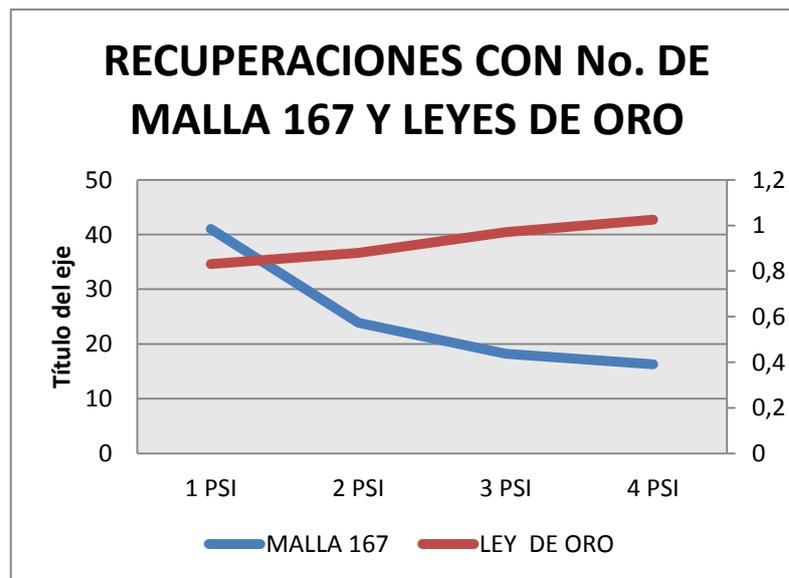
Tabla 16. Recálculo de leyes en la Etapa 3 de Knelson.

<b>PRESIÓN</b>	<b>LEY</b>	<b>RECUPERACIÓN (%)</b>
1PSI	0,83	41

Fuente: Navas, 2014.

La Tabla 16 indica los datos del recálculo de leyes usando un número de malla 167 ASTM y 1 PSI de presión, ya que hubo una tendencia a obtener mejores resultados conforme se disminuía la presión. Empleando estas variables se obtiene una recuperación del orden de 41%, la cual es satisfactoria y nos da una idea clara e información sobre las distintas tendencias y las características más óptimas de operación del equipo.

Gráfico 5. Recuperaciones con malla 167 ASTM vs Leyes de oro.



Fuente: Navas, 2014.

El Gráfico 5 representa la distribución de los distintos porcentajes de recuperaciones usando un número de malla 167 (ASTM). De igual manera se representa las leyes de oro en función de las presiones, mostrando una relación inversa entre ambas; posiblemente al hecho de que conforme se usa una mayor presión, se obtiene menos cantidad de concentrado; lo que puede ser un factor que influye a la hora de realizar los balances de masas y los balances metalúrgicos respectivos.

Aunque esta etapa se debería considerar tomar otra importante variable: la velocidad. Sin embargo (Huang y Mejiab, 2005) concluyen que al emplear 60 Gs, como las usadas en los

ensayos de La Pangui, se obtienen los mejores resultados; ya que al usar 120 Gs, estos autores obtienen valores de recuperación poco aceptables.

## 6.8. Combinación de procesos

### Etapa 1 y Etapa 2

Tabla 17. Balances metalúrgicos y rendimientos.

<b>KNELSON-Etapa 1</b>
<b>No de MALLA: 167</b>
<b>Presión: 1PSI</b>
<b>MUESTRA: 8000 g</b>
<b>BALANCE METALÚRGICO</b>
<b>2,8 ≈ 3,2</b>
<b>RENDIMIENTO (%) = 15</b>
<b>FLOTACIÓN-Etapa 2</b>
<b>No de Malla: 179</b>
<b>MUESTRA: 750 g</b>
<b>BALANCE METALÚRGICO</b>
<b>0,33 ≈ 0,4</b>
<b>RENDIMIENTO (%) = 81</b>

Fuente: Navas, 2014.

Los concentrados resultantes, 951 gramos, de la Etapa 1 en la combinación de resultados; con un número de malla 167 ASTM, se molieron por 4 minutos y 30 segundos hasta alcanzar un número de malla 179 ASTM y poder ser flotado. En función de sus resultados (Valderrama y otros, 2012), comprueban que la incorporación de un concentrador Knelson en una planta tradicional, antes de la flotación, recuperaría parte del oro grueso no liberado y aumentaría la recuperación global del oro; todo esto es lo que sucede con los resultados obtenidos en la combinación de procesos, llegando a alcanzar 15% de recuperación en Knelson (Etapa 1) y 81% en flotación (Etapa 2), lo que indica que la recuperación global del oro es buena.

