



# UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA

*La Universidad Católica de Loja*

## AREA BIOLÓGICA

TITULACIÓN DE INGENIERÍA QUÍMICA

**Enriquecimiento de pasivos ambientales del distrito minero Portovelo-Zaruma, sector "El Pache", mediante concentración gravimétrica centrífuga**

TRABAJO DE FIN DE TITULACION

**AUTOR:** Quintuña Espín, Juan Carlos

**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: **“Enriquecimiento de pasivos ambientales del distrito minero Portovelo-Zaruma, sector “El Pache”, mediante concentración gravimétrica centrífuga”**. Realizado por: Quintuña Espín Juan Carlos, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por cuanto se aprueba la presentación del mismo

Loja, Abril 2014

f) .....

## DECLARACION DE AUTORIA Y CESIÓN DE DERECHOS

“Yo, Juan Carlos Quintuna Espín declaro ser autor del presente trabajo de fin de titulación: **“Enriquecimiento de pasivos ambientales del distrito minero Portovelo-Zaruma, sector “El Pache”, mediante concentración gravimétrica centrífuga”**. De la titulación de Ingeniero Químico, 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 posibles reclamos o acciones legales. Además certifico que las ideas, conceptos, procedimientos y resultados vertidos en el presente trabajo investigativo, son de mi 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.....

Juan Carlos Quintuña Espín

Cédula 1103422950

## **DEDICATORIA**

Este trabajo, está dedicado al motor que me impulsa todos los días, MI FAMILIA a mi esposa María Elena, con su comprensión y amor, supo darme aliento para finalizar este trabajo a Sebastián mi hijo. Gracias por acompañarme a alcanzar mis sueños.

A mi Papá, que me enseñó el valor del sacrificio, la constancia y el trabajo.

A mi Mamá, sé que desde el cielo me está guiando y me da fortaleza para seguir superando los obstáculos.

A todos mis compañeros de aula universitaria, que durante 5 años fuimos una familia, compartimos lindos y gratos momentos.

Y a la memoria de un gran amigo J.E.A.G

**Juan Carlos Quintuña Espín**

## **AGRADECIMIENTO**

Como autor de esta tesis, quiero dejar en constancia, mi más sincero agradecimiento a las siguientes personas e instituciones que formaron parte de este desarrollo:

En primer lugar a Dios y a la Virgen Dolorosa por guiarme y protegerme.

A mi director de tesis Ing. Víctor Sanmartín, unas gracias especiales, por permitirme ingresar al maravilloso mundo de la metalurgia extractiva.

A los laboratorios de Geología y Minas de la UTPL y DEMEX de la Escuela Politécnica Nacional, por su ayuda con sus equipos y personal técnico para realizar la presente investigación.

Al personal técnico de la empresa Metalgroup, en especial al Sr. Javier Coronel, analista químico de dicha empresa, gracias por ayudar con su experiencia a este proyecto

Al Ing. Juan Carlos Romero, director de carrera de Ingeniería Química, por sus palabras de aliento.

## ÍNDICE DE CONTENIDOS

CARATULA.....	i
APROBACION DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE FIN DE TITULACIÓN.....	ii
DECLARACION DE AUTORIA Y CESIÓN DE DERECHOS.....	iii
DEDICATORIA.....	iv
AGRADECIMIENTO.....	v
ÍNDICE DE CONTENIDOS.....	vi
RESUMEN EJECUTIVO.....	1
ABSTRACT.....	2
INTRODUCCIÓN.....	3
CAPITULO I.....	7
1. Generalidades.....	7
1.1 Distrito Minero Portovelo-Zaruma. ....	7
1.2 Métodos de Concentración y Calificación de Minerales. ....	8
1.2.1 Clasificación por tamaño. ....	8
1.2.1.1 Hidrociclones. ....	8
1.2.2 Gravimetría. ....	12
1.2.2.1 Concentradores Centrífugos. ....	12
CAPITULO 2.....	19
2. Materiales y Métodos.....	20
2.1 Diagrama de flujo. ....	20
2.1.1 Características de la Muestra de Estudio. ....	20
2.1.2 Homogenización y Cuarteo de la Muestra. ....	21
2.1.3 Caracterización de la Muestra. ....	22
2.1.3.1 Humedad.....	22
2.1.3.2 Peso Específico.....	23
2.1.3.2 Análisis Químico. ....	24
2.1.3.4 Granulometría.....	26
2.1.4 Prueba Metalúrgica en Hidrociclón. ....	27
2.1.5 Análisis de las fracciones O/F y U/F por mallas valoradas.....	28
2.1.6 Prueba Metalúrgica en concentrador gravimétrico.....	29
CAPITULO III.....	31
3. Resultados y Análisis.....	32
3.1 Caracterización. ....	32
3.1.1 Peso específico del mineral. ....	32
3.1.2 Distribución granulométrica del mineral. ....	32
3.1.3 Análisis Químico. ....	34
3.1.4 Humedad.....	34
3.2 Determinación de caudales en la operación del hidrociclón. ....	36

3.3 Prueba metalúrgica en el Hidrociclón. ....	37
3.3.1 Condiciones de operación prueba Metalúrgica Hidrociclón.....	37
3.3.2 OverFlow. ....	38
3.3.3 UnderFlow.....	39
3.4 Análisis de mallas valoradas en las fracciones del Hidrociclón. ....	41
3.5 Prueba metalúrgica centrifuga gravimétrica en equipo Sepor HY G5.....	43
CONCLUSIONES.....	45
RECOMENDACIONES.....	47
BIBLIOGRAFIA.....	48
ANEXOS. ....	50

## RESUMEN EJECUTIVO

En el presente estudio se propone un procedimiento de beneficio de oro y plata aplicado a los pasivos ambientales, generados por la minería artesanal de distrito minero Portovelo-Zaruma. A este efecto se realizarán principalmente dos pruebas metalúrgicas, la clasificación en hidrociclón y la concentración en un concentrador gravimétrico Sepor HY G5. Los ensayos se llevaron a cabo en el laboratorio DEMEX, de la Escuela Politécnica Nacional, ya que estos laboratorios cuentan con la infraestructura necesaria para el propósito de nuestro estudio, las pruebas complementarias de metalurgia y los análisis químicos correspondientes, se los realizó en los laboratorios de la Universidad Técnica Particular de Loja. Los resultados muestran que el proceso de clasificación en hidrociclón aumenta la eficiencia por encima del 90%, en función de la recuperación de oro y plata. Referente a la granulometría se concluye que la mayor presencia de oro y plata presente en los pasivos ambientales se encuentra entre las fracciones +120 # y + 230#.

PLABRAS CLAVES: Relaves, recuperación, gravimetría, clasificación, oro

## **ABSTRACT**

In the present study a method of benefit gold and silver applied to tailings generated by the artisanal mining of Portovelo-Zaruma mining district is proposed. For this two metallurgical testing was performed, classification in hydrocyclone and concentration in a gravimetric recovery Sepor HY G5 concentrator. The tests were conducted in the laboratory DEMEX in the Escuela Politécnica Nacional, because these labs have the necessary infrastructure for the purpose of our study, additional metallurgical testing and associated chemical analyzes were performed in the laboratories of the Universidad Técnica Particular de Loja. The results show that the process of classification in hydrocyclone increases the efficiency above 90 % in terms of the recovery of gold and silver. Regarding the granulometry is concluded that the major presence of gold and silver in tailings is among the fractions +120 # and +230 #.

**KEY WORDS:** Tailing, recovery, gravimetric, classification, gold

## INTRODUCCIÓN

### **Justificación y fin del proyecto**

En Ecuador la mayor parte de la producción minera está constituida por oro (8-9 tm/año), el 90% de la cual es realizada por mineros artesanales de las Zonas de Nambija, Portovelo-Zaruma y Ponce Enríquez. Actualmente, la minería aporta menos del 1% del PIB de país<sup>1</sup>. La mayor parte del procesamiento de esta producción de oro en el Ecuador, son en empresa pequeñas artesanales, las mismas que no cuentan con un aprovechamiento eficiente, en beneficio de minerales.

Con respecto al distrito minero Portovelo-Zaruma existen 109 plantas de pequeñas minería, las mismas que producen alrededor de 1,600 toneladas de residuos o relaves mineros, la mayoría de estos van a desembocar a piscinas improvisadas sin las medidas técnicas adecuadas, o peor aun directamente a los ríos siendo un problema ambiental latente<sup>2</sup>.

Durante los últimos años no ha existido un desarrollo técnico metalúrgico, ni mucho menos ambiental, esto conlleva a un desperdicio de valores (cantidad de mineral aprovechable expresado como porcentaje o concentración) significativos de metales comerciales como oro, plata, cobre, zinc, plomo, etc<sup>3</sup>. El estudio de impacto ambiental realizado por los diversos CITTES de la UTPL, dan una propuesta de tratamiento y aprovechamiento de residuos de la minería, los mismos tienen valores significativos en cuanto a oro y plata.<sup>2</sup>

La regularización de la actividad minera es uno de los problemas esenciales que enfrentan las autoridades, sin embargo también ofrece una de las mayores oportunidades de crear una industria minera nacional moderna. La minería es un negocio a largo plazo y los resultados inmediatos son poco comunes<sup>1</sup>.

Tomando en cuenta los criterios y argumentos expuestos anteriormente, en el presente estudio se propone un procedimiento de beneficio de oro y plata aplicado a los pasivos ambientales generados por la minería artesanal de distrito minero Portovelo-Zaruma. A este efecto se realizarán principalmente dos pruebas metalúrgicas, la clasificación en hidrociclón y la concentración en un concentrador gravimétrico SeporHy G5. Los

ensayos se llevarán a cabo en el laboratorio DEMEX, de la Escuela Politécnica Nacional, ya que estos laboratorios cuentan con la infraestructura necesaria para el propósito de nuestro estudio, las pruebas complementarias de metalurgia y los análisis químicos correspondientes se los realizará en los laboratorios de la Universidad Técnica Particular de Loja.

La primera prueba de la presente investigación, se refiere a ensayos en hidrociclón, en esta fase de clasificación y pre concentración el proceso se separan en 2 corrientes, underflow (salida de la parte inferior del hidrociclón) donde se trasladarán minerales pesados tales como los sulfuros metálicos, óxidos metálicos, metales preciosos (oro, plata), y la corriente overflow (salida de la parte superior del hidrociclón) donde se trasladan los minerales de ganga o material estéril.

En la subsiguiente prueba se realizará una concentración gravimétrica centrífuga, mediante un equipo centrífugo de marca Sepor modelo HY G5. El principio de la gravimetría utilizado para la separación de minerales aprovecha la diferencia en el peso específico de los componentes minerales, para elevar las leyes (cantidad de mineral por cantidad de ganga o material estéril) de los minerales pre concentrado, que tienen una importancia económica como son el oro y la plata<sup>4</sup>.

Los estudios metalúrgicos conllevan tiempo y costos económicos, lo que los convierte en un proceso complejo, debido a esto en la minería artesanal Ecuatoriana son pocas las empresas que lo realizan. Con los resultados experimentales de esta investigación, se analizará, la posibilidad de emplear este método, como alternativa de tratamiento a pasivos ambientales generados por la minería artesanal.

### **Objetivos del proyecto**

La presente investigación pretende contribuir con alternativas diferentes, y no contaminantes en el proceso de recuperar valores metálicos, de los pasivos ambientales. El propósito de esta investigación es el enriquecimiento de los pasivos ambientales de la zona minera Portovelo-Zaruma, utilizando la técnica de concentración gravimétrica centrífuga, aprovechando así la recuperación de valores metálicos de oro.

- Caracterización de la muestra.
- Determinar los caudales de trabajo, en la prueba de clasificación
- Clasificación y Pre-Concentración de los pasivos ambientales en hidrociclón
- Análisis de mallas valoradas en la concentración por hidrociclón de las fracciones alimentación, underflow y overflow.
- Concentración gravimétrica en el equipo gravimétrico centrífugo HY G5, de la fracción underflow, proveniente de la fase de pre concentración de ciclón.

## **CAPITULO I**

# 1. Generalidades

## 1.1 Distrito minero Portovelo-Zaruma.

El Distrito Minero Portovelo-Zaruma (ver figura 1) es uno de los centros mineros más antiguos de Ecuador en donde la minería data desde comienzos de siglo, el oro aparece asociado con sulfuros en vetas de cuarzo.



Figura 1. Mapa de la región Portovelo-Zaruma<sup>5</sup>.

Durante la época de explotación industrial, desde 1904 hasta 1965, el área produjo hasta 120 toneladas de oro del procesamiento de aproximadamente 9 millones de toneladas de mineral<sup>6</sup>.

