



UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA
La Universidad Católica de Loja

FACULTAD DE INGENIERÍAS Y ARQUITECTURA

INGENIERO EN GEOLOGÍA Y MINAS

Recuperación de oro por el método de flotación de material de mina de la Concesión Minera “La Pituca II”, aplicando un proceso de reciclaje de agua

Trabajo de titulación previo a la obtención del título de:

INGENIERA EN GEOLOGÍA Y MINAS

Autora: Villamagua Vicente, María del Cisne

Directora: Calderón Maza, Erika Lizbeth

LOJA
2022



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>

2022

Aprobación del director del Trabajo de Titulación

Loja, 30 de septiembre de 2022

Doctor.

José Arturo Guartán Medina

Director de la Carrera de Geología

Ciudad. -

De mi consideración:

Me permito comunicar que, en calidad de director del presente Trabajo de Titulación denominado: Recuperación de oro por el método de flotación de material de mina de la Concesión Minera "La Pituca II", aplicando un proceso de reciclo de agua, realizado por María del Cisne Villamagua Vicente, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, así mismo ha sido verificado a través de la herramienta de similitud académica institucional, y cuenta con un porcentaje de conciencia aceptable. En virtud de ello, y por considerar que el mismo cumple con todos los parámetros establecidos por la Universidad, doy mi aprobación a fin de continuar con el proceso académico correspondiente.

Particular que comunico para los fines pertinentes.

Atentamente,

Director: Mgtr. Erika Lizbeth Calderón Maza.

C.I.: 1717849515

Correo electrónico: elcalderon@utpl.edu.ec

Declaración de autoría y cesión de derechos

“Yo, María del Cisne Villamagua Vicente, declaro y acepto en forma expresa lo siguiente: Ser autora del Trabajo de Titulación denominado: Recuperación de oro por el método de flotación de material de mina de la Concesión Minera “La Pituca II”, aplicando un proceso de reciclaje de agua, de la carrera de Geología y Minas, específicamente de los contenidos comprendidos en: Introducción, Capítulo 1. Generalidades y características físicas, geográficas y geológicas de la zona de estudio, Capítulo 2. Marco teórico, Capítulo 3. Metodología experimental, Capítulo 4. Resultados y discusión, Conclusiones y Recomendaciones, siendo Erika Lizbeth Calderón Maza, directora del presente trabajo; también declaro que la presente investigación no vulnera derechos de terceros ni utiliza fraudulentamente obras preexistentes. Además, ratifico que las ideas, criterios, opiniones, procedimientos y resultados vertidos en el presente trabajo investigativo, son de mi exclusiva responsabilidad. Eximo expresamente a la Universidad Técnica Particular de Loja y a sus representantes legales de posibles reclamos o acciones judiciales o administrativas, en relación a la propiedad intelectual de este trabajo.

Que la presente obra, producto de mis actividades académicas y de investigación, forma parte del patrimonio de la Universidad Técnica Particular de Loja, de conformidad con el artículo 20, literal j), de la Ley Orgánica de Educación Superior; y, artículo 91 del Estatuto Orgánico de la UTP, que establece: “Forman parte del patrimonio de la Universidad la propiedad intelectual de investigaciones, trabajos científicos o técnicos y tesis de grado que se realicen a través, o con el apoyo financiero, académico o institucional (operativo) de la Universidad”, en tal virtud, cedo a favor de la Universidad Técnica Particular de Loja la titularidad de los derechos patrimoniales que me corresponden en calidad de autor/a, de forma incondicional, completa, exclusiva y por todo el tiempo de su vigencia.

La Universidad Técnica Particular de Loja queda facultada para ingresar el presente trabajo al Sistema Nacional de Información de la Educación Superior del Ecuador para

su difusión pública, en cumplimiento del artículo 144 de la Ley Orgánica de Educación Superior.

Autor: María del Cisne Villamagua Vicente

C.I.: 1105889362

Correo electrónico: mcvillamagua@utpl.edu.ec

Dedicatoria

Esta presente investigación está dedicada a:

Primeramente, a Dios quien ha sabido escuchar mis peticiones, me ha regalado salud y sobre todo fortaleza para nunca rendirme ante las adversidades; para así poder culminar con éxito mis estudios universitarios.

A mi padre, quien me formó en un hogar lleno de valores y me enseñó a dar siempre todo de mí, pero sobre todo ha sido mi pilar fundamental, apoyándome incondicionalmente a creer en mis capacidades; impulsándome a buscar mi desarrollo personal y profesional, siendo mi modelo a seguir.

A mi mamá (+), un ser noble que me enseñó el verdadero amor y el valor de la familia, a luchar por mis metas y desde el cielo me protege y guía mi camino y sé que donde se encuentre estará orgullosa de mí.

Agradecimiento

Agradezco en primer lugar a Dios, por permitirme culminar esta etapa académica, por brindarme sabiduría, fuerza y salud para seguir adelante.

A mi padre, mi madre (+) y hermanos, quienes me impartieron valores y grandes enseñanzas que permitieron forjar mi personalidad, a su vez tener la capacidad de resolver los obstáculos que se presenten durante mi vida y sobre todo por su apoyo incondicional.

A mi novio, por siempre brindarme su apoyo sin condición en todo este proceso, por su motivación e inspiración para poder superarme y cumplir esta valiosa meta.

A la ingeniera Verónica Aydehe Freire Serrano, mi más sincero agradecimiento por su aporte valioso durante el desarrollo del presente trabajo de titulación, coadyuvando en la formación de una nueva profesional formada en los pilares de la ética y moral.

A mi tutora de tesis Erika Lizbeth Calderón Maza, por haber contribuido con su asesoramiento en el presente trabajo de titulación, despejando las dudas que se presentaron a lo largo de este trabajo, fortaleciendo los conocimientos adquiridos.

A la Universidad Técnica Particular de Loja por permitir convertirme en profesional en la especialidad que tanto me apasiona y ser parte de esta familia institucional, guardando los mejores recuerdos, de igual forma agradezco a los docentes que formaron parte primordial de mi trayectoria universitaria, aportando sus conocimientos que han permitido forjarme dentro de un marco de respeto y valores.

Índice de Contenido

Carátula.....	I
Aprobación del director del Trabajo de Titulación.....	II
Declaración de autoría y cesión de derechos.....	III
Dedicatoria.....	V
Agradecimiento	VI
Índice de Contenido	VII
Resumen	1
Introducción	3
Capítulo uno	5
Generalidades	5
1.1. Ubicación geográfica	5
1.2. Acceso.....	5
1.3. Clima y Vegetación.....	6
1.4. Hidrología.....	6
1.5. Geomorfología	6
1.6. Geología del área de estudio.....	7
1.6.1. <i>Geología Regional</i>	7
1.6.1.1. Batolito de Zamora	7
1.6.1.2. Unidad Piuntza	7
1.6.1.3. Unidad Misahuallí.....	7
1.6.1.4. Formación Napo	8
1.6.2. <i>Geología Local</i>	8
1.6.2.1. Litoestratigrafía	9

1.6.2.1.1. <i>Granito metasomático</i>	9
1.6.2.2. Mineralización.....	10
Capítulo dos	11
Marco Teórico.....	11
2.1. Antecedentes internacionales	11
2.2. Antecedentes nacionales.....	12
2.3. Caracterización de la muestra	13
2.3.1. <i>Características físicas</i>	13
2.3.2. <i>Características mineralógicas</i>	13
2.3.3. <i>Características químicas</i>	14
2.4. Bases teóricas de las variables de investigación	14
2.4.1. <i>Concentración de minerales por flotación</i>	14
2.4.1.1. Minerales hidrofílicos.....	15
2.4.1.2. Minerales hidrofóbicos	15
2.4.2. <i>Fases de la flotación</i>	16
2.4.2.1. Fase sólida.....	16
2.4.2.2. Fase líquida.....	16
2.4.2.3. Fase gaseosa	17
2.4.3. <i>Factores que intervienen en la flotación</i>	17
2.4.3.1. Densidad de la pulpa.....	17
2.4.3.2. Granulometría.....	17
2.4.3.3. Tipo de reactivos.....	17
2.4.3.4. Aireación	18
2.4.3.5. Regulación de pH	18
2.4.3.6. Tiempo de residencia.....	18

2.4.4. <i>Mecanismo de flotación</i>	19
2.4.5. <i>Reactivos de flotación</i>	21
2.4.5.1. Promotores o Colectores.....	22
2.4.5.2. Espumantes	24
2.4.5.3. Modificadores	25
2.4.5.3.1. <i>Activadores</i>	25
2.4.5.3.2. <i>Reguladores</i>	25
2.4.5.3.3. <i>Depresores</i>	25
2.4.6. Dosificación de reactivos	25
2.4.7. El agua en la minería.....	26
2.4.7.1. Suministro de agua en la minería	27
2.4.7.2. Consumo de agua en la minería.....	28
2.4.7.3. Recuperación de agua en la minería	29
2.4.7.3.1. <i>Recolección y reutilización de agua de precipitaciones</i>	29
2.4.7.3.2. <i>Reutilización del agua de desague de la mina</i>	30
2.4.7.3.3. <i>Reutilización de agua de refrigeración</i>	30
2.4.7.4. Caracterización y clasificación de las corrientes de agua en la mina	30
2.4.7.5. Problemas con la reutilización del agua	32
Capítulo tres	34
Metodología Experimental.....	34
3.1. Enfoque y diseño metodológico.....	34
3.2. Muestreo	35
3.3. Pretratamiento.....	35
3.3.1. <i>Retiro de materia orgánica</i>	35
3.3.2. <i>Secado</i>	35

3.4. Conminución.....	36
3.4.1. <i>Homogenización y cuarteo</i>	36
3.4.2. <i>Pulverización</i>	37
3.4.3. <i>Molienda</i>	37
3.5. Caracterización de la muestra	39
3.5.1. <i>Caracterización física</i>	39
3.5.1.1. Análisis granulométrico.....	39
3.5.1.1.1. <i>Análisis granulométrico vía húmeda</i>	39
3.5.1.1.2. <i>Análisis granulométrico vía seca</i>	41
3.5.2. <i>Caracterización mineralógica</i>	41
3.5.2.1. Análisis mineralógico con microscopio.....	41
3.5.2.2. Análisis mineralógico por difracción de rayos X.....	42
3.5.3. <i>Caracterización química</i>	42
3.5.3.1. Densidad relativa.....	42
3.5.3.2. Análisis químico por fluorescencia de rayos X	43
3.5.3.3. Análisis al fuego	43
3.6. Flotación.....	46
3.7. Reciclo de agua.....	50
Capítulo cuatro	53
Resultados y discusión	53
4.1. Densidad relativa	53
4.2. Análisis mineralógico.....	53
4.3. Análisis por Fluorescencia de rayos X	54
4.4. Análisis por Difracción de Rayos X.....	55
4.5. Análisis granulométrico y molienda	56

4.5.1. <i>Análisis granulométrico</i>	56
4.5.2. <i>Molienda</i>	58
4.6. <i>Análisis al fuego</i>	58
4.7. <i>Flotación</i>	58
4.8. <i>Reciclo del agua</i>	61
<i>Conclusiones</i>	63
<i>Recomendaciones</i>	64
<i>Referencias</i>	65
<i>Apéndice</i>	72

Índice de Tablas

Tabla 1. <i>Dosificación de los reactivos para los ensayos de flotación con Ar-1238 y Ar-1208</i>	48
Tabla 2. <i>Resultado de la densidad relativa</i>	53
Tabla 3. <i>Análisis microscópico</i>	53
Tabla 4. <i>Composición química por Mining Ligth Elements</i>	54
Tabla 5. <i>Minerales identificados a través del análisis de DRX</i>	55
Tabla 6. <i>Análisis granulométrico de la muestra inicial en seco</i>	57
Tabla 7. <i>Análisis granulométrico en húmedo</i>	57
Tabla 8. <i>Periodos de Molienda</i>	58
Tabla 9. <i>Ley de cabeza de Au</i>	58
Tabla 10. <i>Resultado de los ensayos de flotación realizadas</i>	59
Tabla 11. <i>Recuperación de agua en el proceso de flotación</i>	61

Índice de Figuras

Figura 1. <i>Ubicación de la concesión minera “La Pituca II”</i>	5
Figura 2. <i>Geología regional de Zamora</i>	8
Figura 3. <i>Principio de flotación</i>	15
Figura 4. <i>Minerales hidrofílicos y minerales hidrofóbicos en el proceso de flotación</i> ...	16

Figura 5.	Esquema de un sistema de flotación visualizando sus componentes.....	19
Figura 6.	Características y operación del equipo de flotación Denver.....	21
Figura 7.	Adhesión del colector en la superficie del mineral	23
Figura 8.	Diagrama de flujo del proceso	34
Figura 9.	Secado de la muestra en la estufa a 104°C	35
Figura 10.	Homogenización y cuarteo de la muestra	36
Figura 11.	Pulverizador de discos Retsch Modelo RS200	37
Figura 12.	Molino de bolas de acero Batch modelo MIM	38
Figura 13.	Análisis granulométrico en húmedo.....	40
Figura 14.	Sedimentación del material fino.....	40
Figura 15.	Análisis granulométrico en seco	41
Figura 16.	Método del picnómetro de la muestra	43
Figura 17.	Fundición de la muestra en el horno a 1000°C	43
Figura 18.	Copelación a temperatura 1000°C.....	44
Figura 19.	Botón de oro de la muestra	45
Figura 20.	Ataque del dore con ácido nítrico (1:7, 1:3, 1:1).....	45
Figura 21.	Au obtenido de la muestra	46
Figura 22.	Equipo de flotación marca DENVER	44
Figura 23.	Esquema del proceso de flotación	50
Figura 24.	Diseño del sistema de filtrado de agua	51
Figura 25.	Mecanismo de filtración para recuperar el agua del proceso de flotación	52
Figura 26.	Elementos mayoritarios analizados por Mining Ligth Elements.....	54
Figura 27.	Resultados de la muestra por DRX mediante el software Eva Difrac Plus	55
Figura 28.	Curva granulométrica de la muestra inicial	56
Figura 29.	Rendimiento de las flotaciones realizadas	59

Resumen

El presente trabajo, tuvo como objetivo recuperar oro por el método de flotación aplicando un reciclaje de agua, de material de mina procedente de la concesión minera "La Pituca II", Zamora.