## CONCLUSIONES

- A partir del análisis mineralógico se ha establecido una asociación mineralógica predominante de pirita-esfalerita-pirrotina; los cuales se encuentran asociados al oro, que principalmente se encuentra como inclusiones dentro de la esfalerita. Existen también inclusiones de pirita y calcopirita en pirrotina. La ganga se caracteriza por la presencia de cuarzo muy abundante y óxidos. Estos últimos son principalmente limonita y goethita, los cuales son el resultado de la oxidación de los sulfuros de hierro como la pirrotina y pirita.
- Los análisis químicos de cabeza llevados a cabo dan como resultado una concentración de oro de 0,35 ppm; hierro con 57700 ppm, en base a los análisis químicos este último es el metal más abundante, lo que concuerda con la cantidad abundante de óxidos de hierro presentes en los relaves y analizados bajo el microscopio; plata con una concentración de 3,32 ppm, zinc con 2493 ppm, plomo con 494 ppm y cobre con 0,001 ppm. La escasez de minerales de cobre presentes en la lámina pulida coincide con la ley de este metal.
- El ensayo granulométrico de los relaves del sector La Pangui a 0 minutos de molienda resultan en un tamaño de grano en el orden de 141,95  $\mu\text{m}$ , con un D80 = 105,9 mallas ASTM.
- Con un número de malla 167 ASTM (89,84  $\mu\text{m}$ ) y una presión de 1 PSI, se llega a alcanzar un rendimiento de 41%; el mismo que es bueno.
- Con un número de malla 179 ASTM (83,75  $\mu\text{m}$ ) y usando una combinación de los colectores Aerofloat 25 y Aerofloat 31, se obtiene una recuperación de 54,4%; siendo una recuperación aceptable para los pocos parámetros probados.
- En la combinación de procesos se alcanza un rendimiento global de 81%, el mismo que es un valor óptimo. Todo ello usando una combinación de los colectores Aerofloat 25 - Aerofloat 31 y con una malla 179 ASTM, en el proceso de flotación; y con una presión de 1PSI y una malla 167 ASTM, en el proceso de concentración por Knelson.

## RECOMENDACIONES

- Se recomienda probar otros protocolos para flotación y probar con un pH 10,5, debido a la alcalinidad de los relaves del sector La Pangui.
- Para los ensayos de concentración centrífuga por Knelson, es recomendable probar tamaños de grano más gruesos: entre el rango de 106 mallas ASTM y 166,7 mallas ASTM, para identificar la malla de trabajo más óptima.
- Es recomendable considerar algunos factores y variables, como el flujo de alimentación de 200 gramos por minuto y disolución de la pula al 25%; estos últimos parámetros han dado buenos resultados de recuperación en otros proyectos metalúrgicos.
- Aunque la velocidad no fue un parámetro que se experimentó en este trabajo ya que se usó una velocidad constante de 60 Gs; es recomendable usar un rango amplio, en futuros trabajos, con el fin de comprobar si es un parámetro a tomar en consideración.

## BIBLIOGRAFÍA:

Al Maynard and Associates Pty Ltd (2012). *Technical Report on the Condor Gold Project located in Zamora, Ecuador.*

Alulima, J. (2009). *Rendimiento de la flotación para concentrar sulfuros minerales de los relaves en los distritos mineros de Portovelo-Zaruma, Bella Rica y San Gerardo .Ecuador .UTPL.*

Armijos, I. (2011). *Comportamiento del mineral de skarn aurífero del yacimiento Fortuna I a ensayos de lixiviación con cianuro, de la compañía minera Fortuna Gold Mining Corporation, ubicada en San Carlos de las Minas, Distrito Minero Nambija. Ecuador .UTPL.*

Chávez, A. (2008). *Evaluación geológica del cuerpo mineralizado Soledad .Ecuador. ESPOL.*

Empresa Minera los Quenuales S.A. (2004). *Manual de la flotación.*

Guartán, J., Tamay, J. (2002). *Optimización del Proceso de Recuperación de Oro Contenido en los Relaves de Molienda de la Planta Vivanco por el Método de Flotación-Cianuración .Ecuador. UTPL.*

<http://www.knelson.com/>

Kirk, R., Othmer, D. (1962). *Enciclopedia de Tecnología Química* (1ª. Ed.). Flotación (pp. 180-198) México D.F.: UTEHA.Tomo VIII.