Los cantones de Portovelo y Zaruma fueron construidos alrededor de la explotación minera, una actividad económica que es todavía la más importante de la región. Así, durante los últimos años, las antiguas y nuevas galerías fueron utilizadas para continuar la explotación, empleando métodos primitivos. El tratamiento del mineral se hace en varias plantas que emplean principalmente métodos gravimétricos y de lixiviación con cianuro, algunas veces complementados con flotación u otros métodos. Las plantas varían desde instalaciones muy rudimentarias hasta pequeñas plantas bastante sofisticadas<sup>2</sup>.

## **1.2 Métodos de concentración y calificación de minerales.**

### **1.2.1 Clasificación por tamaño.**

Existen dos tipos básicos de clasificación por tamaño; los que utilizan normalmente las cribas para las separaciones más gruesas y los clasificadores para las más finas. Las cribas se caracterizan por que hacen uso de barreras físicas, para lograr la separación.

La separación por sedimentación de partículas se da en la naturaleza en cualquier lago o estanque donde se introduce agua turbia. Las partículas se posan en el fondo, formando un sedimento que posee un grado de espesado en relación con la concentración de la alimentación (feed), mientras que el agua sobrante es clarificada y eliminada como flujo superior (overflow).<sup>4</sup>

Los equipos de clasificación generalmente se clasifican de acuerdo con la forma de descarga en: Clasificadores de descarga mecánica, Hidrociclones, Ciclones neumáticos.

#### **1.2.1.1 Hidrociclones.**

La figura 2 demuestra, esquemáticamente, el trabajo de un hidrociclón.

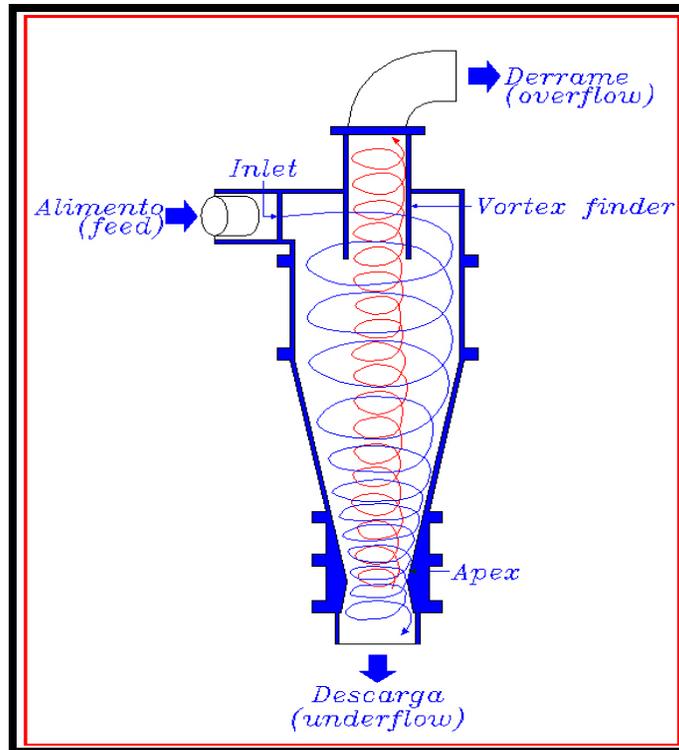


Figura 2. Esquema Hidrociclón<sup>7</sup>

La suspensión de alimentación forma un torbellino primario a lo largo de la superficie interior de la pared de las partes cilíndrica y cónica, dirigiéndose al exterior a través del vértice cónico. Al ser éste estrecho, solamente una parte de la corriente es evacuada como flujo inferior (underflow), transportando las partículas gruesas o inclusive todos los sólidos con ella. La mayoría del líquido (que ha sido limpiado por la sedimentación de los sólidos en el torbellino primario, o bien que transporta las partículas finas sobrantes con él), es forzado a abandonar el ciclón a través de la tobera del flujo superior (overflow) formando un torbellino secundario ascendente alrededor del núcleo de la carcasa. En el interior del núcleo se crea una depresión, que recoge todo el aire que ha sido transportado como burbujas o disuelto en el agua de alimentación. También el vapor creará esta visible columna central de aire. Debido al incremento de la velocidad tangencial en el torbellino secundario, las altas fuerzas centrífugas generadas traen consigo una eficientísima separación secundaria. Las partículas finas rechazadas sedimentan radialmente y se unen al torbellino primario; la mayoría de estas partículas son evacuadas finalmente a través de la boquilla formada por el vértice del cono. Por consiguiente, la separación dentro de un hidrociclón tiene lugar como resultado de estos dos procesos, y el punto de

corte final será determinado principalmente por la aceleración centrífuga del torbellino secundario interior<sup>7</sup>.

Siempre se hace referencia cuando hablamos de clasificación en hidrociclón, de el corte  $D_{50}$ , que es más que el tamaño de las partículas sólidas igualmente repartido en el over flow y under flow, o lo que es lo mismo, el tamaño para el cual la eficiencia del hidrociclón en enviar esas partículas a la descarga es el 50%.<sup>8,9</sup>

## **Aplicaciones prácticas en la minería**

### Espesado

Este se refiere esencialmente a la obtención de la mayor cantidad de sólidos, siendo separados de toda el agua que estos contengan, por lo tanto de esta aplicación se obtiene una separación de líquido-sólido, pero por razones que en el hidrociclón no se pueden ocupar agentes floculantes, el agua que sale por el flujo superior (overflow) no va totalmente pura sino que va turbia por partículas pequeñas que se encuentran diluidas en ella. La construcción de diques de residuos con hidrociclones es un ejemplo muy conocido de esta técnica.

### Deslamado

En esta práctica, el objetivo es eliminar las partículas finas junto con el flujo superior (overflow). Esto principalmente se ocupa para mejorar el producto que será utilizado en procesos posteriores, como por ejemplo: flotación, separación magnética en húmedo, filtración, etc. En otras plantas, como las químicas los ciclones en deslamado se usan frecuentemente para eliminar el agua después de un proceso de cristalización; los cristales finos, son evacuados con el flujo superior, siendo reciclados al cristalizador donde actúan como núcleos para la formación de un nuevo cristal.

### Refinado

El producto final es lo que importa de este procedimiento y es evacuado por el flujo superior, y pequeñas cantidades de partículas superiores al tamaño que se necesita son evacuadas con el flujo inferior.

### Circuitos cerrados de molienda

Esta técnica es una mezcla de dos procedimientos, que son el deslamado y el refinado, siendo esta unión muy común junto con procesos de moliendo. Principalmente este método es para la separación de finos con gruesos.

### Recuperación de líquidos

Si las aguas de procesos o soluciones deben reciclarse, gracias a los hidrociclones se puede obtener una clarificación del agua al estado que sea necesario. En las plantas como las de lavado de carbón, este es uno de los problemas más importantes, ya que las aguas se encuentran muy contaminadas, por lo tanto los hidrociclones pueden clarificar el agua hasta niveles que sea necesario y/o capaz.

### Clasificación selectiva

Método específico en la separación en una mezcla heterogénea de minerales, pudiéndose basarse en las características, por ejemplo: el peso específico, forma de las partículas, tensión superficial, etc. también con solo tener diferencia en el tamaño de la partícula permite la separación.

### Recuperación de sólidos

En el lavado y escurrido generalmente producen fluidos turbios que salen por el overflow, que transportan con ellos fracciones finas de partículas, las que producen pérdida, por lo tanto se requiere la recuperación de estas, así se ocupa este método con el cual se recuperan las fracciones finas a partir de tornillos lavadoras de arena, desenlodadores, etc.

### Fraccionamiento

Aplicación en donde se clasifica en dos fracciones para un tratamiento posterior. Ejemplo: el fraccionamiento de un concentrado de hierro para alimentación sinter (gruesos) y Peletizado (finos).

### Pre-concentración

Esto es un proceso de concentración por gravedad, o mejor dicho, un proceso de concentración centrífuga. Ejemplo: separación de componentes pesados como sulfuros metálicos, óxidos metálicos, metales preciosos, etc. de las gangas.

### Lavado en contra-corriente

La eliminación de sustancias que se encuentran inmersas en la mezcla, es ejecutada por diluciones y espesados en etapas múltiples de los hidrociclones<sup>9</sup>.

#### **1.2.2 Gravimetría.**

La separación gravimétrica es tan antigua como el tiempo. Diferencias de temperatura han quebrado grandes masas de roca y el viento y el agua han actuado sobre ellos como medios de transporte y separación, transportando el material quebrado a zonas más bajas. Las partículas más pesadas por densidad o tamaño se han ido depositando primero en fosas y huecos naturales. Las partículas más livianas por peso específico o tamaño han sido transportadas a distancias más alejadas de su origen y depositadas en zonas planas. Acumulaciones de minerales pesados como el oro, platino, casiterita, magnetita, ilmenita y diamantes, formadas de esta manera se denominan placeres o yacimiento secundarios<sup>10</sup>. Tal es el caso en nuestro país, El río San Carlos de las minas y el río Conguime en Zamora.

La gravimetría se usa para tratar una gran variedad de minerales, que varían desde los sulfuros pesados como la galena (peso específico 7,5) hasta el carbón (p.e. 1,3), y tamaños de partículas en algunos casos por debajo de 50  $\mu\text{m}$ . Los métodos de separación gravimétrica se clasifican en los siguientes:

- Películas laminares fluentes.
- Aceleración diferenciada.
- Medios densos.
- Aceleración diferenciada.

##### *1.2.2.1 Concentradores Centrífugos.*

El uso de la fuerza centrífuga para aumentar la velocidad de sedimentación de partículas ha sido aplicado con éxito desde hace muchos años para la clasificación (centrífuga de sedimentación e hidrociclón) y filtrado (centrífuga de filtración). El uso de la fuerza centrífuga para mejorar la eficiencia de la concentración gravitacional de finos sería, de modo análogo, teóricamente posible, y fue motivada por la pérdida elevada de valores minerales asociados a las fracciones finas. 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.

Los separadores centrífugos fueron desarrollados en la Unión Soviética en los años 50 y también fueron empleados en la China por veinte años para el tratamiento de relaves de menas de estaño y tungsteno. Solo después se prestó mayor atención al potencial de estos equipos en el Occidente.

La utilización de concentradores centrífugos para el beneficio de menas auríferas fue una novedad tecnológica introducida en la década del 80 en el Occidente. Fueron empleados inicialmente con menas aluviales, posteriormente tuvieron su aplicación extendida a menas primarias. La versatilidad de los concentradores centrífugos incluye:

- Modelos de capacidad variable.
- Porcentaje de sólidos en peso de la alimentación que varía de 20% a 40%.
- Mayor posibilidad de recuperación de finos, si se comparan con equipamientos convencionales de concentración gravitacional.
- Tienen un costo relativamente bajo de operación y de mantención.

Estas características asociadas al costo relativamente bajo de la operación y de la mantención, pueden explicar la larga diseminación de ese tipo de concentradores en la industria minera a nivel mundial. Merecen destaque los concentradores centrífugos Knelson, Falcon, el jig centrífugo Kelsey.

### **Concentradores centrífugos para minerales de oro**

Dependiendo de las características en que se presente el oro, los concentradores centrífugos se utilizan en las siguientes situaciones:

- Cuando los muestreos de un depósito aluvial indican presencia de oro libre.
- Cuando las pruebas metalúrgicas han confirmado la presencia de oro libre en circuitos de roca dura.
- Cuando se ha detectado la presencia de oro en las colas de los procesos de molienda.
- Cuando se ha detectado una alta cantidad de oro en la carga circulante.

Un concentrador centrífugo no debe usarse para recuperar oro en los siguientes casos: si el oro es refractario; si el oro está encapsulado; si el oro no se encuentra en su estado libre (a menos que la gravedad específica global de la partícula que contiene el oro es alta en relación a la ganga).

En relación a los circuitos de concentración de oro, los concentradores centrífugos se aplican en los siguientes casos:

- En el tratamiento de un placer con oro aluvial.
- En un circuito primario de molienda de roca dura.
- En la recuperación de oro como subproducto en circuitos de molienda de minerales metálicos.
- En la recuperación de oro de concentrados de flotación.
- En la recuperación de oro de un retratamiento de colas.
- En la recuperación de oro para elevar la ley del concentrado.
- En la recuperación secundaria de oro y metales de alta gravedad específica como plata, mercurio y platino.

#### El Concentrador Centrífugo Knelson

En la década del 80 aparecieron una serie de equipamientos para el beneficio de minerales que utilizan la fuerza centrífuga para efectuar la separación de los minerales valiosos. El más conocido de ellos fue el concentrador Knelson (ver figura 3), que en poco tiempo obtuvo gran aceptación en la industria minera. Debe señalarse que en el año 1998 había más de 2500 concentradores Knelson operando en recuperación de oro en el mundo.

