



UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA

La Universidad Católica de Loja

ÁREA TÉCNICA

TÍTULO DE INGENIERO EN GEOLOGÍA Y MINAS

Flotación del mineral de mina de la Pituca II, Sector Zamora.

TRABAJO DE TITULACIÓN

AUTORA: Valladarez Sarmiento, Fresia Brigitte.

DIRECTOR: Sanmartín Gutiérrez, Víctor Aurelio, Mgtr.

LOJA – ECUADOR

2018



Esta versión digital, ha sido acreditada bajo la licencia Creative Commons 4.0, CC BY-NY-SA: Reconocimiento-No comercial-Compartir igual; la cual permite copiar, distribuir y comunicar públicamente la obra, mientras se reconozca la autoría original, no se utilice con fines comerciales y se permiten obras derivadas, siempre que mantenga la misma licencia al ser divulgada. <http://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/deed.es>

2018

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN

Magister,

Víctor Sanmartín Gutiérrez

DOCENTE DE LA TITULACIÓN

De mi consideración:

El presente trabajo de titulación: “Flotación del mineral de mina de la Pituca II, Sector Zamora” realizado por Fresia Brigitte Valladarez Sarmiento, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por cuanto se aprueba la presentación del mismo.

Loja, junio de 2018

f).....

DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS

“Yo Fresia Brigitte Valladarez Sarmiento declaro ser autora del presente trabajo de titulación: **“Flotación del mineral de mina de la Pituca II, Sector Zamora”**, 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 posibles reclamos o acciones legales. Además, certifico que las ideas, conceptos, procedimientos y resultados vertidos en el presente trabajo investigativo, son de exclusiva responsabilidad.

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

f) _____

Autora: Fresia Brigitte Valladarez Sarmiento

Cédula: 1900472349

DEDICATORIA

Dedico esta pequeña parte de mi vida a todas las personas que estuvieron cerca de mí apoyándome y creyendo en mí, sobre todo a mis padres, Patricio y Fresia, que con paciencia y amor supieron guiarme, a mi hermano Bryan, que me acompañó en toda mi etapa universitaria y a mi pequeña Ainara, que es la personita que me da las fuerzas y el coraje para salir adelante.

A mis abuelos: Segundo, Georgina y Dolores; que siempre están ahí para darme unas palabras de aliento. Y para mi ángel del cielo, que sé que me cuida siempre, Bolívar.

A mis amigos: María Fernanda, Cristian, Yessenia y Bonny, por su amistad sincera e incondicional, que estuvieron siempre ahí para apoyarme.

AGRADECIMIENTOS

Quiero agradecer en primer lugar a Dios, por permitirme llegar hasta este punto, por darme la sabiduría y confianza que necesitaba para poder culminar mi carrera universitaria y por todas las personas buenas que puso en mi camino para que me tiendan su mano.

Agradezco a mis familiares por apoyarme hasta el último momento, en especial a mis padres por hacer de mí una mujer de bien.

Agradezco a todos mis profesores, los cuales me inculcaron su sabiduría y conocimientos, en especial a los ingenieros, Víctor Sanmartín y Juan Carlos Quintuña, por confiar en mí y poder realizar juntos este proyecto de fin de titulación, apoyándome en todo momento.

Y, por último, agradezco a mis compañeros de aula, con los cuales pase la mejor etapa de mi vida y forje amistades sinceras.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN.....	II
DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS.....	III
DEDICATORIA	IV
AGRADECIMIENTOS.....	V
ÍNDICE DE CONTENIDOS	VI
ÍNDICE DE FOTOS	IX
RESUMEN.....	1
ABSTRACT	2
INTRODUCCIÓN.....	3
ANTECEDENTES Y JUSTIFICACIÓN.....	4
OBJETIVOS	5
Generales	5
Específicos.....	5
CAPÍTULO I.....	6
CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS, FÍSICAS Y GEOLÓGICAS DEL SECTOR “SAN MARCOS ALTO”	6
1.1. Ubicación geográfica y acceso	7
1.2. Clima	8
1.3. Relieve	8
1.4. Geología Regional.....	9
1.4.1. Introducción.....	9
1.4.2. Formaciones.....	9
Batolito de Zamora.....	9
Unidad Piuntza.....	10
Unidad Misahuallí.....	10
1.4.3. Historia geológica	11
CAPÍTULO II.....	12
MARCO TEÓRICO	12
2.1. Flotación.....	13
2.1.1. Introducción.....	13
2.1.2. Concepto de flotación.	13
2.1.3. Características de las diferentes fases.....	15
2.1.4. Mecanismo de flotación.	16
2.1.5. Reactivos de flotación.....	17
2.1.5.1. Clasificación de los reactivos.....	18

2.1.5.1.1. Colectores.....	18
2.1.5.1.2. Espumantes.....	19
2.1.5.1.3. Modificadores.....	19
2.1.6. Variables en el proceso de flotación.....	20
2.1.6.1. Granulometría.	20
2.1.6.2. Reactivos.	20
2.1.6.3. Densidad de pulpa.....	21
2.1.6.4. Introducción de aire.	21
2.1.6.5. Regulación de pH.....	21
2.1.6.6. Tiempo de residencia.	21
2.1.6.7. Agua.....	21
CAPÍTULO III.....	22
METODOLOGÍA EXPERIMENTAL.....	22
3.1. Recopilación Bibliográfica	23
3.2. Preparación de las muestras	24
3.3. Caracterización del material	25
3.3.1. Peso Específico.....	25
3.3.2. Análisis mineralógico.....	26
3.3.3. Análisis por Fluorescencia de Rayos X (FRX).	27
3.3.4. Difracción de Rayos X (DRX).	28
3.4. Molienda.....	28
3.5. Análisis Granulométrico.....	30
3.6. Flotación.....	33
3.7. Análisis al fuego	39
3.6.1. Fusión.....	39
3.6.2. Copelación.	40
3.6.3. Digestión y cuantificación del oro.....	41
CAPÍTULO IV	43
RESULTADOS Y DISCUSIÓN	43
4.1. Caracterización del mineral	44
4.1.1. Peso específico.....	44
4.1.2. Fluorescencia de rayos X.....	44
4.1.3. Difracción de Rayos X (DRX).....	45
4.1.4. Análisis mineralógico.	47
4.2. Molienda y análisis granulométrico del material.....	48
4.3. Determinación de la ley de cabeza.....	49
4.4. Proceso de Flotación.....	49

4.5. Fluorescencia de Rayos X a los concentrados	54
CONCLUSIONES	56
RECOMENDACIONES	57
BIBLIOGRAFÍA.....	58
ANEXOS.....	59
ANEXO 1. DETERMINACIÓN DEL PESO ESPECÍFICO POR EL MÉTODO DEL PICNÓMETRO.....	60
ANEXO 2. PARÁMETROS PARA USO DEL MOLINO.....	60
ANEXO 3. CURVA GRANULOMÉTRICA CON EL USO DEL PROGRAMA MOLY-COP TOOLS 3.0.	61
ANEXO 4. DOSIFICACIÓN DE LOS REACTIVOS DE FLOTACIÓN.....	63
ANEXO 5. REACTIVOS USADOS EN FUSION.....	66
ANEXO 6. ANÁLISIS QUIMICO	67
ANEXO 7. CALCULO DE LAS LEYES DE ORO	68
ANEXO 8. BALANCE METALÚRGICO PRIMERA FASE	76
ANEXO 9. BALANCE METALÚRGICO SEGUNDA FASE.....	80
ANEXO 10. BALANCE METALÚRGICO TERCERA FASE	84

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Tamices.....	31
Tabla 2. Dosificación de reactivos para flotación.....	36
Tabla 3. Dosificación de reactivos de flotación de la primera fase.....	37
Tabla 4. Dosificación de reactivos de flotación de la segunda fase.....	37
Tabla 5. Dosificación de reactivos de flotación de la tercera fase de colector 25 g/ton.	38
Tabla 6. Dosificación de reactivos de flotación de la tercera fase de colector 50 g/ton.	38
Tabla 7. Dosificación de reactivos de flotación de la tercera fase de colector 75 g/ton.	38
Tabla 8. Resultados del peso específico.....	44
Tabla 9. Elementos de la muestra de cabeza analizada por FRX.....	45
Tabla 10. Elementos de la muestra platoneada analizada por FRX.....	45
Tabla 11. Minerales identificados por análisis de Difracción de Rayos X (DRX).....	46
Tabla 12. Minerales determinados en el análisis mineralógico.....	47
Tabla 13. Tiempos de molienda.....	48
Tabla 14. Determinación de la ley de cabeza de la muestra.....	49
Tabla 15. Resultados de flotaciones variando el tamaño de grano.....	50
Tabla 16. Resultados de flotaciones de la segunda fase.....	51
Tabla 17. Resultados de flotaciones variando la concentración del colector.....	53
Tabla 18. Fluorescencia de concentrados con la pistola de fluorescencia BRUKER..	54
Tabla 19. Porcentajes de sílice y sulfuro de la primera etapa.....	55
Tabla 20. Porcentajes de sílice y sulfuro de la segunda etapa	55
Tabla 21. Porcentajes de sílice y sulfuro de la tercera etapa.....	55

ÍNDICE DE FOTOS

Foto 1. Trituración de la muestra en una trituradora de mandíbulas marca RETSCH modelo BB100.	24
Foto 2. Cuarteo a través de un mallado y distribución de la muestra en fundas Ziploc de un kilogramo.	24
Foto 3. Peso de la muestra platoneada para análisis	26
Foto 4. En esta foto se visualiza el ensayo de fluorescencia de rayos X.	27
Foto 5. Ensayos en equipo de difracción de Rayos X BRUKER modelo D8.	28
Foto 6. Molienda del material mediante la utilización del molino de bolas Batch modelo MIM.	30
Foto 7. Colocación del material en un recipiente para la sedimentación.	30
Foto 8. Deslamado de la muestra.	32
Foto 9. Análisis granulométrico de la muestra.	33
Foto 10. Proceso de flotación en la celda de flotación Denver D12.	36
Foto 11. Instrumentos para realizar la flotación.	36
Foto 12. Peso de los reactivos en un crisol refractario debidamente etiquetado para fusión en la balanza analítica.	40
Foto 13. Introducción de los crisoles refractarios en el horno para fusión.	40
Foto 14. Visualización del régulo de plomo una vez separado de la escoria.	40
Foto 15. Régulo de plomo listo para copelar.	40
Foto 16. Muestras preparadas para copelación en el horno.	41
Foto 17. Digestión de la muestra en un crisol de cerámica utilizando una plancha térmica a 125°C.	42
Foto 18. Refogado del oro en los crisoles de cerámica y copelas refractarias en el horno a 500°C.	42
Foto 19. Muestra para análisis mineralógico tomada por la cámara DINO.	47

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1. Mapa de Ubicación de la Concesión Minera la Pituca II.	7
Ilustración 2. Imagen del acceso a la Concesión Minera la “Pituca II”.	8
Ilustración 3. Esquema de las propiedades de los minerales importantes en flotación.	14
Ilustración 4. Esquema de un sistema de flotación visualizando sus componentes.	15
Ilustración 5. En la imagen se visualiza la mineralización de las partículas minerales con las burbujas de aire, con la ayuda del colector y espumante.	17
Ilustración 6. En el esquema se muestran las fases empleadas en la investigación.	23
Ilustración 7. En el esquema se muestra el proceso de preparación de muestras en el laboratorio.	24
Ilustración 8. Diagrama de flujo de las etapas de la flotación	34
Ilustración 9. Resultados de análisis de difracción mediante el EVA.	46
Ilustración 10. Curvas granulométricas de los tiempos tomados para realizar los ensayos de flotación.	48
Ilustración 11. Gráfica del rendimiento de flotaciones de la primera fase.	50
Ilustración 12. Gráfica del rendimiento de las flotaciones de la segunda fase.	52
Ilustración 13. Rendimiento de flotaciones de la tercera fase.	53
Ilustración 14. Curva Granulométrica de 17 minutos de molienda.	61
Ilustración 15. Curva Granulométrica 27 minutos de molienda.	61

Ilustración 16. Curva Granulométrica de 32 minutos de molienda.....	62
Ilustración 17. Curva Granulométrica de 35 minutos de molienda.....	62
Ilustración 18. Curva Granulométrica de 45 minutos de molienda.....	63

RESUMEN

El presente trabajo de investigación denominado “Flotación del mineral de mina de la Pituca II, Sector Zamora” tiene como finalidad obtener las condiciones óptimas para recuperación de oro mediante la flotación.

La flotación es un método utilizado para concentrar minerales de un material a partir de las propiedades hidrofóbicas e hidrofílicas. El proceso se efectúa con reactivos e inyección de aire lo cual hace posible la flotación de dichos minerales.

Estas flotaciones se realizan en tres fases. La primera fase de flotación se realiza variando el tamaño de grano, que comprende las mallas #170, #200 y #230 (87; 74 y 63 μm , respectivamente). La segunda fase de flotación se realiza variando el pH, siendo estos de 9.5; 10.5 y 11.5. Y la última fase consiste en cambiar la concentración del colector en 25 g/ton, 50 g/ton y 75 g/ton.

Finalmente, se realizan los balances metalúrgicos y se tiene como mejor resultado la flotación con las siguientes condiciones: tamaño de grano 87 μm (malla #170), pH 9.5 y concentración de colector 50 g/ton, dando como porcentaje de recuperación 76.5% y 75.96%.

PALABRAS CLAVE: Flotación, hidrofóbica, reactivos, fase, balance, pH, colector.

ABSTRACT

The present research is called "Flotation of the mineral from the "Pituca II" mine, Zamora Sector". It has the purpose to obtain the most optimal conditions for gold recovery through the flotation method.

Flotation is a method used to concentrate minerals from a material since from hydrophobic and hydrophilic properties. The process is carried out with reagents and injection of air it is possible to make float these minerals.

Floats are made in threeer phases. The first flotation phase is carried out by varying the grain size, which must be between meshes #170; #200 and #230 (87; 74 and 63 μm). The second flotation phase is conducted by changing the pH, the pH being 9.5; 10.5 and 11.5. And the last phase is based on changing the collector concentration by 25 g/ton, 50 g/ton and 75 g/ton.

Finally, the respective metallurgical balances are performed and the best result is flotation with the following conditions: grain size 87 μm (mesh #170), pH 9.5 and collector concentration 50 g/ton, giving as percentage of recovery 76.5% y 75.96%.

KEYWORDS: Flotation, hydrophobic, reagent, phase, balance, pH, collector.

INTRODUCCIÓN

La minería es una de las actividades más antiguas, que consiste en la explotación de minerales que se han almacenado en forma de yacimientos. Con el pasar de los años, la minería ha obtenido una gran importancia dentro de la industria y cada vez se ha ido practicando más esta actividad, razón por la cual se han desarrollado nuevas técnicas.

Dentro de las técnicas de extracción utilizadas, existe el método de la flotación que se basa en la separación fisicoquímica de minerales, la cual utiliza las propiedades de superficie del mineral de interés y el mineral no deseado. La separación se da luego del acondicionamiento con diferentes reactivos y mediante burbujas de aire.

El tema propuesto en este trabajo de investigación consiste en realizar flotaciones del mineral de mina de la Pituca II, sector Zamora, variando los parámetros de las flotaciones y de ésta forma, obtener la flotación con la mayor recuperación de oro para posteriormente, realizar la técnica a mayor escala. Además, existe la necesidad de reemplazar métodos con mayor costo y que generan mayor contaminación a las personas y al medio ambiente por nuevos métodos menos contaminantes y más económicos.

En el capítulo uno se recopilará información físico espacial, ambiental y geológica que permitirá conocer más acerca de la zona de estudio como ubicación, accesibilidad, clima, historia geológica.

En el capítulo dos se compilará la información acerca de la flotación, su mecanismo, los reactivos a utilizar y sus variables operacionales que contienen conceptos que se usarán durante el desarrollo del proyecto.

En el capítulo tres se detallará paso a paso la metodología de los ensayos a realizarse en el laboratorio, así como el concepto, el procedimiento, los equipos que se utilizarán y una fotografía del ensayo.

El capítulo cuatro tratará de los resultados obtenidos una vez culminados todos los ensayos, se analizarán y se tomarán los valores más acertados.

Por último, se concluirá el proyecto y se dará una solución a los objetivos planteados.

ANTECEDENTES Y JUSTIFICACIÓN

El desarrollo de este proyecto busca mejorar el proceso de flotación para la recuperación oro de una planta minera, ya que, el Ecuador no tiene un conocimiento avanzado en ésta área (Paladines & Soto, 2010). Otros países buscan optimizar y mejorar la explotación de otros minerales, para poder mejorar sus equipos y procesos. Esto se da en pequeña, mediana, gran minería y en minería artesanal.

La flotación, a más de optimizar la producción de oro, también es un proceso que no es contaminante para el medio ambiente. Es importante practicar más este método y reemplazar otros métodos como la amalgamación.

La flotación es un proceso que se basa en separar partículas hidrofóbicas de las hidrofílicas a través de inyecciones de aire (Guartán & Tamay, 2003), con ayuda de reactivos (colectores, espumantes y reguladores) y de escenarios artificiales del pH. En esta investigación se requiere separar las partículas de oro del resto de partículas que se encuentran en el material. Esta flotación se lleva a cabo en bancos de celdas agitadas, es aquí donde se inyecta el aire para crear una espuma que contiene las partículas hidrofóbicas las mismas que son desbordadas para su análisis (Morocho, 2009).

Como último punto importante que pretende la investigación es impactar a la sociedad de utilizar este método debido a sus ventajas en el sector. La flotación pretende aumentar la producción y mejorarla, reduciendo errores y, además, disminuye el daño al ecosistema a diferencia de otros procesos. De esta forma, se convierte en un método factible para la humanidad.

OBJETIVOS

Generales

- Flotar el mineral, variando el tamaño de grano, pH y concentración de colector para mejorar la recuperación de oro, de la planta Pituca II, Sector Zamora.

Específicos

- Caracterizar el material de estudio.
- Realizar flotaciones a diferentes tamaños de grano.
- Realizar flotaciones variando el pH del medio.
- Flotar a diferentes concentraciones del colector para oro.
- Determinar las condiciones óptimas para realizar la flotación del mineral en estudio.

CAPÍTULO I

CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS, FÍSICAS Y GEOLÓGICAS DEL SECTOR “SAN MARCOS ALTO”

1.1. Ubicación geográfica y acceso

La concesión minera la "PITUCA II" se encuentra ubicada al Sur del Ecuador, específicamente en el barrio San Marcos Alto, perteneciente a la parroquia Timbara, del cantón Zamora, provincia de Zamora Chinchipe. Sus coordenadas son las siguientes: X= 734000; Y= 9545000 Datum PSAD 56. En el Mapa 1 se encuentra la ubicación de la concesión minera.