En las flotaciones se emplearon reactivos de bajo impacto ambiental como el colector Ditiófosfato AR-1208 y AR-1238, espumante ER-350 y depresor silicato de sodio. Para cada flotación se consideró el tamaño de grano de un D_{80} de 74 μm , variaciones de pH (7 y 9) y reactivos químicos. En la flotación C_1 y C_4 se utilizó el colector Ar-1238, dando porcentajes de rendimiento de oro 83,46 % y 75,98%, en las flotaciones C_3 y C_2 con el colector Ar-1208 las recuperaciones fueron 75,39% y 79,53%. Cabe recalcar que, los mejores resultados de rendimiento se determinaron en la primera flotación a un pH 7 obteniendo 83,46 % de recuperación de oro, siendo la más alta en comparación con el resto de flotaciones. En el proceso de flotación se realizó la reutilización del agua procedente del proceso aplicando un sistema de filtrado; con 84,62% de recuperación equivalente a 1100 ml de volumen.

Palabras claves: Flotación, Sistema de filtrado, Oro

Abstract

The objective of this work was to recover gold by the flotation method applying a recycling of water, of mine material from the "La Pituca II" mining concession, Zamora.

Low environmental impact reagents were used in the flotations, such as AR-1208 and AR-1238 dithiophosphate collector, ER-350 foaming agent and sodium silicate depressant. For each flotation, the grain size 74 μm , pH variations (7 and 9) and chemical reagents were considered. In the C1 and C4 flotation, the Ar-1238 collector was used, giving percentages of gold yield of 83.46% and 75.98%, in the C3 and C2 flotations with the Ar-1208 collector, the recoveries were 75, 39% and 79, 53%. It should be noted that the best performance results were determined in the first flotation at pH 7, obtaining 83.46% gold recovery, being the highest compared to the rest of the flotations. In the flotation process, the reuse of the water from the process was carried out by applying a filtering system; with 84.62% recovery equivalent to 1100 ml of volume.

Keywords: Flotation, Filtration system, Gold

Introducción

En la provincia de Zamora Chinchipe, la economía se basa principalmente en el aprovechamiento los recursos minerales, la explotación de los yacimientos auríferos se ejecuta de forma empírica con poco o sin estudios previos de los yacimientos minerales y al no tener conocimientos técnicos se aplican métodos inadecuados para la recuperación del Au que conllevan a una baja recuperación del metal, provocando la contaminación de la zona minera por el uso del mercurio que es altamente tóxico (Yáñez et. al, 2005).

Generando un impacto ambiental en el medio natural, tal como la destrucción de la corteza terrestre, la contaminación de las aguas, la afeción a la flora y fauna del entorno próximo a la explotación minera y los efectos negativos en la salud humana de las poblaciones próximas a la mina (Geoinnova, 2016).

Dado que, el agua es un recurso valioso que se utiliza de manera común y en altas cantidades en los procesos metalúrgicos, la elección de un método metalúrgico que genere menor impacto ambiental conducirá a desarrollar una minería responsable y sustentable.

La importancia del presente trabajo investigativo es recuperar oro por el método de flotación de material de mina de la Concesión Minera “La Pituca II”, aplicando un proceso de reciclado de agua para disminuir el uso de la misma. Para la óptima recuperación de oro se ha optado, determinar un reactivo químico y pH adecuado que genere una mayor recuperación mineral.

Este estudio se realizó mediante la recolección de muestras del material de mina de la concesión minera “La Pituca II” de las cuales se elaboraron diferentes tipos de análisis tanto mineralógico como químico. Luego de ello, se utilizó un equipo de flotación Denver mediante el tratamiento químico de una pulpa de mineral, con el fin de crear condiciones favorables para la adhesión de ciertas partículas de minerales a las burbujas de aire, cuyo objetivo es la separación de especies minerales.

Las especies valiosas o útiles constituyen una fracción menor del mineral, mientras que las especies no valiosas o estériles constituyen la mayor parte (Bravo, 2009).

Se utilizaron dos colectores; Aerofloat AR - 1208 (Ditiofosfato-dibutílico secundario de sodio y dietílico de sodio), conociendo su información toxicológica se lo puede emplear con precaución para evitar contaminación permanente al medio ambiente, dado que, en 96 horas, en una porción mayor a 125 mg/l resulta tóxico en agua dulce para el pez Trucha arcoíris (*Oncorhynchus mykiss*) (Flottec, 2018). Por el contrario, el Aerofloat AR – 1238 (Ditiofosfato-dibutílico secundario de sodio) resulta tóxico en 96 horas, cuando se lo utiliza en una cantidad mayor a 152 mg/l, afectando al pez Salmón real (*Oncorhynchus tshawytscha*), durante el mismo lapso de tiempo es dañino para el pez Trucha arcoíris (*Oncorhynchus mykiss*), cuando se aplica una cantidad de 1149 mg/l (Flottec, 2018).

Consecuentemente, se consideró aislar las aguas residuales durante el tiempo establecido, para proceder a descártalas; de este modo la aplicación de estos reactivos químicos en el proceso de flotación permitirá disminuir en cierto porcentaje el impacto ambiental que genera la minería.

Luego de efectuar los respectivos ensayos se llevaron a cabo los cálculos correspondientes al balance metalúrgico de los diferentes procesos realizados, para determinar el rendimiento de los procesos llevado a cabo con material de la concesión minera “La Pituca II” de la provincia de Zamora Chinchipe.

El presente trabajo de fin de titulación consta de cuatro capítulos, Capítulo 1. Generalidades; plantea las características físicas, geográficas y geológicas de la zona de estudio. Capítulo 2. Marco teórico; enfatiza los principios de flotación, equipo de flotación Denver, factores que intervienen; densidad de la pulpa, granulometría, aire, reactivos como: Ar-1238 y Ar-1208 entre otros y el agua en la minería. Capítulo 3. Metodología experimental; remarca cada uno de los procesos que se empleó, así como los procedimientos utilizados. Capítulo 4. Resultados y discusión; comprende los resultados obtenidos durante cada proceso realizado, para finalmente concluir y recomendar respecto a los objetivos planteados.

Capítulo uno

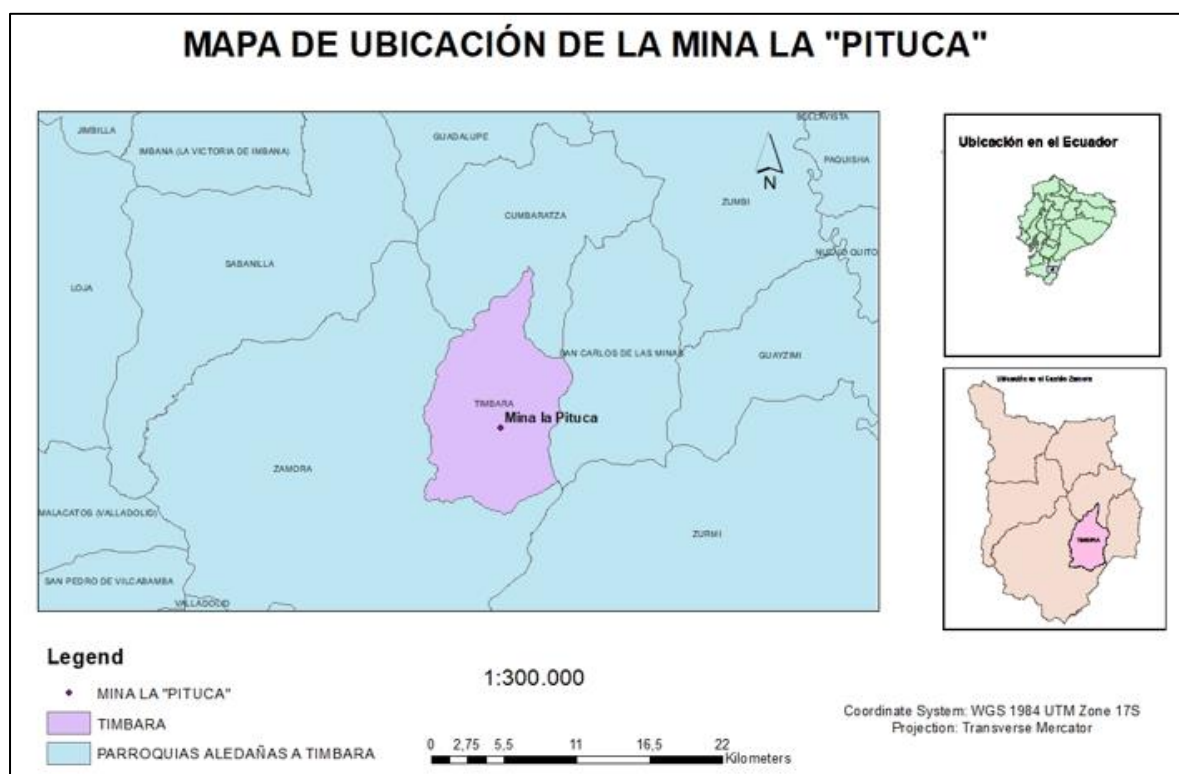
Generalidades

1.1. Ubicación geográfica

La concesión minera "PITUCA II", COD 50648, se encuentra localizada al Sur del Ecuador, en el barrio San Marcos Alto de la parroquia Timbara, cantón Zamora, Provincia Zamora Chinchipe. El área donde se realizó el muestreo se encuentra localizado en las coordenadas X: 734000 y Y: 9544500 Datum WGS 84, UTM, Zona 17S (Jaramillo, 2020).

Figura 1

Ubicación de la Concesión Minera "La Pituca II".



Nota: Adaptada por María Villamagua. (2022). Mapa de ubicación de la concesión minera "La Pituca II" [Fotografía].

1.2. Acceso

Desde la ciudad de Zamora vía terrestre se accede al área de estudio por una vía de primer orden con una distancia aproximada de 3,5 Km. hasta el pueblo de Tunantza, luego por una vía de segundo orden se recorre 2,5 Km aproximadamente, para llegar al Barrio San

Marcos. Finalmente, por una vía de tercer orden se recorre 6 km hasta la relavera de la concesión minera PITUCA II (Jaramillo, 2020).

1.3. Clima y Vegetación

El clima de la zona posee precipitaciones de 2000 mm/año, temperaturas que oscilan de 17°C a 22°C, una humedad relativa de hasta un 99% y un índice de humedad de 92%. El tipo de clima es cálido húmedo y su altitud varía entre 815 y 2800 metros sobre el nivel del mar (Gobierno Autónomo de Zamora Chinchipe, 2015).

La zona incluye dos tipos de vegetación: Bosque de Neblina Montano y Matorral Húmedo Montano Bajo (Gobierno Autónomo de Zamora Chinchipe, 2015).

1.4. Hidrología

La zona de estudio se halla controlada por una red de drenaje de tipo dendrítico constituida por la Quebrada La Piuntza, un afluente de segundo orden que cubre la mayor parte del área y discurre paralelamente al curso de aguas del Río Jambué para finalmente unirse a la Quebrada Timbara desembocando en el Río Zamora en una red hidrográfica deformada consecuente (González, 2016).

1.5. Geomorfología

La provincia de Zamora Chinchipe presenta un relieve accidentado debido a las Cordilleras Oriental y Occidental de los Andes que llegan a estrecharse formando nudos y ramificaciones, al Este se encuentra la cordillera del Cóndor con altitudes que van desde los 680 m.s.n.m hasta los 3840 m.s.n.m. Al Norte se encuentra el Valle de Yacuambi que se desprende de la cordillera Chuchumbleta. Hacia el Sur están las estribaciones de Zamora, Numbala, Paredones, Caluma y el Vergel que son las que originan a los principales ríos de la provincia (Gobierno Autónomo de Zamora Chinchipe, 2015).

El territorio parroquial, en cuanto a su altitud, varía desde los 880 m.s.n.m en su parte baja, subiendo a los 1800 m.s.n.m en su parte media y por último ascendiendo a los 2900 m.s.n.m; la mayor parte de las actividades económicas-productivas y sociales se desenvuelven en la parte baja y media esto porque son áreas de fácil acceso, drenaje y servicios básicos, por lo contrario en las partes altas se caracterizan por ser crestas

empinadas abruptas muy difíciles de acceder y desarrollar alguna actividad agro-productiva, por lo que son aptas para conservación estricta, siendo áreas de recarga y nacientes de las principales fuentes hídricas que tiene el territorio (Gobierno Autónomo Descentralizado de la Parroquia Timbara, 2015).

1.6. Geología del área de estudio

1.6.1. Geología Regional

1.6.1.1. Batolito de Zamora. Se encuentra al extremo Sur - Este del Ecuador, el cual es un complejo intrusivo que cuenta con unas dimensiones aproximadas de 200 km de largo y 50 km de ancho (Prodeminca, 2000). Aquí existen intrusivos subvolcánicos finamente granulados los cuales se cree que están asociados co-magnéticamente con los volcánicos de Misahuallí (Prodeminca, 2000). Las fases del Batolito de Zamora que tienen mayor desarrollo son los stocks de monzogranitos, cuarzomonzonitas con biotita y moscovita, que son raramente tardías y están mineralizadas localmente (Prodeminca, 2000).

El conjunto de rocas volcánicas e intrusivas descritas constituyen el arco volcánico continental de edad jurásica, de enorme importancia, pues en este arco en la última década se han descubierto los yacimientos de los cinturones metálicos de cobre-molibdeno y de oro-plata más importante del país (Paladines, 2010).