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

- Los concentradores se fabrican desde tamaños de laboratorio hasta unidades de alta producción.
- 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 g, que es lo que permite que el concentrador pueda recuperar partículas finas.

### *Características y operación del concentrador Knelson*

El concentrador centrífugo Knelson (ver figura 3) 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.

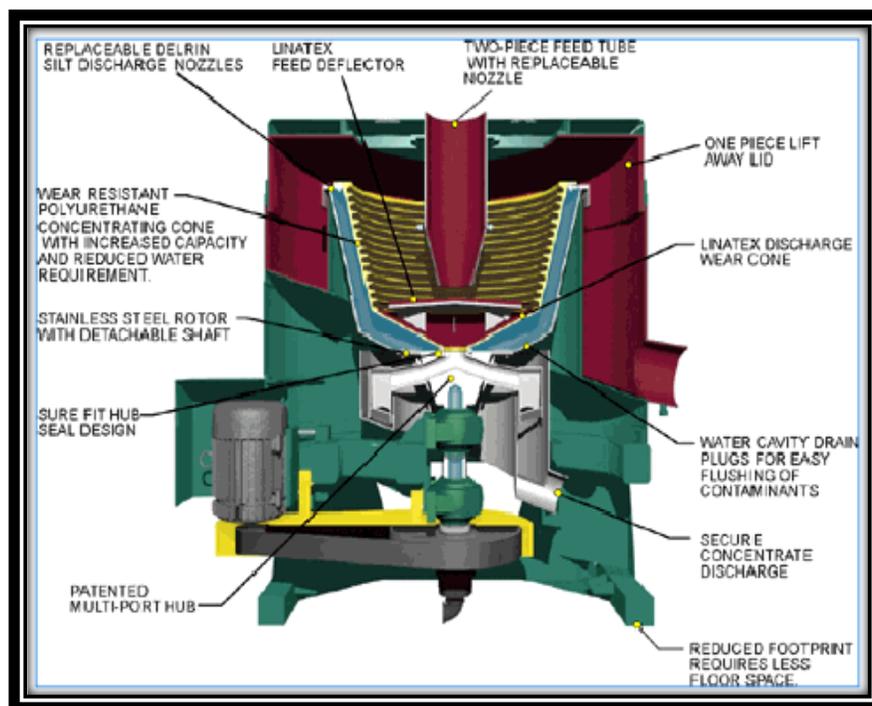


Figura 3. Concentrador centrífugo Knelson<sup>9</sup>.

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.

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 interriffles, 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.

#### *Balance de masa*

Como se muestra en la figura 4 un concentrador con dos productos, concentrados y colas. Los flujos másicos, sobre una base seca de cada una de las corrientes se representa con letras mayúsculas, mientras los tenores con letras minúsculas<sup>11</sup>.

Si se realiza un balance macroscópico de masa se puede tener que:

$$\left[ \begin{array}{l} \text{Flujo másico de} \\ \text{mineral que entra} \end{array} \right] = \left[ \begin{array}{l} \text{Flujo másico de} \\ \text{mineral que sale} \end{array} \right]$$

Por lo tanto:

$$A=C+T$$

Haciendo un balance microscópico, se tiene que:

$$\left[ \begin{array}{c} \text{Mineral de interés} \\ \text{que entra} \end{array} \right] = \left[ \begin{array}{c} \text{Mineral de interés} \\ \text{que sale} \end{array} \right]$$

Rescribiendo en términos de las variables usadas, se tiene que:

$$A \cdot t_a = C \cdot t_C + T \cdot t_t$$

Debe notarse que el balance microscópico de la ecuación anterior está referido en términos del mineral de interés y por lo tanto, el segundo término a la derecha de esta ecuación se asocia a la pérdida en el proceso, esto es, al mineral de interés que abandona el proceso o las máquinas de concentración por las colas.

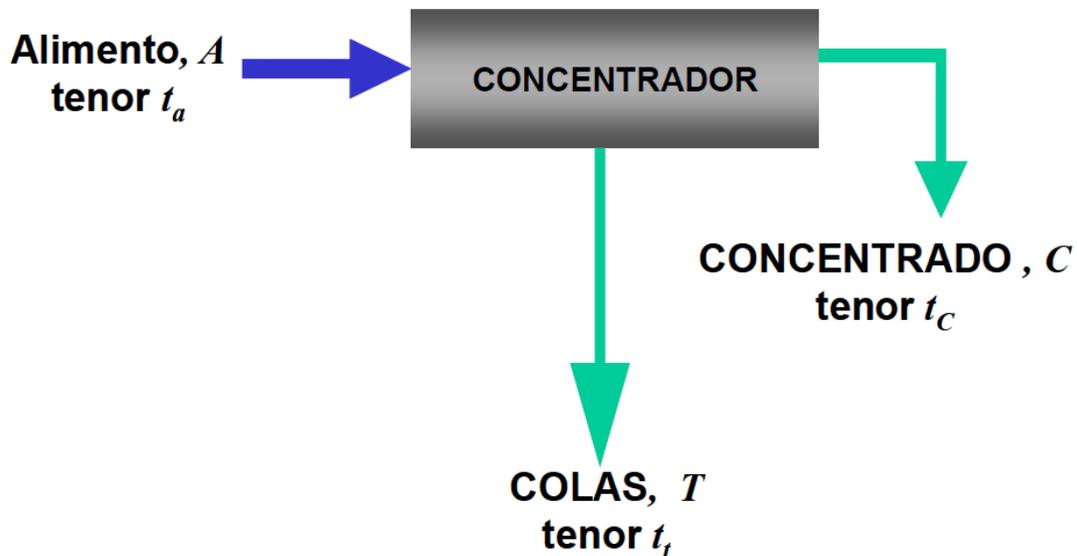


Figura 4. Esquema de un concentrador con dos productos<sup>11</sup>

### *Recuperación*

Se define la recuperación como la relación que existe en una operación de concentración entre el peso del material útil o de interés que hay en el concentrado con respecto a la cantidad de ese mismo mineral que hay en la alimentación, o que ingreso a la operación.

*Razón de Concentración (RC)*

Se define como la razón entre el flujo másico de sólido en la alimentación **A** con respecto al flujo de sólidos en el concentrado **C**.

$$RC = \frac{A}{C}$$

## **CAPITULO 2**

## 2. Materiales y métodos

La parte experimental de este trabajo se lo realizo en los laboratorios de: EPN, DEMEX, UTPL y en la planta de beneficio Metalgroup. En la figura 5 se muestra la metodología que se utilizó en la investigación.

### 2.1 Diagrama de flujo.

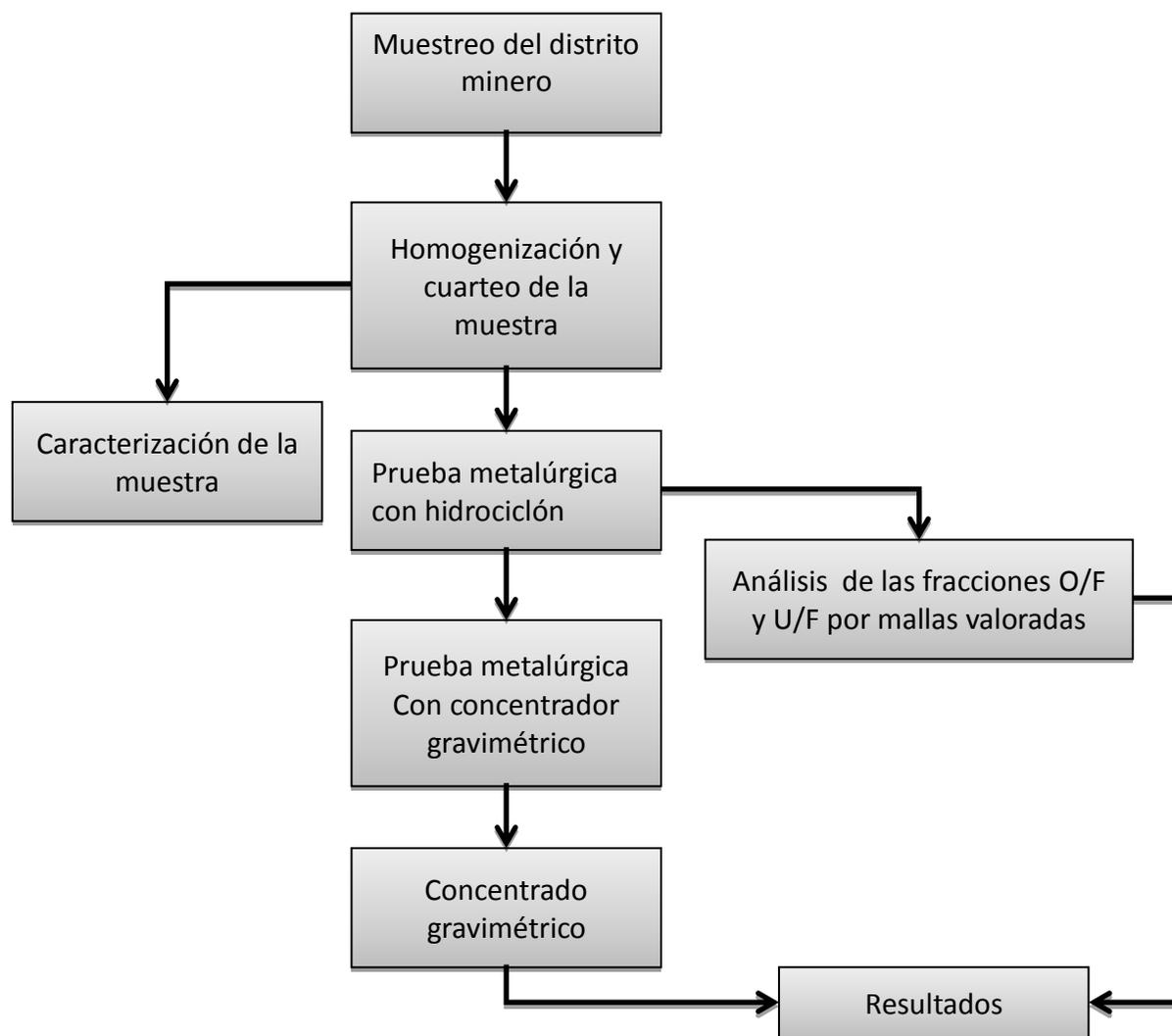


Figura 5. Metodología usada en la investigación.

Fuente: El Autor

#### 2.1.1 Características de la Muestra de Estudio.

El muestreo es la primera parte de la investigación, el ejemplar se tomó en el parque industrial "El Pache" perteneciente al cantón Portovelo, en la planta de procesamiento de minerales, perteneciente a la sociedad minera COMMIVARI S.A, la misma que

representa un punto estratégico en el parque industrial, siendo esta planta un lugar, donde se procesará minerales de todos los puntos del distrito minero. El muestreo se realizó en una salida de campo, con la colaboración de los Ingenieros Paulina Aguirre y Francisco Gordillo. El ejemplar se tomó en la relavera (figura 6), de la planta de beneficio COMIVARISA.



Figura 6. Lugar de muestreo.

Fuente: El Autor

La técnica de muestreo que se usó para la recolección del ejemplar, fue de tipo bulk, es decir fue dimensional, a lo largo y ancho de la relavera, como se puede ver en la figura 7. Se tomaron 26 sacos de 30 kg cada uno, fueron alrededor de 780 Kg. Se precede a etiquetar con un código de operación, el cual es **MCMP01**. Una vez tomada y etiquetada la muestra se procedió a enviarla a la ciudad de Quito, para realizar la segunda fase del estudio mineralúrgico.

### **2.1.2 Homogenización y cuarteo de la muestra.**

Llegada la muestra al laboratorio DEMEX, perteneciente a la Escuela Politécnica Nacional, se siguió el siguiente procedimiento para la preparación de la muestra.

- Se limpiada la manta de polietileno para evitar contaminación.

- Se vació todos los sacos, sobre una manta de polietileno, tratando de formar un montículo.
- Luego se homogeniza utilizando el método de Roleo, con la muestra en la manta se procede a tomar un extremo de misma y jalarla en forma paralela al piso y en dirección del punto medio de la esquina opuesta. Antes que el mineral llegue al final de la esquina opuesta, se jala la punta de la manta en dirección de su esquina adjunta, se repitió este proceso por 7 o 8 veces. Luego con una pala se extiende el mineral y se forma una red en la muestra, para luego ir tomando de cada espacio un ejemplar con una espátula. Como se puede ver en la figura 6.
- De esta manera se obtiene un compósito para realizar las pruebas metalúrgicas y la caracterización de la misma.



Figura 7. Homogenización de muestra

Fuente: El Autor

### **2.1.3 Caracterización de la muestra.**

Del compósito se tomó 2 kg de muestra para realizar la caracterización, la misma que consiste en determinar humedad, peso específico, granulometría y las leyes de los metales por medio del análisis químico.