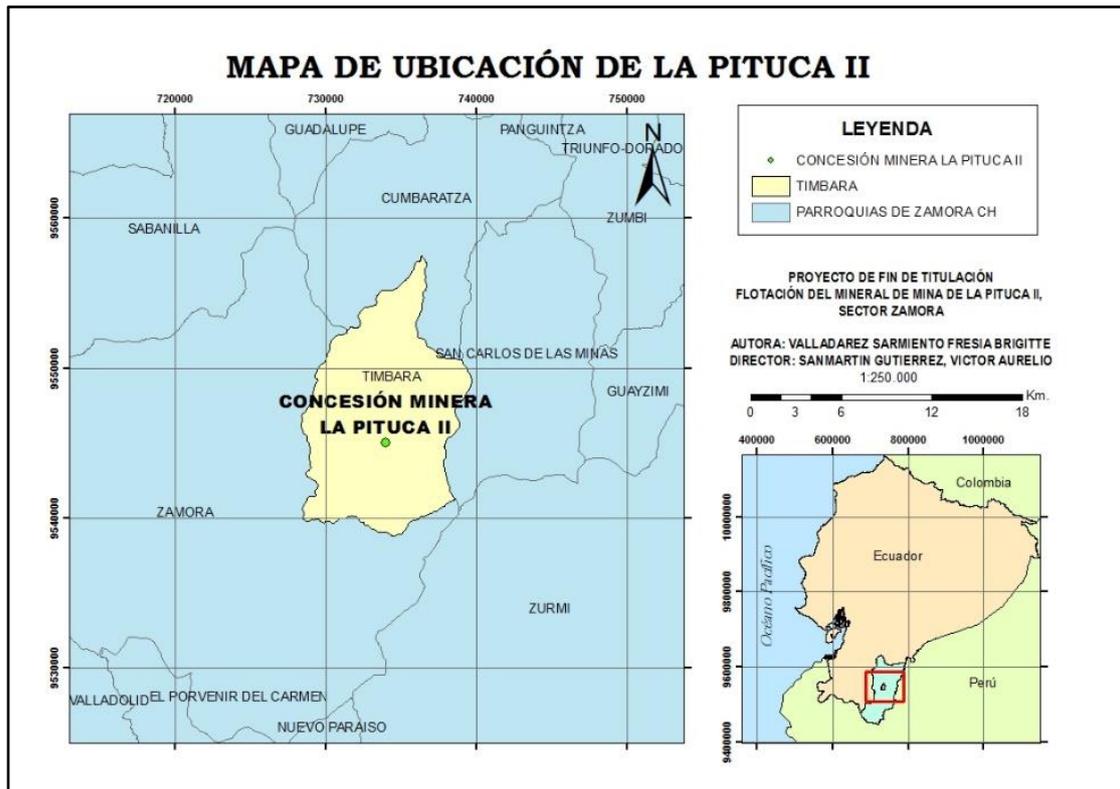


Ilustración 1. Mapa de Ubicación de la Concesión Minera la Pituca II.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

Ubicándose en la ciudad de Zamora, se recorren 5 minutos hasta llegar a Tunantza por una vía de primer orden en automóvil, 5 minutos hasta San Marcos en una vía de tercer orden. Por último, se recorre a pie de 3 a 4 horas por una vía de cuarto orden de aproximadamente 12 km. En la Ilustración 1 se observa el recorrido desde Zamora a la concesión.

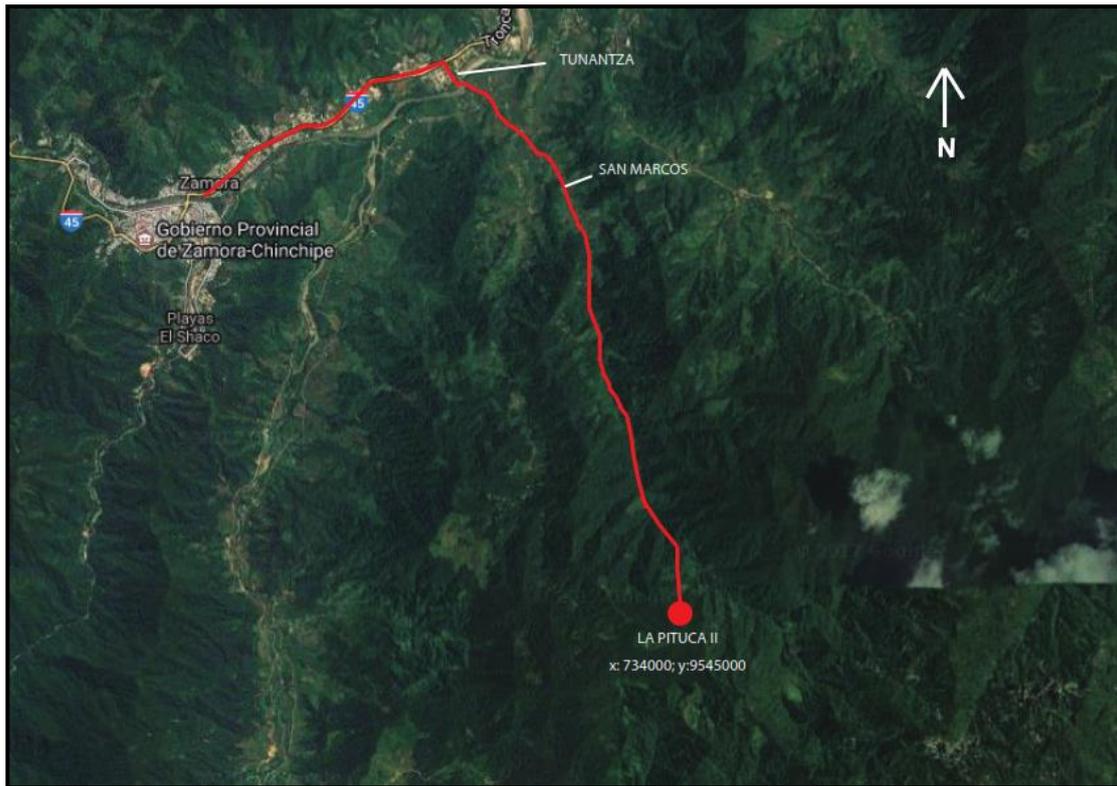


Ilustración 2. Imagen del acceso a la Concesión Minera la “Pituca II”.

Fuente: Google Earth

Elaboración: El Autor.

1.2. Clima

El clima en el sector de la Pituca II es templado con temperaturas que oscilan entre 16°C y 20°C, lo que varía es la cantidad de lluvias; la temperatura sube o baja de acuerdo con la altitud (González, 2016).

En la zona, los meses con mayores precipitaciones son febrero y julio mientras que el mes más seco es el mes de noviembre. Las precipitaciones oscilan entre 2500 mm y 3500 mm (González, 2016).

1.3. Relieve

El área de estudio la “Pituca II” forma parte del sur de la Zona Subandina. Se encuentra en una zona ocupada por relieves abruptos y montañosos donde se pueden encontrar pendientes mayores al 70%.

1.4. Geología Regional

1.4.1. Introducción

El área de estudio está comprendida por una estructura de gran importancia en el modelo geológico del Ecuador que es la Zona Subandina.

La Zona Subandina es la división transicional de estructuras morfológicas entre la cuenca amazónica y la sierra andina alta. Está constituido por una franja estrecha de rocas falladas y deformadas pertenecientes a las rocas metamórficas de la Cordillera Real, como a la secuencia sedimentaria de la Cuenca Amazónica. Este cinturón está intruido por granitoides tipo I (PRODEMINCA, 2000b).

El Dominio Occidental o Sistema Subandino presenta de Norte a Sur 3 zonas morfoestructurales: el Levantamiento Napo que corresponde a un inmenso domo alargado en orientación NNE-SSO, limitado al Este y al Oeste por fallas transpresivas; la Depresión Pastaza donde las fallas se vuelven más cabalgantes al contacto Zona Subandina – Cordillera Oriental; la Cordillera de Cutucú, la cual se caracteriza por un cambio de orientación de las estructuras, de N-S a NNO-SSE, y la aparición de formaciones triásicas y jurásicas (Fms. Santiago y Chapiza) y en menor proporción paleozoicas (Fms. Pumbuiza y Macuma) (Díaz, Baby, Marco, & Frederic, 2003).

1.4.2. Formaciones

Batolito de Zamora

Génesis

Granito tipo I producto de un arco volcánico continental Misahuallí.

Geocronología

El rango de edad es de 170 a 190 Ma perteneciente al Jurásico.

Petrografía

Constituido por granodioritas hornbléndicas biotíticas y dioríticas hornbléndicas, granodioritas hornbléndicas con megacristales de feldespato potásico, cuarzo monzodioritas con megacristales de perita rosa, intrusivos subvolcánicos granulados.

Stocks de monzogranito y cuarzomonzonitas con biotita y monzonita (Litherland et al., 1994).

Unidad Piuntza

Génesis

Secuencias volcanosedimentarias de origen continental y marino, como parte de una cuenca restringida al sur este del Ecuador (Litherland et al., 1994).

Edad

Triásico medio a tardío.

Petrología

Comprende de calizas, lutitas calcáreas, areniscas, tobas de grano fino, flujos de lava y brechas de composición andesítica a dacítica (Litherland et al., 1994).

Unidad Misahuallí

Génesis

Fase volcánica originada en un arco magmático continental.

Edad

Triásico (172 Ma)

Petrología

Serie de traquitas, tobas grises y verdes, basaltos grises oscuro a verde, areniscas, conglomerados y brechas estratificadas. También asociado con intrusiones subvolcánicas subporfídicas (Litherland et al., 1994).

1.4.3. Historia geológica

Durante el Triásico Superior al Jurásico Inferior, según estudios se han evidenciado la presencia de un rift que ha afectado en la evolución de los Andes Septentrionales (Jaillard et al, 1990). El magmatismo intraplaca está relacionado al volcanismo continental toleítico de la Cordillera Cutucú (Romeuf et al, 1997) y por la intrusión de los granitos Tres Lagunas, mientras que en Zamora se observaron las migmatitas de Sabanillas descrita como granito “tipo S”, representando el mayor nivel de la fase magmática Tres Lagunas (Litherland et al., 1994).

Durante el Jurásico Medio a Superior, se evidenció un cambio importante en la geodinámica de la Cuenca Oriente y la Zona Subandina, debido al inicio del proceso de subducción (Jaillard et al, 1990). A partir de la subducción, se da origen a un arco magmático de tipo calco-alcalino, que abarca de Colombia a Perú. Este arco volcánico se encuentra intruido por los batolitos “tipo I” de Abitagua, batolito de Zamora y el batolito de Rosa Florida (Aspden et al, 1990).

En el Cretácico – Paleógeno, la Zona Subandina se caracteriza por la existencia de un ambiente de arco continental (Eguez, 2003). En el periodo Cretácico, ciertos cuerpos ígneos alcalinos - basálticos se identificaron en la parte sedimentaria de la Cuenca Oriente, compuestos de basaltos de isla oceánica o punto caliente (Barragán, R.; & Baby, 2004).

El volcanismo neógeno se compone de muchos stock porfídicos a lo largo de la Zona Subandina, posiblemente de edad Cenozoica Superior (PRODEMINCA, 2000).

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Flotación

2.1.1. Introducción.

El inglés William Haynes inventó un proceso que se trataba de triturar finamente minerales sulfurosos con grasas o aceites, en Inglaterra en el año 1860. La agitación de la muestra permitía que los sulfuros floten libremente separándose de la ganga (Guartán & Tamay, 2003).

En el año 1900 este suceso atrajo la atención de los mineros. Las investigaciones por parte de los metalurgistas, técnicos y mineros sobre el proceso de flotación empezaron y buscaban dar solución a problemas de concentración, analizando la parte química y la parte mecánica, logrando mejorar esta técnica (Guartán & Tamay, 2003).

De esta forma, el proceso de flotación se fue perfeccionando y tenía más ventajas que métodos anteriores: mejoraron las extracciones, se minoraron los costos de tratamiento y gastos de fundición y se obtenían altas proporciones de concentración y concentrados de elevada ley (Guartán & Tamay, 2003).

Se produjo una innovación y perfeccionamiento de procesos mecánicos, metalúrgicos y químicos, se introdujeron los colectores y espumantes de pino y cresílico en circuitos ácidos y alcalinos (Guartán & Tamay, 2003).

A partir del año 1925, los procesos de flotación han aumentado considerablemente, como también el número de plantas donde se realiza dicho proceso y existen más variedad de minerales que se extraen (Guartán & Tamay, 2003).

2.1.2. Concepto de flotación.

La flotación es una técnica de concentración que aprovecha la diferencia entre las propiedades superficiales o interfaciales del mineral, o especies de valor, y la ganga. Se basa en la adhesión de algunos sólidos a burbujas de gas generadas en la pulpa por algún medio externo, en la celda de flotación (Pávez, 2009).

Las burbujas de aire transportan los sólidos a la superficie donde son recolectados y recuperados como concentrado. La fracción que no se adhiere a las burbujas permanece en la pulpa y constituye el relave (Pávez, 2009).

De este modo, la condición de flotabilidad es una fuerte adhesión entre las partículas útiles y las burbujas, las cuales deben ser capaces de soportar la agitación y turbulencia en la celda. Estas partículas se dicen hidrofóbicas, o repelentes al agua, al contrario de las partículas que constituyen el relave o cola, que son hidrofílicas (Pávez, 2009).

La propiedad hidrofílica es la cual puede asociarse con el agua a través de un enlace hidrógeno. La propiedad que permite la separación en un proceso de flotación es la naturaleza hidrofóbica (o aerofílica) de las especies mineralógicas que componen la mena, cuyas características hacen que las superficies presenten afinidad por el aire o por el agua (Pávez, 2009). En la Ilustración 3 se detallan las propiedades de los minerales.

El proceso de flotación comprende las tres fases: sólida, líquida y gaseosa. La fase sólida está constituida por el material a separar. La fase líquida es el agua, que gracias a sus propiedades específicas genera un ambiente ideal para dichas separaciones. Antes de comenzar el proceso, el material y el agua se preparan en forma de pulpas que pueden contener hasta el 40% de sólidos. El gas que se utiliza para separar los minerales es el aire q se introduce en la pulpa, neumática o mecánicamente, para poder formar las burbujas que son los centros sobre los cuales se adhieren las partículas sólidas (Sutulov, 1963).

Los sulfuros de metales, metales nativos o especies tales como carbón, grafito, talco y otras se llaman minerales hidrofóbicos. Los minerales que son sulfatos, óxidos, carbonatos, silicatos y otros son denominados hidrofílicos. Además, se puede apreciar que los minerales hidrofóbicos son también aerofílicos, es decir, se adhieren con facilidad a las burbujas de aire. Los minerales hidrofílicos son aerofóbicos, es decir, no tienen afinidad a las burbujas de aire (Sutulov, 1963). En la Ilustración 4 se aprecia un sistema de flotación.



Ilustración 3. Esquema de las propiedades de los minerales importantes en flotación.
Fuente: Sutulov (1963).
Elaboración: El Autor.

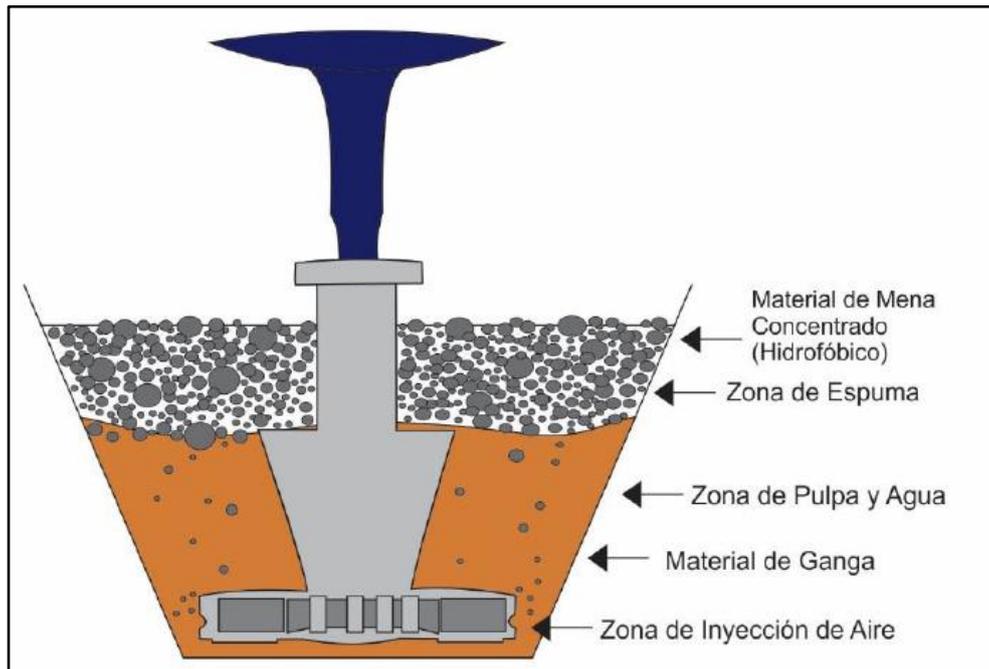


Ilustración 4. Esquema de un sistema de flotación visualizando sus componentes.
Fuente: D. Cuenca (2016).
Elaboración: D. Cuenca (2016).

2.1.3. Características de las diferentes fases.

Según Manzaneda, para operar eficientemente un proceso de flotación se requiere considerar los siguientes aspectos básicos:

- Los reactivos (colectores, espumantes, modificadores) deben ser de calidad y pureza reconocida controlados en cantidad con un adecuado sistema dosificador. Asimismo, las concentraciones de preparación deben ser verificadas con densímetros de vidrio.
- En lo posible, no se deberá agregar depresores y colectores en un mismo punto; menos, si son depresores incompatibles como el Cianuro de sodio y Bisulfito de sodio.
- De ser posible, se deberá elegir un solo colector principal. Hay que considerar que el 80% de la flotación mundial usa xantato isopropílico o Z11, típico para su operación. Se recomienda no usar productos que tengan como base el ácido cresílico por ser un producto dañino para la salud y, porque además, tiene comportamiento inestable en flotación.
- Definir adecuadamente granulometría de molienda a la cual ya estén liberados los valores de las gangas.
- Definir el pH en las etapas de flotación.

2.1.4. Mecanismo de flotación.

La morfología de la Flotación por espuma no es muy clara en sistemas de escala industrial. Pero en términos macroscópicos se puede explicar que las espumas de concentrado se forman debido a una captura selectiva del mineral en la zona de generación de burbujas; luego sigue una segunda zona, donde está ocurriendo la coagulación de una discreta corriente de burbujas conformando una pequeña espuma (Manzaneda, 1990).

Estas dos primeras zonas se identifican como la “pulpa” de la celda de flotación, la altura puede ser fijada por un mecanismo de control de nivel (Manzaneda, 1990).

La tercera región aparece cuando la fase gaseosa predomina sobre la fase líquida, conformando una zona de espuma estable (que es evacuada por el labio superior de la celda). La altura de esta capa de espumas puede ser fijada tanto por diseño como por el operador (Manzaneda, 1990) (Ver Ilustración 5).

Las variables de operación que deben ser consideradas son muchas, las más importantes: densidad de pulpa, flujo, velocidad de aireación, intensidad de agitación, altura de interfase pulpa/espuma, y altura del overflow para evacuaciones de espumas (Manzaneda, 1990).