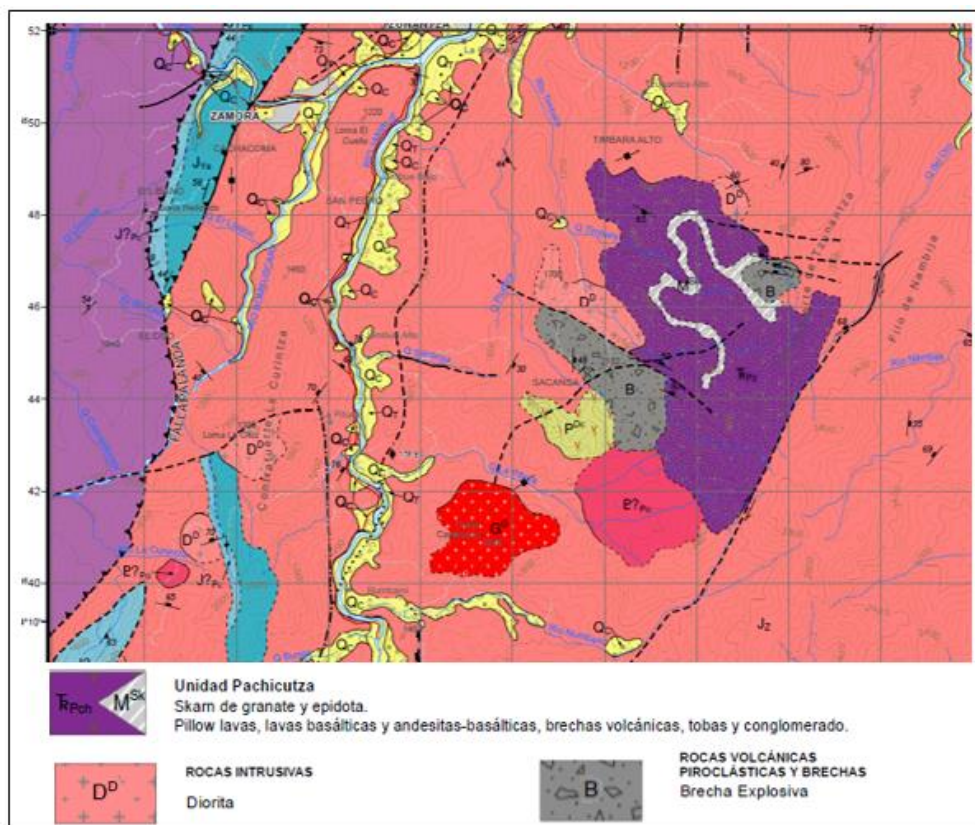
1.6.1.2. Unidad Piuntza. Esta unidad se sitúa en la edad del Triásico medio a tardío (220 Ma), por los fósiles encontrados; presentándose como techos colgantes dentro del Batolito de Zamora (Litherland, 1994). La Unidad Piuntza posee calizas, una pluralidad de lutitas calcáreas, limolitas y areniscas con elementos tobaceos/volcanoclásticos, a su vez presenta brechas de composición basalto andesítico y dacitas (Cabrera, 2014).

1.6.1.3. Unidad Misahuallí. Esta unidad está constituida por brechas volcánicas con intercalaciones de pequeños diques andesíticos-basálticos, variando a andesitas porfíricas. contienen mineralización de sulfuros, representados por pirita, calcita, galena y como ganga hematita, trazas de pirrotina, molibdenita y esfalerita (Chávez, 2008).

1.6.1.4. Formación Napo. La formación napo constituye una mega secuencia constituida por arenisca basal y caliza, de manera regresiva está conformada por calizas y areniscas; lo cual se cree que fueron depositadas en un ambiente marino anóxico relativamente profundo (baby et. al, 1998). concordantemente se superpone a la formación hollín y está sobrepuesto en discordancia por la formación tena. el espesor aproximado de la unidad napo excede los 275 m sobre gran parte occidental de la cuenca oriente (baby et. al, 1998).

Figura 2

Geología regional de Zamora.



Nota: Editada por María Villamagua (2022). Mapa de la hoja geológica de Zamora.

Año 2017. [Fotografía].

1.6.2. Geología Local

El área de la concesión minera está conformada litológicamente por tobas, brechas volcánicas y andesitas basálticas (González, 2016).

En las quebradas Pituca y Timbara se muestran afloramientos con vetas ricas en sulfuros que se vinculan con cuerpos tabulares post-batolito, diques porfíricos andesíticos y riolíticos, además de stocks graníticos y brechas hidrotermales (Bastidas, 2019).

1.6.2.1. Litoestratigrafía

1.6.2.1.1. Granito metasomático. Roca ígnea de edad Paleozoica, es el cuerpo ígneo que ha producido la liberación de fluidos que han ascendido a través de fallas y fracturamientos enriqueciendo de sustancias minerales metálicas a rocas metavolcánicas (González, 2016).

El contacto discordante entre el granito y las rocas metavolcánicas está bien marcado por la oxidación de los minerales constituyentes de los metavolcánicos ocasionando una coloración rojiza debido a la acción de aguas meteóricas (González, 2016). El contacto tiene una inclinación de 34° de buzamiento; el cuerpo ígneo granítico no presenta mineralización solo los componentes constituyentes fundamentales cuarzo, feldespatos y micas (González, 2016).

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

a. Rocas metavolcánicas

Está conformada por tobas, brechas y conglomerados de edad Jurásica:

- **Tobas**

Las tobas están dispuestas en direcciones 78° a 13° N con buzamiento de 84 grados, son de coloración rojiza y aparentemente se formaron después de la formación de los metavolcánicos (González, 2016).

- **Brechas y conglomerados**

Las brechas se encuentran sobreyaciendo al cuerpo granítico están constituidas por cuarzo, pirita, galena, calcopirita, feldespatos y clastos subangulosos de hasta 5 mm de diámetro provenientes de rocas oscuras y diversos tipos de materiales, la matriz está algo silicificada (González, 2016).

La pirita del 5 al 10% parece estar diseminada en las partes adyacentes a las zonas de fracturas y fallas, presentando una posible mineralización metasomática. La matriz de estas Brechas es calcárea, ligeramente silicificada, con una dureza de 3 a 4 en la Escala de Mohs (González, 2016).

b. Otras rocas

Rocas ígneas volcánicas (andesitas) mineralizadas de pirita diseminada con alteraciones de coloración verde (cloríticas), afloran poco meteorizadas e intercaladas con brechas y tobas. (González, 2016)

1.6.2.2. Mineralización. La mineralización está relacionada con la circulación de soluciones hidrotermales que han enriquecido y se han depositado en vetillas de poco espesor hasta 2 cm (Robles, 2016). La mineralización está conformada por pirita acompañado de calcopirita, esfalerita y galena; este material contiene oro libre (Robles, 2016).

Las vetillas mineralizadas en los espejos y la relación que presenta con el vulcanismo geosinclinal en la zona, formula dos hipótesis acerca de la génesis de formación del depósito: la primera, por ascensión de fluidos de origen mesotermal desde el cuerpo intrusivo; y, la segunda hipótesis, la depositación metalífera de pirita y otros como el oro en ciclos separados de depositación piroclástica y el ascenso posterior de soluciones hidrotermales a través de chimeneas volcánicas (Robles, 2016).

Macroscópicamente se observa vetillas rellenas con pirita (FeS_2) en un 80%, y el restante material de mena lo conforman en proporciones similares, esfalerita (ZnS), calcopirita (CuFeS_2), cuarzo (SiO_2), y galena (PbS). Aunque se conoce la existencia de oro dentro de esta mena, a este mineral no se lo aprecia a simple vista (Robles, 2016).

Capítulo dos

Marco Teórico

2.1. Antecedentes internacionales

A lo largo de la historia, la minería ha sido un factor importante en el desarrollo de la humanidad, realizando un aporte significativo a la economía de un país, ha reducido un gran porcentaje de pobreza y el desempleo, considerándose una de las actividades principales de la supervivencia humana.

Dubinski (2013), menciona que, una de las principales actividades económicas del mundo, genera muchos beneficios sociales como: fuentes de trabajo, ingresos económicos y calificación de mano de obra para poder extraer los recursos naturales que han sido explotados y usados por el hombre, condicionando el desarrollo económico y civilización de las sociedades y el estado.

Algunas actividades relacionadas a la extracción de los minerales del depósito y el uso de sustancias químicas afectan a la salud humana generando daños en el aparato locomotor, sistema nervioso y problemas congénitos, así mismo, ocasiona impactos negativos en el ambiente, contaminando los suelos y ríos, por los residuos que deja la extracción de metales como el oro (Guerrero et. al, 2003). Se debe considerar que los efectos ambientales de la extracción y utilización de los recursos minerales depende de las características y composición de los minerales que la contienen es así, que en los depósitos su mineralógica contiene arsénico y hierro que afecta al proceso de recuperación de mineral y a su comercialización (Curreli et. al, 2009).

Flores (2013), publica que la flotación es un proceso de separación de materias primas de distinto origen que se efectúa desde sus pulpas acuosas por medio de burbujas de gas y a base de sus propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas; este proceso se basa en la capacidad que tiene las burbujas de aire cuando se añade diferentes reactivos (colectores, espumantes o modificadores) a adherirse selectivamente a superficies minerales específicos, las partículas de aire fijadas se llevan a la superficie (concentrado), mientras

que las partículas que permanecen completamente humedecidas persisten en la fase líquida en el fondo de la celda (relave).

La flotación, a más de optimizar la producción de oro, también es un proceso que no es contaminante para el medio ambiente, se la considera como uno de los métodos alternativos para la recuperación de mineral, en el cual se puede usar reactivos orgánicos que permitan disminuir la contaminación (Laiza y Zegarra, 2016).

2.2. Antecedentes nacionales

Guartán y Tamay (2003), en su tesis "Optimización del proceso de recuperación de oro contenido en los relaves de molienda de la planta Vivanco por el método flotación-cianuración" expone; la flotación es un método que consiste en, por medio de inyecciones de aire, separar partículas hidrofóbicas de las hidrofílicas, con ayuda de reactivos (colectores, espumantes y reguladores) y de condiciones artificiales del pH. En esta investigación se busca separar las partículas de oro del resto de partículas que se encuentran en el material al ser analizado. Esta flotación se produce en bancos de celdas agitadas, es aquí donde se inyecta el aire para crear una espuma que contiene las partículas hidrofóbicas (en este caso oro) las mismas que son desbordadas para su análisis (Morocho, 2009).

Jaramillo (2020), concluye; uno de los métodos de recuperación mineral más utilizados hoy en día es la prueba metalúrgica de flotación, la cual se realizó mediante un proceso físico-químico; este proceso pretende mitigar el impacto ambiental, lo cual conlleva a conseguir óptimas condiciones de trabajo, salud, vida, bajos costos de operación, mayor rendimiento y rentabilidad. Un aspecto importante del trabajo investigativo son las condiciones óptimas para la recuperación de oro mediante el flotación destacando el tamaño de grano de 74 μm , pH 7 y reactivos AR – 1208 (Ditiofosfato – dibutílico secundario de sodio y dietílico de sodio), AR – 1238 (Ditiofosfato – dibutílico secundario de sodio), obteniendo como resultado rendimientos de 96,99% y 99,79 %.

El desarrollo de este trabajo de titulación pretende recuperar oro originario de material de mina procedente de la Concesión Minera “La Pituca II”, utilizando el método de flotación con celda Denver. Cabe recalcar que, por el alto uso de agua que demanda este método se propone reutilizar el agua procedente del mismo, con la finalidad de reducir el uso de ésta y disminuir el impacto a los recursos hídricos.

La necesidad de desarrollar ensayos de flotación de oro no es solamente economizar recursos sino también poder alcanzar operaciones y condiciones de recuperación óptimas en este tipo de faenas. Los datos obtenidos nos indican los factores que juegan un importante papel dentro de este tipo de operaciones que tiene como objetivo el evitar pérdidas o bien para demostrar leyes de oro reales, todo esto dentro de un plan amigable con el ambiente y consecuentemente con la sociedad ecuatoriana.

Finalmente, el agua proveniente del reciclado se puede utilizar dentro de la concesión minera en la planta de producción, así como para realizar lavado de equipo, lavado de piso, o lavado de los alrededores. Al reutilizar el agua la empresa puede lograr acortar el riesgo de contaminación y un ahorro de la misma posicionándose en el mercado como una industria que se preocupa por el entorno social y el mejoramiento del medio ambiente y sus recursos.

2.3. Caracterización de la muestra

2.3.1. Características físicas

La granulometría es de gran importancia dado que la flotación pretende que las especies minerales útiles, tengan un nivel de liberación adecuada para su concentración. Por lo que, las plantas de beneficio operan con un tamaño de grano con un D_{80} de 74 μm (Pávez, 2009).

2.3.2. Características mineralógicas

La caracterización mineralógica de muestras por microscopía es una técnica que nos permite identificar propiedades ópticas, identificar minerales, estudiar la textura y la relación entre minerales y clasificaciones de rocas.

Pozo (2019) menciona que, la difracción de rayos X constituye uno de los métodos más fiable de identificación mineralógica en todos aquellos materiales que presentan una

estructura cristalina y por consiguiente sus componentes están ordenados espacialmente. Esta técnica se basa en la interferencia de un haz de rayos X con la red cristalina, el resultado es un espectro denominado difractograma.

2.3.3. Características químicas

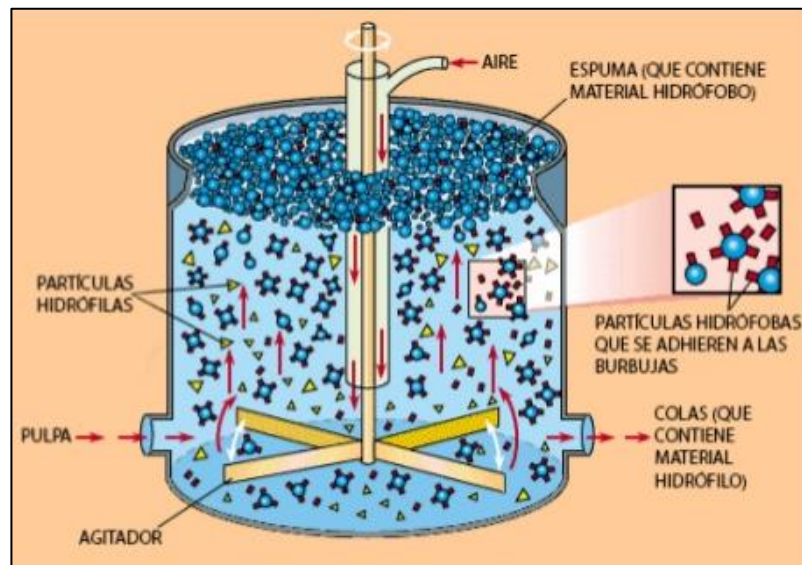
Pizarro y Dávila (2009), define al análisis por fluorescencia de rayos X como una técnica analítica para realizar análisis elemental, es decir, permite identificar la composición química y/o elemental de una muestra. Como resultado sale un listado de los elementos químicos mayoritarios (SiO_2 , Al_2O_3 , FeO , MgO , ...), los elementos traza (Ba, Sr, U, Cu, ...) y tierras raras (Y, Nb...). Los elementos químicos principales salen en %, los otros en ppm (partes por millones) (Griem s.f).