#### **2.1.3.1 Humedad**

El procedimiento que se utilizó para la determinación de humedad fue el siguiente:

- Se tomó una muestra del compósito, pesó y colocó en una bandeja

- Colocó la bandeja en la estufa eléctrica a 110 °C por el lapso de 1 hora
- Se Pesó y determino la humedad usando la siguiente formula:

$$\% \text{ Humedad} = \frac{\text{Peso Húmedo} - \text{Peso Seco}}{\text{Peso Húmedo}} * 100$$

En la figura 8 se observa la estufa utilizada para la determinación de la humedad.



Figura8. Determinación de humedad

Fuente: El Autor

### 2.1.3.2 Peso Específico

Para determinar el peso específico del mineral se utilizó el método de la fiola<sup>12</sup>.

- Inicialmente se pesó la muestra con dentro de la fiola
- Segundo dato fue el peso de la fiola, más la muestra y el agua hasta la línea de aforo
- Finalmente se pesó la fiola únicamente con el agua destilada hasta la línea de aforo.

$$\rho_e = \frac{W_s}{(W_s + W_1) - W_2}$$

Dónde:

W1 = Fiola + Agua destilada.

W2= Fiola + Mineral + agua destilada.

$W_s$ =Peso de la muestra seca.

El procedimiento se realizó por triplicado para poder expresar el resultado como valor medio y su desviación. En la figura 9 se muestra los materiales utilizados para la determinación del peso específico.



Figura 9. Materiales para la determinación del peso específico.

Fuente: El Autor

#### 2.1.3.2 Análisis químico.

El análisis por vía seca, es uno de los métodos cuantitativos más antiguos para determinar las leyes de los minerales preciosos, y unos de los más exactos de ahí su uso tan universal. Cabe detallar que los análisis químicos se realizaron en los laboratorios pertenecientes a la empresa minera Metalgroup.

#### **Procedimiento de determinación de oro y plata**

Los pasos para la determinación de oro y plata en secuencia se describen a continuación<sup>13</sup>.

##### Fundición

- Se pulverizó 150 gr. de muestra código **MCMP01** tomada del compósito.
- Se preparó la carga fundente conocida como flux, la composición de la misma se muestra en la tabla 1.

Tabla 1. Componentes de flux

Reactivo		Porcentaje
Litargirio	(PbO)	57,90%
Bórax Granulado	(Na <sub>2</sub> B <sub>4</sub> O <sub>7</sub> )	18,42%
Carbonato de sodio	(CO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub> )	15,78%
Sílice	(SiO <sub>2</sub> )	7,90%

Elaboración: El Autor

- En un crisol de fundición de coloco 130 gr de flux, más 25 gr de muestra código **MCMP01** y 2.5 gr de harina como agente reductor. Se homogenizo toda la carga e instalo una cubierta de bórax, en su superficie para mejorar su fundición, el resto se guarda como testigo
- Se ingresaron los crisoles a la mufla y se inicia la fundición, se esperó que llegue a los 1050°C, y se retiró el crisol de la mufla cumplida 1 hora, se agitó y se golpeó ligeramente el crisol para asentar el plomo y vaciarlo en una lingotera, se dejó enfriar para luego separar la escoria del plomo.
- Se martilló el plomo en el yunque formando un cubo que es el régulo de plomo.

### Copelación

- Una vez que se formó el regulo de plomo, se adiciono una laminilla de plata pura pesada, para realizar el encuarte, su objetivo es facilitar la disolución de la plata con ácido nítrico.
- Se calentó las copelas por espacio de 10 min. En la mufla a una temperatura de 800 °C, para eliminar la humedad y contenido de CO<sub>2</sub>
- Una vez caliente la copela se introdujo el regulo de plomo, y se dejó por 45 minutos hasta que el plomo fue absorbido por la copela.
- Se dejó enfriar y se retira el dore de las copelas para ser laminado.
- Se pesan los botones de dore para determinar la ley de plata y oro

### Ataque químico

- Se añade ácido nítrico  $\text{NO}_3\text{H}$  al crisol de porcelana que contiene el bullón y se calienta hasta la completa disolución de la plata.
- Se lava por decantación 4 veces con agua destilada

### Calcinado y pesado del oro

- Finalizado el lavado se seca en la plancha y seguidamente se calcina obteniéndose el oro puro. Para determinar la ley de oro y plata se utilizó las siguientes formulas:

$$\text{Ley Au} \left( \frac{g}{T} \right) = \frac{\text{Peso Au}(g) \times 10^6}{\text{Peso Muestra analizada} (g)}.$$

Para determinar la ley de plata usamos:

$$\text{Ley Ag} \left( \frac{g}{T} \right) = \frac{(\text{Peso Dore} - \text{Peso Encuarte} - \text{Peso Oro})(g) \times 10^6}{\text{Peso Muestra analizada} (g)}.$$

#### 2.1.3.4 Granulometría

El análisis granulométrico se lo realizó en el Laboratorio de Beneficio de Minerales perteneciente a la UTPL. El análisis granulométrico nos dio una idea del reparto de tamaño de la muestra, para lo cual se siguieron los siguientes pasos<sup>14</sup>.

- Se pesó 250 gramos de muestra, tomadas del compósito para la caracterización.
- Deslamado: Se pasó la muestra por el tamiz de malla 400 en una granulometría húmeda. por el lapso de 10 minutos
- El retenido en la malla 400 se procede a secarla en una estufa a 80°C.
- Se dejó decantar por el lapso 24 horas, el agua con las lamas pasantes de la malla 400#, luego se sucedió a secar y pesar.
- Con la muestra retenida en el tamiz 400, se procede a realizar el análisis granulométrico en seco con las mallas 35#, 60#, 120#, 230#, 325# y 400#.
- Se pesó los retenidos en cada fracción, con los datos se realizó la curva granulométrica y determinó su  $D_{80}$  utilizando el software **Molycop-Tools** versión 2.0 observar Anexo V.

#### **2.1.4 Prueba metalúrgica en hidrociclón.**

Las pruebas metalúrgicas de clasificación en hidrociclón se realizaron en el Laboratorio DEMEX (figura 10) perteneciente a la Escuela Politécnica Nacional.



Figura 10. Laboratorio DEMEX.

Fuente: El Autor

El ensayo metalúrgico de clasificación se realizó, en un equipo de laboratorio (Figura 11) que consta de: Una bomba vertical, un hidrociclón, tuberías de conexión, medidor de presión. La toma de datos de caudal, se realizó con una probeta de 2 litros y un cronómetro. Su densidad se recabo mediante una balanza y una probeta de 1 litro, de las parte de O/F (Over flow) y U/F (Onder flow), la presión con cual opero el equipo fue de 8 psi.

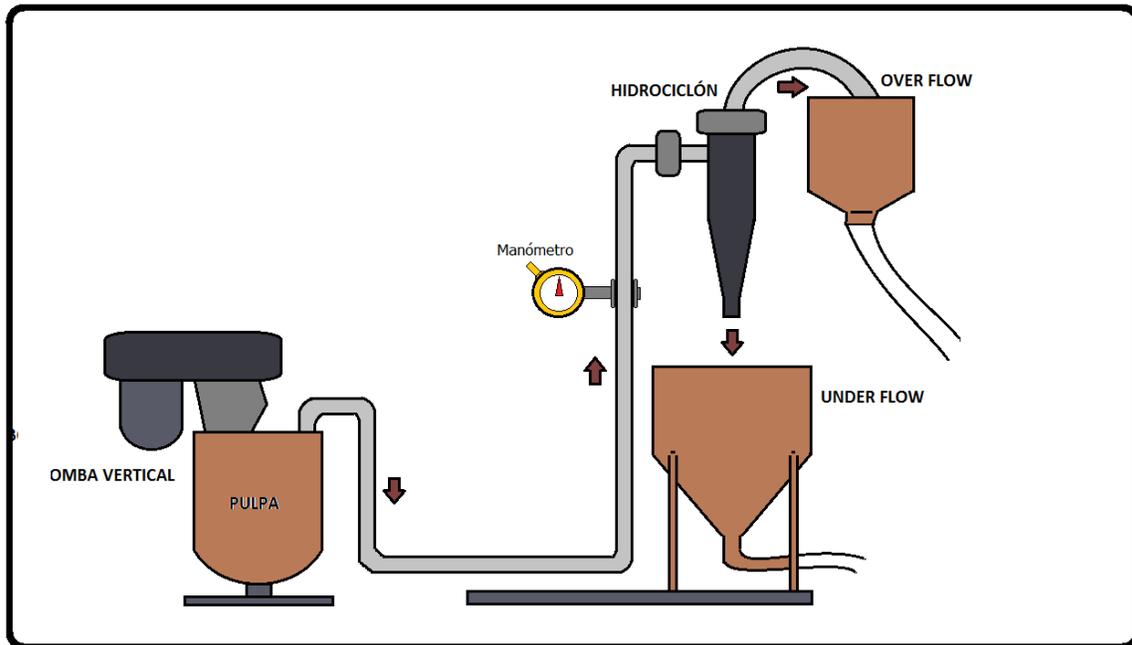


Figura 11. Equipo de laboratorio para prueba metalúrgica en hidrociclón  
Fuente: El Autor

El procedimiento utilizado se detalla a continuación.

- Se homogenizo y tomo 100 kg de muestra para realizar las pruebas metalúrgicas de clasificación por hidrociclón.
- Se realizó la limpieza del equipo con agua, se observó que las tuberías estén sin presencia de materiales extraños. el módulo consta de: un cajón de bomba, una bomba vertical, tuberías, manómetro, hidrociclón.
- Se preparó la pulpa con un 25 % de sólidos: Mineral 5 kg, Líquido 20 litros
- Se colocó la pulpa en el cajón de bomba, se procedió a encender la bomba
- Se tomaron datos de: densidades, caudal y muestreo de las corrientes U/F y O/F.
- Presión de operación del hidrociclón fue de 8 psi.
- Se recolecto toda la muestra del U/F, para su posterior prueba de concentración gravimétrica

### **2.1.5 Análisis de las fracciones O/F y U/F por mallas valoradas**

Esta prueba se realizó para determinar la distribución de oro en las diferentes fracciones granulométricas. Las mallas que usamos para realizar el estudio son +120#, +230#, +325#, con el siguiente procedimiento.

- Se Tomó 200 gr. de muestra de cada fracción de la prueba es decir de alimentación, over flow y under flow.
- Se colocó la muestra sobre el vibrotamíz. Previamente con los tamices +120#, +230#, +325#.
- Se enciende el vibrotamiz por el espacio de 10 minutos
- Se retira el retenido de cada malla y se procede a pesar.
- Los sólidos retenidos se etiquetan y se procede a realizar su análisis piro metalúrgico.

### **2.1.6 Prueba metalúrgica en concentrador gravimétrico**

El equipo gravimétrico que se usó para la prueba metalúrgica, es un concentrador centrífugo para oro modelo HY-G5 (figura 12), marca SEPOR, que consta de un cilindro con rifles a alta velocidad y en la pared del tazón interno se encuentra un gran número de orificios de 1/16". El mismo que opera con agua libre de sólidos, para el sistema de fluidificación. Su alimentación se la realizo por cucharadas de material, para lo cual se tomó 12,83 kg de la muestra del Under flow, El procedimiento de operación del concentrador gravímetro sepor HY-G5 es el siguiente:

- Abrir la válvula de fluidificación, hasta que la presión muestre 22 psi.
- Encender interruptor del motor eléctrico.
- Calibrar el tiempo de cosecha del equipo. Utilizando un platón, se recogió una muestra del relave y se revisó la presencia de arenas de color oscuro. La presión de operación fue de 10 psi, el tiempo de calibración duró alrededor de 10 minutos.
- Iniciar la alimentación utilizando un cucharón.
- Para parar el proceso se apaga el motor y se redujo la presión de fluidificación hasta que llego a 0.
  - Una vez parado el equipo, se sacó los 3 pernos que sujetan la canasta, se limpia los rifles del mismo, donde se encuentra el concentrado gravimétrico.
  - Recoger la muestra para secar y pesar para realizar el balance metalúrgico
  - Para volver a operar el siguiente bacht, arrancar la máquina, y operar en la presión establecida 10 psi,



Figura 12. Concentrador centrífugo para oro modelo HY-G5

Fuente: El Autor

### **CAPITULO III**

### 3. Resultados y análisis

En esta parte de la investigación, se incluye un análisis de los resultados obtenidos a partir de los ensayos metalúrgicos, realizado en los diferentes laboratorios, para la cual se muestran cálculos y graficas que indican el comportamiento del mineral a las pruebas sometidas.