El asunto que aún no se ha definido exactamente, es cómo una burbuja captura solamente al mineral valioso de un conjunto de partículas que conforman las menas. Las apreciaciones confirman que esta selectividad se da porque el mineral es de flotación natural o están cubiertas preferentemente por un colector (Manzaneda, 1990).

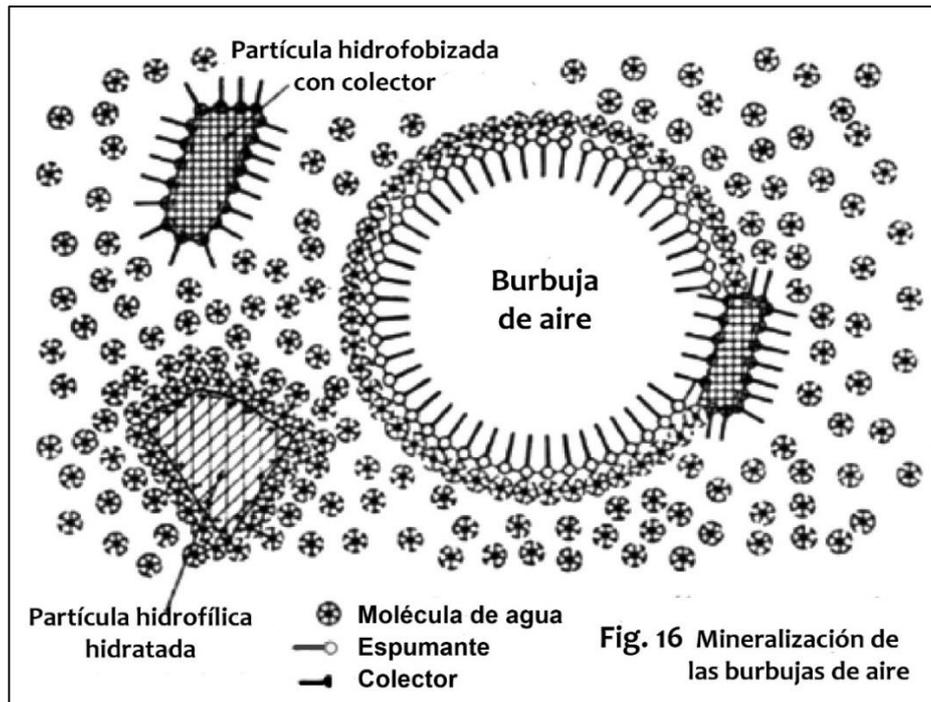


Ilustración 5. En la imagen se visualiza la mineralización de las partículas minerales con las burbujas de aire, con la ayuda del colector y espumante.

Fuente: (Sutulov, 1963)

Elaboración: El Autor.

2.1.5. Reactivos de flotación.

Los reactivos de flotación son la parte más importante en este proceso, ya que, la flotación no se puede realizar sin ellos. Debido a que la gran parte de los minerales son hidrofílicos por naturaleza, para conseguir que un mineral flote y poder separarlo del resto hay que convertir la superficie en hidrofóbica. Para ello, hay que regular las condiciones de la solución y con la ayuda de un colector que se adsorbe a la superficie de los minerales y los hace hidrofóbicos (Manzaneda, 1990).

Cuando se hace referencia al acondicionamiento de la fase líquida, se puede agregar reactivos activadores (aumentan la selectividad) o depresores (previenen o retardan la adsorción del colector) (Manzaneda, 1990).

Además, se regula la fase líquida por control del pH, logrando que el colector se encuentre en solución.

Y por último, otro grupo importante de reactivos son los espumantes

2.1.5.1. Clasificación de los reactivos.

Según Manzaneda (1990), los reactivos de flotación se clasifican en tres grupos principales:

- 1) Los colectores son reactivos que cubren y/o reaccionan con la superficie de los minerales, haciéndola repelente al agua y que se le puedan adherir burbujas de aire. Los colectores de sulfuros minerales contienen azufre y son tioles o pueden hidrolizar a thiol. Los minerales no-sulfuros y no metálicos son flotados normalmente empleando colectores tipo ácido graso, aminas, compuestos de amonio cuaternario, sulfonato o petróleo.
- 2) Los modificadores Son productos químicos cuyo uso permite la flotación de determinados minerales que sin ellos serían imposibles de flotar con el solo uso de colector y espumantes.
- 3) Los espumantes son reactivos de activación superficial que ayudan en la estabilización de las espumas o burbujas de aire. Los agentes espumantes comúnmente empleados son alcoholes pocos solubles en agua, o los espumantes más modernos, que son variedades éteres de poliglicol, que son en su mayoría, completamente miscibles en agua.

2.1.5.1.1. Colectores.

Los surfactantes más importantes en relación a la flotación pueden ser agrupados en tres clases:

- Tio-compuestos, que actúan como colectores de sulfuros metálicos.
- Compuestos ionizables no-tio, que pueden actuar como colectores o espumantes y se utilizan en la flotación de minerales no sulfuros.
- Compuestos no iónicos, que actúan principalmente como espumantes.

Los surfactantes utilizados en flotación son integrados a las interfases a través de una fase acuosa. De esta manera, solamente aquellos reactivos que presentan alguna solubilidad en agua pueden ser empleados. En algunos casos se utilizan hidrocarburos insolubles o aceites los cuales deben ser previamente dispersos en agua, en la forma de emulsiones (Pávez, 2009).

2.1.5.1.2. *Espumantes.*

Según Pávez (2009), los reactivos espumantes tienen las siguientes funciones:

- Mejorar la dosificación de espumante por unidad de metal en la alimentación.
- Aumentar la recuperación de partículas gruesas y de baja liberación.
- Mejorar los niveles de espuma tendientes a optimizar los efectos del tamaño de partícula.
- Aumentar el énfasis sobre la velocidad cinética de flotación.

2.1.5.1.3. *Modificadores.*

Los modificadores sirven para acondicionar la superficie de los minerales para mejorar el funcionamiento de los colectores, referente a la selectividad. Dentro de los modificadores se encuentra los activadores y depresores (Sutulov, 1963).

- **Activadores**

Los activadores sirven para ampliar la adsorción de los colectores sobre la superficie de cada mineral y fortificar los enlaces entre el colector y la superficie del mineral (Sutulov, 1963). Sin los activadores sería imposible realizar la flotación, junto con el colector y el espumante.

- **Depresores**

Son reactivos cuya función es la de atenuar la flotabilidad de un mineral haciendo que la partícula se vuelva más hidrofílica y evitando que el colector pueda hidrofobizarla. Además, se utiliza en casos donde dos o más minerales tienen una flotabilidad parecida y se necesita separarlos (Manzaneda , 1990).

Los reactivos utilizados en la presente investigación son los siguientes:

- **Colector Z11:** Es un xantato que se obtiene como producto de la reacción del alcohol isobutilico con el bisulfuro de carbono e hidróxido de sodio. Este xantato

ha llegado a ser el más usado debido a su bajo costo y mayor eficacia (ARMAR, 2015).

- Colector OREX 936: Colector denso de oro, incrementa el grado de concentrado final.
- Espumante GP 012 OIL: Excelente promotor de recuperación de oro libre. Mejora el grado de concentración final.
- Depresor: silicato de sodio.
- Cal: es un regulador del pH del y actúa como depresor de oro.

2.1.6. Variables en el proceso de flotación.

Según Alulima (2009), las variables en el proceso de flotación son las siguientes: granulometría, reactivos, densidad, introducción de aire, regulación de pH, tiempo de residencia y agua.

2.1.6.1. Granulometría.

Dentro del proceso de flotación, una característica importante es el tamaño de grano. Al realizar la flotación, si las partículas son muy grandes existe la posibilidad de que las partículas no se adhieran a las burbujas de aire y que no sean arrastradas a la superficie. Al contrario de esto, si son demasiado pequeñas las partículas, los minerales de ganga pueden flotar fácilmente a la superficie.

2.1.6.2. Reactivos.

Los reactivos que se utilizan en el proceso de flotación son: espumantes, modificadores y colectores. Para obtener un mejor rendimiento en la flotación se deben elegir los reactivos adecuadamente y en base a la mineralogía del material a analizar.

2.1.6.3. Densidad de pulpa.

La relación entre el sólido/líquido es de 1/2. Esto quiere decir que, por una parte, de sólido, se añaden dos partes de líquido para obtener la consistencia adecuada para una mejor flotación.

2.1.6.4. Introducción de aire.

La introducción de aire es un factor importante en el proceso de flotación, ya que al introducir el aire y con la ayuda del espumante, se crearán burbujas que arrastrarán los minerales de interés a la superficie.

2.1.6.5. Regulación de pH.

Durante la flotación se debe regular y controlar el pH, ya que cambia las propiedades electroquímicas de la pulpa, de esta forma se logra que los reactivos sean más eficaces y se obtenga un mayor rendimiento en la flotación.

2.1.6.6. Tiempo de residencia.

El tiempo de residencia dependerá de la cinética de flotación de minerales, del volumen de celdas, del porcentaje de sólidos, de las pulpas en la celda, de la cinética de minerales y cargas circulantes.

2.1.6.7. Agua.

La disponibilidad de agua en las plantas de flotación es complicada ya que el agua es recogida de recirculación. Esto es un problema debido a la contaminación que tiene dicha agua y puede afectar notoriamente a los procesos de flotación.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

La metodología empleada en el trabajo de investigación consta de las siguientes fases: recopilación bibliográfica, preparación de la muestra, molienda, análisis granulométrico, flotación, análisis al fuego y caracterización del mineral. En la Ilustración 6 se observan las fases realizadas en la investigación.

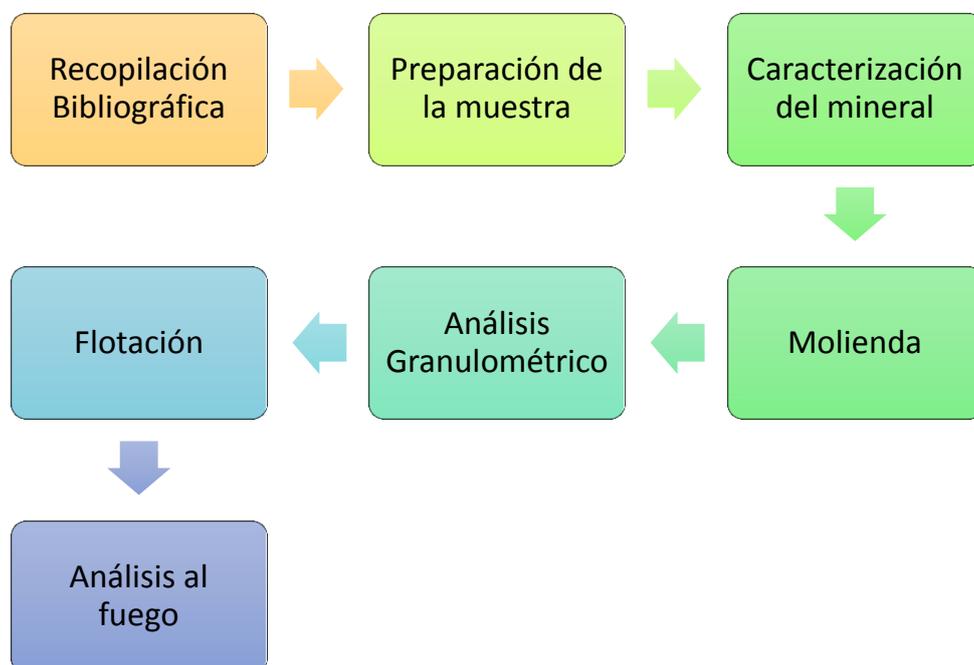


Ilustración 6. En el esquema se muestran las fases empleadas en la investigación.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

3.1. Recopilación Bibliográfica

Esta fase se inicia con la búsqueda de material bibliográfico, que sustentará la investigación, la misma que comprende buscar información preliminar del tema a tratarse. La búsqueda de información se la realiza en libros, artículos científicos, trabajos de investigación previos, mapas temáticos, etc., con la finalidad de que la información recopilada sea verídica. Una vez recopilada la información, se analiza y se descarta la información que no se necesita. Únicamente se deja la información más relevante y útil.

Se procede a redactar el trabajo de investigación de acuerdo a las normas APA y al formato de tesis de la Universidad Técnica Particular de Loja.

3.2. Preparación de las muestras

A tratarse de una prueba experimental de laboratorio, se cumple algunos requisitos para realizar las pruebas metalúrgicas, estas son: secado, trituración, 100% pasante Malla #10, etiquetado, etc. En la Ilustración 7 se detalla el proceso. En las Fotos 1 y 2 se observa parte del proceso de preparación de la muestra.

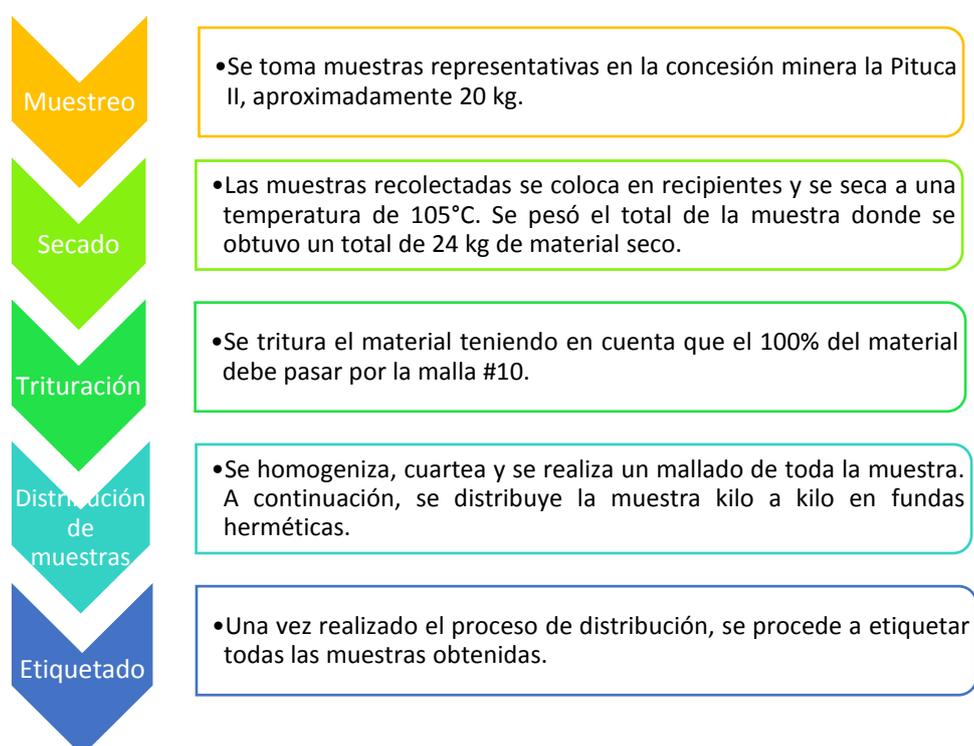


Ilustración 7. En el esquema se muestra el proceso de preparación de muestras en el laboratorio.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.



Foto 1. Trituración de la muestra en una trituradora de mandíbulas marca RETSCH modelo BB100.



Foto 2. Cuarteo a través de un mallado y distribución de la muestra en fundas Ziploc de un kilogramo.

Fuente: El Autor

Elaboración: El Autor.

3.3. Caracterización del material

3.3.1. Peso Específico.

Es la relación que existe entre el peso y el volumen de una sustancia. Para determinar el peso específico de la muestra se usa el método del picnómetro.

Materiales y Equipos empleados:

- Picnómetro de 5 mL
- Pizeta
- Balanza analítica marca Mettler Toledo

Procedimiento:

- Primero, se pesa el picnómetro limpio y seco.
- A continuación, se agrega la muestra en el picnómetro y se vuelve a pesar.
- Se llena el picnómetro con agua y se pesa nuevamente.
- Finalmente, se pesa el picnómetro con agua.

Para determinar el peso específico se utiliza la siguiente fórmula:

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

Dónde:

P1 = peso del picnómetro vacío (gr)

P2 = peso del picnómetro + muestra (gr)

P3 = peso del picnómetro + muestra + agua (gr)

P4 = peso del picnómetro + agua (gr)

3.3.2. Análisis mineralógico.

Es un proceso en el cual se determina la mineralogía de la muestra mediante análisis microscópico.

Equipo utilizado:

- Microscopio Motic SMZ 168
- Cápsula de Petri
- Lápiz rayador
- Porcelana

Procedimiento:

- De la muestra de cabeza preparada, se procede a pasarla por un platón (batea), donde se retira los livianos y deja los más pesado en el fondo del mismo, estos concentrados son secados y llevados a una cápsula Petri (Ver Foto 3).
- Con la ayuda de los implementos de mineralogía se determinaron las características de los minerales de la muestra.
- Una vez determinadas las características mineralógicas, se identifica los minerales presentes en la muestra.



Foto 3. Peso de la muestra platoneada para análisis mineralógico.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

3.3.3. Análisis por Fluorescencia de Rayos X (FRX).

Es una técnica analítica para realizar análisis elemental; es decir permite identificar la composición química y/o elemental de una muestra. Esta técnica consiste en la excitación de un material mediante una fuente de rayos X, para determinar su contenido y composición elemental (Pizarro & Dávila, 2009).

Equipo utilizado:

- Pistola de Fluorescencia de Rayos X marca BRUKER S1

Procedimiento:

- Se homogeniza y pulveriza el material de cabeza.
- Se prepara la pistola de fluorescencia para su utilización.
- Se coloca una pequeña cantidad de muestra en el recipiente de plástico, aproximadamente 5 gramos.
- Se enciende la pistola y se selecciona el método de “Mining Light Elements”. Este método se selecciona debido a la presencia de un alto porcentaje de minerales livianos en la muestra. A continuación de esto, se realiza el análisis (Ver foto 4).



Foto 4. En esta foto se visualiza el ensayo de fluorescencia de rayos X.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

3.3.4. Difracción de Rayos X (DRX).

Este proceso se basa en hacer incidir un haz de rayos X sobre un monocristal de algún compuesto químico.

Equipo y software utilizados:

- Difractómetro de Rayos X marca BRUKER modelo D8.
- EVA (Software)

Procedimiento:

- Primero, se pulveriza la muestra de cabeza y se envía a realizar el ensayo de Difracción de rayos X.
- Una vez obtenidos los resultados, se utiliza el EVA, software en el cual se realiza un análisis mineralógico cualitativo de la muestra.



Foto 5. Ensayos en equipo de difracción de Rayos X BRUKER modelo D8.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

3.4. Molienda

Es un proceso que permite la reducción del tamaño de grano de la muestra con el fin de liberar las partículas minerales de interés y posteriormente, tener un mejor rendimiento en el proceso de flotación.

Los equipos utilizados en este proceso son: molino de bolas Batch modelo MIM (9.87" x 7.2") con motor eléctrico marca WEG de ½ hp y carga molturante compuesta de 10.44 kg y en un número de 126 bolas de acero. Las pruebas de molienda se realizan con una dilución de pulpa 1/1 (S/L) (Véase Anexo 2).