Koppalkar, S. (2009). *Effect of operating variables in knelson concentrators: a pilot-scale study.*Canada.McGill University.

L, Huang .N, Mejiab. (2005). *Characterizing gravity recoverable pgms and gold in grinding circuit.*Deptment of Mining, Metals and Materials Engineering, McGill University. Canada.

Paladines, A. (2005). *Los Recursos No Renovables del Ecuador* (1ª Ed.).Ecuador. Editorial Universitaria. Universidad Central del Ecuador.

Pávez, O. (2008). *Apuntes concentración de minerales II.* Chile. Universidad de Atacama.

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 2. ISBN-0-07-040479-7.

Piedra, L. (2014). *Caracterización geológica y mineralógica de la zona minera La Panguí, área minera de Chinapintza, provincia de Zamora Chinchipe, Ecuador* .UTPL.

Sunil, K. (2009). Effect of operating variables in Knelson concentrators: a pilot-scale study. McGill University. Canada.

Valderrama, M. Santander, J. Ossandon, D. Olgúin. (2012).Recuperación de oro grueso en concentrador centrífugo Knelson .Departamento de Metalurgia, Universidad de Atacama.Chile.

Valdivieso, D. (2013).*Efecto del tamaño de grano, pH y tipos de colectores en la flotabilidad del mineral de Skarn Aurífero de los Condominios Norte y Sur, del yacimiento minero Nambija*. Ecuador. UTPL.

## ANEXOS

### ANEXO 1. ENSAYOS DEL PICNÓMETRO

#### ENSAYO 1

P1 = Peso del picnómetro vacío y seco

P2 = P1 + peso de la muestra

P4 = P2 + agua

P3 = P1 + agua

$\gamma$  = Peso específico

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

$$\gamma = \frac{(9,57 - 8,99)}{(15,68 - 8,99) - (16,03 - 9,57)}$$

$$\gamma = 2,52$$

#### ENSAYO 2

P1 = Peso del picnómetro vacío y seco

P2 = P1 + peso de la muestra

P4 = P2 + agua

P3 = P1 + agua

$\gamma$  = Peso específico

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

$$\gamma = \frac{(9,87 - 8,98)}{(15,7 - 8,98) - (16,24 - 9,87)}$$

$$\gamma = 2,54$$

### ENSAYO 3

P1 = Peso del picnómetro vacío y seco

P2 = P1 + peso de la muestra

P4 = P2 + agua

P3 = P1 + agua

$\gamma$  = Peso específico

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

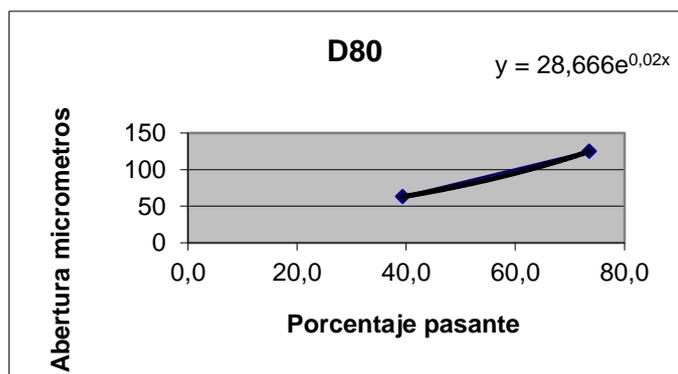
$$\gamma = \frac{(9,91 - 8,98)}{(15,69 - 8,98)(16,25 - 9,91)}$$

$$\gamma = 2,51$$

### ANEXO 2. ENSAYO GRANULOMÉTRICO POR EL MÉTODO MATEMÁTICO DE LOS RELAVES DE LA PANGUI (O MINUTOS DE MOLIENDA).

Nro.Malla	Abertura, $\mu\text{m}$	Peso, gr	peso, %	Acumulado retenido %	Acumulado Pasante %
1	2000	0	0,00	0,0	100,0
2	1000	0	0,00	0,0	100,0
3	500	1,04	0,43	0,4	99,6
4	250	4	1,64	2,1	97,9
5	125	59,54	24,35	26,41	73,6
6	63	83,71	34,24	60,65	39,3
7	45	22,75	9,31	69,96	30,0
8	37	2,28	0,93	70,47	29,5
-400	0	0,17	0,07	70,53	29,5
Lamas		71	29,04	99,57	0,4
Total		244,49			