#### 3.1 Caracterización.

##### 3.1.1 *Peso específico del mineral.*

Los resultados de peso específico (Pe) para el mineral de la muestra obtenidos utilizando el método de la fiola se muestran en la tabla 2. El valor promedio calculado a partir de tres ensayos fue de 2,69 g/cm<sup>3</sup> con una desviación estándar (SD) de  $\pm 0,058$ . Un ejemplo de los cálculos se detalla en el anexo I.

Tabla 2. Peso específico del mineral.

	Ensayo 1	Ensayo 2	Ensayo 3	Promedio	SD
<b>W1 (g)</b>	46	46,06	46,05		
<b>W2 (g)</b>	49	47,65	48,18		
<b>Ws (g)</b>	3,9	2,57	3,36		
<b>Pe (g/cm<sup>3</sup>)</b>	2,71	2,62	2,73	<b>2,69</b>	$\pm 0,058$

Notas. W1 = Fiola + Agua destilada. W2= Fiola + Mineral + agua destilada.

Ws=Peso de la muestra seca.

Fuente: El Autor

##### 3.1.2 *Distribución granulométrica del mineral.*

Este análisis nos permite tener una imagen clara de la distribución granulométrica del mineral en estudio y determinar su  $D_{50}$  y  $D_{80}$  (ver anexo II y III). Con estos datos (Tabla 3) sabemos cuáles son las propiedades granulométricas del mineral que será alimentado al hidrociclón y si es un material adecuado o no para el ensayo.

Tabla 3. Análisis Granulométrico del mineral.

<b>Malla</b>	<b>Abertura</b>	<b>Peso Retenido</b>	<b>Retenido Parcial</b>	<b>Retenido Acumulado</b>	<b>Pasante Acumulado</b>	
Tyler	$\mu\text{m}$	g	%	%	%	
+ 35	500	2,03	0,88	0,88	99,12	
+ 60	250	5,28	2,28	3,15	96,85	
+ 120	125	84,14	36,31	39,47	60,53	
+ 230	63	91,77	39,61	79,07	20,93	
+ 325	45	22,85	9,86	88,93	11,07	
+ 400	37	15,24	6,58	95,51	4,49	
-400	<37	10,4	4,49	100,00	0,00	
<b>TOTAL</b>		231,71	100,00			
					<b>D50 (<math>\mu\text{m}</math>)</b>	<b>110</b>
					<b>D80 (<math>\mu\text{m}</math>)</b>	<b>189</b>

Fuente: El Autor

El la figura 13 y en la tabla 3 se muestra que el  $D_{50}$  es de 110  $\mu\text{m}$  y que el  $D_{80}$  es de 189  $\mu\text{m}$ , en el estudio titulado “Rendimiento de la flotación para concentrar sulfuros minerales de los relaves en los distritos mineros de Portovelo - Zaruma, Bella Rica y San Gerardo” realizado en el año 2009<sup>15</sup>, se determinó que el  $D_{80}$  se encuentra dentro de las mismas mallas que las del presente estudio.

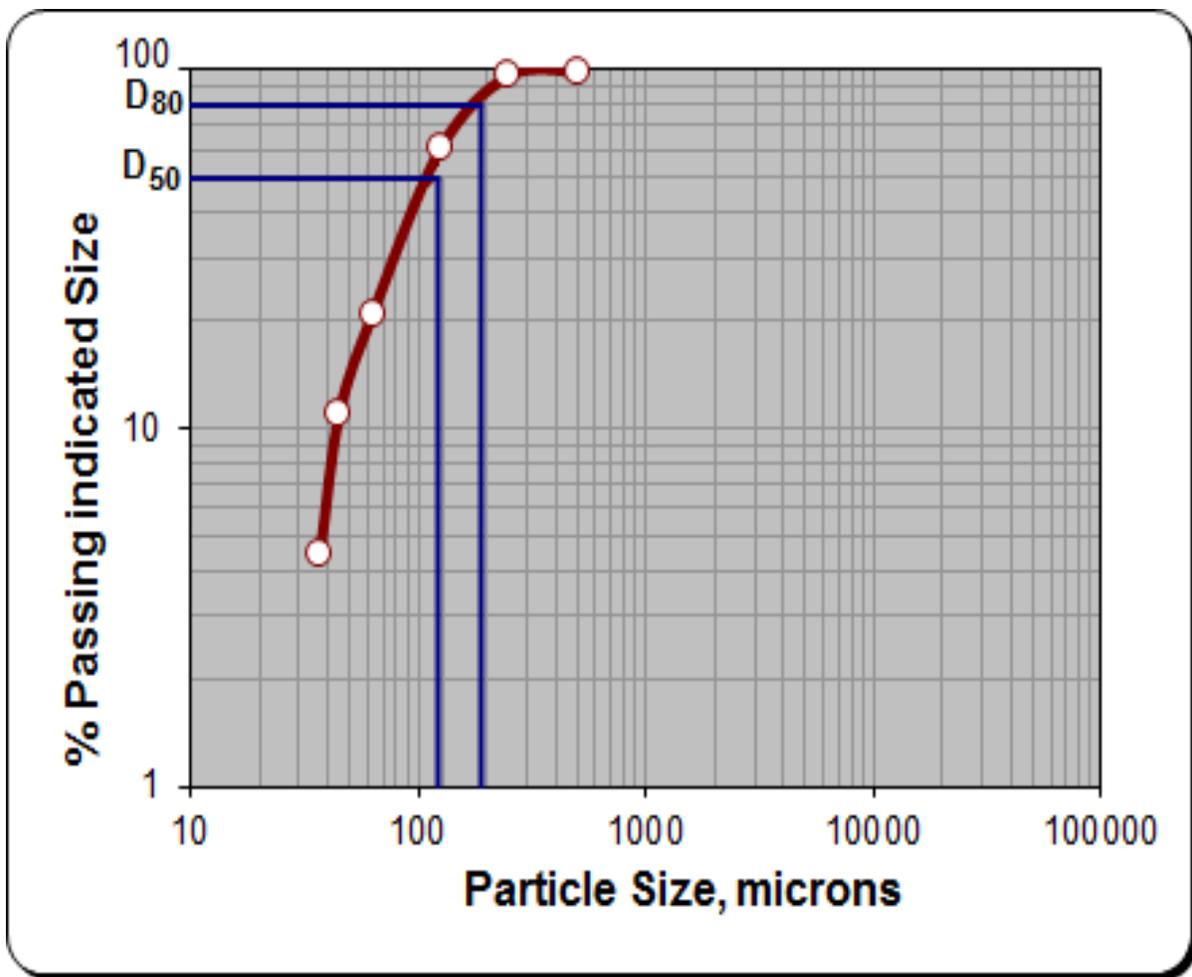


Figura 13. Distribución granulométrica de cabeza.

Fuente: El Autor

### 3.1.3 Análisis químico.

El análisis químico se determinó por ensayos fusión-copelación, se ejecutó por triplicado y su promedio es la ley de cabeza con la que se realizaran los cálculos posteriores.

Tabla 4. Ley en oro y plata.

MCMP01*	Peso muestra (g)	Peso Dore (gx10 <sup>-5</sup> )	Plata encuarte (gx10 <sup>-5</sup> )	Peso botones (gx10 <sup>-5</sup> )	Ley (g/t.)	Promedio (g/t.)	SD
<b>Oro</b>							
Ensayo 1	25,03	65,6	33,47	3,23	1,29		
Ensayo 2	25,22	63,1	28,98	3,02	1,20	<b>1,22</b>	<b>±0,06</b>
Ensayo 3	25,10	53,6	21,93	2,97	1,18		
<b>Plata</b>							
Ensayo 1	25,03	65,6	33,47	28,9	11,55		
Ensayo 2	25,22	63,1	28,98	31,1	12,33	<b>11,77</b>	<b>±0,49</b>
Ensayo 3	25,10	53,6	21,93	28,7	11,43		

\*Código de la Muestra

Fuente: El Autor

Se analizaron los metales de mayor importancia oro y plata y los datos se muestran en la tabla 4. Se obtuvo una ley de 1,22 ±0,06 (g/t.) para oro y de 11,77±0,49 (g/t.) para plata. En estudios anteriores<sup>15</sup>, se determinó para el mismo distrito minero que la ley de oro fue de 1,17 g/tn., que es un valor similar al obtenido en el presente estudio, por lo que se puede asumir que el material de prueba está en un promedio de lo existente.

### 3.1.4 Humedad

Los datos de humedad determinados con el procedimiento y formula que se especificaron en el capítulo 2, los datos se muestran en la tabla 5. La humedad del mineral fue del 3,56 %, la misma que es una humedad promedio.

Tabla 5. Humedad del mineral.

Pesos	Cantidad
Peso Húmedo (g)	128,26
Peso seco (g)	123,69
Humedad (%)	<b>3,56</b>

Fuente: El Autor

La caracterización del mineral y sus respectivos cálculos se detallan en el anexo IV.

### 3.2 Determinación de caudales en la operación del hidrociclón.

En esta parte se determinó las condiciones de operación de las pruebas, los mismos que son: Porcentaje de sólidos, presión y caudales. El procedimiento por el cual se realizó la toma de los datos, fue manual en las fracciones de Under Flow y Over Flow, se usó una probeta y un cronometro, para determinar los caudales. Para la densidad se utilizó además de la probeta una balanza, todos los valores y para una mejor comprensión se resumen en la figura 14, en esta figura adicional se incluyó los tenores de oro y plata en cada una de las fracciones del equipo.

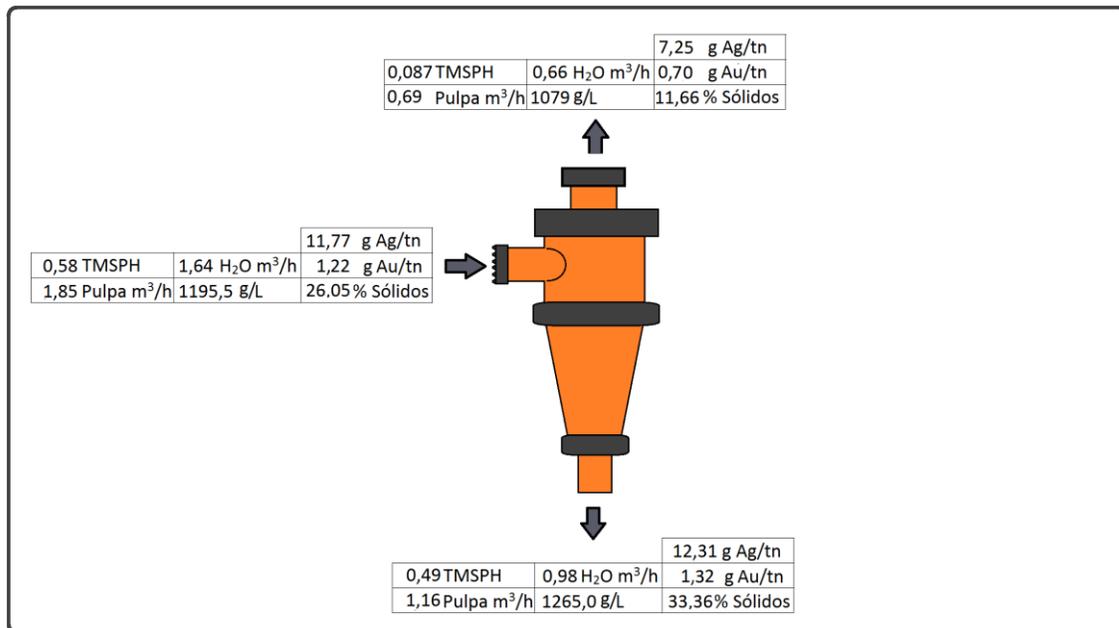


Figura 14. Esquema Resumen de la prueba metalúrgica en hidrociclón

Fuente: El Autor

Una vez realizado el balance metalúrgico, se efectuó el cálculo del rendimiento en función de under flow, el valor del mismo es de 91.40%, en esta figura resumen podemos ver también que la cantidad de oro que ingresa por hora al hidrociclón es de 0.71 g (calculado como TMSPH\*g Au/t.), de este total 0,06 g salen como over flow y 0,65 g, que es la mayoría, salen como under flow, lo que demuestra que el equipo tiene una eficiencia alta y nos da una idea de la validez del proceso, esto queda demostrado también puesto que de los 6,83 g de plata que entran al proceso, 0,063 g salen como over flow y 6,03 g

salen como under flow. Adicionalmente se determinó que el equipo de laboratorio utilizado para las pruebas es un hidrociclón deslamador, resultado que puede ser comprobado con el análisis granulométrico detallado en la sección sucesiva. Para mayor detalle se los cálculos se pueden observar a detalle en el anexo V

### 3.3 Prueba metalúrgica en el hidrociclón.

#### 3.3.1 Condiciones de operación prueba metalúrgica hidrociclón.

Como se indica en el capítulo anterior la prueba de hidrociclón es la parte esencial de la investigación, donde logramos determinar los parámetros como de fracciones de de las corrientes under flow y over flow. Todos los cálculos de la prueba de clasificación se detallan en el anexo V.