Parámetros del proceso:

- Volumen de agua = 1 litro
- Peso de muestra = 1 kg
- Carga de molienda = 10.44 kg
- Razón de dilución de pulpa = 1/1
- Velocidad crítica = 68 rpm

Procedimiento:

- Primero, se verifica si el molino de bolas estaba limpio, caso contrario, se lava con agua, de esta forma se evita cualquier tipo de contaminación en la muestra a experimentar.
- A continuación, se agrega la carga molturante previamente pesada, 1 L de agua y 1 kg de muestra.
- Se cierra bien el cilindro cerciorándose de que el contenido no se derrame por los bordes.
- Se enciende el equipo y se muele por el tiempo programado. Los tiempos de moliendo son 17 minutos, 27 minutos, 32 minutos, 35 minutos y 45 minutos.
- Una vez finalizado el tiempo de molienda, se descarga el molino y se realiza la separación de la carga molturante del mineral molido, para luego colocar en un recipiente para sedimentar y su posterior secado en la estufa; y, se cuantifica.

Para determinar los tres tiempos de moliendo de la muestra se debe tener en cuenta que el D80 de cada análisis granulométrico debe encontrarse en las mallas #170, #200 y #230 con aberturas de 87; 74 y 63 micrómetros respectivamente. En las Fotos 6 y 7 se muestra parte del proceso de molienda.



Foto 6. Molienda del material mediante la utilización del molino de bolas Batch modelo MIM.

Foto 7. Colocación del material en un recipiente para la sedimentación.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

3.5. Análisis Granulométrico

Es el proceso por el cual se obtiene la distribución del tamaño de partículas de una muestra. En la fase experimental se realizaron dos granulometrías, una húmeda con el fin de separar las lamas de la muestra y posteriormente el análisis granulométrico en seco.

Para la realización de este proceso se emplearon los siguientes materiales:

- Vibrotamiz marca RESTCH AS 200
- Balanza analítica
- Equipo de tamices estandarizados RESTCH (Tabla 1).
- Estufa POL-EKO SLW 400

Parámetros:

- Amplitud = 1.60 mm/g
- Tiempo = 10 minutos
- Intervalo = 10 agitaciones por minuto

Procedimiento para el deslamado:

- Primero, se realiza la despelitización de la muestra quedando el 100% como pasante de la malla #10.
- Luego, se toma 250 gramos de muestra para el deslamado.
- Se realiza una limpieza a los tamices con la máquina de ultrasonido, los tamices utilizados son: #18, #60, #230, #400 y el dren de las lamas.

- Se coloca en orden descendente en el vibrotamiz y se conecta las mangueras para drenar las lamas. En la parte inferior, se coloca un balde para los finos.
- Se cierra bien la tapa de la máquina, se enciende y se inicia conjuntamente la adición del agua por la parte superior del vibrotamiz (Ver foto 8).
- Una vez finalizado el deslamado, se coloca los retenidos de los tamices en un recipiente y se seca en la estufa POL EKO SLW 400 a 105 °C.
- El recipiente de finos se deja sedimentar por un periodo de 24 horas, para luego colocarlo en una bandeja pyrex y se procede a secar y cuantificar.

Tabla 1. Tamices.

Número de tamiz	Tamaño
N° 18	1000 μm
N° 35	500 μm
N° 60	250 μm
N° 120	125 μm
N° 200	74 μm
N° 230	63 μm
N° 325	45 μm
N° 400	38 μm
Fondo (-400)	-38 μm

Fuente: El Autor.

Elaborado: El Autor.



Foto 8. Deslamado de la muestra.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

Procedimiento para el análisis granulométrico en seco:

- Antes de realizar el análisis granulométrico, se revisa uno por uno los tamices, que estén limpios y secos; para luego tomar el peso de cada uno, incluido el fondo.
- A continuación, se coloca en orden los tamices de mayor a menor tamaño y se los coloca en el vibrotamiz.
- Se agrega la muestra a analizar en la parte superior del equipo granulométrico y se procede a tapar. Para evitar pérdidas de muestra, se asegura bien la tapa y se enciende la máquina (Ver foto 9).
- Transcurrido los 10 minutos de tamizaje, se retira los tamices y se los pesó nuevamente con la muestra retenida en cada uno de ellos. Esto determina la cantidad de muestra retenida en cada tamiz.

Con los datos obtenidos en el análisis de tamaño de grano, se grafica la curva de granulometría, la cual nos sirve para determinar el D80 de la muestra.



Foto 9. Análisis granulométrico de la muestra.
Fuente: El Autor.
Elaboración: El Autor.

3.6. Flotación

Es un proceso físico químico de concentración en la que se basa la activación de las propiedades hidrofóbicas e hidrofílicas para la separación de minerales, a través de reactivos (colector, espumante y modificadores) e inyección de aire, utilizando una celda de flotación.

El procedimiento empleado en la presente investigación, se basa en tres etapas de pruebas, las cuales se realiza por duplicado según las condiciones planteadas en los objetivos. Las variables de estudio son: Tamaño de grano, pH y concentración del colector; para recuperación de oro. Una vez realizada cada etapa, se toman las condiciones más favorables para la siguiente etapa de flotación, es decir, con mayor porcentaje de recuperación de oro.

En la Ilustración 8 se realiza un resumen de la fase experimental.

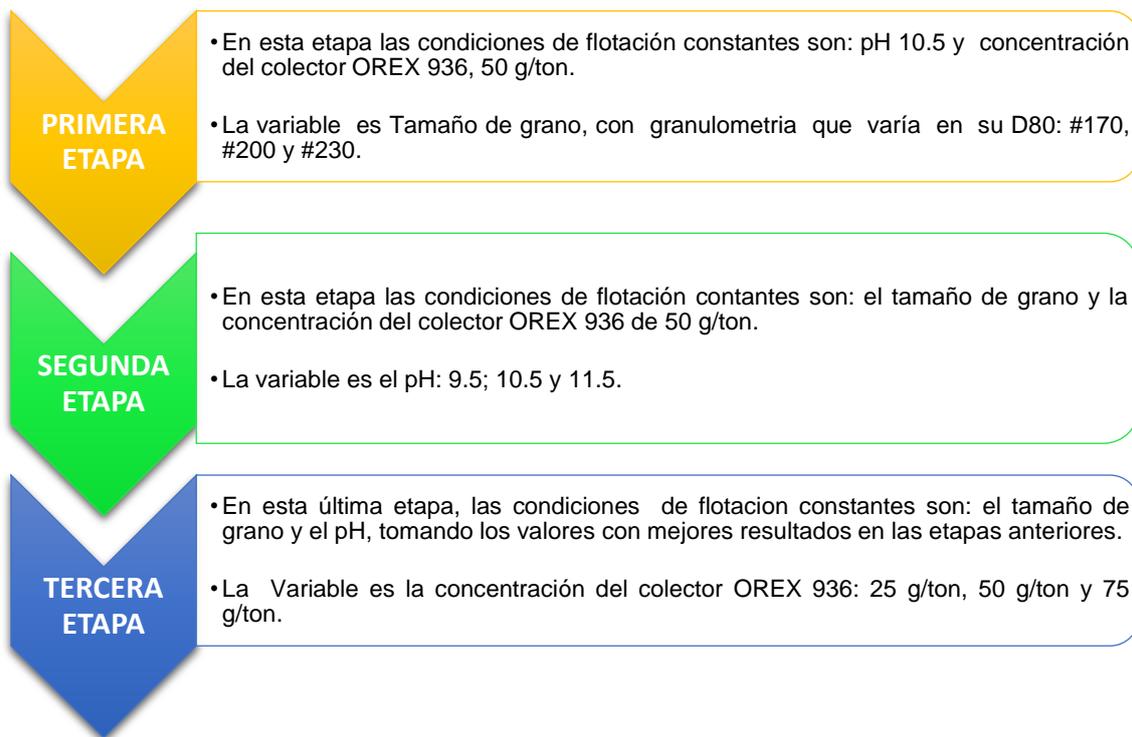


Ilustración 8. Diagrama de flujo de las etapas de la flotación

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

Materiales, reactivos y equipo utilizado:

- Celda de flotación marca Denver Sala modelo D-12
- Paleta para recolección del concentrado
- Recipientes para relave y concentrado
- 700 gramos de muestra
- Reactivos: Colector Z11, colector OREX 936 espumantes GP 012 OIL, modificadores (Na_2SiO_3 , cal)
- 4 balones de aforo 100 mL
- 3 probetas de 100 mL
- Piseta con agua destilada
- Balanza analítica ME-T
- pH metro HI 2221

Parámetros:

- Tamaño de grano: 87; 74 y 63 micrómetros (mallas #170, #200 y #230)
- pH: 9.5; 10.5 y 11.5
- Concentración del colector OREX 936: 25 g/ton, 50 g/ton y 75 g/ton

Procedimiento:

- En primer lugar, se realiza los cálculos respectivos de: colectores, espumante y el depresor para la prueba metalúrgica (Ver Anexo 4).
- Preparación de los reactivos según la dosificación determinada previamente, luego se lleva a disolución en un balón de aforo de 100 mL con agua destilada.
- En la celda de flotación se agrega 700 g de muestra y 1400 mL de agua, correspondiendo a una dilución de la pulpa de S/L (1/2).
- Se toma el pH inicial de la pulpa, posteriormente, se lo regula hasta obtener las condiciones de pH requerido (9.5; 10.5 y 11.5) agregando cal.
- Se realiza el primer acondicionamiento que consistió en añadir silicato de sodio ($\text{Na}_2\text{O}_3\text{Si}$) que sirve como depresor del cuarzo, calcita y otras gangas.
- Se deja actuar el silicato de sodio por once minutos, de acuerdo a la dosificación establecida. Posteriormente, se realiza el segundo acondicionamiento, donde se añade el colector y el espumante conforme se dispuso la dosificación.
- Al cabo de cuatro minutos, se abre el paso del aire y se realiza la primera flotación. Las burbujas elevaron el material de interés y se lo coloca con la ayuda de una paleta en un recipiente de vidrio, el cual se denomina concentrado.
- Finalizada la primera flotación, se cierra el paso del aire y se realiza el tercer acondicionamiento agregando los reactivos utilizados anteriormente, conforme lo indica la dosificación; el tiempo de acondicionamiento dura tres minutos.
- Posteriormente, se abre el paso del aire por tres minutos y de la misma forma se lleva a cabo la segunda flotación.
- Finalizada la flotación, se realiza el último acondicionamiento que dura dos minutos.
- Seguido de esto, se abre nuevamente el paso de aire y se realiza la tercera y última flotación que dura tres minutos.
- Finalizado el proceso, el material sobrante en la celda se recoge en otra bandeja, el cual se denomina como relave.
- Se coloca el concentrado y el relave en una estufa a 105°C. Una vez secos, se pesa la muestra.

En las Fotos 10 y 11 se observa el equipo y los materiales que se utiliza en el proceso de flotación.



Foto 10. Proceso de flotación en la celda de flotación Denver D12.

Foto 11. Instrumentos para realizar la flotación.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

Tabla 2. Dosificación de reactivos para flotación.

Operación	Tiempo (min)	pH	Dosificación de cabeza			
			Z11 (g/ ton)	OREX 936 (g/ton)	GP 012 OIL (g/ton)	NaSiO ₃ (g/ton)
			50	50	50	250
Acondicionamiento	11					250
Acondicionamiento	4		25	25	25	
Flotación A	3					
Acondicionamiento	3		15	15	15	
Flotación B	3					
Acondicionamiento	2		10	10	10	
Flotación C	3					

Fuente: El Autor

Elaboración: El Autor.

a) Etapa 1:

- Tamaño de Grano: variable (87; 74 y 63 micrómetros)
- pH: constante
- Concentración del colector: constante

Tabla 3. Dosificación de reactivos de flotación de la primera fase.

Operación	Tiempo (min)	pH	Reactivos			
			Z11 (mL)	OREX 936 (mL)	GP 012 OIL (mL)	NaSiO ₃ (mL)
Acondicionamiento	11					100
Acondicionamiento	4		50	50	50	
Flotación A	3					
Acondicionamiento	3		30	30	15	
Flotación B	3					
Acondicionamiento	2		20	20	20	
Flotación C	3					

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

b) Etapa 2:

- Tamaño de Grano: Constante
- pH: 9.5; 10.5 y 11.5
- Concentración del colector: Constante

Tabla 4. Dosificación de reactivos de flotación de la segunda fase.

Operación	Tiempo (min)	pH	Reactivos			
			Z11 (mL)	OREX 936 (mL)	GP 012 OIL (mL)	NaSiO ₃ (mL)
Acondicionamiento	11					100
Acondicionamiento	4		50	50	50	
Flotación A	3					
Acondicionamiento	3		30	30	15	
Flotación B	3					
Acondicionamiento	2		20	20	20	
Flotación C	3					

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

c) Etapa 3:

- Tamaño de Grano: Constante
- pH: Constante
- Concentración del colector: 25 g/ton, 50 g/ton y 75 g/ton.

Tabla 5. Dosificación de reactivos de flotación de la tercera fase de colector 25 g/ton.

Operación	Tiempo (min)	pH	Reactivos			
			Z11 (mL)	OREX 936 (mL)	GP 012 OIL (mL)	NaSiO ₃ (mL)
Acondicionamiento	11					100
Acondicionamiento	4		50	60	50	
Flotación A	3					
Acondicionamiento	3		30	20	15	
Flotación B	3					
Acondicionamiento	2		20	20	20	
Flotación C	3					

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

Tabla 6. Dosificación de reactivos de flotación de la tercera fase de colector 50 g/ton.

Operación	Tiempo (min)	pH	Reactivos			
			Z11 (mL)	OREX 936 (mL)	GP 012 OIL (mL)	NaSiO ₃ (mL)
Acondicionamiento	11					100
Acondicionamiento	4		50	50	50	
Flotación A	3					
Acondicionamiento	3		30	30	15	
Flotación B	3					
Acondicionamiento	2		20	20	20	
Flotación C	3					

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

Tabla 7. Dosificación de reactivos de flotación de la tercera fase de colector 75 g/ton.

Operación	Tiempo (min)	pH	Reactivos			
			Z11 (mL)	OREX 936 (mL)	GP 012 OIL (mL)	NaSiO ₃ (mL)
Acondicionamiento	11					100
Acondicionamiento	4		50	70	50	
Flotación A	3					
Acondicionamiento	3		30	20	15	
Flotación B	3					
Acondicionamiento	2		20	10	20	
Flotación C	3'					

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

3.7. Análisis al fuego

También denominada Fire Assay, esta técnica se utiliza para determinar las cantidades de oro y/o plata que se tiene en una muestra. Sirve como un método de control en nuestra investigación, comprende varias etapas: Fusión, copelación, digestión y refogado.

3.6.1. Fusión.

Este proceso se basa en fundir la muestra a analizar con una carga fundente que contiene litargirio, bórax y carbonato; y harina como reductor. Esta mezcla se coloca en un crisol refractario y se introduce en el horno a 1000°C durante el lapso de 1 hora, para integrar todos sus componentes y obtener un régulo, formado por plomo.

Equipo, implemento de seguridad y reactivos empleados:

- Horno de fundición a 1000°C
- Crisoles
- Reactivos: Flux, Harina y bórax (Ver Anexo 5)
- Lingotera
- Balanza analítica ME-T
- Traje de seguridad

Procedimiento:

- En un crisol refractario etiquetado, se adiciona los siguientes componentes: 10 a 30 g de muestra a analizar, 100 g de flux básico y 2,5 g de harina.
- Se homogeniza esta carga de reactivos y se añade una capa de bórax.
- Se coloca en el horno de fundición a 1000°C, por una hora.
- Se retira el crisol del horno de fundición y se procede a vaciar la carga fundida en una lingotera, debidamente marcada.
- Se separa el régulo de plomo de la escoria con la ayuda de un martillo.
- Para finalizar, se da forma cúbica al régulo de plomo, quedando listo para la siguiente fase de copelación.

En las Fotos 12, 13, 14 y 15 se observa parte del proceso de fusión.



Foto 12. Peso de los reactivos en un crisol refractario debidamente etiquetado para fusión en la balanza analítica.

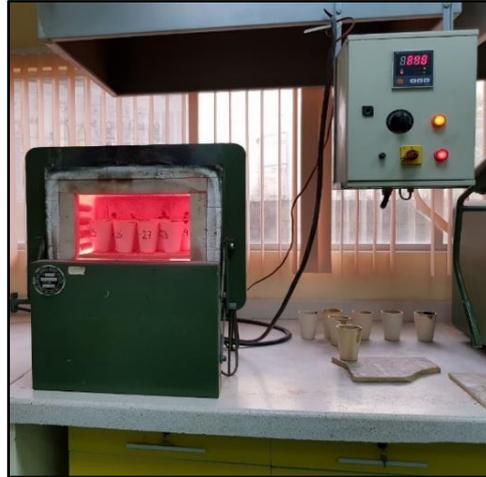


Foto 13. Introducción de los crisoles refractarios en el horno para fusión.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.



Foto 14. Visualización del régulo de plomo una vez separado de la escoria.

Foto 15. Régulo de plomo listo para copelar.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

3.6.2. Copelación.

Proceso que se realiza a altas temperaturas con la finalidad de oxidar el plomo metálico del régulo y obtener el doré.

Materiales, equipos e implementos de seguridad:

- Horno de copelación a 900°C
- Copelas
- Traje de seguridad
- Martillo

Procedimiento:

- Se coloca el régulo de plomo en una copela, la cual se introduce en el horno a 900 °C durante aproximadamente 2 o 3 horas (Ver foto 16).
- Una vez finalizado el proceso, se retira la copela del horno y como resultado se obtiene el doré (compuesto de oro y plata).
- Se procede a laminar el doré con la ayuda de un martillo con la finalidad de facilitar la digestión y pesado del mismo.



Foto 16. Muestras preparadas para copelación en el horno.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El autor.

3.6.3. Digestión y cuantificación del oro.

Este proceso se emplea para separar la plata del oro, por medio de ácido nítrico en diferentes concentraciones.

Equipo, materiales y reactivos utilizados:

- Plancha térmica marca IKAMAG-RE-GS
- Crisoles de porcelana
- Ácido nítrico de concentraciones 1:7; 1:3 y 1:1
- Balanza analítica OHAUS DISCOVERY DV214C

Procedimiento:

- Se pesa el doré obtenido en la copelación en una balanza analítica OHAUS DISCOVERY DV214C.
- Se coloca el doré en un crisol de porcelana y se lo coloca sobre una plancha térmica a una temperatura de 125 a 150°C.

- Se realiza el ataque químico con ácido nítrico a diferentes concentraciones: 1:7; 1:3 y 1:1, que corresponde a una parte de ácido por siete, tres y una parte de agua destilada, respectivamente.
- Una vez finalizada la digestión, se lava con agua destilada y se seca a temperatura ambiente. Se refoga a 500°C por un tiempo de 10 minutos y, a continuación, se pesa el oro obtenido.

En las fotos 17 y 18 se observa el proceso de digestión y refogado.