Valladárez (2018). El análisis al fuego se utiliza para determinar las cantidades de oro y/o plata que se tiene en una muestra. Sirve como método de control en la investigación, comprende varias etapas: fusión, copelación, digestión y refogado. De acuerdo a las características mineralógicas del material, se define la carga fundente y agentes reductores u oxidantes permitiendo determinar el contenido de oro en las muestras.

2.4. Bases teóricas de las variables de investigación

2.4.1. Concentración de minerales por flotación

La flotación de minerales es un método físico – químico, usado para tratar los minerales de sulfuro de cobre, plomo y zinc, este método también incluye níquel, sulfuros que contienen oro y platino en suspensiones acuosas, que aprovecha la diferencia de sus propiedades de afinidad (hidrofílico) o repulsión (hidrofóbico) por el agua entre el mineral útil y la ganga (figura 3) (Lynch et. al, 2010). Comprende el tratamiento físico y químico de una pulpa de mineral, con la finalidad de lograr la separación y posterior recuperación del metal valioso que se está alimentando como pulpa o suspensión al sistema (Castro y Díaz, 2019).

Figura 3*Principio de flotación.*

Nota: El contacto burbuja - partícula, la adhesión entre ellas y la separación selectiva de especies minerales. Adaptado de proceso de flotación [Fotografía], Linarez Nataniel, 2010. Fuente: <https://bit.ly/3q1r4Be>.

2.4.1.1. Minerales hidrófilos. En el proceso de flotación la propiedad que permite que las especies mineralógicas se separen se denomina hidrofóbica (o aerofílica), esta característica permite que las superficies tengan afinidad por el aire o agua (Pávez, 2009). Siendo mojables por el agua, constituidos por: óxidos, sulfatos, silicatos, carbonatos y otros, que generalmente representan la mayoría de los minerales estériles o ganga (Pávez, 2009). Haciendo que se mojen, permanezcan en suspensión en la pulpa para finalmente hundirse (Bravo, 2009).

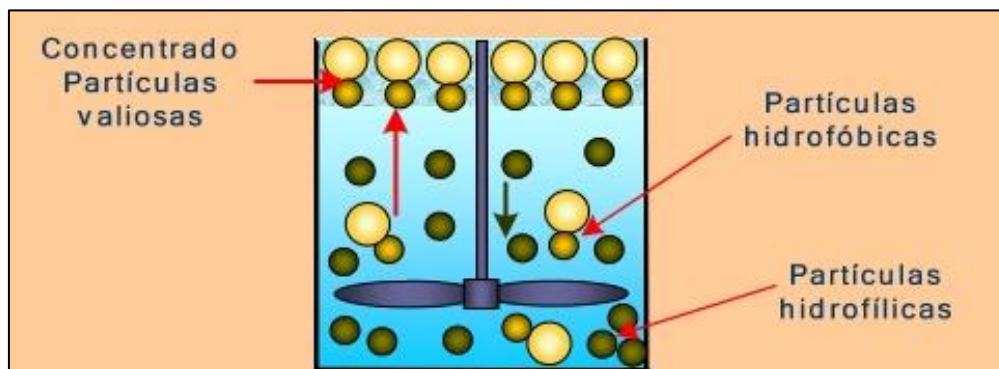
2.4.1.2. Minerales hidrofóbicos. En la flotación es posible variar la diferencia entre las propiedades útiles y la ganga, modificando el ambiente químico y electroquímico del sistema mediante la adecuada selección de aditivos químicos adicionados como colectores, espumantes o modificadores de pH (Pávez, 2009).

Los minerales hidrofóbicos no son mojables o son poco mojables por el agua, dentro de ellos tenemos: los metales nativos, sulfuros de metales o especies tales como: grafito, carbón

bituminoso, talco y otros, evitando mojar las partículas sin que puedan adherirse a las burbujas de aire y ascender (Bravo, 2009).

Figura 4

Minerales hidrofílicos y minerales hidrofóbicos en el proceso de flotación.



Nota: Las partículas hidrofóbicas se adhieren a las burbujas y las partículas hidrofílicas no son mojables evitando adherirse a las partículas. Adaptado de proceso de flotación [Fotografía], Linarez Nataniel, 2010. Fuente: <https://bit.ly/3R4pz1l>.

2.4.2. Fases de la flotación

El proceso de flotación consta de las siguientes fases:

2.4.2.1. Fase sólida. Representada por los sólidos a separar, es decir, por la muestra previamente conminutada y homogenizada extraída de la zona de estudio. Los factores de importancia en el proceso de flotación, en lo que se refiere a los sólidos, son los siguientes: carácter de la superficie aireada en la ruptura del sólido (tipo de superficie, fuerzas residuales de enlaces), imperfecciones en la red cristalina y contaminantes provenientes de los sólidos, líquidos y gases (Bravo, 2009).

2.4.2.2. Fase líquida. Es el agua, debido a sus propiedades específicas; el medio ideal para realizar el proceso, puesto que, no reacciona en la modificación de la muestra pues que no reacciona con ella, constituye un medio ideal para dichas separaciones (Bravo, 2009).

2.4.2.3. Fase gaseosa. Es el aire que se inyecta en la pulpa, neumática o mecánicamente, para poder formar las burbujas que son los centros sobre los cuales se adhieren las partículas sólidas (Bravo, 2009). la función del aire en la flotación tiene distintos aspectos de los cuales los principales son: el aire influye químicamente en el proceso de flotación y es el medio de transporte de las partículas de mineral hasta la superficie de la pulpa (Bravo, 2009).

2.4.3. Factores que intervienen en la flotación

En toda operación de flotación intervienen los siguientes factores principales, que son:

2.4.3.1. Densidad de la pulpa. La densidad de la pulpa o porcentaje de sólidos en la flotación de minerales viene determinada desde la etapa de molienda/clasificación. sin embargo, es un factor importante, ya que la flotación de los minerales ocurre en forma eficiente cuando la pulpa presenta un valor adecuado de porcentaje de sólidos. en general, el porcentaje de sólidos óptimos para el proceso es de 33%, tiene influencia en el tiempo de resistencia del mineral en los circuitos (Guartán y Tamay, 2003).

2.4.3.2. Granulometría. Los minerales para ser concentrados deben ser finamente molidos para una buena liberación de especies útiles, el grado de molienda y tamaño, se fija mediante la realización de pruebas molienda/flotación, existiendo un tamaño óptimo de grano (Moya, 2014).

La flotación es efectiva para partículas de oro en el intervalo de 20 – 200 μm (Naranjo, 2012).

2.4.3.3. Tipo de reactivos. Son sustancias químicas que sirven para la recuperación de los sulfuros valiosos, deprimiendo a la ganga. mediante el uso de reactivos se puede otorgar selectividad al proceso de flotación, para obtener un concentrado con mayor ley. para tener un mayor conocimiento de la función específica de cada reactivo, los podemos clasificar en tres grupos: espumantes, colectores y modificadores; los reactivos utilizados para el acondicionamiento favorable del proceso constituyen los llamados agentes

de flotación, la selección y combinación apropiada de los mismos para cada tipo de mineral particular, constituye precisamente el principal problema metalurgista a cargo de la operación (Bravo, 2004).

2.4.3.4. Aireación. Permitirá aumentar o retardar la flotación en beneficio de la recuperación o de la ley respectiva. el aire es de los elementos imprescindibles en el proceso de flotación, junto con el mineral y el agua (Guartán y Tamay, 2003).

Si se usa mucho aire, provoca que las espumas se revienten antes de rebosar por los labios de la celda o salgan conjuntamente con la pulpa, excediendo las celdas, llevándose consigo a la ganga que no es necesaria (Bravo, 2009). Cuando se usa poco aire, la columna de espumas es baja e insuficiente impidiendo recuperar los elementos valiosos, que se pierden en el relave general (Bravo, 2009).

2.4.3.5. Regulación de Ph. La flotación depende del ph, particularmente con respecto a la flotación selectiva ya sea de oro o plata, se relaciona con la presencia de minerales como la piritita, arsenopiritita, pirrotina y esfalerita). la concentración de ph de la pulpa cambia con el propósito de incrementar o disminuir la absorción del colector, esto nos indica que la efectividad de los agentes participantes en la flotación depende de la concentración de ph en la pulpa (Abarca,2011).

2.4.3.6. Tiempo de residencia. El tiempo de residencia depende de las peculiaridades del material que se va a flotar, de la cinética de adición de reactivos, del volumen de las celdas, de la proporción de sólidos de las pulpas en las celdas y de las contribuciones circulares (Guartán y Tamay, 2003).

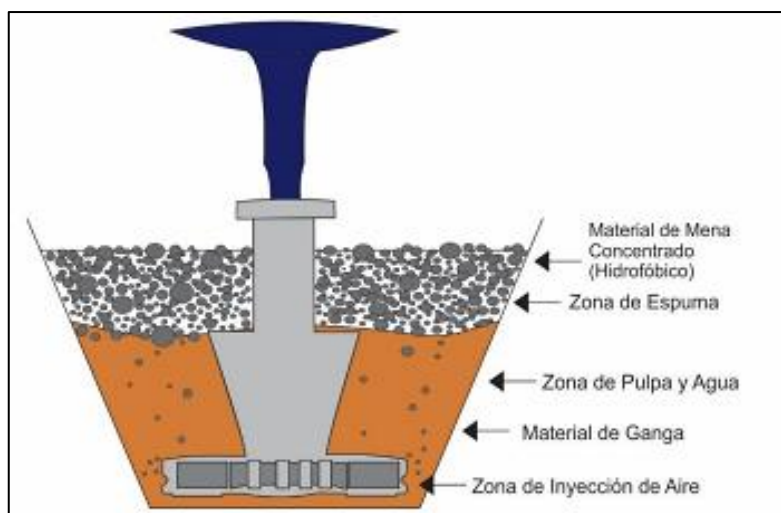
El tiempo de flotación corresponde al promedio de la retención de las partículas en la celda para permitir la adhesión de partículas hidrófobas a las burbujas de aire que a su vez flotan hacia la superficie (Chica y Salinas, 2017). Se clasifica en dos partes que son el tiempo de acondicionamiento y el tiempo de retención. En el primero, la pulpa permanece agitándose hasta que los reactivos operen, los colectores se pueden añadir antes o al final del proceso (Chica y Salinas, 2017). En el segundo tiempo se empieza la recolección de la espuma y finalizado el tiempo se obtiene el concentrado (Chica y Salinas, 2017).

2.4.4. Mecanismo de flotación

El proceso de flotación se realiza en forma de espuma que consta en la recepción de una pulpa que contiene agua y el sólido previamente molido, para luego entrar en contacto con las burbujas de aire, que favorecen a la agitación de la pulpa y homogenización de los reactivos con la finalidad de favorecer el transporte de mineral útil por las burbujas (Correa, 2019). Esto se da por el uso de reactivos que benefician a las propiedades del metal de interés, formando un complejo partícula – burbuja haciendo que el mineral ascienda hasta una zona de espuma (figura 5 y 6). Si el nivel de espuma aumenta a un tamaño adecuado, se produce un rebose en las celdas de flotación, pasando a formar una corriente de concentrado que pasa a otra celda, donde el proceso se vuelve a repetir para aumentar la selectividad y así recuperar la mayor parte del mineral (Correa, 2019).

Figura 5.

Esquema de un sistema de flotación visualizando sus componentes.



Nota: Zonas durante el proceso. Adaptado de Sistema de flotación [Fotografía]. Cuenca, 2016, <https://bit.ly/3B1brQV>.

Existen cuatro etapas para el proceso de recuperación del mineral valioso a partir de la pulpa: colisión y unión selectiva de las partículas del mineral útil a las burbujas de aire y el abandono de los minerales vencidos (colas o relave), arrastre de las partículas a través del agua hasta llegar a la superficie de la celda de flotación, la obtención física de las

burbujas en la espuma de corta duración y su posterior colapso dentro del tanque de recolección del concentrado final (Moya, 2014).

Las partículas que superan el tamaño de la malla 45 (354 μm) son partículas ultrafinas que ofrecen ciertas dificultades al momento de la flotación, debido a que estas se adhieren a las partículas a flotar imposibilitando al colector adherirse en la parte superficial de las partículas que se desea flotar (Díaz, 2015).

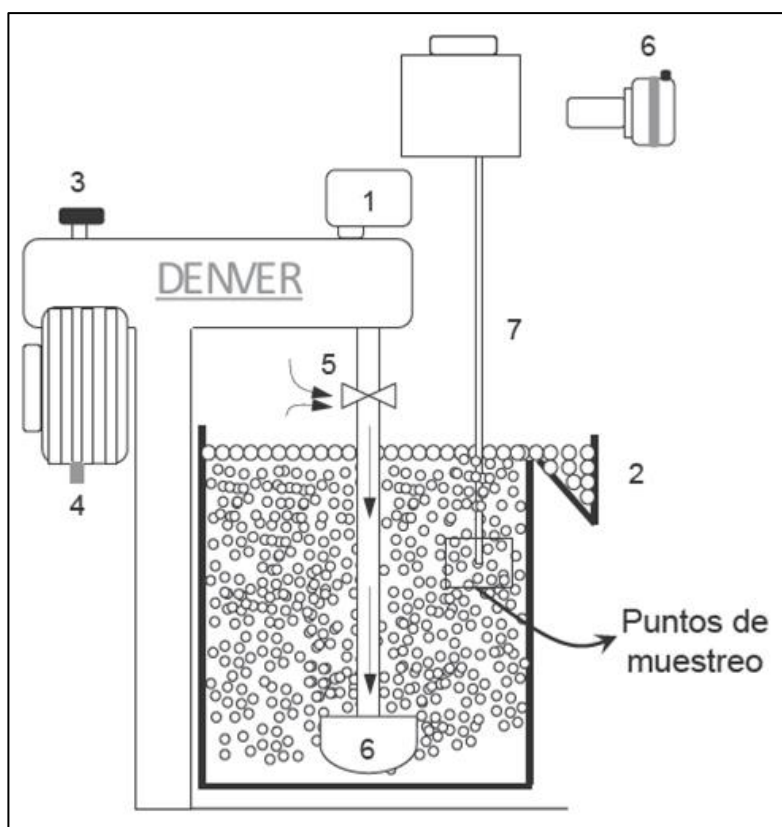
El tratamiento químico de las partículas es muy importante a la hora de flotación, se debe tomar en cuenta la polaridad o no polaridad de las partículas superficiales que chocan contra las burbujas, la flotabilidad de un material es medida por su no mojabilidad (Cuenca, 2016).