Los valores de entrada que se utilizaron para la prueba se muestran en la tabla 6.

Tabla 6. Parámetros de Alimentación al hidrociclón

<b>Alimentación al hidrociclón</b>	
<b>Denominación</b>	<b>valor</b>
Tonelaje	0,58 TMSPH*
Caudal de Pulpa	1,85 m <sup>3</sup> /h
Densidad de pulpa	1195,5 Kg/m <sup>3</sup>
Agua	1,64 m <sup>3</sup> /h
Ley oro	1,22±0,09 g/t.
Ley plata	11,77±0,49 g/t.
Porcentaje de solidos	26,05 %
Presión	0.25 bar

\*TMSPH: Toneladas métricas secas por hora

Fuente: El Autor

Con estos parámetros de operación se obtuvo las corrientes de salida con las características que se detallan a continuación.

### 3.3.2 Overflow.

En la tabla 7 se da los parámetros obtenidos para la corriente over flow. El porcentaje de sólidos en esta corriente fue de 11,66 % de la corriente de entrada y las leyes de oro y plata fueron de 0,70 g/t. y de 7,25 g/t., respectivamente.

Tabla 7. Parámetros de over flow del hidrociclón

<b>Over Flow</b>	
<b>Denominación</b>	<b>valor</b>
Tonelaje	0,087 TMSPH*
Caudal de Pulpa	0.69 m <sup>3</sup> /h
Densidad de pulpa	1079,0 Kg/m <sup>3</sup>
Agua	0,66 m <sup>3</sup> /h
Porcentaje de solidos	11,66 %

\*TMSPH: Toneladas métricas secas por hora

Fuente: El Autor

En la tablas 8 se muestra el análisis granulométrico de over flow de igual manera se determina su D<sub>50</sub> 47(μm)yD<sub>80</sub> 89 (μm), como se puede observar es una granulométrica muy fina, en comparación de su alimentación.

Tabla 8. Análisis granulométrico Over Flow

<b>Malla</b>	<b>Abertura</b>	<b>Peso Retenido</b>	<b>Retenido Parcial</b>	<b>Retenido Acumulado</b>	<b>Pasante Acumulado</b>
	μm	g	%	%	%
+ 35	500	0,05	0,03	0,03	99,97
+ 60	250	0,1	0,06	0,08	99,92
+ 120	125	6,84	3,80	3,88	96,12
+ 230	63	53,32	29,62	33,51	66,49
+ 325	45	32,76	18,20	51,71	48,29
+ 400	37	16,8	9,33	61,04	38,96
-400	<37	70,13	38,96	100,00	0,00
<b>TOTAL</b>		180			

<b>D50 (μm)</b>	<b>47</b>
<b>D80 (μm)</b>	<b>89</b>

Fuente: El Autor

En la tabla 9 se muestra los tenores de oro y plata contenidos en la corriente Over Flow, en oro la ley promedio es de  $0,70 \pm 0,15$  g/t. y para plata es de  $7,25 \pm 0,98$  g/t..

Tabla 9. Leyes del Over Flow

Over Flow*	Peso muestra (g)	Peso Dore (gx10 <sup>-5</sup> )	Plata encuarte (gx10 <sup>-5</sup> )	Peso botones (gx10 <sup>-5</sup> )	Ley (g/t.)	Promedio (g/t.)	SD
<b>Oro</b>							
Ensayo 1	40,01	57,0	24,11	2,99	0,75		
Ensayo 2	40,34	42,0	14,95	2,15	0,53	<b>0,70</b>	<b>±0,15</b>
Ensayo 3	40,23	45,0	9,15	3,25	0,81		
<b>Plata</b>							
Ensayo 1	40,01	57,0	24,11	29,9	7,48		
Ensayo 2	40,34	42,0	14,95	24,9	6,18	<b>7,25</b>	<b>±0,98</b>
Ensayo 3	40,23	45,0	9,15	32,6	8,09		

\*Código de la Muestra

Fuente: El Autor

### 3.3.3 Under flow

En la tabla 6.9 se da los parámetros obtenidos para la corriente U/F. El porcentaje de sólidos en esta corriente fue de 33,36 % de la corriente de entrada y las leyes de oro y plata fueron de 1,32 g/t. y de 18,95 g/t., respectivamente.

Tabla 10. Parámetros de Under Flow del hidrociclón

<b>Under Flow</b>	
<b>Denominación</b>	<b>valor</b>
Tonelaje	0,49 TMSPH*
Caudal de Pulpa	1.16 m <sup>3</sup> /h
Densidad de pulpa	1265,0 Kg/m <sup>3</sup>
Agua	0,98 m <sup>3</sup> /h
Porcentaje de solidos	33,36 %
*TMSPH: Toneladas métricas secas por hora	

Fuente: El Autor

En la tabla 11 se muestra el análisis granulométrico de U/F, el D<sub>80</sub> fue de 180 μm

Tabla 11 Parámetros de Under Flow del hidrociclón

<b>Malla</b>	<b>Abertura</b>	<b>Peso Retenido</b>	<b>Retenido Parcial</b>	<b>Retenido Acumulado</b>	<b>Pasante Acumulado</b>
Tyler	μm	g	%	%	%
+ 35	500	0,52	0,22	0,22	99,78
+ 60	250	3,21	1,34	1,55	98,45
+ 120	125	83,28	34,67	36,22	63,78
+ 230	63	104,6	43,55	79,77	20,23
+ 325	45	20,11	8,37	88,14	11,86
+ 400	37	10,15	4,23	92,37	7,63
-400	<37	18,33	7,63	100,00	0,00
<b>TOTAL</b>		240,2			
				<b>D<sub>50</sub> (μm)</b>	<b>108</b>
				<b>D<sub>80</sub>(μm)</b>	<b>180</b>

Fuente: El Autor

En la tabla 12 se muestra las leyes del U/F, la ley para oro y plata fueron de 1,32±0,03 y 12,31±0,26 respectivamente.

Tabla 12. Parámetros de Under Flow del hidrociclón

Under Flow*	Peso muestra (g)	Peso Dore (gx10 <sup>-5</sup> )	Plata encuarte (gx10 <sup>-5</sup> )	Peso botones (gx10 <sup>-5</sup> )	Ley (g/t.)	Promedio (g/t.)	SD
<b>Oro</b>							
Ensayo 1	25,01	46,63	15,77	3,33	1,33		
Ensayo 2	25,15	59,26	26,91	3,39	1,35	<b>1,32</b>	<b>±0,03</b>
Ensayo 3	25,11	47,66	14,77	3,23	1,29		
<b>Plata</b>							
Ensayo 1	25,01	61,83	15,77	30,1	12,04		
Ensayo 2	25,15	59,26	26,91	31,1	12,33	<b>12,31</b>	<b>±0,26</b>
Ensayo 3	25,11	47,66	14,77	31,6	12,56		

\*Código de la Muestra

Fuente: El Autor

### 3.4 Balance de oro y plata en la prueba de clasificación hidrociclón.

A continuación presentamos los resultados de los balances metalúrgicos de oro y plata, de la prueba de clasificación en hidrociclón, el caudal se determinó experimentalmente, la unidad de masa en que se presentan el estudio es en TMSH, toneladas métricas secas por hora. En lo que se refiere a oro ingresa 0,71 g Au/h del cual se distribuye de la siguiente manera: en el over flow se determinó una salida de 0,06gAu/h, mientras que en under flow se demostró un 0,65 g Au/h. Es decir que un 91,55 % de oro, que ingresa a la clasificación se va en la corriente de under flow.

En cuanto a la plata tenemos que ingresan 6,83 gAg/h luego de la clasificación su comportamiento es el siguiente: En el over flow existe la cantidad 0,64 gAg/h, mientras que en el under flow hay 6,03 g Ag/h. Lo que determinamos que un 88,29 % de plata ingresa en la corriente de pesados under flow.

Los balances se pueden observar en los anexos VI.

### 3.5 Análisis de mallas valoradas en las fracciones del Hidrociclón.

De las fracciones O/F y U/F se tomó una muestra, a la que se le realizó un tratamiento que incluía secado, análisis granulométrico con las mallas +120, +230, +325 y análisis al fuego, los resultados obtenidos se muestran en la tabla 13. La mayor cantidad de oro el

material de cabeza y en el under flow del hidrociclón se encuentra en las mallas +120 y +230, la sumatoria de estas dos mallas representa un 92,03% de oro para el material de cabeza y de 87,86 % para el under flow. Según los datos presentados en el la investigación titulada “Estudio metalúrgico del mineral de lodos de baja ley de la empresa COMINZASA Ecuador” realizada en Lima Perú en el año 2008 por Carlos Villachica<sup>16</sup>, se determina que el 85,60 % del valor metálico se encuentra en las mallas +100 y +200, valor similar al obtenido en el presente estudio.

Tabla 13. Análisis granulométrico valorado

<b>Malla Tyler</b>	<b>Abertura (µm)</b>	<b>Peso Retenido (g)</b>	<b>Retenido Parcial (%)</b>	<b>Ley (g/t.)</b>	<b>Valorado (g/t.)</b>	<b>%</b>
<b>Análisis cabeza mineral</b>						
+ 120	125	75,11	41,13	1,26	0,52	43,87
+ 230	63	76,39	41,83	1,36	0,57	48,16
+ 325	45	20,10	11,01	0,67	0,07	6,24
-325	<45	11,00	6,02	0,34	0,02	1,73
<b>Total</b>		<b>182,60</b>			<b>1,18</b>	<b>100,00</b>
<b>Análisis Over Flow</b>						
+ 120	125	7,64	4,01	0,80	0,03	4,72
+ 230	63	56,33	29,58	0,31	0,09	13,49
+ 325	45	36,94	19,40	0,70	0,14	20,26
-325	<45	89,52	47,01	0,86	0,42	61,54
<b>Total</b>		<b>190,42</b>	<b>100,00</b>		<b>0,68</b>	<b>100,00</b>
<b>Análisis Under Flow</b>						
+ 120	125	66,63	37,34	1,00	0,37	29,94
+ 230	63	80,58	45,16	1,60	0,72	57,92
+ 325	45	16,67	9,34	0,80	0,07	5,99
-325	<45	14,56	8,16	0,94	0,08	6,15
<b>Total</b>		<b>178,44</b>	<b>100,00</b>		<b>1,25</b>	<b>100,00</b>

Fuente: El Autor

En la tabla 14 se da un resumen del porcentaje de oro en cada fracción de malla de cada corriente del hidrociclón.

Tabla 14. Análisis valorado de las distintas corrientes

<b>Malla</b>	<b>Abertura</b>	<b>Alimentación</b>	<b>Over Flow</b>	<b>Under Flow</b>
<b>Tyler</b>	<b>(<math>\mu\text{m}</math>)</b>	<b>% Oro en malla</b>	<b>% Oro en malla</b>	<b>% Oro en malla</b>
<b>+ 120</b>	<b>125</b>	42,14	3,46	30,74
<b>+ 230</b>	<b>63</b>	49,31	35,08	58,87
<b>+ 325</b>	<b>45</b>	6,69	20,92	5,13
<b>-325</b>	<b>&lt;45</b>	1,86	40,55	5,26

Fuente: El Autor

### 3.6 Prueba metalúrgica centrífuga gravimétrica en equipo Sepor HY G5

La prueba metalúrgica de concentración gravimétrica se realizó en el equipo Sepor HY G5, con la modalidad de batch, se usó un promedio de 2 Kg en cada una de las tres repeticiones diferentes, previo a la prueba se calibra el equipo como indicado en la metodología.

En la figura 15 se muestran un resumen de los resultados obtenidos. En este equipo se logró obtener una concentración de 5,50 g/tn. de oro y de 47,27 g/tn. de plata a partir de 1,32 g/tn. de oro y de 12,31 g/tn. de plata, respectivamente, el radio de concentración que se obtuvo fue de 12,73 lo que nos indica las toneladas iniciales que se necesitan para obtener una tonelada de concentrado.