Foto 17. Digestión de la muestra en un crisol de cerámica utilizando una plancha térmica a 125°C.

Foto 18. Refogado del oro en los crisoles de cerámica y copelas refractarias en el horno a 500°C.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Caracterización del mineral

Al material a analizar se realiza los siguientes ensayos: peso específico, análisis mineralógico, fluorescencia de rayos X y difracción de rayos X, los cuales se correlacionan para determinar los minerales existentes en la muestra.

4.1.1. Peso específico.

Para determinar el peso específico de la muestra se utiliza el método del picnómetro, cuyo procedimiento se realiza tres veces para obtener datos más confiables (Ver Anexo 1). A continuación, se detallan los valores obtenidos:

Tabla 8. Resultados del peso específico.

Ensayo	Densidad (g/cm³)
1	2.8
2	2.65
3	2.60
Promedio	2.68

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

Según la Tabla 8, el peso específico de la muestra es 2.68 g/cm³, dato que se relaciona con la mineralogía de la muestra y su composición, teniendo en su mayoría minerales de sílice y aluminio, con densidades similares al peso específico obtenido.

4.1.2. Fluorescencia de rayos X.

Utilizando la pistola de fluorescencia marca BRUKER S1, se determina el porcentaje de cada elemento que se encuentra en la muestra de cabeza y platoneada. El método utilizado fue "Mining Light Elements" que se utiliza para minerales livianos, como es el caso de este material. En la Tabla 9 se detalla el análisis de FRX de la muestra de cabeza. En la Tabla 10 se detallan el análisis de la muestra platoneada.

Tabla 9. Elementos de la muestra de cabeza analizada por FRX.

Elemento	Porcentaje (%)
Al₂O₃	21.40
SiO₂	60.50
S	0.43
K₂O	5.11
CaO	2.14
Fe₂O₃	5.73
MgO	2.29
ZnO	0.14

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

Tabla 10. Elementos de la muestra platoneada analizada por FRX.

Elemento	Porcentaje (%)
Al₂O₃	10.80
SiO₂	55.9
S	6.58
K₂O	3.13
CaO	4.59
Fe₂O₃	11.50
ZnO	0.26

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

Realizando una comparación entre los elementos de la muestra de cabeza y de la muestra platoneada, se puede decir que al platonear la muestra, se eliminan los minerales más livianos, por lo tanto, disminuyen las concentraciones de Si, Al y K; mientras que los elementos como el Ca, Fe y Zn aumentan su concentración.

4.1.3. Difracción de Rayos X (DRX).

Con la ayuda del programa EVA se analiza la muestra de difracción para determinar los minerales que existen en la muestra.

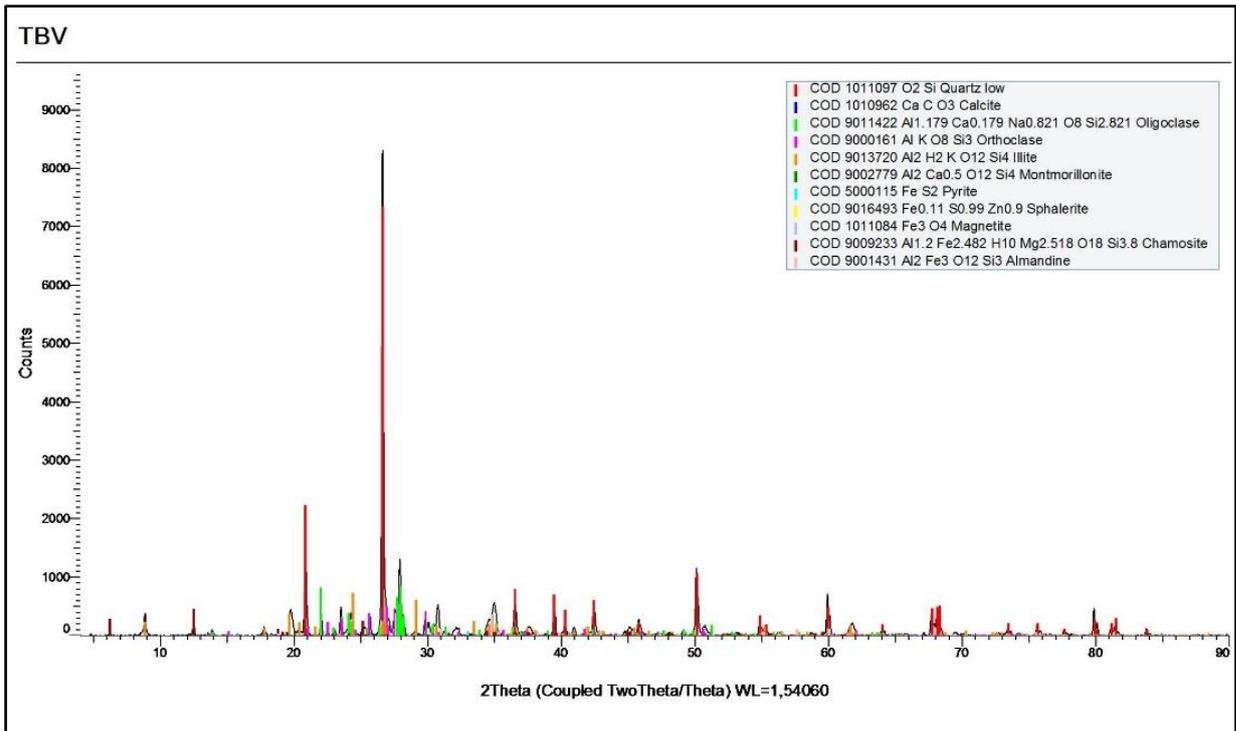


Ilustración 9. Resultados de análisis de difracción mediante el EVA.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

Según la Ilustración 9, los minerales que existen en el material de mina son los siguientes: cuarzo, calcita, oligoclasa, ortoclasa, illita, montmorillonita, pirita, esfalerita, magnetita, clorita y almandino. En la Tabla 11 se observa los minerales identificados en el DRX con su fórmula química.

Tabla 11. Minerales identificados por análisis de Difracción de Rayos X (DRX).

Mineral	Fórmula Química
Cuarzo	SiO ₂
Calcita	CaCO ₃
Oligoclasa	(Na,Ca)(Si,Al) ₄ O ₈
Ortoclasa	KAlSi ₃ O ₈
Illita	(K,H ₃ O)(Al, Mg, Fe) ₂ (Si, Al) ₄ O ₁₀
Montmorillonita	(Na,Ca) _{0,3} (Al,Mg) ₂ Si ₄ O ₁₀ (OH) ₂ · nH ₂ O ¹
Pirita	FeS ₂
Esfalerita	ZnS
Magnetita	Fe ²⁺ (Fe ³⁺) ₂ O ₄
Chamosita	(Fe ²⁺ ,Mg,Fe ³⁺) ₅ Al(Si ₃ Al)O ₁₀ (OH,O) ₈
Almandino	(Fe ²⁺) ₃ Al ₂ (SiO ₄) ₃

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

4.1.4. Análisis mineralógico.

Para determinar la mineralogía del material, primeramente, se toma un kilogramo del material y se lo platonea. El material restante se lo analiza en el laboratorio con el microscopio Motic SMZ168 dando los resultados de la Tabla 12. En la foto 19 se observa la muestra analizada.

Tabla 12. Minerales determinados en el análisis mineralógico.

Elemento	Fórmula Química
Cuarzo	SiO ₂
Calcita	CaCO ₃
Pirita	SFe
Esfalerita	SZn
Granate	(Ca,Fe,Mg,Mn) ₃ (Al, Fe,Mn,Cr,Ti,V) ₂ (SiO ₄) ₃
Magnetita	Fe ₃ O ₄

Fuente: El autor.

Elaboración: El autor.



Foto 19. Muestra para análisis mineralógico tomada por la cámara DINO.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

Analizando los resultados de los ensayos de FRX y DRX con relación a la mineralogía, se observa una similitud entre los minerales y los elementos determinados en cada ensayo. De esta forma, se dice que son necesarios los ensayos de FRX y DRX para complementar el análisis mineralógico y obtener una mineralogía más precisa.

4.2. Molienda y análisis granulométrico del material

Para determinar los tiempos de molienda se toma en cuenta los tamaños de grano que se deben obtener. Para ello, se realiza 5 ensayos estimando el tiempo de molienda (Ver Anexo 3).

Tabla 13. Tiempos de molienda.

Molienda	Tiempos de molienda (min)	D80 (μm)
1	17	119
2	27	85
3	32	71
4	35	68
5	45	56

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

Según los datos de la Tabla 13, se puede observar que a los 17 minutos de molienda se obtiene un D80 de 119 μm , el cual no está dentro del tamaño de grano requerido. De igual forma la molienda de 45 minutos tiene un D80 de 56 μm , por lo que tampoco está dentro del tamaño requerido. Las moliendas de 27 minutos, 32 minutos y 35 minutos tienen un tamaño de grano de 85 μm , 71 μm y 68 μm , valores que se acercan notablemente a los tamaños de grano requeridos para realizar esta investigación. En la Ilustración 10 se muestra las curvas granulométricas.

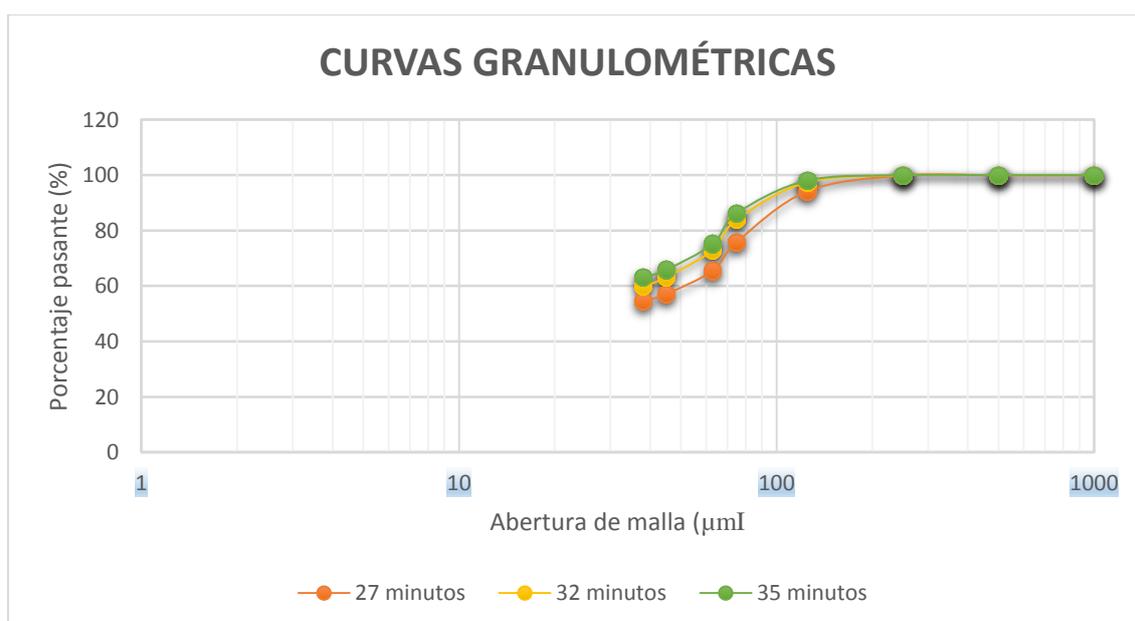


Ilustración 10. Curvas granulométricas de los tiempos tomados para realizar los ensayos de flotación.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

4.3. Determinación de la ley de cabeza

La ley de cabeza del material de mina se determina mediante ensayos al fuego, los cuales se realiza por triplicado para obtener una mayor precisión de los resultados y minimizar el error. Los datos obtenidos se presentan en la Tabla 14. Ver Anexo 6 y 7.

Tabla 14. Determinación de la ley de cabeza de la muestra.

Ensayo	Ley de Au (g/ton)	Promedio (g/ton)
1	3.4	3.5
2	3.9	
3	3.2	

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

La ley de cabeza del material de mina es de 3.5 g/ton, lo que nos indica que su procesamiento es rentable.

4.4. Proceso de Flotación

El proceso de flotación se lo lleva a cabo en tres fases, para poder determinar los parámetros óptimos y determinar el mejor rendimiento para su procesamiento. A continuación, se detallan los resultados de acuerdo a cada etapa. (Ver Anexos 8, 9 y 10).

Fase 1

En esta fase, como ya se ha explicado con anterioridad, el parámetro variable es el tamaño de grano y los parámetros constantes son el pH y la concentración de colector. Los ensayos se realiza por duplicado para obtener datos más confiables. En la tabla 15 se detallan los resultados obtenidos en la fase experimental.

Tabla 15. Resultados de flotaciones variando el tamaño de grano.

Tamaño de grano	Código	Ley Au Concentrado (g/ton)	Ley Au Relave (g/ton)	Balance (mg Au)	Rendimiento (%)
# 170 (27 minutos)	F1	28.35	0.63	2.45 ≠ 2.21	<u>74.06</u>
	F2	26.92	0.98	2.45 ≠ 2.40	<u>72.05</u>
# 200 (32 minutos)	F3	18.98	0.99	2.45 ≠ 2.12	61.20
	F4	22.24	1	2.45 ≠ 2.21	64.45
# 230 (35 minutos)	F5	10.14	1.29	2.45 ≠ 2.22	58.35
	F6	19.50	1.32	2.45 ≠ 2.27	58.10

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

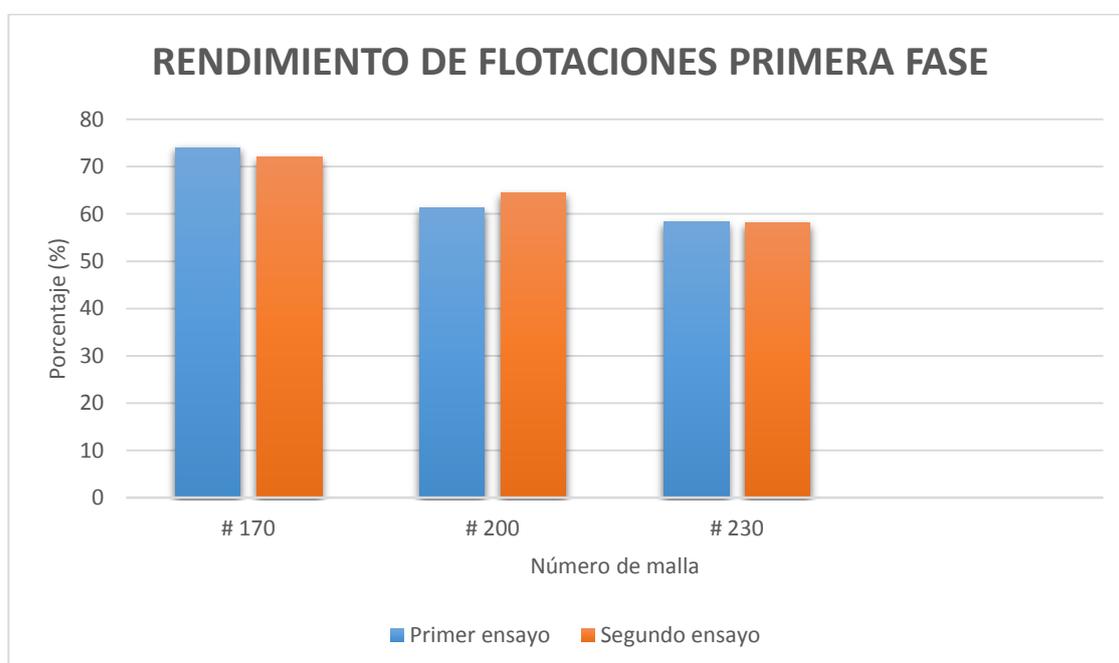


Ilustración 11. Gráfica del rendimiento de flotaciones de la primera fase.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

De acuerdo a la Ilustración 11, las flotaciones de la malla #170 obtuvieron un rendimiento de recuperación de oro de 74.06% y 72.05%, siendo los valores más altos de esta fase. Los valores de las flotaciones de la malla #200 son 61.2% y 64.45% y, los valores de la malla #230 son 58.35% y 58.1%. De acuerdo a estos resultados, el parámetro más óptimo para una mejor recuperación de oro es en la malla #170, es decir, 81 µm, lo que indica que, para la próxima fase de flotación, el material debe estar en este mismo tamaño de grano.

Se realiza una comparación con la investigación de Cuenca (2016), ya que ambos estudian el efecto que tienen las flotaciones al cambiar ciertos parámetros. En esta primera etapa de flotación, la flotación más óptima fue la flotación con tamaño de grano de 87 micrómetros con 74% de recuperación de oro y en la investigación de Cuenca (2016) la más óptima fue la de tamaño de grano 87 micrómetros con 76% de recuperación de oro.

Fase 2

En esta fase de flotación, los parámetros constantes son el tamaño de grano y la concentración de colector mientras que el parámetro variable es el pH. Los valores para el pH son 9.5; 10.5 y 11.5. Los resultados se observan en la tabla 16.

Tabla 16. Resultados de flotaciones de la segunda fase.

Tamaño de grano	Código	Ley Au Concentrado (g/ton)	Ley Au Relave (g/ton)	Balance (mg Au)	Rendimiento (%)
pH 9.5	F1	30.74	0.64	2.45 ≠ 2.28	<u>76.5</u>
	F2	25.15	0.63	2.45 ≠ 2.25	<u>75.96</u>
pH 10.5	F3	28.35	0.63	2.45 ≠ 2.21	73.87
	F4	26.92	0.98	2.45 ≠ 2.39	72.24
pH 11.5	F5	27.55	0.94	2.45 ≠ 2.24	66.34
	F6	22.09	1.26	2.45 ≠ 2.32	62.04

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

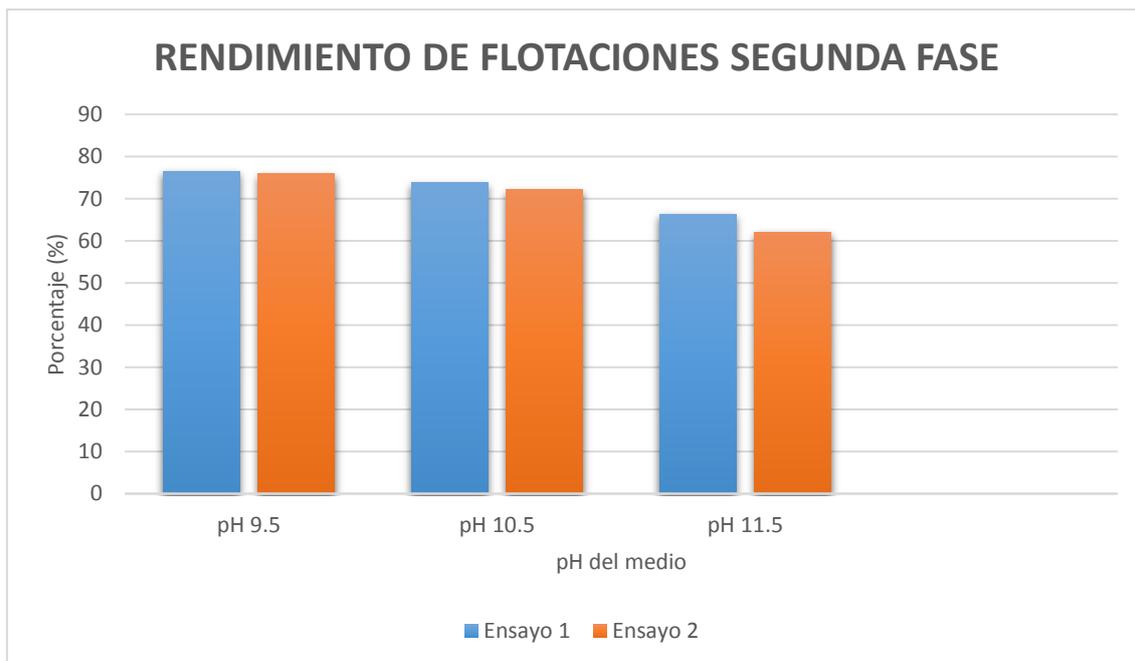


Ilustración 12. Gráfica del rendimiento de las flotaciones de la segunda fase.
Fuente: El Autor.
Elaboración: El Autor.