La flotación se realiza en celdas provistas de agitación mecánica e inyección de aire, donde está en suspensión el material a tratar (Guartán y Tamay, 2003). Las especies mineral natural o artificialmente hidrofóbicas se adhieren a las burbujas de aire y son transportadas a la superficie de la pulpa en forma de una espuma estable que se evacua por desbordamiento; estas espumas constituyen los concentrados de flotación (Guartán y Tamay, 2003).

La mayor parte de los minerales no tienen flotabilidad natural, sin embargo, se consiguen flotarlos mediante la adición de reactivos químicos llamados colectores, que son reactivos orgánicos heteropolares formados de una cadena de hidrocarburos y de una función polar que reacciona y/o se adsorbe selectivamente en la superficie de ciertos minerales en función de su naturaleza y del pH a tratar (Guartán y Tamay, 2003).

Figura 6

Características y operación del equipo de flotación Denver.



Nota: Configuración esquemática del sistema de flotación. 1. indicador de rpm, 2. celda de acrílico de 1.5 l, 3. ajuste de velocidad del impulsor, 4. interruptor de arranque, 5. válvula de aeración, 6. sistema de fotografía, 7. tubo muestreador. Adaptado de la Revista mexicana de ingeniería química [Fotografía], 2013, <https://bit.ly/3crGTOR>.

2.4.5. Reactivos de flotación

Los reactivos de flotación son sustancias orgánicas e inorgánicas que promueven, intensifican y modifican las condiciones óptimas del mecanismo de flotación (Alulima, 2009). La clasificación de los reactivos prevé su división en dependencia de su papel en la flotación en los siguientes grupos: colectores, espumantes y modificadores; siendo las dos primeras sustancias orgánicas empleadas generalmente en dosificaciones comprendidas entre 1 a 1000 g/t de alimentación (Alulima 2009; Pávez, 2009). Químicamente, son clasificados como

surfactantes, donde cumplen dos papeles importantes: el primero que adsorben en la interfase sólido/líquido y actúan como colectores tornando hidrofóbica la superficie de ciertos minerales, y segundo influyen en la cinética de la adhesión burbuja/mineral, actuando como espumante, de esta forma el espumante actúa principalmente en la interfase líquido/aire, promoviendo la formación de la espuma a través de la disminución de la tensión superficial (Pávez, 2009).

Los modificadores son sustancias inorgánicas u orgánicas empleadas en cantidades que generalmente varían entre 20 a 1000 g/t (Pávez, 2009).

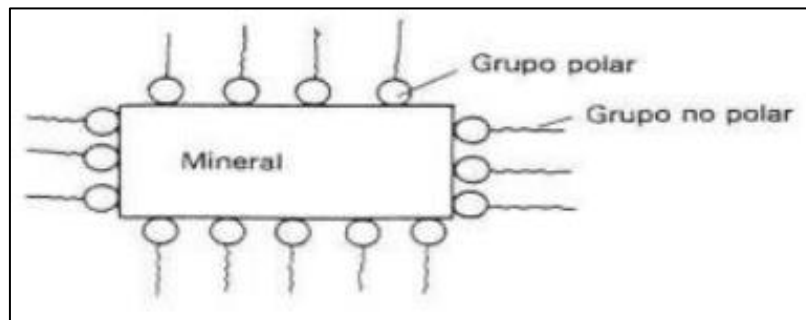
En flotación, el rendimiento de los reactivos, sean colectores o espumantes, depende mucho de la composición mineralógica de la mena (Bocanegra y Dávila, 2019). Los reactivos utilizados para el acondicionamiento favorable del proceso constituyen los llamados agentes de flotación, la selección y combinación apropiada de los mismos para cada tipo de mineral particular, constituye precisamente el principal problema del metalurgista a cargo de la operación (Bravo, 2004).

2.4.5.1. Promotores o Colectores. Son reactivos orgánicos de composición y estructura diversa, cuya función principal es la hidrofobización selectiva de la superficie de las partículas de ciertos minerales, para crear condiciones favorables de su adherencia mineral - burbuja. Los colectores disminuyen la humectación de las partículas del mineral y aumentan su capacidad de adherencia a las burbujas de aire (Bustamante et. Al, 2012).

Los colectores son sustancias orgánicas cuyo anión o catión tiene una disposición integrada por un componente polar y otro apolar (López, 2012). La parte polar del ion se adsorbe en la superficie del mineral, por otro lado, la sección apolar se dirige hacia la fase acuosa, dando el carácter hidrófobo al mineral como se muestra en la Figura 7 (López, 2012). También los colectores de tipo aniónico son los más utilizados en minería para la flotación de minerales asociados a los sulfuros, por lo tanto, los colectores de tipo catiónico se los aplica generalmente para minerales no metálicos (López, 2012).

Figura 7

Adhesión del colector en la superficie del mineral.



Nota: La fase polar se absorbe en la superficie del mineral, en cambio la fase no polar se dirige a la fase acuosa originando el carácter hidrófobo del mineral. Adaptado de Laiza [Fotografía], 2016, <https://bit.ly/3Tqqwm6>.

Los colectores que usualmente, se emplean para la flotación de sulfuros metálicos y metales nativos son los xantatos y los ditiofosfatos.

- Aerofloat 1208 (Ditiofosfato – dibutílico secundario de sodio y dietílico de sodio): Se aplica de menas de oro, plata y cobre (Romero et. al, 2019). Es uno de los promotores mejor desarrollado para minerales metálicos, con frecuencia se lo combina con el xantato Aero 301. Está compuesto por 50 % de dietil ditiofosfato de sodio y 50 % de di - butil ditiofosfato de sodio, también se puede usar como colector de calcopirita, covelita y bornita (Romero et. al, 2019).
- Aerofloat 1238: es un ditiofosfato-dibutílico secundario de sodio, es un colector eficaz para el oro y para menas con sulfuros de plata, cobre y zinc (Romero et. al, 2019). Son más selectivos que los xantatos, la dosificación usual es de 25 – 100 g/t. No es un buen colector de galena, tiene una selectividad con respecto a la pirita en circuito alcalino. Este colector es excelente para sulfuros de cobre y es especialmente útil en la flotación de calcopirita en presencia de pirita cuando se desea la selectividad (Wang, 2016).

El Aerofloat 1208 es un colector que, que debe ser manipulado con precaución para evitar toxicidad al medio ambiente, dado que, en 96 horas, > 125 mg/l resulta tóxico en agua dulce para el pez Trucha arcoíris (*Oncorhynchus mykiss*) (Flottec, 2018). Mientras que el Aerofloat 1238 resulta tóxico en las 96 horas, cuando se lo emplea en una cantidad de 152 mg/l, afectando al pez Salmón real (*Oncorhynchus tshawytscha*), de igual forma durante el mismo período es perjudicial para el pez Trucha arcoíris (*Oncorhynchus mykiss*), cuando se usa una cantidad de 1149 mg/l, de tal manera que al emplearse estos colectores, se debe considerar mantener aisladas las aguas residuales durante el tiempo indicado, para luego proceder a desechar las misma, logrando de esta forma un impacto positivo en la industria de procesamiento de minerales (Flottec, 2018).

2.4.5.2. Espumantes. Son sustancias tensoactivas heteropolares que pueden absorberse en la superficie de separación agua/aire (Bravo, 2004). Su uso radica en la necesidad de crear espuma, apta para mantener las burbujas cargadas de mineral, para luego proceder a su extracción de la celda (Bravo, 2004).

Y según Pávez en el (2009), expone que estos reactivos cumplen 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 que tienden a optimizar los efectos del tamaño de partícula.
- Aumentar el énfasis sobre la velocidad cinética de flotación.

En dependencia de la eficacia de acción de los espumantes con diversos valores del pH de la pulpa, éstos se dividen en:

- Básicos: Los que poseen una propiedad espumígena máxima en pulpas alcalinas. A los que espumantes principales pertenecen las bases de piridina pesadas, que poseen una elevada propiedad espumígena en medios muy alcalinos (Alcarraz y Rojas, 2017).

- **Ácidos:** Los que disminuyen sus propiedades espumígenas a medida que se incrementa la alcalinidad de la pulpa. A los espumantes ácidos pertenecen los reactivos fenólicos (cresol, xilenol, aceites de madera que contienen fenol y otros) y los alquilarilsulfonatos (detergentes y azolatos) (Alcarraz y Rojas, 2017).
- **Neutro:** Cuyo empleo en la flotación no depende prácticamente del pH de la pulpa. Es el grupo más considerable de agentes espumantes por su gran aplicabilidad en diferentes procesos (Alcarraz y Rojas, 2017). Los reactivos que constituyen alcoholes aromáticos, alicíclicos, alifáticos y sustancias con enlaces éteres (Bravo, 2009).

2.4.5.3. Modificadores. La función específica de los reactivos modificadores es precisamente preparar las superficies de los minerales para la adsorción o desorción de un cierto reactivo sobre ellas y crear en general en la pulpa condiciones propicias para que se pueda efectuar una flotación satisfactoria, cambia o modifica la superficie de los sulfuros o de la ganga, para favorecer o impedir que los reactivos colectores actúen sobre ellos, evitando de esta manera que floten (Bravo, 2004).

2.4.5.3.1. Activadores. La función de estos reactivos radica en volver flotables a aquellos minerales que fueron reprimidos temporalmente en el proceso de flotación selectiva (Bravo, 2004).

2.4.5.3.2. Reguladores. Estos reactivos corrigen la alcalinidad o la acidez (el pH) en los ensayos de flotación; determinándose, así como sustancias ácidas o alcalinas (Bravo, 2004).

2.4.5.3.3. Depresores. Estos reactivos impiden permanente o provisionalmente la flotación de algunos minerales complejos sometidos a la flotación, evitando que el mineral de interés sea obviamente recolectado (Bravo, 2004).

2.4.6. Dosificación de reactivos

La cantidad de reactivo requerida en el proceso dependerá de las pruebas metalúrgicas preliminares y del balance económico desprendido de la evaluación de los consumos. La fórmula para dosificar los reactivos es la ecuación 1:

$$\text{Reactivo} = \frac{X * W * 10^{-6}}{P}$$

Ecuación 1

Donde:

X = concentración de reactivo (g/t)

W = peso de muestra (g)

P = pureza del reactivo

2.4.7. El agua en la minería

Una de las variables más importantes para todo proyecto minero, desde las fases de prefactibilidad hasta las de operación, es la disponibilidad de agua (Gunson et. al, 2012). El agua es necesaria en las minas para la supresión de polvo, procesamiento de minerales, lavado de minerales, extracción hidrometalúrgica, entre otras operaciones (Gunson et. al, 2012). Para estas aplicaciones, el agua se puede extraer de cuerpos de aguas superficiales (arroyos, ríos o lagos), de acuíferos subterráneos, o como subproducto del proceso de desagüe o desagote del agua en las minas (Avato, 2016).

La industria minera ha encontrado muchas vías innovadoras para evitar competir con otros usuarios de agua. Por ejemplo, las empresas mineras a veces tienen la capacidad de invertir en infraestructura para obtener fuentes de agua que pueden ser de utilidad para otros usuarios. La minería es una de las pocas industrias que es capaz de reutilizar el agua en varios procesos de calidad inferior a la requerida para el consumo humano (Maupin et. al, 2014). Además, puede utilizar algunos suministros de agua no convencionales, por ejemplo, el agua de mar puede ser utilizada para el procesamiento de minerales, las aguas subterráneas hipersalinas y las aguas residuales procedentes de otras industrias también pueden ser fuentes potenciales de agua para las operaciones mineras (Avato, 2016).

En la actualidad, la industria minera ha cambiado su perspectiva y asigna una importancia esencial para el uso racional y eficiente del agua en sus operaciones, la adopción de medidas para optimizar el consumo a través de mejores prácticas de gestión y/o la introducción de mejores tecnologías que reduzcan la demanda, y con ello tener mayor disponibilidad del recurso (Avato, 2016). Entre estas medidas se incluye: recirculación del

agua en las operaciones, tratamiento de las aguas residuales para su reutilización, desalinización y uso directo de agua salada, mejora de la gestión de colas de mineral mediante el desarrollo de técnicas que aumentan las concentraciones de sólidos (liberando agua) y el control de infiltraciones sobre el terreno, entre otras medidas adoptadas (Chilean Copper Commission [COCHILCO], 2008).

2.4.7.1. Suministro de agua en la minería. Un suministro sostenible de agua de la mina es necesario para satisfacer la demanda de agua de proceso y proporcionar agua potable para la comunidad minera (Schumann, 2009).

Las fuentes de suministros pueden proceder de las aguas superficiales como lagos, embalses o ríos, o de las aguas subterráneas (Schumann, 2009). Proporcionar un suministro sostenible de agua para una mina implica diversos desafíos y requiere una investigación especializada y estudios entre los cuales podemos citar los más importantes (Idrissy y Connelly, 2012):

- Identificación y evaluación de los recursos hídricos.
- Modelado del comportamiento de las aguas subterráneas y superficiales.
- Estimación y análisis de la captación y recarga del acuífero.
- Diseño de los sistemas de bombeo y de los pozos de captación de agua.

La disponibilidad de agua normalmente se rige por las condiciones del sitio, como el clima, la morfología del terreno, la disposición de la mina y la cubierta vegetal (Idrissy y Connelly, 2012). Como resultado de esto, muchas operaciones se enfrentan a restricciones en el uso del agua (Idrissy y Connelly, 2012). La industria minera y metalúrgica a menudo tiene que competir por el agua con otras industrias, como la agricultura y los usuarios domésticos (Avato, 2016). Empresas mineras en países que enfrentan problemas de escasez de agua y que tienen una industria minera en expansión, como Chile y Australia, ya están recurriendo a fuentes de suministro no convencionales como el agua de mar, con nuevas tecnologías de desalinización, a pesar de que sus instalaciones están ubicadas a kilómetros de distancia de las costas marítimas (Dudeney et. al, 2013).

2.4.7.2. Consumo de agua en la minería. La industria minera consume grandes cantidades de agua, sin embargo, a escala mundial el uso del agua para la mina representa una pequeña porción del uso total de agua utilizada (Gunson et al, 2012). El consumo de agua varía ampliamente entre las distintas instalaciones mineras para distintos minerales, incluso cuando determinados tipos de minas se encuentran ubicadas en las mismas zonas geográficas (Gunson et. Al, 2012).