Coeficiente	Exponente	Respuesta	Unidades
28,66	0,02	141,95	micrómetros
Interpolacion			
b	120	125	a
X		141,95	e
d	100	149	c
RESULTADO:		105,9	mallas



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

### ANEXO 3. BALANCE METALÚRGICO DEL PRIMER ENSAYO DE FLOTACIÓN: MALLA 179 ASTM Y COLECTORER AEROFLOAT 25-31.

<b>ENTRADA</b>	<b>PESO</b>	0,75 kg
	<b>LEY</b>	0,35 ppm

<b>CONCENTRADO</b>	<b>PESO</b>	0,194 kg
	<b>LEY</b>	0,74 ppm

<b>RELAVE</b>	<b>PESO</b>	0,555
	<b>LEY</b>	0,31 ppm

$$0,75 \text{ kg} \times 0,35 \text{ mg/kg} = (169,85 \text{ kg} \times 2,69 \text{ mg/kg}) + (580 \text{ kg} \times 0,43 \text{ mg/kg})$$

$$0,262 \text{ mg} = 0,143 \text{ mg} + 0,172 \text{ mg}$$

$$0,262 \text{ mg} = 0,315 \text{ mg}$$

$$\text{RENDIMIENTO: } (0,143/0,262) \times 100 = 54,4 \%$$

### ANEXO 4. DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS

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

$$\text{Para 50 g/t de Colector 242} = \frac{50 \text{ g (RS-750)} \cdot 750 \text{ g de muestra} \cdot 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Para Colector 242} = 0,0375 \text{ g}$$

$$\text{Para } 25 \text{ g/t de Colector Aerofloat 31} = \frac{25 \text{ g (AEROFLOAT 31)} \cdot 750 \text{ g de muestra} \cdot 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Para Colector Aerofloat 31} = \mathbf{0,01875 \text{ g}}$$

$$\text{Para } 25 \text{ g/t de Colector Aerofloat 25} = \frac{25 \text{ g (AEROFLOAT 25)} \cdot 750 \text{ g de muestra} \cdot 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Para Colector Aerofloat 25} = \mathbf{0,01875 \text{ g}}$$

$$\text{Para } 75 \text{ g/t de KAX} = \frac{75 \text{ g (KAX)} \cdot 750 \text{ g de muestra} \cdot 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Para KAX} = \mathbf{0,05625 \text{ g}}$$

$$\text{Para } 50 \text{ g/t de RS - 750} = \frac{50 \text{ g (RS-750)} \cdot 750 \text{ g de muestra} \cdot 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Para RS-750} = \mathbf{0,0375 \text{ g}}$$

$$\text{Para } 250 \text{ g/t de Silicato de Sodio} = \frac{250 \text{ g (Na}_2\text{SiO}_3) \cdot 750 \text{ g de muestra} \cdot 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Para Silicato de Sodio} = \mathbf{0,1875 \text{ g}}$$

### CÁLCULO DE VOLÚMENES

25 g/t ————— 100 ml

15 g/t ————— X

$$X = \frac{15 \frac{\text{g}}{\text{t}} \cdot 100 \text{ ml}}{25 \text{ g/t}}$$

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

25 g/t ————— 100 ml

5 g/t ————— X

$$X = \frac{5 \frac{\text{g}}{\text{t}} \cdot 100 \text{ ml}}{25 \text{ g/t}}$$

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

75 g/t ————— 100 ml

50 g/t ————— X

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

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

75 g/t ————— 100 ml

15 g/t ————— X

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

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

75 g/t ————— 100 ml

10 g/t ————— X

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

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

50 g/t ————— 100 ml

30 g/t ————— X

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

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

50 g/t ————— 100 ml

10 g/t ————— X

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

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

## ANEXO 5. RECÁLCULO DE LEYES

MALLA 167				
PRESIÓN: 1PSI				
	PESO (g)	LEY (ppm)	mg	RENDIMIENTO (%)
A	104	0,98	0,10192	21,9930085
B	124	0,72	0,08928	19,26546114
<b>A + B</b>	<b>228</b>	<b>0,83859649</b>	<b>0,1912</b>	<b>41,25846964</b>
R	698	0,39	0,27222	58,74153036
A + B + R	926	0,50045356	0,46342	100

$$\text{Ley (ppm)} = \frac{0,1912 \times 1000}{228} = 0,8385$$

$$\text{Peso (mg)} = \frac{104 \times 0,98}{1000} = 0,1019$$

$$\text{Rendimiento: } \frac{(0,10192)}{(0,46)} \times 100 = 21,993$$