De acuerdo a la Ilustración 12, las flotaciones con el pH 9.5 tienen como rendimiento 76.5% y 75.96%, siendo los rendimientos con mayor porcentaje de recuperación respecto a los otros parámetros de esta fase. Las flotaciones con el pH 10.5 tienen como rendimiento 73.87% y 72.24% y las flotaciones con el pH 11.5 tienen como rendimiento 66.34% y 62.04%. Por lo tanto, para la próxima fase las flotaciones tienen que tener un pH de 9.5 y el tamaño de grano de 81 μm .

Comparando los resultados obtenidos en la segunda etapa de flotación con la investigación de Cuenca (2016), los valores más óptimos de Cuenca son 76% de recuperación de oro correspondiente al pH 10.5, mientras que en ésta investigación la flotación más óptima es de 76% de recuperación correspondiente al pH 9.5.

Fase 3

Para la última fase, los valores constantes son: tamaño de grano y pH, y la variable es la concentración del colector. Para este ensayo, las concentraciones de colector son: 25 g/ton, 50 g/ton y 75 g/ton. Los resultados se detallan en la Tabla 17.

Tabla 17. Resultados de flotaciones variando la concentración del colector.

Tamaño de grano	Código	Ley Au Concentrado (g/ton)	Ley Au Relave (g/ton)	Balance (mg Au)	Rendimiento (%)
25 g/ton	F1	16.21	1.31	2.45 ≠ 2.07	51.61
	F2	16.32	1.28	2.45 ≠ 2.01	49.29
50 g/ton	F3	30.74	0.96	2.45 ≠ 2.28	<u>76.5</u>
	F4	25.15	0.95	2.45 ≠ 2.25	<u>75.96</u>
75 g/ton	F5	16.64	0.98	2.45 ≠ 2.08	60.44
	F6	17.97	0.95	2.45 ≠ 1.99	57.21

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

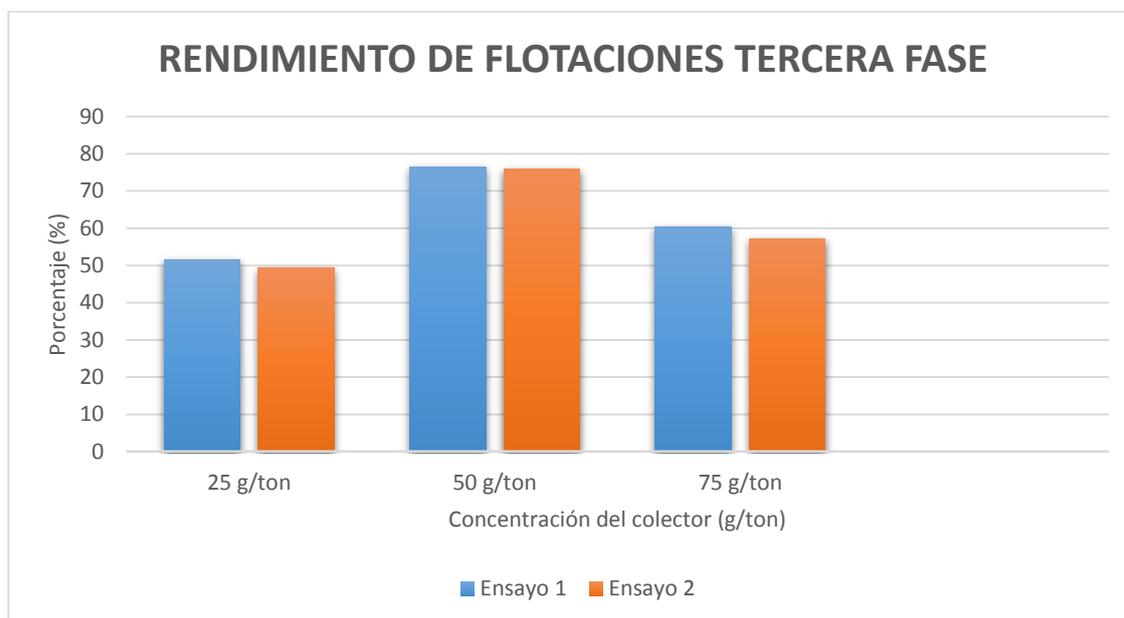


Ilustración 13. Rendimiento de flotaciones de la tercera fase.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

De acuerdo a la Ilustración 13, los resultados más óptimos de recuperación de oro son en las flotaciones con concentrado 50 g/ton con valores de 76.5% y 75.96%. Las flotaciones con concentrado de 25 g/ton tienen un rendimiento de recuperación de oro de 51.61% y 49.29% y las flotaciones con concentración de oro tienen un porcentaje de rendimiento de 60.44% y 57.21%.

En esta última etapa de flotación, al comparar los resultados obtenidos se determina que Cuenca (2016) tiene un porcentaje de recuperación de oro de 76% correspondiente a concentración de colector de 100 g/ton, mientras que en esta investigación la flotación más óptima es de 76% correspondiente a 50 g/ton.

Terminada la fase de experimentación, se puede tener un mejor panorama de cómo poder procesar este tipo de mineral en función de las recuperaciones, las mismas que dieron como respuesta de los balances metalúrgicos.

4.5. Fluorescencia de Rayos X a los concentrados

Se realiza la Fluorescencia de Rayos X al material de cabeza y a los diferentes concentrados obtenidos después de realizar las flotaciones para comparar sus elementos y observar el comportamiento que tiene cada una de las flotaciones sobre el material. Se puede observar la Tabla 18 para mayor detalle.

Tabla 18. Fluorescencia de concentrados con la pistola de fluorescencia BRUKER.

Material		Al ₂ O ₃ (%)	SiO ₂ (%)	S (%)	K ₂ O (%)	CaO (%)	Fe ₂ O ₃ (%)	MgO (%)
	Cabeza	20.6	61.5	0.42	5.18	2.14	5.78	2.29
PRIMERA FASE	Flotación 1 (#170)	16.9	52.5	1.24	4.42	3.07	7.25	1.54
	Flotación 2 (#200)	16	54.2	0.87	4.43	2.84	6.27	1.31
	Flotación 3 (#230)	18.5	57.5	0.62	4.66	3.14	6.3	1.26
SEGUNDA FASE	Flotación 1 (pH:9.5)	15.9	51.5	2.24	4.56	3.09	8.77	1.73
	Flotación 2 (pH:10.5)	16.9	52.5	1.24	4.42	3.07	7.25	1.54
	Flotación 3 (pH:11.5)	16	48	0.80	4.31	4.4	7.26	1.61
TERCERA FASE	Flotación 1 (25g/ton)	17.5	56.5	1.18	4.83	2.36	6.97	1.79
	Flotación 2 (50g/ton)	15.9	51.5	2.24	4.56	3.09	8.77	1.73
	Flotación 3 (75g/ton)	17.2	54.7	1.25	4.74	2.5	6.59	1.85

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

Para determinar las flotaciones más óptimas, según el ensayo de fluorescencia, se debe enfocar en los porcentajes de SiO₂ y S. Para que sea una buena flotación el porcentaje

de SiO₂ debe disminuir, sin embargo, el porcentaje de S debe aumentar, ya que con la flotación se busca separar los sulfuros de la sílice.

A continuación, en las Tablas 19, 20 y 21 se detallan los porcentajes de sílice y sulfuro de cada etapa.

Tabla 19. Porcentajes de sílice y sulfuro de la primera etapa.

Primera Etapa	SiO₂ (%)	S (%)
Concentrado 1	52.5	1.24
Concentrado 2	54.2	0.87
Concentrado 3	57.5	0.62

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

Tabla 20. Porcentajes de sílice y sulfuro de la segunda etapa

Segunda Etapa	SiO₂ (%)	S (%)
Concentrado 1	51.5	2.24
Concentrado 2	52.5	1.24
Concentrado 3	48	0.80

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

Tabla 21. Porcentajes de sílice y sulfuro de la tercera etapa.

Tercera Etapa	SiO₂ (%)	S (%)
Concentrado 1	56.5	1.18
Concentrado 2	51.5	2.24
Concentrado 3	54.7	1.25

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

CONCLUSIONES

- ❖ Conforme a los ensayos realizados por triplicado del peso específico, se determinó que el peso específico del lote de material proveniente de La Pituca II, Zamora es de 2.68 g/cm³.
- ❖ Según el análisis mineralógico del material, se determinó que los minerales más representativos de la muestra son: cuarzo, calcita, pirita, esfalerita, granate y magnetita.
- ❖ De acuerdo a los análisis químicos realizados por triplicado a la muestra de cabeza, se tiene como resultado que la ley de Au del material de cabeza es de 3.5 g/ton.
- ❖ Según los resultados obtenidos en la primera fase, se concluye que el tamaño de grano apropiado para realizar las flotaciones y obtener un mayor rendimiento es de 85 µm, correspondientes a 27 minutos de molienda y malla #170, con un porcentaje de recuperación de 74.06% y 72.05%, en los dos ensayos realizados.
- ❖ Conforme a los resultados obtenidos en la segunda fase se concluye que las flotaciones tienen un mayor rendimiento cuando se flota en un pH de 9.5, dando un porcentaje de recuperación de 76.50% y 75.96%, en los dos ensayos realizados.
- ❖ Según los resultados obtenidos en la tercera fase se concluye que la concentración del colector de OREX 936 con la que se obtuvo un mayor rendimiento es con 50 g/ton, con un porcentaje de recuperación de 76.50% y 75.96%.
- ❖ Una vez analizado los resultados, se estableció que las mejores condiciones para realizar las flotaciones del mineral de mina de la Pituca II y obtener un mayor porcentaje de recuperación de oro son: 85 µm, pH de 9.5 y concentración de colector 50 g/ton con un porcentaje promedio de de recuperación de 76.23%.

RECOMENDACIONES

- ❖ Se recomienda que, al momento del muestreo, la cantidad de material que se tome para el trabajo de investigación sea de aproximadamente 30 kg. En caso de que el material se acabara, no se puede tomar muestra de otro lugar, ya que la ley de oro variará.
- ❖ Los reactivos de flotación se deben elegir en base a la mineralogía del material y según el mineral que se quiera analizar, caso contrario, los resultados de la flotación no van a ser los más óptimos.
- ❖ Para realizar ensayos de flotación con muestras de la zona se recomienda trabajar con más tamaños de grano ya que con los tres tamaños trabajados no se obtiene un valor muy alto de recuperación.
- ❖ Se recomienda realizar flotaciones en materiales con mayor cantidad de sulfuros.
- ❖ Se recomienda flotar otros minerales, no solo el oro, como por ejemplo, el cobre.

BIBLIOGRAFÍA

- Alulima, J. (2009). *RENDIMIENTO DE LA FLOTACIÓN PARA CONCENTRAR SULFUROS MINERALES DE LOS RELAVES EN LOS DISTRITOS MINEROS DE PORTOVELO -ZARUMA*". UTPL. Retrieved from http://dspace.utpl.edu.ec/bitstream/123456789/5461/3/UTPL_Alulima_Morocho_Jorge_Rolando_1065904.pdf
- ARMAR, D. T. (2015). *Especificaciones Técnicas Xantato Isopropílico de Sodio (Z-11) Reactivos Nacionales S.A. (RENASA (Té). La Paz, Bolivia: ARMAR.*
- Aspden, J.; Rundle, C.; Viteri, F.; Bermudez, R.; & Harrison, S. (1990). *Edades radiométricas del Batolito de Zamora- río Mayo.*
- Barragán, R.; & Baby, P. (2004). *Magmatismo Alcalino Intra - placa en la Cuenca Cretácica Oriente, Ecuador: Evidencias Geoquímicas, Geocronológicas y Tectónicas.* Quito.
- Díaz, M., Baby, P., Marco, R., & Frederic, C. (2003). *El Pre-Aptense en la Cuenca Oriente Ecuatoriana. VIII Simposio Bolivariano - Exploración Petrolera En Las Cuencas Subandinas, (1).*
- Eguez, A. (2003). *Notas sobre la problemática para la Correlación Geológica Ecuador - Perú.* Quito.
- González, D. (2016). *Evaluación de los procesos en la Planta de Beneficio "PITUCA II", Sector Zamora.* UTPL.
- Guartán, A. & Tamay, J. (2003). *Optimización del proceso de recuperación de oro contenido en los relaves de molienda de la planta Vivanco por el método de flotación - cianuración.* UTPL.
- Jaillard, E.; Soler, P.; Carlier, G.; & Mourier, T. (1990). *Geodynamic evolution of the northern and central Andes during early to middle Mesozoic times: a Tethyan model.* London.
- Litherland et al., 1994.pdf. (1994). *The metamorphic belts of Ecuador.*
- Manzaneda Cabala, J. (n.d.). *Aplicación de microscopía en el procesamiento de minerales por flotación.* Universidad Nacional de Ingeniería.
- Manzaneda Cabala, J. (1990). *Procesamiento de minerales* (by Nueva E). Lima, Perú.
- Pávez, O. (2009). *Concentración de minerales I.* Universidad de Atacama.
- Pizarro, C & Dávila, A. (2009). *Espectrometría de Fluorescencia de Rayos X.*
- PRODEMINCA. (2000a). *Depósitos Porfídicos y Epi-mesotermales relacionados con Intrusiones de la Cordillera del Cóndor.* Ecuador.
- PRODEMINCA. (2000b). *Evaluación de Distritos Mineros del Ecuador, manual de exploración de depósitos metalíferos en el Ecuador.*
- Romeuf, N.; Munch, P; Soler, P.; Jaillard, E.; & Ruffet, G. (1997). *Miss en evidence de 2 lignes magmatiques dans le volcanisme du Jurassique inferieur de la zone Saubandine Equatorienne.* Paris.
- Sutulov, A. (1963). *Flotación de minerales.* Concepción, Chile.

ANEXOS

ANEXO 1. DETERMINACIÓN DEL PESO ESPECÍFICO POR EL MÉTODO DEL PICNÓMETRO.

$$\gamma_e = \frac{(P_2 - P_1)}{(P_3 - P_1) - (P_4 - P_2)}$$

Donde:

P_1 = Peso del picnómetro vacío

P_2 = Peso del picnómetro más muestra

P_3 = Peso del picnómetro más agua

P_4 = Peso del picnómetro más muestra y agua

γ_e = Peso específico

1) Primer ensayo

P_1 = 8.73

P_2 = 9.15

P_3 = 13.70

P_4 =13.96

$$\gamma_e = \frac{(9.15 - 8.73)}{(13.70 - 8.73) - (13.96 - 9.15)}$$

$$\gamma_e = 2.8 \frac{gr}{cm^3}$$

2) Segundo ensayo

P_1 = 8.73

P_2 = 9.42

P_3 = 13.71

P_4 =14.14

$$\gamma_e = \frac{(9.42 - 8.73)}{(13.71 - 8.73) - (14.14 - 9.42)}$$

$$\gamma_e = 2.65 \frac{gr}{cm^3}$$

3) Tercer ensayo

P_1 = 8.73

P_2 = 9.42

P_3 = 13.71

P_4 =14.14

$$\gamma_e = \frac{(10.32 - 8.73)}{(13.71 - 8.73) - (14.69 - 10.32)}$$

$$\gamma_e = 2.60 \frac{gr}{cm^3}$$

Promedio: **2.68 gr/cm³**

ANEXO 2. PARÁMETROS PARA USO DEL MOLINO.

Valores del molino

Diámetro Interno (D I)	0.18 m
Radio (r)	0.09 m
Altura (h)	0.25 m
Diámetro Externo (D Ext)	0.238 m

Cálculo del Volumen del molino

$$V = \pi * r^2 * h$$
$$V = \pi * (0.09)^2 * 0.25$$
$$V = 0.00636 \text{ m}^3$$

Carga de molienda

$$\delta = m/v$$
$$m = \delta * v$$
$$m = 4500 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} * 0.00636 \text{ m}^3$$
$$m = 28.62 \text{ kg}$$

Carga de molienda = 28.62 kg * 04 = 11.448 kg

Cálculo de la velocidad Crítica

$$Vc = \frac{42.3}{\sqrt{Dext}}$$
$$Vc = \frac{42.3}{\sqrt{0.238}}$$
$$Vc = 86.70 \text{ rpm}$$

ANEXO 3. CURVA GRANULOMÉTRICA CON EL USO DEL PROGRAMA MOLY-COP TOOLS 3.0.