En la mina el uso del agua depende del tipo de extracción, es así que, en la minería a cielo abierto, el principal uso es para riego de caminos con el fin de reducir el polvo en suspensión, este consumo es variable, pero en algunas minas ha llegado a ser del 15 % del total consumido (COCHILCO, 2008). En cambio, en la minería subterránea, el consumo de agua se reduce y el problema consiste principalmente en la extracción de agua que se junta en el fondo del laboreo, que pueden proceder de la lluvia o de infiltración de agua subterránea (COCHILCO, 2008).

Los procesos de trituración y molienda (en especial los de molienda húmeda), de separación y concentración física (como los de flotación) son los procesos que utilizan agua, entre el 70% y 80% del total de la planta (COCHILCO, 2008). Esto se debe principalmente a la generación de pulpas de mineral, donde su concentración de sólidos juega un papel fundamental en el consumo de agua. Los procesos hidrometalúrgicos (lixiviación, extracción por solventes y electro-deposición) posteriores usan el 10% y 20 % (COCHILCO, 2008). Un estudio realizado para la minería del cobre en el año 2006 en Chile muestra como resultado un consumo de 0,79 m³/t para las etapas de molienda y concentración física, y 0,13 m³/t para los procesos hidrometalúrgicos, reportando una extracción media de agua de 11,9 m³/s (COCHILCO, 2008).

Además del uso de agua en los procesos mencionados anteriormente, una instalación minera también necesita agua para el tratamiento final del metal (fusión y refinado eléctrico) que puede requerir cantidades no despreciables de agua (Dudeney et. al, 2013).

2.4.7.3. Recuperación de agua en la minería. La mejora en el diseño del sistema de agua a utilizar en minería gira en torno a dos premisas:

En primer lugar, llevar adelante la operación con la más alta densidad de sólidos posible sin impactar negativamente en el proceso y, en segundo lugar, utilizar en las distintas operaciones la calidad de agua más pobre aceptable sin afectar al rendimiento del proceso (Gunson et. al, 2012). Podemos decir que los esfuerzos para mejorar el rendimiento del sistema de agua en la minería se pueden clasificar en tres conceptos, similares a los conceptos utilizados en gestión de residuos: reducir, reutilizar y reciclar (Gunson et. al, 2012).

La reducción en el consumo del agua, radica en mejorar la eficiencia de los procesos con respecto a la utilización del agua, evitar pérdidas importantes como las de evaporación, utilizar pulpas del mineral con mayor concentración de sólidos, entre otros (Hintukainen, 2015). En estos casos, la reducción del consumo de agua se ve reflejada en el proceso propiamente dicho (Hintukainen, 2015). Pero cuando hablamos de reutilizar o reciclar, lo que se busca es lograr una reducción de consumo de agua global de la mina, es decir, intentar tomar del ambiente la cantidad justa y necesaria para los requerimientos de operación, sumado a disminuir la descarga de aguas residuales al ambiente, con objetivo final la descarga cero (Hintukainen, 2015).

Reutilizar el agua, implica la posibilidad de reutilizar el agua que abandona un proceso como entrada de otro sin ningún tipo de tratamiento, en forma directa (Avato, 2016). En cambio, cuando nos referimos a reciclar el agua, estamos planteando la necesidad de un proceso de tratamiento previo a su reutilización en otro proceso (Gunson et. al, 2012):

2.4.7.3.1. Recolección y reutilización de agua de precipitaciones. Teniendo un buen plan de manejo de cuencas es posible recolectar el agua de las precipitaciones y escorrentías superficiales que se generan sobre el sitio. almacenando dicha agua en embalses o diques para su posterior uso, es posible luego ser reutilizada reduciendo significativamente el requerimiento de agua de la instalación (Avato, 2016).

2.4.7.3.2. Reutilización del agua de desagüe de la mina. Las minas que se encuentran por debajo del nivel freático requieren del desagüe de agua para evitar la inundación de las canteras o de los laboreos subterráneos (Avato, 2016). Esta agua tiene características generalmente adecuadas para su uso, y se emplea comúnmente como agua de procesos (Avato, 2016).

2.4.7.3.3. Reutilización de agua de refrigeración. Algunas instalaciones usan sistemas de refrigeración con agua en sus operaciones, como, por ejemplo, intercambiadores de calor casco y tubo o de placas para enfriar equipos eléctricos, motores o sistemas de lubricación. esta agua es generalmente limpia y se puede reutilizar para una amplia variedad de procesos: molienda húmeda, depuradores de polvo, preparación de soluciones y mezcla de reactivos, flotación, etc. (Avato, 2016).

De la misma manera podemos listar donde se pueden centrar los esfuerzos en cuanto al reciclaje del agua dentro de una instalación minera:

- Reciclaje de aguas superficiales de diques de colas del mineral.
- Reciclaje de aguas de infiltración de diques de colas del mineral.
- Reciclaje de agua de espesadores primarios y secundarios.
- Reciclaje de agua de los procesos hidrometalúrgicos.

2.4.7.4. Caracterización y clasificación de las corrientes de agua en la mina.

Diversos componentes y en diferentes proporciones pueden estar disueltos en las corrientes de agua involucradas en los balances de agua de la mina (Lottermoser, 2010). Algunas corrientes pueden contener compuestos de nitrógeno (NO_2^- , NO_3^- , NH_3) derivados de la utilización de explosivos en los trabajos de explosión en la mina y/o de los procesos de lixiviación del mineral, como la lixiviación con cianuro en la minería del oro (Lottermoser, 2010). Otras aguas pueden contener aditivos químicos provenientes del procesamiento de los minerales y/o de las operaciones hidrometalúrgicas. Entre los parámetros que normalmente son analizados para la caracterización de las aguas que intervienen en los procesos dentro de una mina (Lottermoser, 2010):

- **Potencial de óxido-reducción (ORP) [V]:** El potencial redox de las aguas de mina es un parámetro que está íntimamente relacionado con las concentraciones de $\text{Fe}_2^+/\text{Fe}_3^+$ en solución (Avato, 2016).
- **Potencial de hidrógeno (pH):** Es uno de los parámetros más utilizados para caracterizar una solución. Este valor está relacionado con la concentración de protones libres en solución (Avato, 2016).
- **Conductividad Eléctrica (EC) [$\mu\text{S}/\text{cm}$]:** Mide la capacidad de la solución de conducir la corriente eléctrica, depende de la cantidad de iones presente en la solución (Avato, 2016).
- **Dureza [$\text{mg}/\text{l CaCO}_3$]:** Es la suma de iones que pueden precipitar como incrustaciones. Se expresa en miligramos por litro de carbonato de calcio, y está relacionado con la suma de iones calcio y magnesio disueltos (Avato, 2016).
- **Alcalinidad [$\text{mg}/\text{l CaCO}_3$]:** Es la capacidad que presenta una solución para neutralizar ácidos. Se determina por titulación con un ácido (Avato, 2016).
- **Acidez [$\text{mg}/\text{l CaCO}_3$]:** Es la capacidad de una solución de donar protones. Se determina por titulación con una base (Avato, 2016).
- **Sólidos Disueltos Totales (TDS) [mg/l]:** Representa la cantidad de sólidos disueltos. Se determina mediante evaporación hasta sequedad y peso del residuo (Avato, 2016).
- **Oxígeno Disuelto (DO) [mg/l]:** Representa la cantidad de oxígeno disuelto (Avato, 2016).
- **Turbidez [NTU]:** Es un análisis macroscópico, en el que se evidencia la presencia de material en suspensión en el agua. La escala es empírica (Avato, 2016).
- **Temperatura [$^{\circ}\text{C}$]:** Medida relacionada con la energía interna del agua (Avato, 2016).

Entre estos parámetros listados, el pH y los TDS son los más utilizados y los que más influyen en el rendimiento de la instalación. El efecto del pH es indirecto, debido a la influencia que tiene sobre la solubilidad de un compuesto (Department of Water Affairs and Forestry, 2007). Los TDS, en cambio, dan una idea de la concentración total de sales disueltas en las aguas de la mina (Department of Water Affairs and Forestry, 2007).

2.4.7.5. Problemas con la reutilización del agua. El agua reusada o recirculada debe tener una calidad suficiente como para que no altere los procesos en los que se va a reutilizar, ni los productos finales (Avato, 2016). Durante el refinamiento del mineral, mediante procesos hidrometalúrgicos, se busca obtener la mayor recuperación de minerales con interés económico (Department of Water Affairs and Forestry, 2007). Esto ha dado lugar a técnicas de recuperación más complejas, la mayoría de las cuales implican un uso intensivo y reciclaje del agua (Department of Water Affairs and Forestry, 2007). Estas operaciones requieren un control más estricto sobre la calidad del agua en las corrientes involucradas con el fin de mantener la eficiencia del proceso y evitar problemas de funcionamiento, como corrosión, incrustaciones o ensuciamiento (Department of Water Affairs and Forestry, 2007).

El aumento o acumulación de sales disueltas debido a la reutilización del agua, puede traer problemas de rendimiento en proceso de flotación (Schumann, 2009), así como también generar deposición de sales en sectores donde se puedan dar las condiciones adecuadas. En los sistemas de refrigeración, calefacción y producción de vapor, la variación de la temperatura puede influir en la acumulación de algunas sustancias y esto provocar un aumento en las tasas de corrosión y de generación de sarro (Schumann, 2009). La evaporación en sistemas de refrigeración abiertos y en calderas aumenta el contenido de sólidos disueltos en el agua, lo que puede favorecer la formación de incrustaciones o corrosión. Las aguas de sistemas de refrigeración abiertos al ambiente presentan condiciones óptimas para la formación de microorganismos, por lo que, se debe tener especial cuidado al momento de la reutilización de estas aguas, no solo por la generación

de ensuciamiento en cañerías y equipos, sino también por la proliferación de agentes tóxicos para la salud o el ambiente (Department of Water Affairs and Forestry, 2007).

Como regla general el agua residual puede ser reutilizada en otro proceso; solo si su calidad es inferior a la calidad de salida del nuevo proceso, o si previamente se le aplica el tratamiento adecuado para alcanzar los requisitos de calidad de este nuevo proceso (Avato, 2016).

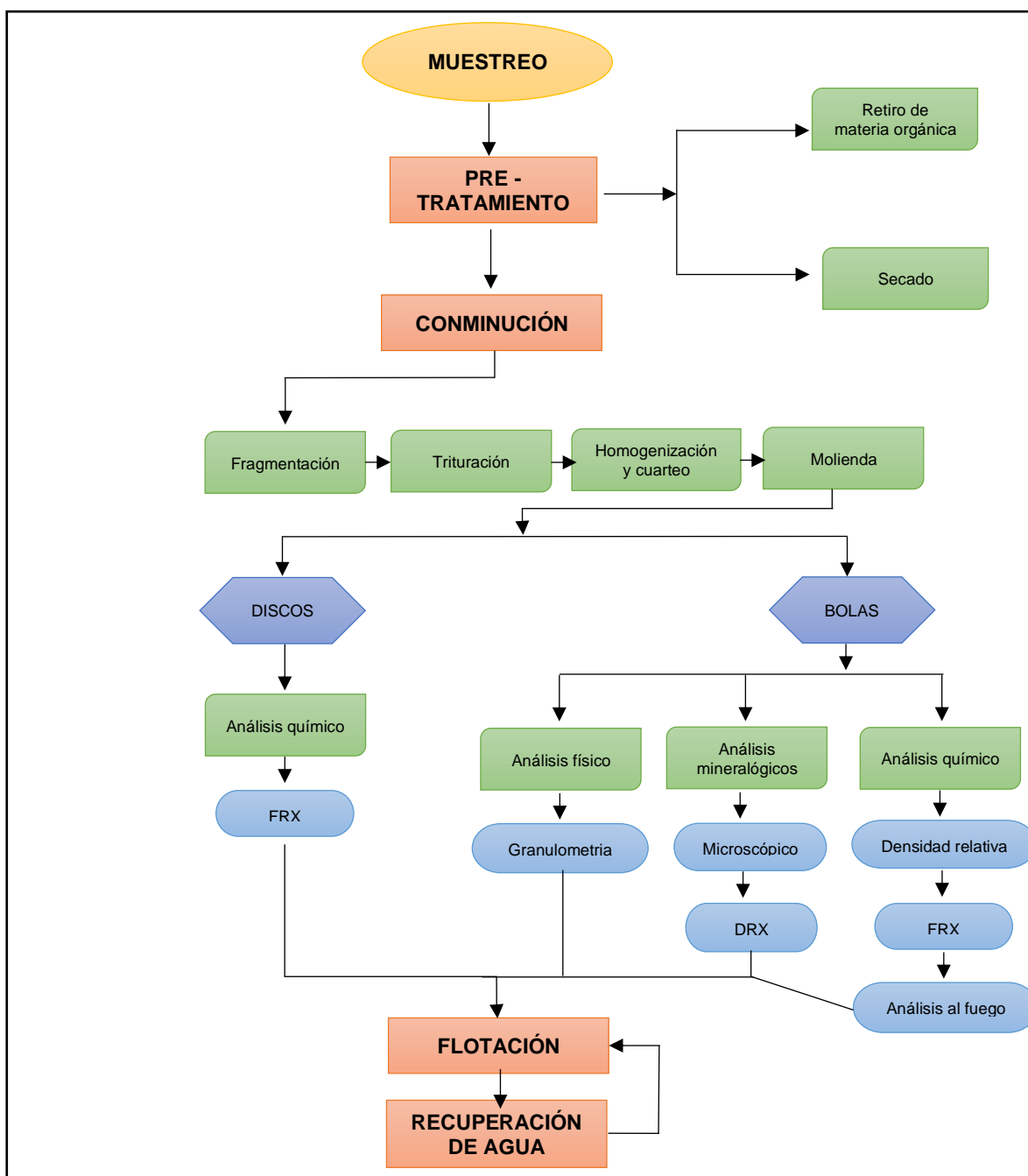
Capítulo tres

Metodología Experimental

3.1. Enfoque y diseño metodológico

Figura 8

Diagrama de flujo del proceso.



Nota: Proceso para la recuperación de oro.