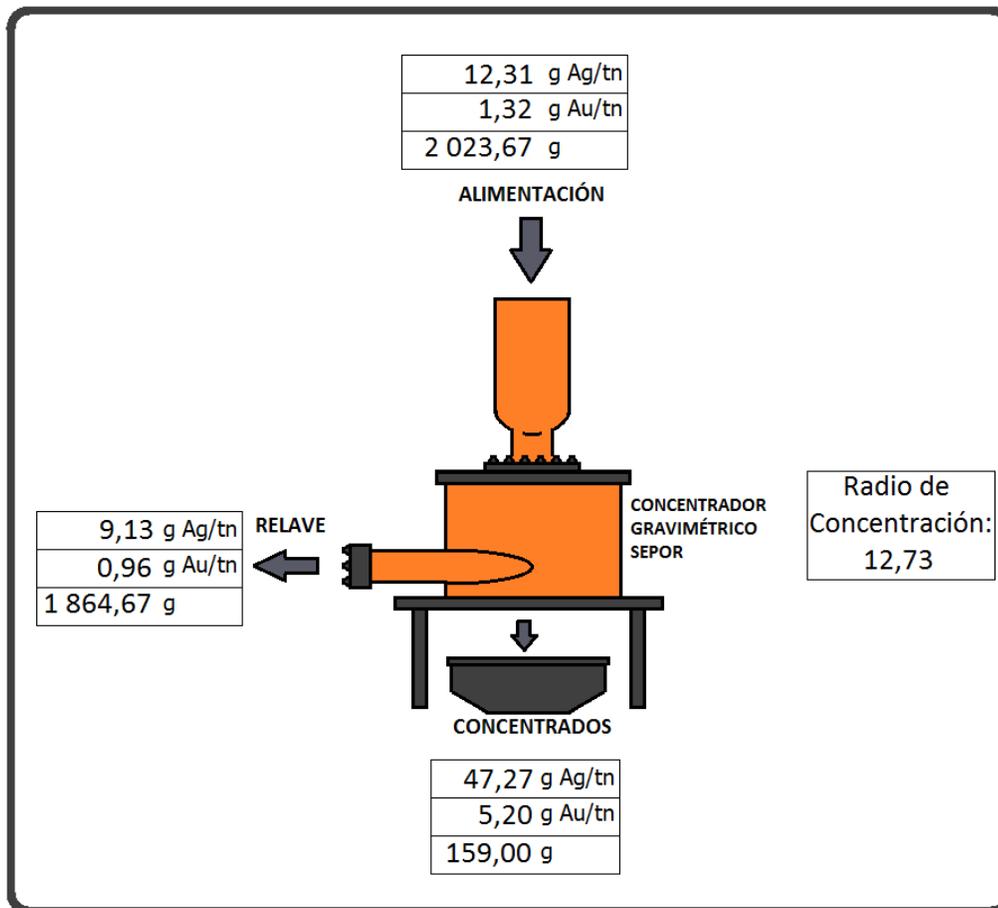


Figura 15. Diagrama prueba de concentración gravimétrica.

Fuente: El Autor

Para un mejor análisis los cálculos de los balances tanto para oro y plata se pueden observar en los anexos VII.

## CONCLUSIONES

- Se logró caracterizar la muestra, determinando que la mena tiene una ley de oro de 1,22 g/tn y un tenor de plata de 11,77 g/tn, estas leyes son las normales encontradas en los relaves del distrito minero de Portovelo-Zaruma
- La granulometría de la mena nuestra que su D50 es de 110  $\mu\text{m}$  y su D80 es de 189  $\mu\text{m}$ .
- El peso específico de muestra codificada como MCMP01 que fue utilizada para las pruebas posteriores fue de 2,69 g/cm<sup>3</sup>.
- Los caudales de operación en el hidrociclón fueron de 0,58 TMSPH en la entrada, de 0,087 TMSPH en la corriente over flow y de 0,49 TMSPH en el under flow.
- Se determinó que el hidrociclón utilizado en la prueba, es un deslamador, debido a que el D50 del over flow es de 47  $\mu\text{m}$  y el D80 es de 89  $\mu\text{m}$ . Se observa una diferencia marcada con referencia a la granulometría de alimentación, D80 que es de 189  $\mu\text{m}$
- De los 6,83 g de plata que entran al proceso por hora en el hidrociclón, 0,063 g salen como over flow y 6,03 g salen como under flow, lo que determina que el 90,54 % de la plata entrante sale en la corriente enriquecida.
- Se determinó que de los 0,71 g de oro que ingresa por hora al hidrociclón, 0,06 g salen como over flow y 0,65 g, que es la mayoría, salen como under flow, lo que demuestra que el equipo tiene una eficiencia alta y nos da una idea de la validez del proceso.
- La mayor cantidad de oro en la alimentación y en el under flow del hidrociclón se encuentra en las mallas +120 y +230, la sumatoria de estas dos mallas representa un 92,03% de oro para la alimentación y de 87,86 % para el under flow. Determinando que se trata de un oro "grueso".

- En el over flow se tiene un oro “fino”, debido a que la mayor concentración (81,8 %) se encuentra en las mallas +325 y -325.
- Mediante un balance metalúrgico se determinó que en el hidrociclón, tiene una eficiencia del 91,55 % referente al oro y con respecto a la plata se tiene un 88,29% que es una eficiencia alta, debido a que es cercana al 100%.
- El en la prueba gravimétrica centrifugase logró obtener una concentración de 5,50 g/tn. de oro y de 47,27 g/tn. de plata a partir de 1,32 g/tn. de oro y de 12,31 g/tn. de plata, respectivamente.
- El radio de concentración que se obtuvo en prueba gravimétrica centrifugafue de 12,73, lo que nos indica las toneladas iniciales que se necesitan para obtener una tonelada de concentrado.
- En la prueba de concentración gravimétrica en el equipo Sepor HY-G5, se obtuvieron las eficiencias 30,97 % con respecto al oro y 30,12% con referente a la plata, en ambos caso se observa una baja recuperación.

## RECOMENDACIONES

- Se recomienda realizar esta prueba a pasivos ambientales provenientes de otras plantas de procesamiento, para determinar si la tendencia de comportamiento es la misma.
- Se recomienda tratar los relaves debido a que poseen tenores importantes de oro y plata.
- Se recomienda como método de preconcentración, a la clasificación en hidrociclón debido a su alta eficiencia en el proceso.
- Se recomienda en la muestra de over flow, ser cuidadoso y tener precaución al momento de realizar el análisis de mallas valoradas, debido a que se trabaja con valores muy bajos, los cuales con un pequeño cambio pueden dar una idea equivocada de los resultados.
- Se recomienda realizar una prueba de escalamiento tipo industrial del proceso de preconcentración en el hidrociclón.

## BIBLIOGRAFIA

1. Suttill Keith, 1996, **Ecuador a la espera de un gran descubrimiento**, Revista Latinomineria, Chile.
2. CIITTES, UTPL, 2009, **Estudio de impacto ambiental, plan de manejo de las plantas de beneficio en el distrito minero, Portovelo-Zaruma y diseño definitivo del sistema de manejo de relaves de las plantas de beneficio**, Loja Ecuador.
3. Chapaca Galo, Avila Margoth, 2004, **Evaluación de las causas de refractariedad de una arena relave de Orenas**, VI International conference on clean technologies for mining industry, Universidad de Concepción de Chile, Chile
4. Kelly Errol, Spottiswood David, 1990, **Introducción al procesamiento de minerales**. México.
5. Instituto Geográfico Militar, **Situación geográfica de la provincia del oro, base en línea**, [http://www.geoportaligm.gob.ec/portal/?wpfb\\_dl=83](http://www.geoportaligm.gob.ec/portal/?wpfb_dl=83), consultado el 02-12-2013.
6. Ministerio de Energía y Minas, 1998, **Monitoreo ambiental de las áreas mineras en el sur del Ecuador**, Proyecto de desarrollo minero y control ambiental, Ecuador.
7. Bouso Aragonés Juan Luis, **Aplicaciones y funcionamiento práctico de los hidrociclones**, adaptación a partir de, Trawinski Helmut, 1973, **Grouped Hydrocyclones for the Benefication of Raw Materials**, Interacem, 22(3).
8. Manzaneda Jose, 2000, **Procesamiento de minerales**, Universidad de Ingenierías del Perú.
9. Pavez Osvaldo, 2005, **Apuntes de concentración de minerales II**, Universidad de Atacama, Facultad de Ingeniería Departamento de Metalurgia, Chile.
10. Alcalá Cruz Edgar B, Flores Corrales Alfredo, Beltrán Alfonso Arturo, 2010, **Concentración gravimétrica** en Manual de entrenamiento en concentración de minerales, Servicio Nacional de Geología y Técnico de Minas – SERGEOTECMIN, Proyecto “Capacitación de Mineros en Escuela Minera de Chiripujio”
11. Bustamante Osvaldo, Gaviria Cecilia, Restrepo Jaime, 2008, **Concentración de minerales**, Universidad Nacional de Colombia, IM CIMEX. Colombia.
12. TECSUP, 2003, **Muestreo y caracterización de minerales**, Programa de capacitación continua.
13. Smith Sigmund, 1979, **Fire assaying for gold and silver**, USA.

14. TECSUP, 2000, **Guías de pruebas metalúrgicas**, programa de capacitación continua, Perú.
15. Alulima Morocho Jorge Rolando, 2009, **Rendimiento de la flotación para concentrar sulfuros minerales de los relaves en los distritos mineros de Portovelo - Zaruma, Bella Rica y San Gerardo**, Universidad Técnica Particular de Loja, UCG, Ecuador.
16. Villachica Carlos, 2008, **Estudio metalúrgico del mineral de lodos de baja ley de la empresa COMINZASA Ecuador**. Smallvill SAC, Perú.

## ANEXOS.

### Anexo I

#### Determinación peso específico.

$$\rho_e = \frac{W_s}{((W_s - W_1) - W_2)}$$

$$\rho_e = \frac{3,9 \text{ g}}{((3,9 \text{ g} - 46 \text{ cm}^3) - 49 \text{ cm}^3)} = 2,71 \text{ g/cm}^3$$

#### Dónde:

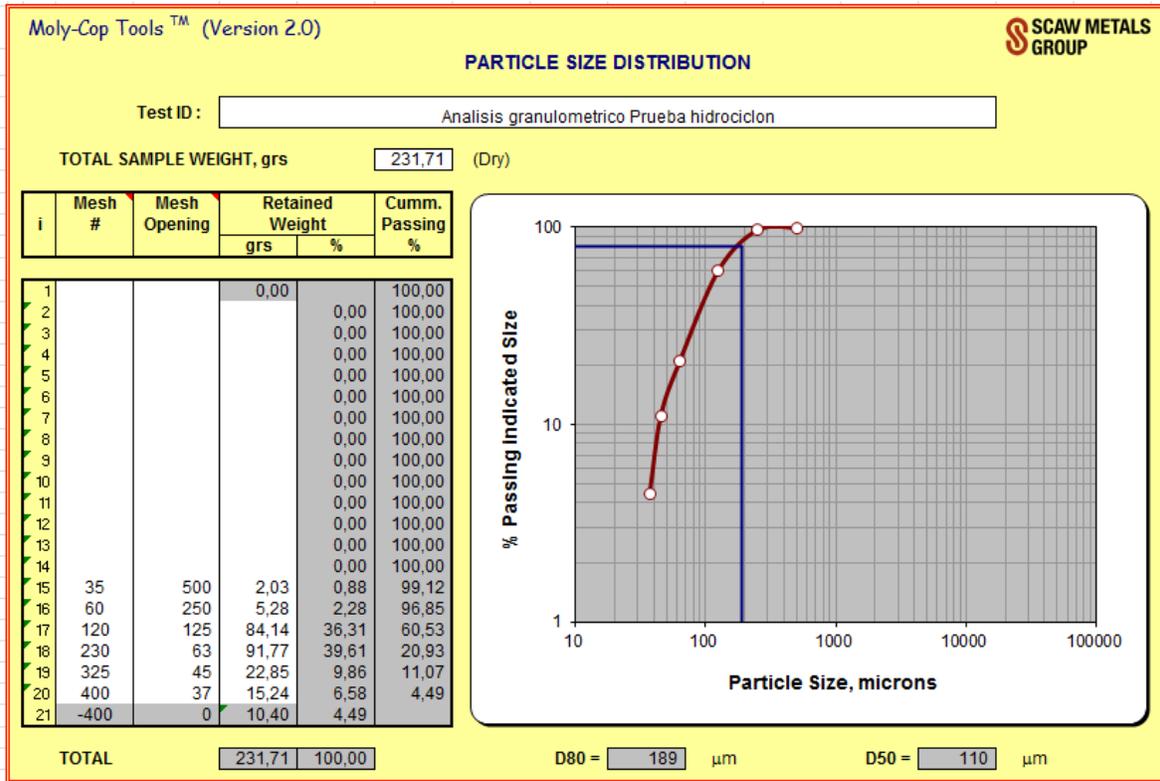
W1 = Fiola + Agua destilada.

W2= Fiola + Mineral + agua destilada.

Ws=Peso de la muestra seca.