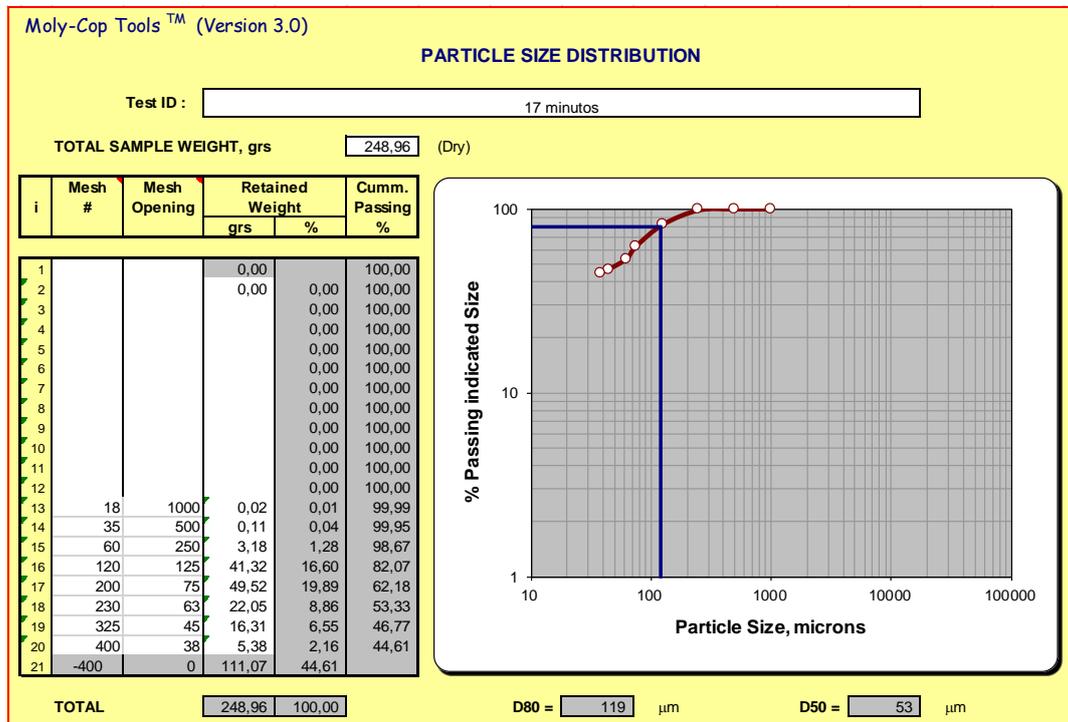


Ilustración 14. Curva Granulométrica de 17 minutos de molienda.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

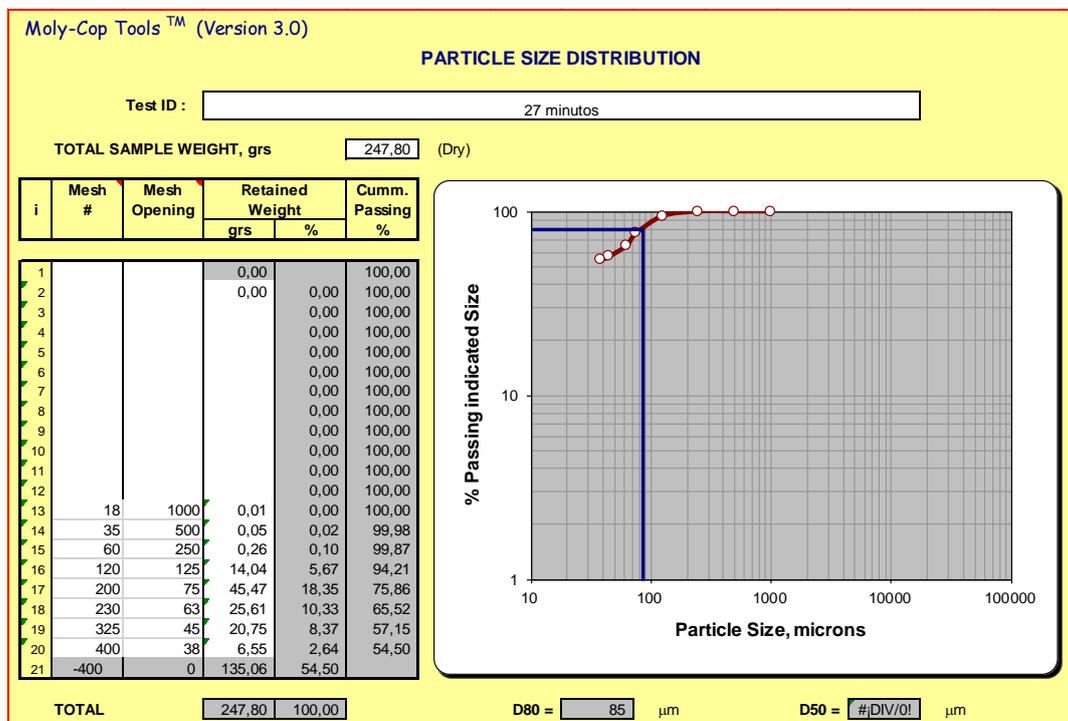


Ilustración 15. Curva Granulométrica 27 minutos de molienda.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

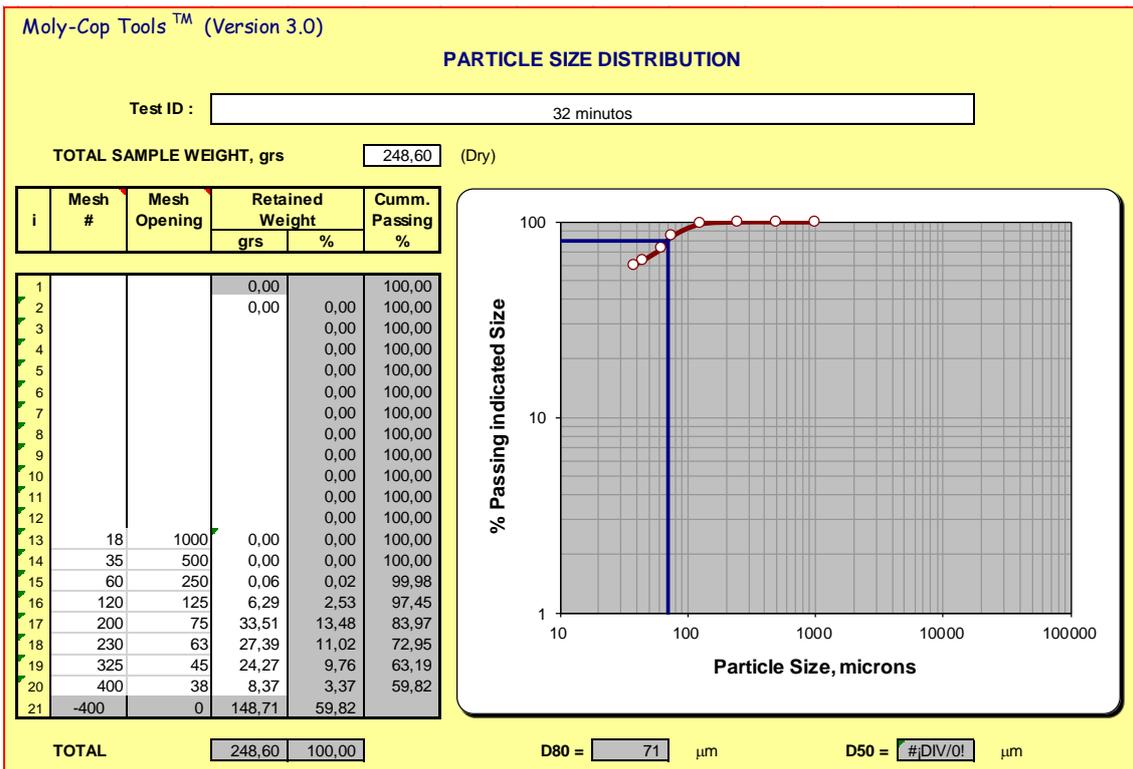


Ilustración 16. Curva Granulométrica de 32 minutos de molienda.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

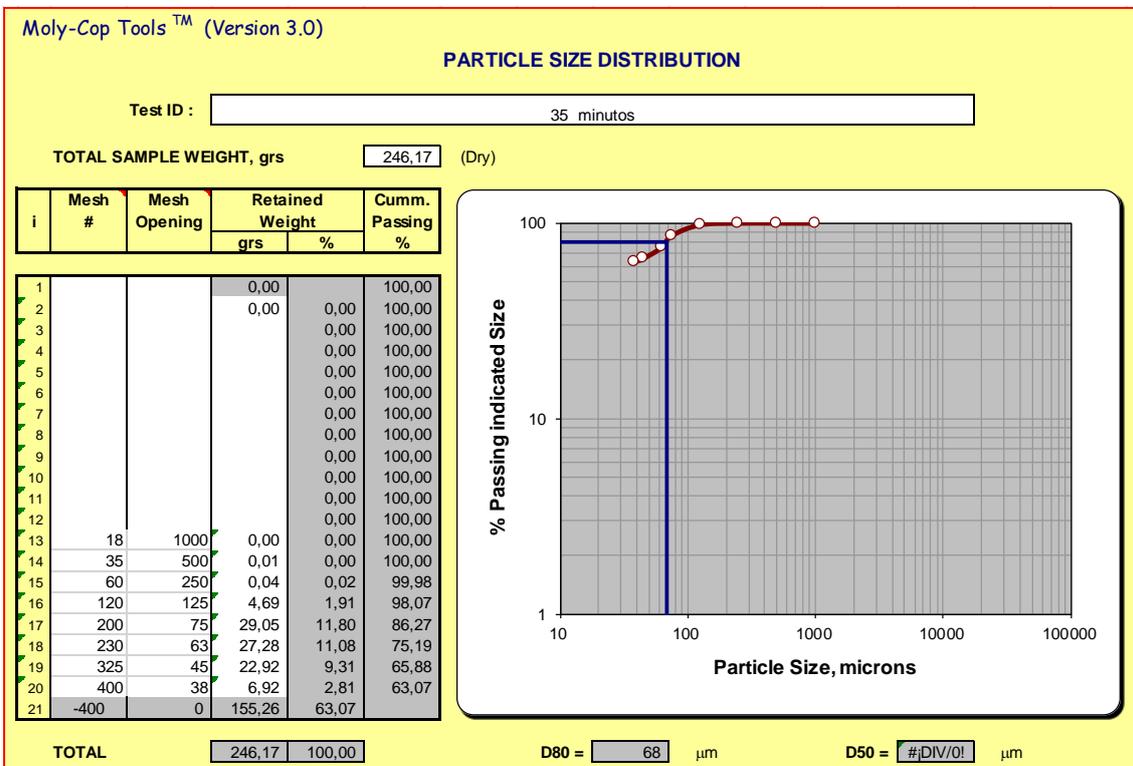


Ilustración 17. Curva Granulométrica de 35 minutos de molienda.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

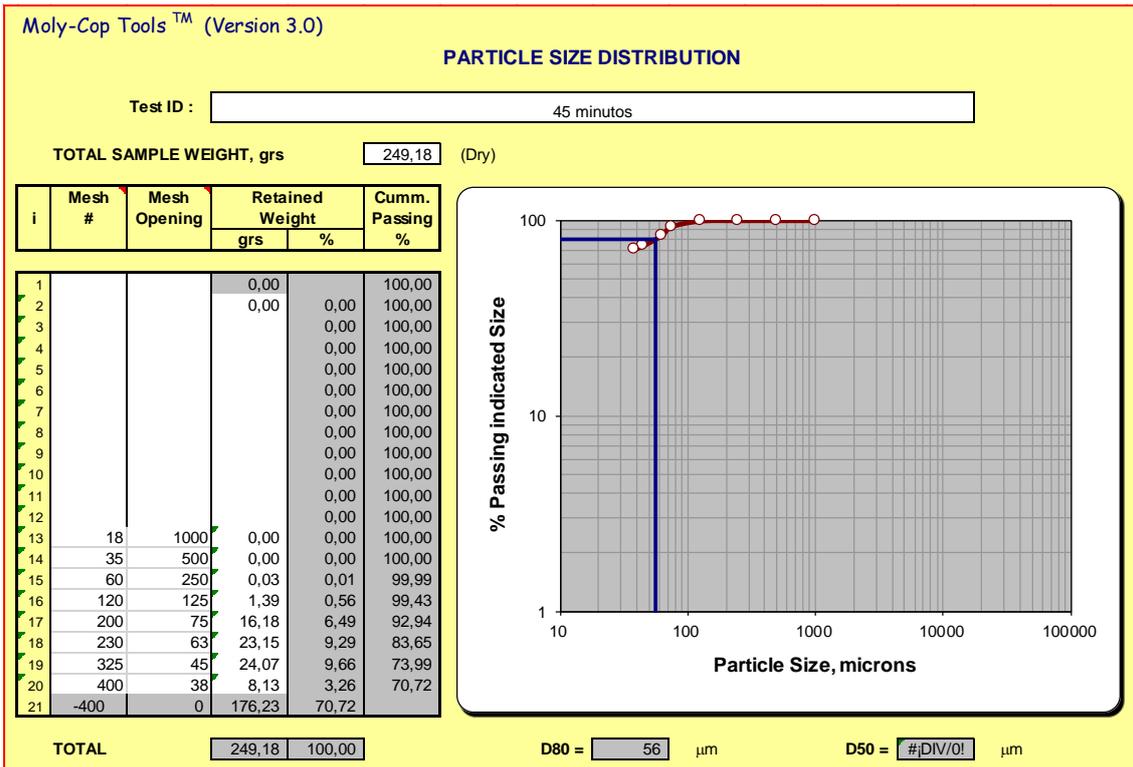


Ilustración 18. Curva Granulométrica de 45 minutos de molienda.

Fuente: El Autor.

Elaboración: El Autor.

ANEXO 4. DOSIFICACIÓN DE LOS REACTIVOS DE FLOTACIÓN

$$\text{Reactivo} = \frac{\text{Peso de muestra} + \text{Concentració del Reactivo} * 10^{-6}}{\text{Pureza del Reactivo}}$$

$$\text{Reactivo Collector Z11} = \frac{700 \text{ g} + 50 \frac{\text{g}}{\text{ton}} * 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Reactivo Collector Z11} = 0.035 \text{ g}$$

$$\text{Reactivo Collector OREX 936} = \frac{700 \text{ g} + 50 \frac{\text{g}}{\text{ton}} * 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Reactivo OREX 936} = 0.035 \text{ g}$$

$$\text{Reactivo Espumante GP 012 OIL} = \frac{700 \text{ g} + 50 \frac{\text{g}}{\text{ton}} * 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Reactivo Espumante GP 012 OIL} = 0.035 \text{ g}$$

$$\text{Reactivo } SiO_3Na = \frac{700 \text{ g} + 250 \frac{\text{g}}{\text{ton}} * 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Reactivo } SiO_3Na = 0.175 \text{ g}$$

Cálculo de volúmenes para cada acondicionamiento

Collector Z11

50 —————> 100 ml

25 —————> X ml

$$X = 50 \text{ ml}$$

50 —————> 100 ml

15 —————> X ml

$$X = 30 \text{ ml}$$

50 —————> 100 ml

10 —————> X ml

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

Collector OREX 936

50 —————> 100 ml

25 —————> X ml

$$X = 50 \text{ ml}$$

50 —————> 100 ml

15 —————> X ml

$$X = 30 \text{ ml}$$

50 —————> 100 ml

10 —————> X ml

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

Espumante GP 012 OIL

50 —————> 100 ml

25 —————> X ml

$$X = 50 \text{ ml}$$

50 —————> 100 ml

15 —————> X ml

$$X = 30 \text{ ml}$$

50 —————> 100 ml

10 —————> X ml

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

Los 100 ml de silicato de sodio (SiO_3Na) se añaden al iniciar la flotación, por lo tanto, no se necesita de dosificación.

Para la tercera fase de flotación, la concentración del colector OREX 936 varía a 25 g/ton, 50 g/ton y 100 g/ton. Las dosificaciones para 25 g/ton y 75 g/ton del colector se presentan a continuación:

$$\text{Reactivo Collector OREX 936} = \frac{700 \text{ g} * 25 \frac{\text{g}}{\text{ton}} * 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Reactivo OREX 936} = 0.017 \text{ g}$$

25 —————> 100 ml

15 —————> X ml

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

25 —————> 100 ml

5 —————> X ml

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

25 —————> 100 ml

5 —————> X ml

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

$$\text{Reactivo Collector OREX 936} = \frac{700 \text{ g} * 75 \frac{\text{g}}{\text{ton}} * 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Reactivo OREX 936} = 0.052 \text{ g}$$

$$75 \longrightarrow 100 \text{ ml}$$

$$50 \longrightarrow X \text{ ml}$$

$$X = 67 \text{ ml}$$

$$75 \longrightarrow 100 \text{ ml}$$

$$15 \longrightarrow X \text{ ml}$$

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

$$75 \longrightarrow 100 \text{ ml}$$

$$10 \longrightarrow X \text{ ml}$$

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

ANEXO 5. REACTIVOS USADOS EN FUSION

Reactivo	Peso (gramos)
Flux	100
Harina	2.5
Bórax	-

Se añade una cucharada de bórax a la muestra una vez que se han mezclado todos los componentes de la fusión.

ANEXO 6. ANÁLISIS QUIMICO

Resultados de material de cabeza

Ensayo	Peso muestra	Doré	Au
1	29.34	0.00018	0.0001
2	30.76	0.00021	0.00012
3	28.31	0.00015	0.00009

Resultados de flotaciones variando el tamaño de grano

Tamaño de grano	Código	Peso Muestra (g)	Doré	Au
27 minutos	CF1	15.52	0.00053	0.00044
	RF1	31.69	0.00005	0.00002
	CF2	15.6	0.0006	0.00042
	RF2	30.55	0.00004	0.00003
32 minutos	CF3	20.54	0.00044	0.00039
	RF3	30.41	0.00006	0.00003
	CF4	20.23	0.00056	0.00045
	RF4	30.11	0.00004	0.00003
35 minutos	CF5	23.67	0.00028	0.00024
	RF5	30.95	0.00005	0.00004
	CF6	21.02	0.00043	0.00041
	RF6	30.15	0.00005	0.00004

Resultados de flotaciones variando el Ph

pH	Código	Peso Muestra (g)	Doré	Au
9.5	CF1	15.94	0.00068	0.00049
	RF1	31.19	0.00008	0.00002
	CF2	15.51	0.00065	0.00039
	RF2	31.69	0.00005	0.00002
10.5	CF3	15.52	0.00053	0.00044
	RF3	31.66	0.00005	0.00002

	CF4	15.6	0.0006	0.00042
	RF4	30.55	0.00004	0.00003
11.5	CF5	13.43	0.00045	0.00037
	RF5	31.71	0.00013	0.00003
	CF6	14.48	0.00051	0.00032
	RF6	31.67	0.001	0.00004

Resultados de flotaciones variando la concentración del colector

Concentración	Código	Peso Muestra (g)	Doré	Au
25 g/ton	CF1	20.98	0.00046	0.00034
	RF1	30.5	0.00011	0.00004
	CF2	20.21	0.0004	0.00033
	RF2	31.2	0.00009	0.00004
50 g/ton	CF3	15.94	0.00068	0.00049
	RF3	31.19	0.00008	0.00002
	CF4	15.51	0.00065	0.00039
	RF4	31.69	0.00005	0.00003
75 g/ton	CF5	19.23	0.00041	0.00032
	RF5	30.47	0.00004	0.00003
	CF6	16.14	0.00035	0.00029
	RF6	31.4	0.00005	0.00003

ANEXO 7. CALCULO DE LAS LEYES DE ORO

$$Ley\ de\ Au = \frac{Peso\ de\ Au * 10^6}{Peso\ de\ la\ muestra}$$

Leyes de cabeza

Ensayo 1

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.0001 * 10^6}{29.34}$$

$$Ley\ de\ Au = 3.41\ g/ton$$

Ensayo 2

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00012 * 10^6}{30.76}$$

$$Ley\ de\ Au = 3.90\ g/ton$$

Ensayo 3

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00009 * 10^6}{28.31}$$

$$Ley\ de\ Au = 3.18\ g/ton$$

$$Ley\ promedio: 3.5\ g/ton$$

Ley de Concentrados y Relaves

Primera fase: variando el tamaño de grano

Flotación de 27 minutos

Concentrado Flotación 1

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00044 * 10^6}{15.52}$$

$$Ley\ de\ Au = 28.35\ g/ton$$

Relave Flotación 1

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00002 * 10^6}{31.69}$$

$$Ley\ de\ Au = 0.63\ g/ton$$

Concentrado Flotación 2

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00042 * 10^6}{15.6}$$

$$Ley\ de\ Au = 26.92\ g/ton$$

Relave Flotación 2

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00003 * 10^6}{30.55}$$

$$Ley\ de\ Au = 0.98\ g/ton$$

Flotación de 32 minutos

Concentrado Flotación 3

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00039 * 10^6}{20.54}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{18.98\ g/ton}$$