3.2. Muestreo

Se procedió a realizar la toma de muestras en el área de estudio, para lo cual se excavaron calicatas en diferentes puntos de la relavera de 50 cm x 50 cm a una profundidad de aproximadamente 50 cm con el fin de que la muestra sea representativa. Con la ayuda de un muestreador se adquiere una porción de las cuatro paredes de cada calicata. En la base se usó la técnica del tubo muestreador, el mismo que consiste de una pieza de tubo de 5 pulgadas de diámetro, con un lado abierto y terminado en punta y el otro extremo adherido en forma de T similar a manijas.

3.3. Pretratamiento

3.3.1. Retiro de materia orgánica

Se procedió al retiro de escombros, palos, raíces y hojas dejando la muestra completamente limpia para los respectivos ensayos de laboratorio.

3.3.2. Secado

Las muestras obtenidas de la concesión minera fueron secadas como se indica en la figura 9, para eliminar la humedad de las mismas, las cuales fueron colocadas en bandejas pírrex a una temperatura de 105 °C por 24 horas.

Figura 9

Secado de la muestra en la estufa a 104°C.



Nota: Proceso de secado de la muestra, se elimina toda la humedad presente a 105°C.

3.4. Conminución

3.4.1. Homogenización y cuarteo

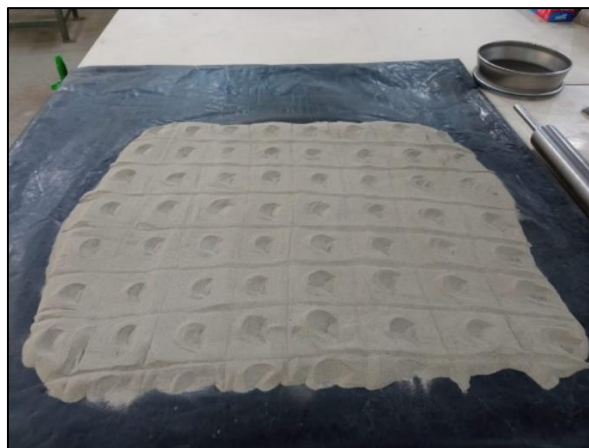
El material de minal ya tenía una granulometría similar al producto de la etapa de trituración, por lo que se optó por realizar el proceso de preparación, desde la homogeneización y cuarteo para finalizar con la molienda de la muestra.

Para la homogenización se utilizó el proceso de roleo, este tiene por objeto colocar el material sobre un plástico que pueda retener toda la muestra. Luego se hizo rodar el material de una esquina a otra 20 veces, para que tenga una mayor uniformidad; este proceso se lo realizó durante varios minutos hasta que el material haya sido homogenizado adecuadamente.

Posteriormente, se extendió en el plástico la muestra; con el fin de formar una capa uniforme, con una espátula se realizó una cuadrícula. De cada cuadro se adquirió una porción de material, la misma que fue almacenada en bolsas de ziploc con un peso de 500 g, para ser utilizado para la caracterización de la muestra de cabeza y los diferentes análisis y ensayos. En la Figura 10 se presenta el cuarteo del material y como se tomaron las porciones respectivas

Figura 10

Homogenización y cuarteo de la muestra.



Nota: Mediante la técnica del cuarteo se obtiene una muestra más representativa para los futuros ensayos.

3.4.2. Pulverización

Con la finalidad de tener mayor efectividad al momento de realizar los ensayos respectivos, se redujo el tamaño de partícula de la muestra en el equipo Retsch Modelo RS200 como se observa en la figura 11. Se tomaron 100 g de material con un tamaño de malla # 200, previamente homogenizado y cuarteado; colocado en el recipiente, luego se ubicó el recipiente en el equipo pulverizador por un rango de 3 minutos con una velocidad de 700 rpm.

Figura 11

Pulverizador de discos Retsch modelo RS 200.



Nota: Pulverización de la muestra en el Molino de discos.

3.4.3. Molienda

La molienda permitió obtener el tamaño de grano adecuado para el proceso de flotación, en el cual se utilizó un molino de bolas Batch modelo MM (figura 12) para disminuir el tamaño de la partícula de la muestra hasta que el material tenga un tamaño de 74 μm de malla #200.

Las pruebas de molienda se realizaron con una relación sólido/líquido de 1/1, el peso de material fue de 2000 g, el volumen de agua de 2000 ml a una velocidad crítica de 60 rpm, por un lapso de 95 minutos.

Culminado el proceso de molienda se procedió a retirar el material del molino, procurando que no quede ningún residuo dentro para evitar pérdida de material. Luego se dejó secar en la estufa por 24 horas a $105^{\circ}\text{C} \pm 5^{\circ}\text{C}$. Finalmente se realizó un análisis granulométrico en húmedo y seco para corroborar el D_{80} de $74\ \mu\text{m}$ obtenido antes de la molienda.

Figura 12

Molino de bolas de acero Batch modelo MIM.



Nota: Disminución del tamaño de grano usando el molino de bolas de acero Batch modelo MM.

3.5. Caracterización de la muestra

3.5.1. Caracterización física

3.5.1.1. Análisis granulométrico. Para determinar la granulometría inicial del material se utilizó el equipo de tamices estandarizados Retsch, un vibrotamiz marca Retsch modelo as 200, una balanza analítica y una estufa POL-EKO SLW 400.

Los parámetros que se emplearon en el vibrotamiz fueron: amplitud de 1,60 mm/ "g", tiempo de 10 minutos e intervalos de 10 segundos.

3.5.1.1.1. Análisis granulométrico vía húmeda. Se tomaron 250 g de muestra y se utilizaron los tamices #18, #35, #120, #200, #230, #325, #400 y el fondo; y se ubicaron en orden descendente tomando en cuenta el tamaño de partícula en el vibrotamiz (figura 13). Se colocó el material desde la parte superior y se ajustó la tapa, la cual está conectada a las mangueras para drenar, en la parte inferior se puso una tina en el cual se recolectan los materiales finos (lomas) (figura 14) y finalmente se enciende el vibrotamiz. Una vez finalizado el deslamado, la muestra se colocó en un recipiente pírrex y se seca en la estufa a $105^{\circ}\text{C} \pm 5^{\circ}\text{C}$. Se dejó sedimentar el material fino de la tina por un rango de 24 horas, posteriormente se eliminó el agua y se lleva a secar en la estufa a $105^{\circ}\text{C} \pm 5^{\circ}\text{C}$.

Figura 13

Análisis granulométrico en húmedo,



Nota: Vibromatriz configurado durante 10 minutos con intervalos de 10 segundos, usando agua.

Figura 14

Sedimentación del material fino.



Nota: Sedimentación del material fino alojado en la tina, durante 24 horas.

3.5.1.1.2. Análisis granulométrico vía seca. Para realizar la granulometría en seco de las muestras como se observa en la figura 15, primero se procedió a pesar los tamices #18, #35, #60, #120, #200, #230, #325, #400 y # -400, los cuales fueron colocados en orden descendente; considerando el tamaño de grano, en el vibrotamiz. Posteriormente, se pesó cada uno de los tamices mediante la balanza analítica. Terminado el lapso de tamizaje, se procedió a pesar cada uno de los tamices con la muestra retenida, con los resultados obtenidos se elaboró la curva granulométrica y se determinó el d_{80} de $74 \mu\text{m}$ de la muestra.

Figura 15

Análisis granulométrico en seco.



Nota: Se configuró el vibromatriz durante 10 minutos con intervalos de 10 segundos.

3.5.2. Caracterización mineralógica

3.5.2.1. Análisis mineralógico con microscopio. Este proceso se empleó para determinar de manera cualitativa la composición mineralógica de muestra perteneciente a la concesión minera La Pituca II.

Este análisis se realizó con el uso del Microscopio Motic SMZ 168 y una caja de Petri, en la cual se colocaron 20 gramos de la muestra de cabeza previamente homogenizada y

cuarteada a partir de 100 gramos con un tamaño de grano de 74 μm . Se determinaron las características de los minerales y los minerales que se encuentran en la muestra analizada.

3.5.2.2. Análisis mineralógico por difracción de rayos X. Mediante el análisis de difracción de rayos x se identificó la composición mineralógica de la muestra, basándose en la interacción de la estructura cristalina del sólido con una fuente de rayos x, la cual combina un haz de rayos x a una longitud de onda determinada, con un elemento cristalino, en este caso el análisis por DRX no se llevó a cabo, pero la composición mineralógica se tomó del estudio realizado por Guamán (2020).

Para esta técnica se utilizó el difractómetro de rayos X marca BRUKER modelo D8 y software EVA Difrac Plus. Se procedió a pulverizar una porción de la muestra, posteriormente se llevó la muestra pulverizada al equipo de DRX para realizar le ensayo. Los resultados obtenidos se deducen mediante el software EVA Difrac Plus.

3.5.3. Caracterización química

3.5.3.1. Densidad relativa. Mediante la aplicación del picnómetro se determinó la densidad relativa, para ello se utilizó: picnómetro, muestra, balanza electrónica y piseta.

Se pesó el picnómetro de 10 ml al vacío (P) en la balanza electrónica, con una espátula se colocó una mínima porción de muestra (M) y se pesó, con ayuda de la piseta se agregó agua en el picnómetro más la muestra (S) se anotó el peso. Finalmente se llenó el picnómetro con agua destilada y se procedió a pesar (W). Con los datos obtenidos se realizaron los cálculos correspondientes (figura 16).

Se empleó la ecuación 2 para determinar la densidad relativa:

$$G = \frac{M - P}{W + (M - P) - S} \quad \text{Ecuación 2.}$$

Donde:

M: Peso de picnómetro + muestra

P: Peso de picnómetro vacío

W: Peso de picnómetro + agua destilada

S: Peso de picnómetro + muestra + agua destilada

Figura 16

Método del picnómetro de la muestra.



Nota: Mediante esta técnica se determinó la densidad relativa de la muestra.

3.5.3.2. Análisis químico por fluorescencia de rayos X. Esta técnica nos permite determinar la composición química del material y obtener los porcentajes de elementos mayoritarios, minoritarios y traza, presentes en la muestra (Jaramillo, 2020).

Se colocaron 2 g de muestra pulverizada en el recipiente y a través del Espectrómetro de fluorescencia de rayos X marca BRUKER modelo S1 TURBO ^{SD}, se realizaron dos lecturas por el método Mining Light Elements y Soil FP.

3.5.3.3. Análisis al fuego. Para este análisis se utilizaron dos muflas eléctricas de 220 v, en la mufla de serie In/3 3490, se fundió a una temperatura: 1000°C por 60 - 90min con el fin de obtener las fases líquidas y metálicas. En cada crisol se colocó 30 g de muestra, luego se añadieron 100 g flux + 2,5 gr harina para luego homogenizarla con la muestra. Finalizada la fundición se separar la escoria, de donde se obtiene el régulo de plomo que contiene los metales de interés (au y ag), para luego darles forma de cubos (para facilitar su manipulación); usando un martillo como se observa en la figura 17.

Figura 17

Fundición de la muestra en el horno a 1000°C.



Nota: Se colocó la carga fundida en la lingotera

El proceso de copelación oxida el Pb del régulo, Pb se absorbió de las copelas para obtener el botón de oro y plata. Cada regulo obtenido de la fusión se calientan en las copelas por 60 minutos en la mufla de serie LN/3 3490, para luego fundir el regulo de plomo, con el fin de eliminar el Pb a 900°C en 90 a 120 min) (Figura 18).

Por último, se dejó enfriar y laminó el botón con ayuda de un martillo (debe hacerse con bastante cuidado con el fin de no romper ni contaminar la muestra) (Figura 19).

Figura 18

Copelación a temperatura 1000°C.



Nota: Introducción de los régulos a la mufla.

Figura 19

Botón de oro de la muestra.



Nota: Dores obtenidos en el ensayo de copelación.

En la figura 20 se visualiza el ataque químico al doré; se procedió a pesar el mismo en una balanza analítica, seguido se lo colocó en un crisol de porcelana en la cual se adiciona ácido nítrico en relación $1\text{HNO}_3: 7\text{H}_2\text{O}$ por 20 minutos a una temperatura de 90°C , se lava y luego se adiciona ácido en relación $1\text{HNO}_3: 3\text{H}_2\text{O}$ por 15 min, por último, se lava y se agrega la última concentración de $1\text{HNO}_3: 1\text{H}_2\text{O}$ por 10 min, conservando la misma temperatura. En la figura 21 se muestra el oro resultado de la digestión de la plata.

Figura 20

Ataque del dore con ácido nítrico (1:7, 1:3, 1:1).



Nota: Eliminación de la plata contenida en el dore.

Figura 21

Au obtenido de la muestra.



Nota: Oro resultante de la digestión.

Finalmente se pesaron los dores resultantes y se realizaron los cálculos correspondientes para determinar el peso del oro en ppm.

3.6. Flotación

El proceso de flotación se ejecutó de manera secuencial, en una celda de flotación marca DENVER, se llevó a cabo en dos etapas; en la primera etapa se realizó la determinación de la cantidad de reactivos a utilizar, en este caso los reactivos empleados fueron el colector Ditiofosfato AR-1208 (Ditiofosfato– dibutílico secundario de sodio y dietílico de sodio) y el colector Ditiofosfato AR-1238 (Ditiofosfato–dibutílico secundario de sodio), espumante ER-350 y silicato de sodio (Na_2SiO_3). Considerando el tamaño de grano de un D_{80} de 74 μm . La segunda etapa consistió en el proceso de flotación con la combinación de los diferentes colectores y variaciones de pH 7 y 9. Seguido se empleó una celda de flotación marca DENVER D – 12. Cabe recalcar que, se realizaron cuatro ensayos, por ende, para la primera y segunda flotación se efectuaron con un tamaño de grano correspondiente a 74 μm para ello se mantuvo el colector Ar-1238 constante y se varió el pH. En la tercera y cuarta y flotación se procedió con el mismo tamaño de grano, pero se cambió de colector Ar-1208, un pH 7 y 9 (figura 22).

Figura 22

Equipo de flotación marca DENVER.



Nota: Proceso de flotación en el equipo de celda Denver.