## Anexo II

Análisis granulométrico utilizando el software Moly-Cop Tools versión 2.0



Anexo III

Serie Estándar de Tamices

Moly-Cop Tools™ (Version 2.0)



**STANDARD SCREEN SERIES**

TYLER STANDARD SCREEN 1910				U.S. BUREAU OF STANDARDS A.S.T.M. E 11-87			INTERNATIONAL ISO 565	
MESH		OPENING			OPENING		OPENING	WIRE
Basic	Secondary	inches	mm		inches	mm	mm	mm
				<b>Inches</b>				
				5	5,0000	127,0000	128,00	8,000
				4 1/4	4,2500	107,9500		6,400
				4	4,0000	101,6000	107,63	6,300
				3 1/2	3,5000	88,9000	90,51	6,080
				3	3,0000	76,2000	76,11	5,800
				2 1/2	2,5000	63,5000	64,00	5,500
				2 1/4	2,2500	57,1500	53,82	5,150
				2	2,0000	50,8000		5,050
				1 3/4	1,7500	44,4500	45,25	4,850
				1 1/2	1,5000	38,1000	38,05	4,590
				1 1/4	1,2500	31,7500	32,00	4,230
					1,0600	26,9240	26,91	3,900
				1	1,0000	25,4000		3,800
				7/8	0,8750	22,2250	22,63	3,500
				3/4	0,7500	19,0500	19,03	3,300
				5/8	0,6250	15,8750	16,00	3,000
					0,5300	13,4620	13,45	2,750
				1/2	0,5000	12,7000		2,670
				7/16	0,4375	11,1125	11,31	2,450
				3/8	0,3750	9,5250	9,51	2,270
				5/16	0,3125	7,9375	8,00	2,070
					0,2650	6,7310	6,73	1,870
				1/4	0,2500	6,3500	6,30	1,820
				<b>Mesh</b>				
	2 1/2	0,3121	7,9284	2 1/2	0,3150	8,0000	8,00	2,070
3		0,2625	6,6669	3	0,2648	6,7272	6,73	1,870
	3 1/2	0,2207	5,6062	3 1/2	0,2227	5,6569	5,66	1,680
4		0,1856	4,7142	4	0,1873	4,7568	4,76	1,540
	5	0,1561	3,9642	5	0,1575	4,0000	4,00	1,370
6		0,1312	3,3335	6	0,1324	3,3636	3,36	1,230
	7	0,1104	2,8031	7	0,1114	2,8284	2,83	1,100
8		0,0928	2,3571	8	0,0936	2,3784	2,38	1,000
	9	0,0780	1,9821	10	0,0787	2,0000	2,00	0,900
10		0,0656	1,6667	12	0,0662	1,6818	1,68	0,810

	12	0,0552	1,4016	14	0,0557	1,4142	1,41	0,725
14		0,0464	1,1786	16	0,0468	1,1892	1,19	0,650
	16	0,0390	991	18 **	0,0394	1000	1000	0,580
20		0,0328	833	20	0,0331	841	841	0,510
	24	0,0276	701	25	0,0278	707	707	0,450
28		0,0232	589	30	0,0234	595	595	0,390
	32	0,0195	496	35	0,0197	500	500	0,340
35		0,0164	417	40	0,0166	420	420	0,290
	42	0,0138	350	45	0,0139	354	354	0,247
48		0,0116	295	50	0,0117	297	297	0,215
	60	0,0098	248	60	0,0098	250	250	0,180
65		0,0082	208	70	0,0083	210	210	0,152
	80	0,0069	175	80	0,0070	177	177	0,131
100		0,0058	147	100	0,0059	149	149	0,110
	115	0,0049	124	120	0,0049	125	125	0,091
150		0,0041	104	140	0,0041	105	105	0,076
	170	0,0034	88	170	0,0035	88	88	0,064
200 *		0,0029	74	200	0,0029	74	74	0,053
	250	0,0024	62	230	0,0025	63	63	0,044
270		0,0021	52	270	0,0021	53	53	0,037
	325	0,0017	44	325	0,0017	44	44	0,030
400		0,0015	37	400	0,0015	37	37	0,025
				450	0,0013	32	31	0,028
				500	0,0010	25	26	0,025
				635	0,0008	20	22	0,020

Reference Screen : 200 Mesh. Basic Series  $2^{0.5}$  Ratio; Secondary Series  $2^{0.25}$  Ratio.

\*

Reference Screen 18 Mesh. Basic Series  $2^{0.25}$  Ratio.

\*\*

## Anexo IV

### Cálculos de determinación de los tenores de oro y plata.

#### *Determinación de tenores de oro.*

$$\text{Ley Au} \left( \frac{g}{T} \right) = \frac{\text{Peso Au}(g) \times 10^6}{\text{Peso Muestra analizada } (g)}.$$

$$\text{Ley Au} \left( \frac{g}{T} \right) = \frac{3,23 \times 10^{-5} (gr) \times 10^6}{25,03 (g)}.$$

$$\text{Ley Au} \left( \frac{g}{T} \right) = 1,29$$

#### *Determinación de tenores de plata.*

$$\text{Ley Ag} \left( \frac{g}{T} \right) = \frac{(\text{Peso Dore} - \text{Peso Encuarte} - \text{Peso Oro})(g) \times 10^6}{\text{Peso Muestra analizada } (g)}.$$

$$\text{Ley Ag} \left( \frac{g}{T} \right) = \frac{(65,6 \times 10^{-5} - 33,47 \times 10^{-5} - 3,23 \times 10^{-5})(g) \times 10^6}{25,03 (g)}.$$

$$\text{Ley Ag} \left( \frac{g}{T} \right) = 11,55$$

## Anexo V

### Determinación de caudales en la operación del hidrociclón.

#### Calculo caudal overflow.

Datos

	Densidad g/l	Caudal 2l/s
Ensayo 1	1083	10,97
Ensayo 2	1075	10,25
Ensayo 3	1065	10,44
Ensayo 4	1094	10,56
<b>Promedio</b>	<b>1079,25</b>	<b>10,555</b>

Porcentaje de sólidos.

$$\%Sp = \frac{(\partial pulpa \left(\frac{g}{l}\right) - 1000) * \rho e}{(\rho e - 1) * \partial pulpa \left(\frac{g}{l}\right)} * 100$$

$$\%Sp = \frac{(1079,25 \left(\frac{g}{l}\right) - 1000) * 2,69 g/cc}{(2,69 g/cc - 1) * 1079,25 \left(\frac{g}{l}\right)} * 100$$

$$\%Sp = 11,66$$

Calculo del tonelaje de pulpa.

$$Qp \text{ m}^3/h = \frac{(2l * 3600)}{(tiempo * 1000)}$$

$$Qp \text{ m}^3/h = \frac{(2l * 3600)}{(10,55 * 1000)}$$

$$Qp \text{ m}^3/h = 0,69$$

Calculo del caudal Tonelaje por hora en TMSH.

$$TMSH = Qp \frac{m^3}{h} * \partial pulpa \left( \frac{g}{l} \right) * \%Sp$$

$$TMSH = 0,69 \frac{m^3}{h} * 1079,25 \left( \frac{g}{l} \right) * 0,1166$$

$$\mathbf{TMSH = 0,087}$$

Calculo de dilución en pulpa.

$$Dp = \frac{100 - \%Sp}{\%Sp}$$

$$Dp = \frac{100 - 11,66}{11,66}$$

$$\mathbf{Dp = 7,58}$$

Calculo caudal de agua.

$$Qagua \frac{m^3}{h} = \text{Tonelaje seco} * \text{Factor de dilución}$$

$$Qagua \frac{m^3}{h} = 0,087 TMSH * 7,58$$

$$\mathbf{Qagua \frac{m^3}{h} = 0,66}$$

**Calculando caudal underflow.**

Datos

	Densidad g/l	Caudal 2l/s
Ensayo 1	1245	5,8
Ensayo 2	1230	6,6
Ensayo 3	1260	6,5
Ensayo 4	1328	6
<b>Promedio</b>	<b>1265,75</b>	<b>6,225</b>

Porcentaje de solidos

$$\%Sp = \frac{(\partial pulpa \left(\frac{g}{l}\right) - 1000) * \rho e}{(\rho e - 1) * \partial pulpa \left(\frac{g}{l}\right)} * 100$$
$$\%Sp = \frac{(1265,75 \left(\frac{g}{l}\right) - 1000) * 2,69g/cc}{(2,69g/cc - 1) * 1265,75 \left(\frac{g}{l}\right)} * 100$$
$$\%Sp = 33,36$$

Calculo del tonelaje de pulpa.

$$Qp \text{ m}^3/h = \frac{(2l * 3600)}{(tiempo * 1000)}$$

$$Qp \text{ m}^3/h = \frac{(2l * 3600)}{(6,225 * 1000)}$$

$$Qp \frac{\text{m}^3}{h} = 1,16$$

Calculo del caudal Tonelaje por hora en TMSH.

$$TMSH = Qp \frac{m^3}{h} * \partial pulpa \left( \frac{g}{l} \right) * \%Sp$$

$$TMSH = 1,16 \frac{m^3}{h} * 1265,75 \left( \frac{g}{l} \right) * 0,334$$

$$\mathbf{TMSH = 0,49}$$

Calculo de dilución en pulpa.

$$Dp = \frac{100 - \%Sp}{\%Sp}$$

$$Dp = \frac{100 - 33,36}{33,36}$$

$$\mathbf{Dp = 2,00}$$

Calculo caudal de agua.

$$Qagua \frac{m^3}{h} = \text{Tonelaje seco} * \text{Factor de dilución}$$

$$Qagua \frac{m^3}{h} = 0,49TMSH * 2,00$$

$$\mathbf{Qagua \frac{m^3}{h} = 0,98}$$

## Anexo VI

### Balance de oro y plata en la prueba de clasificación hidrociclón.

#### Calculo metalúrgico para oro

$$\text{Alimentación} = \text{Concentrado} + \text{Relave}$$

$$\text{Alimentación} * \text{Ley} = \text{Concentrado} * \text{ley} + \text{Relave} * \text{ley}$$

$$0,58\text{TMSH} * 1,22\text{gAu/tn} = (0,087\text{TMSH} * 0,70\text{gAu/tn}) + (0,49\text{TMSH} * 1,32\text{gAu/tn})$$

$$0,71\text{gAu/h} = (0,070\text{gAu/h}) + (0,65\text{gAu/h})$$

$$\mathbf{0,71\text{gAu/h} = (0,71\text{gAu/h})}$$

Porcentaje de recuperación de oro en el Underflow

$$\mathbf{\eta \text{ Hidrociclón para oro} = 91,55 \%}$$

#### Calculo metalúrgico para plata

$$\text{Alimentación} = \text{Concentrado} + \text{Relave}$$

$$\text{Alimentación} * \text{Ley} = \text{Concentrado} * \text{ley} + \text{Relave} * \text{ley}$$

$$0,58\text{TMSH} * 11,77\text{gAg/tn} = (0,087\text{TMSH} * 7,25\text{gAg/tn}) + (0,49\text{TMSH} * 12,31\text{gAg/tn})$$

$$6,83\text{gAg/h} = (0,64\text{gAg/h}) + (6,03\text{gAg/h})$$

$$\mathbf{6,83\text{gAg/h} \approx (6,67\text{gAg/h})}$$

Porcentaje de recuperación de plata en el Underflow

$$\mathbf{\eta \text{ Hidrociclón para plata} = 88,29 \%}$$



## Anexo VII

### Balance de oro y plata en la prueba de concentración centrífuga del equipo SEPOR HY-G5.

#### Calculo metalúrgico para oro

$$\text{Alimentación} = \text{Concentrado} + \text{Relave}$$

$$\text{Alimentación} * \text{Ley} = \text{Concentrado} * \text{ley} + \text{Relave} * \text{ley}$$

$$2,02E^{-3}tn * 1,32gAu/tn = (1,59E^{-4}tn * 5,20gAu/tn) + (1,86E^{-3}t * 0,96gAu/tn)$$

$$2,67E^{-3}gAu = (8,27E^{-4}gAu) + (1,79E^{-3}gAu)$$

$$2,67E^{-3}gAu \approx (2,62E^{-3}71gAu)$$

Porcentaje de recuperación de oro en concentrador Sepor Hy-G5

$$\eta \text{ Sepor HY} - \text{G5 para oro} = 30.97 \%$$

#### Calculo metalúrgico para plata

$$2,02E^{-3}tn * 12,31gAu/tn = (1,59E^{-4}tn * 47,27gAu/tn) + (1,86E^{-3}t * 9,13gAu/tn)$$

$$2,49E^{-2}gAu = (7,52E^{-3}gAu) + (1,70E^{-2}gAu)$$

$$2,49E^{-2}gAu \approx (2,45E^{-2}gAu)$$

Porcentaje de recuperación de plata en concentrador Sepor Hy-G5

$$\eta \text{ Sepor HY} - \text{G5 para plata} = 30.12 \%$$