Relave Flotación 3

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00003 * 10^6}{30.41}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{0.99\ g/ton}$$

Concentrado Flotación 4

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00045 * 10^6}{20.23}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{22.24\ g/ton}$$

Relave Flotación 4

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00003 * 10^6}{30.11}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{1\ g/ton}$$

Flotación de 35 minutos

Concentrado Flotación 5

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00024 * 10^6}{23.67}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{10.14\ g/ton}$$

Relave Flotación 5

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00004 * 10^6}{30.95}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{1.29\ g/ton}$$

Concentrado Flotación 6

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00041 * 10^6}{21.02}$$

$$\text{Ley de Au} = \mathbf{19.50 \text{ g/ton}}$$

Relave Flotación 6

$$\text{Ley de Au} = \frac{0.00004 * 10^6}{30.15}$$

$$\text{Ley de Au} = \mathbf{1.32 \text{ g/ton}}$$

Segunda fase: variando el pH

Flotaciones de pH 9.5

Concentrado Flotación 1

$$\text{Ley de Au} = \frac{0.00049 * 10^6}{15.94}$$

$$\text{Ley de Au} = \mathbf{30.74 \text{ g/ton}}$$

Relave Flotación 1

$$\text{Ley de Au} = \frac{0.00002 * 10^6}{31.19}$$

$$\text{Ley de Au} = \mathbf{0.641 \text{ g/ton}}$$

Concentración Flotación 2

$$\text{Ley de Au} = \frac{0.00039 * 10^6}{15.51}$$

$$\text{Ley de Au} = \mathbf{25.15 \text{ g/ton}}$$

Relave Flotación 2

$$\text{Ley de Au} = \frac{0.00002 * 10^6}{31.69}$$

$$\text{Ley de Au} = \mathbf{0.63 \text{ g/ton}}$$

Flotaciones de pH 10.5

Concentrado Flotación 3

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00044 * 10^6}{15.52}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{28.35\ g/ton}$$

Relave Flotación 3

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00002 * 10^6}{31.66}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{0.63\ g/ton}$$

Concentrado Flotación 4

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00042 * 10^6}{15.6}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{26.92\ g/ton}$$

Relave Flotación 4

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00003 * 10^6}{30.55}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{0.98\ g/ton}$$

Flotaciones de pH 11.5

Concentrado Flotación 5

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00037 * 10^6}{13.43}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{27.55\ g/ton}$$

Relave Flotación 5

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00003 * 10^6}{31.71}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{0.94\ g/ton}$$

Concentrado Flotación 6

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00032 * 10^6}{14.48}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{22.09\ g/ton}$$

Relave Flotación 6

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00004 * 10^6}{31.67}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{1.26\ g/ton}$$

Tercera fase: variando la concentración del colector

Flotaciones de concentración 25 g/ton

Concentrado Flotación 1

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00034 * 10^6}{20.98}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{16.21\ g/ton}$$

Relave Flotación 1

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00004 * 10^6}{30.5}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{1.31\ g/ton}$$

Concentrado Flotación 2

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00033 * 10^6}{20.21}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{16.32\ g/ton}$$

Relave Flotación 2

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00004 * 10^6}{31.2}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{1.28\ g/ton}$$

Flotaciones de concentración 50 g/ton

Concentrado Flotación 3

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00049 * 10^6}{15.94}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{30.74\ g/ton}$$

Relave Flotación 3

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00003 * 10^6}{31.19}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{0.96\ g/ton}$$

Concentrado Flotación 4

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00039 * 10^6}{15.51}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{25.15\ g/ton}$$

Relave Flotación 4

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00003 * 10^6}{31.69}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{0.95\ g/ton}$$

Flotaciones de concentración 75 g/ton

Concentrado Flotación 5

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00032 * 10^6}{19.23}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{16.64\ g/ton}$$

Relave Flotación 5

$$Ley\ de\ Au = \frac{0.00003 * 10^6}{30.47}$$

$$Ley\ de\ Au = \mathbf{0.98\ g/ton}$$

Concentrado Flotación 6

$$\text{Ley de Au} = \frac{0.00029 * 10^6}{16.14}$$

$$\text{Ley de Au} = \mathbf{17.97 \text{ g/ton}}$$

Relave Flotación 6

$$\text{Ley de Au} = \frac{0.00003 * 10^6}{31.4}$$

$$\text{Ley de Au} = \mathbf{0.95 \text{ g/ton}}$$

ANEXO 8. BALANCE METALÚRGICO PRIMERA FASE

Entrada = Concentrado + Relave



$(\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Au}) = (\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Au Concentrado}) + (\text{Peso Rel.} \times \text{Ley Au Rel.})$

Flotación de 27 minutos

Muestra	Cabeza	Concentrado	Relave
Ley (g/ton)	3.5	28.351	0.63
Peso muestra (kg)	0.700	0.064	0.641

Balance

$(\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Au}) = (\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Au Concentrado}) + (\text{Peso Rel.} \times \text{Ley Au Rel.})$

$$(0.700 \times 3.5) = (0.064 \times 28.35) + (0.641 \times 0.63)$$

$$2.45 = 1.814 + 0.43$$

$$2.45 = 2.21$$

Rendimiento

$$\eta = \frac{\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Concentrado}}{\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza}} \times 100$$

$$\eta = \frac{(0.064 \times 28.35)}{(0.700 \times 3.5)} \times 100$$

$$\eta = 74.06 \%$$

Flotación 27 minutos Duplicado

Muestra	Cabeza	Concentrado	Relave
Ley (g/ton)	3.5	26.92	0.98
Peso muestra (kg)	0.700	0.066	0.639

Balance

$$(\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Au}) = (\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Au Concentrado}) + (\text{Peso Rel.} \times \text{Ley Au Rel.})$$

$$(0.700 \times 3.5) = (0.066 \times 26.92) + (0.639 \times 0.98)$$

$$2.45 = 1.776 + 0.62$$

$$2.45 = 2.40$$

Rendimiento

$$\eta = \frac{\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Concentrado}}{\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza}} \times 100$$

$$\eta = \frac{(0.066 \times 26.92)}{(0.700 \times 3.5)} \times 100$$

$$\eta = 72.5 \%$$

Flotación 32 minutos

Muestra	Cabeza	Concentrado	Relave
Ley (g/ton)	3.5	18.98	0.99
Peso muestra (kg)	0.700	0.079	0.641

Balance

$$(\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Au}) = (\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Au Concentrado}) + (\text{Peso Rel.} \times \text{Ley Au Rel.})$$

$$(0.700 \times 3.5) = (0.079 \times 18.98) + (0.641 \times 0.99)$$

$$2.45 = 1.49 + 0.63$$

$$2.45 = 2.12$$

Rendimiento

$$\eta = \frac{\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Concentrado}}{\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza}} \times 100$$

$$\eta = \frac{(0.079 \times 18.98)}{(0.700 \times 3.5)} \times 100$$

$$\eta = 61.20 \%$$

Flotación de 32 minutos Duplicado

Muestra	Cabeza	Concentrado	Relave
Ley (g/ton)	3.5	22.24	1
Peso muestra (kg)	0.700	0.071	0.64

Balance

$$(\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Au}) = (\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Au Concentrado}) + (\text{Peso Rel.} \times \text{Ley Au Rel.})$$

$$(0.700 \times 3.5) = (0.071 \times 22.24) + (0.64 \times 1)$$

$$2.45 = 1.57 + 0.64$$

$$2.45 = 2.21$$

Rendimiento

$$\eta = \frac{\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Concentrado}}{\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza}} \times 100$$

$$\eta = \frac{(0.071 \times 22.24)}{(0.700 \times 3.5)} \times 100$$

$$\eta = 64.45 \%$$

Flotación de 35 minutos

Muestra	Cabeza	Concentrado	Relave
Ley (g/ton)	3.5	10.14	1.29
Peso muestra (kg)	0.700	0.066	0.639

Balance

$$(\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Au}) = (\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Au Concentrado}) + (\text{Peso Rel.} \times \text{Ley Au Rel.})$$

$$(0.700 \times 3.5) = (0.141 \times 10.14) + (0.613 \times 1.29)$$

$$2.45 = 1.43 + 0.79$$

$$2.45 = 2.22$$

Rendimiento

$$\eta = \frac{\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Concentrado}}{\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza}} \times 100$$

$$\eta = \frac{(0.141 \times 10.14)}{(0.700 \times 3.5)} \times 100$$

$$\eta = 58.35 \%$$

Flotación 35 minutos Duplicado

Muestra	Cabeza	Concentrado	Relave
Ley (g/ton)	3.5	19.5	1.32
Peso muestra (kg)	0.700	0.073	0.649

Balance

(Peso Cabeza x Ley de Au) = (Peso Concentrado x Ley Au Concentrado) + (Peso Rel. x Ley Au Rel.)

$$(0.700 \times 3.5) = (0.073 \times 19.5) + (0.649 \times 1.32)$$

$$2.45 = 1.42 + 0.86$$

$$2.45 = 2.27$$

Rendimiento

$$\eta = \frac{\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Concentrado}}{\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza}} \times 100$$

$$\eta = \frac{(0.073 \times 19.5)}{(0.700 \times 3.5)} \times 100$$

$$\eta = 58.10 \%$$

ANEXO 9. BALANCE METALÚRGICO SEGUNDA FASE



Flotación de pH 9.5

Muestra	Cabeza	Concentrado	Relave
Ley (g/ton)	3.5	30.74	0.641
Peso muestra (kg)	0.700	0.061	0.643

Balance

$$(\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Au}) = (\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Au Concentrado}) + (\text{Peso Rel.} \times \text{Ley Au Rel.})$$

$$(0.700 \times 3.5) = (0.061 \times 30.74) + (0.643 \times 0.641)$$

$$2.45 = 1.87 + 0.41$$

$$2.45 = 2.28$$

Rendimiento

$$\eta = \frac{\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Concentrado}}{\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza}} \times 100$$

$$\eta = \frac{(0.061 \times 30.74)}{(0.700 \times 3.5)} \times 100$$

$$\eta = 76.5 \%$$

Flotación de pH 9.5 Duplicado

Muestra	Cabeza	Concentrado	Relave
Ley (g/ton)	3.5	25.15	0.63
Peso muestra (kg)	0.700	0.074	0.629

Balance

$$(\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Au}) = (\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Au Concentrado}) + (\text{Peso Rel.} \times \text{Ley Au Rel.})$$

$$(0.700 \times 3.5) = (0.074 \times 25.15) + (0.629 \times 0.63)$$

$$2.45 = 1.86 + 0.39$$

$$2.45 = 2.25$$

Rendimiento

$$\eta = \frac{\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Concentrado}}{\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza}} \times 100$$

$$\eta = \frac{(0.074 \times 25.15)}{(0.700 \times 3.5)} \times 100$$

$$\eta = 75.96 \%$$

Flotación de pH 10.5

Muestra	Cabeza	Concentrado	Relave
Ley (g/ton)	3.5	28.35	0.63
Peso muestra (kg)	0.700	0.064	0.641

Balance

$$(\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Au}) = (\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Au Concentrado}) + (\text{Peso Rel.} \times \text{Ley Au Rel.})$$

$$(0.700 \times 3.5) = (0.064 \times 28.35) + (0.63 \times 0.641)$$

$$2.45 = 1.81 + 0.4$$

$$2.45 = 2.21$$

Rendimiento

$$\eta = \frac{\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Concentrado}}{\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza}} \times 100$$

$$\eta = \frac{(0.064 \times 28.35)}{(0.700 \times 3.5)} \times 100$$

$$\eta = 73.87 \%$$

Flotación de pH 10.5 Duplicado

Muestra	Cabeza	Concentrado	Relave
Ley (g/ton)	3.5	26.92	0.98
Peso muestra (kg)	0.700	0.066	0.639

Balance

$$(\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Au}) = (\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Au Concentrado}) + (\text{Peso Rel.} \times \text{Ley Au Rel.})$$

$$(0.700 \times 3.5) = (0.066 \times 26.92) + (0.98 \times 0.639)$$

$$2.45 = 1.77 + 0.62$$

$$2.45 = 2.39$$

Rendimiento

$$\eta = \frac{\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Concentrado}}{\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza}} \times 100$$

$$\eta = \frac{(0.066 \times 26.92)}{(0.700 \times 3.5)} \times 100$$

$$\eta = 72.24 \%$$

Flotación de pH 11.5

Muestra	Cabeza	Concentrado	Relave
Ley (g/ton)	3.5	27.55	0.94
Peso muestra (kg)	0.700	0.059	0.65

Balance

$$(\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Au}) = (\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Au Concentrado}) + (\text{Peso Rel.} \times \text{Ley Au Rel.})$$

$$(0.700 \times 3.5) = (0.059 \times 27.55) + (0.94 \times 0.65)$$

$$2.45 = 1.63 + 0.61$$

$$2.45 = 2.24$$

Rendimiento

$$\eta = \frac{\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Concentrado}}{\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza}} \times 100$$

$$\eta = \frac{(0.066 \times 26.92)}{(0.700 \times 3.5)} \times 100$$

$$\eta = 66.34 \%$$

Flotación de pH 11.5 Duplicado

Muestra	Cabeza	Concentrado	Relave
Ley (g/ton)	3.5	22.09	1.26
Peso muestra (kg)	0.700	0.069	0.642

Balance

$$(\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Au}) = (\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Au Concentrado}) + (\text{Peso Rel.} \times \text{Ley Au Rel.})$$

$$(0.700 \times 3.5) = (0.069 \times 22.09) + (1.26 \times 0.642)$$

$$2.45 = 1.52 + 0.81$$

$$2.45 = 2.32$$

Rendimiento

$$\eta = \frac{\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Concentrado}}{\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza}} \times 100$$

$$\eta = \frac{(0.069 \times 22.09)}{(0.700 \times 3.5)} \times 100$$

$$\eta = \mathbf{62.04 \%}$$

ANEXO 10. BALANCE METALÚRGICO TERCERA FASE



Flotación de concentración de colector 25 g/ton

Muestra	Cabeza	Concentrado	Relave
Ley (g/ton)	3.5	16.21	1.31
Peso muestra (kg)	0.700	0.078	0.625

Balance

$$(\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Au}) = (\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Au Concentrado}) + (\text{Peso Rel.} \times \text{Ley Au Rel.})$$

$$(0.700 \times 3.5) = (0.078 \times 16.21) + (0.625 \times 1.31)$$

$$2.45 = 1.26 + 0.81$$

$$2.45 = 2.07$$

Rendimiento

$$\eta = \frac{\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Concentrado}}{\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza}} \times 100$$

$$\eta = \frac{(0.078 \times 16.21)}{(0.700 \times 3.5)} \times 100$$

$$\eta = 51.61 \%$$

Flotación de concentración de colector 25 g/ton Duplicado

Muestra	Cabeza	Concentrado	Relave
Ley (g/ton)	3.5	16.32	1.28
Peso muestra (kg)	0.700	0.074	0.629

Balance

$$(\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Au}) = (\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Au Concentrado}) + (\text{Peso Rel.} \times \text{Ley Au Rel.})$$

$$(0.700 \times 3.5) = (0.074 \times 16.32) + (0.629 \times 1.28)$$

$$2.45 = 1.21 + 0.80$$

$$2.45 = 2.01$$

Rendimiento

$$0\eta = \frac{\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Concentrado}}{\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza}} \times 100$$

$$\eta = \frac{(0.074 \times 16.32)}{(0.700 \times 3.5)} \times 100$$

$$\eta = 49.29 \%$$

Flotación de concentración de colector 50 g/ton

Muestra	Cabeza	Concentrado	Relave
Ley (g/ton)	3.5	30.74	0.641
Peso muestra (kg)	0.700	0.061	0.643

Balance

$$(\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Au}) = (\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Au Concentrado}) + (\text{Peso Rel.} \times \text{Ley Au Rel.})$$

$$(0.700 \times 3.5) = (0.061 \times 30.74) + (0.643 \times 0.641)$$

$$2.45 = 1.87 + 0.41$$

$$2.45 = 2.28$$

Rendimiento

$$\eta = \frac{\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Concentrado}}{\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza}} \times 100$$

$$\eta = \frac{(0.061 \times 30.74)}{(0.700 \times 3.5)} \times 100$$

$$\eta = 76.5 \%$$

Flotación de concentración de colector 50 g/ton Duplicado

Muestra	Cabeza	Concentrado	Relave
Ley (g/ton)	3.5	25.15	0.63
Peso muestra (kg)	0.700	0.074	0.629

Balance

$$(\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Au}) = (\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Au Concentrado}) + (\text{Peso Rel.} \times \text{Ley Au Rel.})$$

$$(0.700 \times 3.5) = (0.074 \times 25.15) + (0.629 \times 0.95)$$

$$2.45 = 1.86 + 0.39$$

$$2.45 = 2.25$$

Rendimiento

$$0\eta = \frac{\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Concentrado}}{\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza}} \times 100$$

$$\eta = \frac{(0.074 \times 25.15)}{(0.700 \times 3.5)} \times 100$$

$$\eta = 75.96 \%$$

Flotación de concentración de colector 75 g/ton

Muestra	Cabeza	Concentrado	Relave
Ley (g/ton)	3.5	16.64	0.98
Peso muestra (kg)	0.700	0.089	0.613

Balance

$$(\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Au}) = (\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Au Concentrado}) + (\text{Peso Rel.} \times \text{Ley Au Rel.})$$

$$(0.700 \times 3.5) = (0.089 \times 16.64) + (0.613 \times 0.98)$$

$$2.45 = 1.48 + 0.6$$

$$2.45 = 2.08$$

Rendimiento

$$0\eta = \frac{\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Concentrado}}{\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza}} \times 100$$

$$\eta = \frac{(0.089 \times 16.64)}{(0.700 \times 3.5)} \times 100$$

$$\eta = 60.44 \%$$

Flotación de concentración de colector 75 g/ton Duplicado

Muestra	Cabeza	Concentrado	Relave
Ley (g/ton)	3.5	17.97	0.95
Peso muestra (kg)	0.700	0.078	0.628

Balance

$$(\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Au}) = (\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Au Concentrado}) + (\text{Peso Rel.} \times \text{Ley Au Rel.})$$

$$(0.700 \times 3.5) = (0.078 \times 17.97) + (0.628 \times 0.95)$$

$$2.45 = 1.4 + 0.59$$

$$2.45 = 1.99$$

Rendimiento

$$\eta = \frac{\text{Peso Concentrado} \times \text{Ley Concentrado}}{\text{Peso Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza}} \times 100$$

$$\eta = \frac{(0.078 \times 17.97)}{(0.700 \times 3.5)} \times 100$$

$$\eta = 57.21 \%$$