Para realizar los ensayos, se utilizó una celda de flotación marca DENVER el cual está conformado por un motor de 1 caballo de fuerza (HP) con un sistema de agitación para permitir el paso del aire en la parte interior, para la generación de burbujas en la etapa de flotación del material. Los parámetros considerados son:

a. Reactivos

- Colectores: Aerofloat 1238 y Aerofloat 1208
- Espumante ER-350
- Depresor silicato de sodio
- Cal (regulador de pH)

b. Parámetros operacionales

- Tamaño de grano malla 200 (75 micrómetros)
- pH 7 y 9

- 500 gr de muestra
- 1300 ml de agua

En la dosificación de los reactivos se realizaron los respectivos cálculos para cada flotación, seguido se procedió a pesar de acuerdo a los datos obtenidos. Disolviéndolos en balones de 50 ml. se agitó para lograr una homogenización de la disolución y proceder a ser adicionados para cada ensayo. En la Tabla 1 se especifica la dosificación de los reactivos con su tiempo de recolección para cada concentrado.

Parámetros:

- Colector Ar-1208 y Ar-1238
- Tamaño de grano: 74 μm de malla 200
- pH: 7 – 9

Tabla 1

Dosificación de los reactivos para los ensayos de flotación con Ar-1238 y Ar-1208.

OPERACIÓN	Tiempo	pH	COLECTOR		ESPUMANTE		DEPRESOR	
			Ar- 1238, Ar-1208		ER-350		Silicato de sodio	
			Dosificació n de reactivo	Volum e n de aforo	Dosificació n de reactivo	Volum e n de aforo	Dosificació n de reactivo	Volum e n de aforo
Homogenización		7y9						
Acondicionamiento	5	7y9					250 g/t	100 ml
Acondicionamiento	3	7y9	100 g/t	100 ml				
Acondicionamiento	2	7y9			150 g/t	100 ml		
Flotación A	0,5	7y9						
Acondicionamiento	1	7y9						
Flotación B	1	7y9						
Acondicionamiento	0,5	7y9						
Flotación C	1,5	7y9						
Acondicionamiento	0,5	7y9						
Flotación D	2	7y9						
	22		100 g/t	100 ml	150 g/t	100 ml	250 g/t	

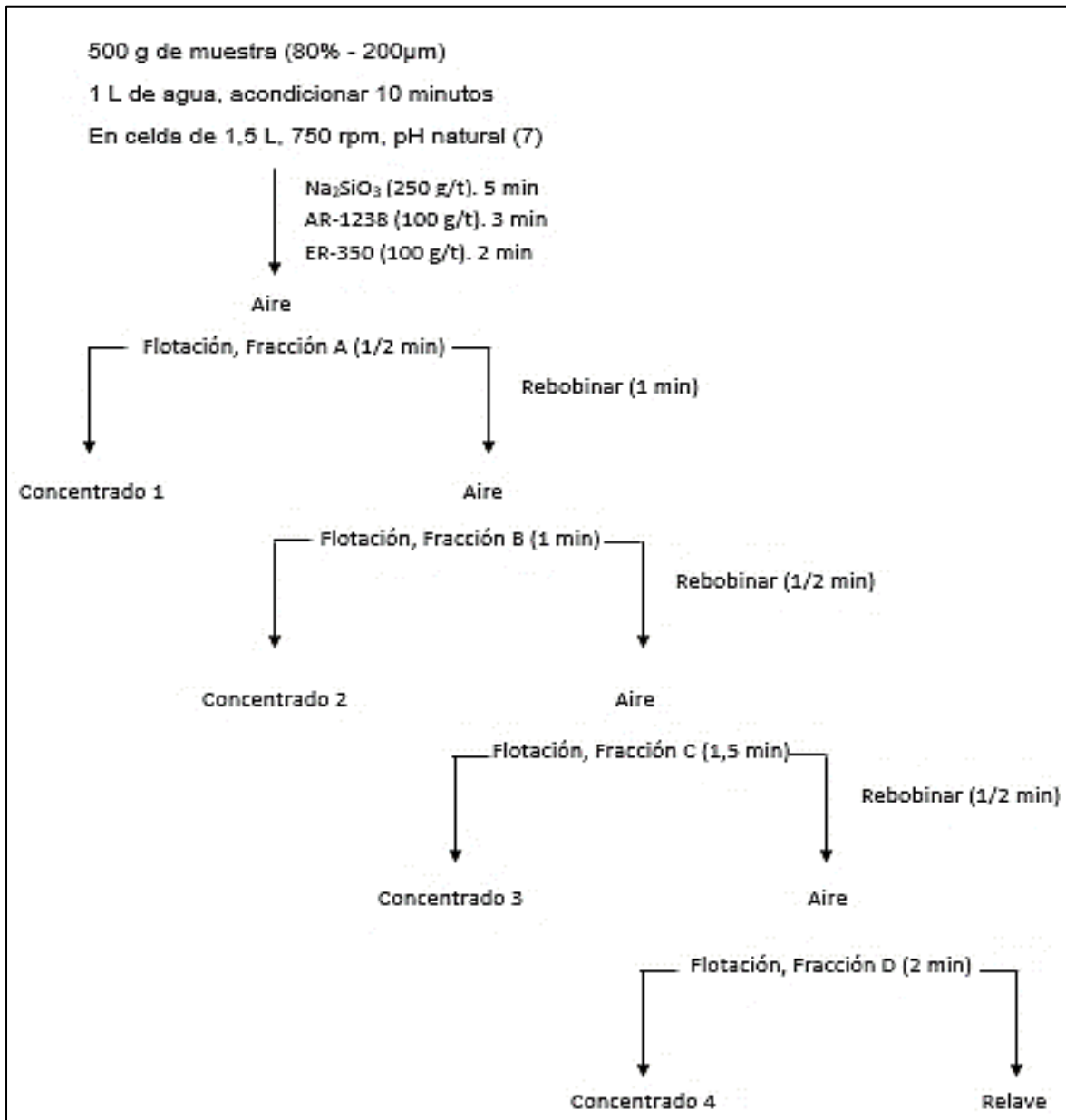
Nota: Se establecen tiempos pH y la dosificación de los reactivos.

Se pesaron 500 gr de material proveniente del proceso de molienda con un tiempo de 75 minutos, adicionalmente se dosificó la cantidad de los reactivos, se llevó a diluir cada uno de estos en un balón de aforo de 50 ml de agua agitando suavemente para lograr una homogenización efectiva. Previamente, se colocaron los 500 gr de muestra en la celda de flotación con 1300 ml de agua y se mide el pH inicial, se dejó homogenizar durante 5 minutos; se agregó el silicato de sodio realizando el primer acondicionamiento por 10 minutos. Después se colocó la dosificación establecida del colector Ar- 1238 o Ar-1208, acondicionando por 3 minutos; posteriormente a los 13 minutos se agregó el espumante ER-350, realizando el respectivo acondicionamiento. Pasado el tiempo de 15 minutos se dio paso al aire de la celda para iniciar la flotación; la espuma de cada fracción se colocó en bandejas pírex, en la flotación A se dejó acondicionar por un medio minuto, para la flotación B por un minuto, la flotación C por un minuto y medio y finalmente la flotación D por dos minutos. Cabe recalcar que, en cada flotacion se tomó el pH para controlar el mismo de la muestra y evitar tener una pulpa acida.

Finalizada la flotación se etiquetó el material concentrado y el flotado para llevar a la estufa a 105°C durante 24 horas para el secado. Los concentrados y relaves obtenidos del secado mediante la estufa se pesaron, etiquetaron y colocaron en una funda para los siguientes ensayos. El procedimiento se repitió para las tres flotaciones restantes variando el tipo de colector y pH. En la figura 23 se observa el esquema del procedimiento que se utilizó para realizar el proceso de flotación, se observan los diferentes tiempos de adición de los reactivos, como también los periodos de recolección de cada concentrado.

Figura 23

Esquema del proceso de flotación.



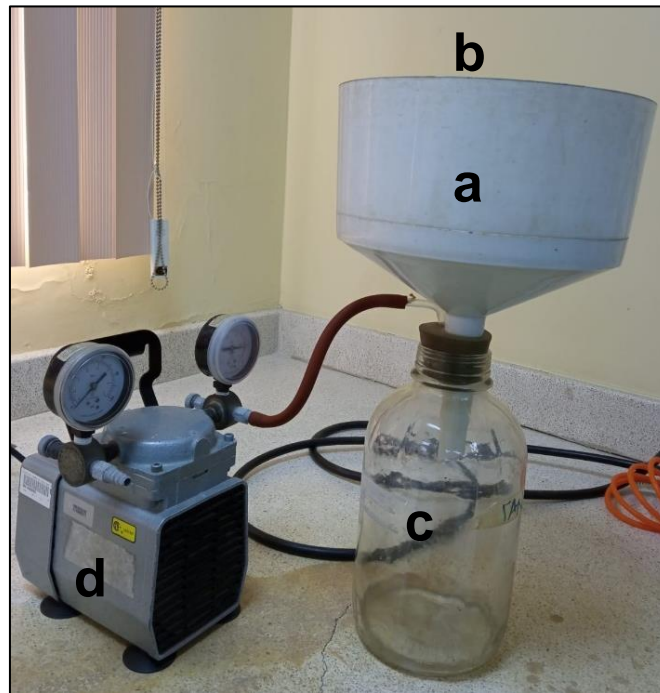
Nota: Proceso de flotación con los tiempos establecidos. Fuente: Jaramillo, 2020.

3.7. Reciclo de agua

Durante cada flotación se realizó el reciclo de agua para el desarrollo de la recuperación de agua se empleó un sistema de filtrado como se observa en la figura 24.

Figura 24

Diseño del sistema de filtrado de agua.



Nota: El equipo para el filtrado del agua consta de (a). embudo buchner, (b). papel filtro, (c). recipiente, (d). bomba de vacío.

En el recipiente se colocó el embudo buchner con el papel filtro respectivamente adecuado al mismo, se conectó la bomba de vacío con el recipiente para filtrar el relave restante procedente de cada flotación del equipo DENVER. Acoplado el sistema de filtración se encendió la bomba por un lapso de 8 a 10 minutos, en donde, el agua se filtró de manera óptima. El agua se filtró por el embudo quedando el material en la parte superior del papel filtro, previamente se mide el pH del agua recuperada para estabilizar el mismo a un pH 7 o 9. Seguido se procedió a realizar el reciclo de la misma en cada flotación, es decir, se colocó los 1000 ml recuperados más 300 ml; para evitar pérdidas de agua durante el proceso, se mezcló con la muestra y reactivos en el equipo DENVER iniciando con el proceso de flotación.

Se repitió la metodología mencionada para cada flotación. Es importante mencionar que no se utilizó ningún químico para purificar el agua, ya que no influyó durante todo el proceso de flotación.

Figura 25

Mecanismo de filtración para recuperar el agua del proceso de flotación.



Nota: Este mecanismo de filtración permitió el reciclaje del agua procedente de cada flotación.

Finalmente, el material restante en cada filtro se colocó en un pírrex sin quitarlo del papel filtro; para evitar pérdidas, y se llevó a la estufa para su secado (figura 25).

Capítulo cuatro

Resultados y discusión

4.1. Densidad relativa

Se aplicó el método del picnómetro, se realizaron cuatro ensayos, de los cuales se cuantificó un promedio para lograr un resultado preciso. La densidad relativa promedio de la muestra es de 3.5, tabla 2. Los cálculos se describen en el Apéndice 1.

Tabla 2

Resultado de la densidad relativa.

Ensayo	Densidad relativa	Promedio
1	3.75	
2	3.5	3.58
3	3.5	
4	3.6	

Nota: Se observa la densidad relativa promedio de 3.58

4.2. Análisis mineralógico

Se determinó la mineralogía de la muestra previamente cuarteada y homogenizada, mediante el uso del microscopio Motic SMZ 168. A continuación, se detallan los minerales mayoritarios con su respectiva fórmula química, en la Tabla 3.

Tabla 3

Análisis microscópico.

Mineral	Formula química
Cuarzo	SiO ₂
Pirita	FeS ₂
Galena	PbS
Ortoclasa	KAlSi ₃ O ₈

Nota: Se distingue los minerales Qz, Py, Gn.

Como resultado se observó cómo mineral mayoritario el mineral de cuarzo, verificándose con el alto porcentaje 58,2 % que arroja el análisis químico por fluorescencia

de rayos X por Mining Light Elements. Y minerales minoritarios como pirita, galena y plagioclasa.

4.3. Análisis por fluorescencia de rayos X

Basados en la tesis de Guamán (2020), la composición química de cada elemento se detalla en la Tabla 4, también se observa en la Figura 26 la concentración que se obtuvo al realizar el ensayo de fluorescencia de rayos X, por el método Mining Light Elements.

Tabla 4

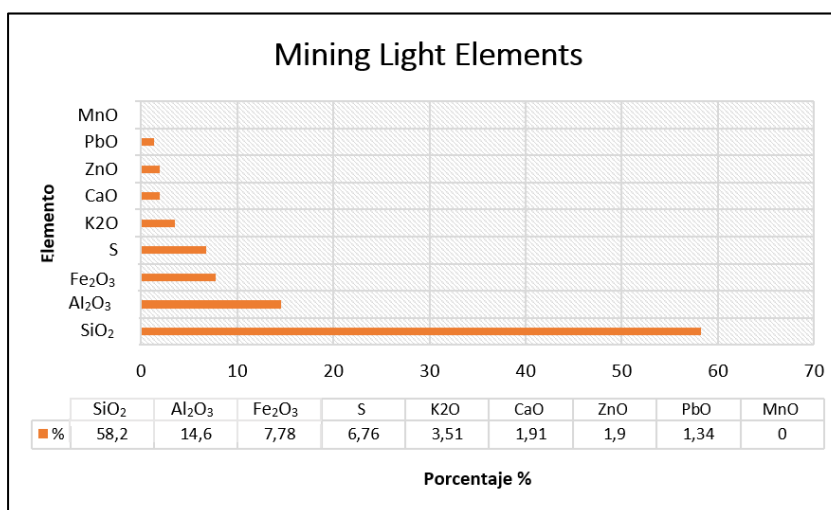
Composición química por Mining Ligth Elements.

Mining Light Elements	
Elemento	%
SiO ₂	58,2
Al ₂ O ₃	14,6
Fe ₂ O ₃	7,78
S	6,76
K ₂ O	3,51
CaO	1,91
ZnO	1,9
PbO	1,34
MnO	<1

Nota: Elementos mayoritarios: SiO₂, Al₂O₃ y Fe₂O₃.

Figura 26

Elementos mayoritarios analizados por MINING LIGTH ELEMENTS.



Nota: Se distingue SiO₂, Al₂O₃ y Fe₂O₃ como elementos mayoritarios en la muestra.

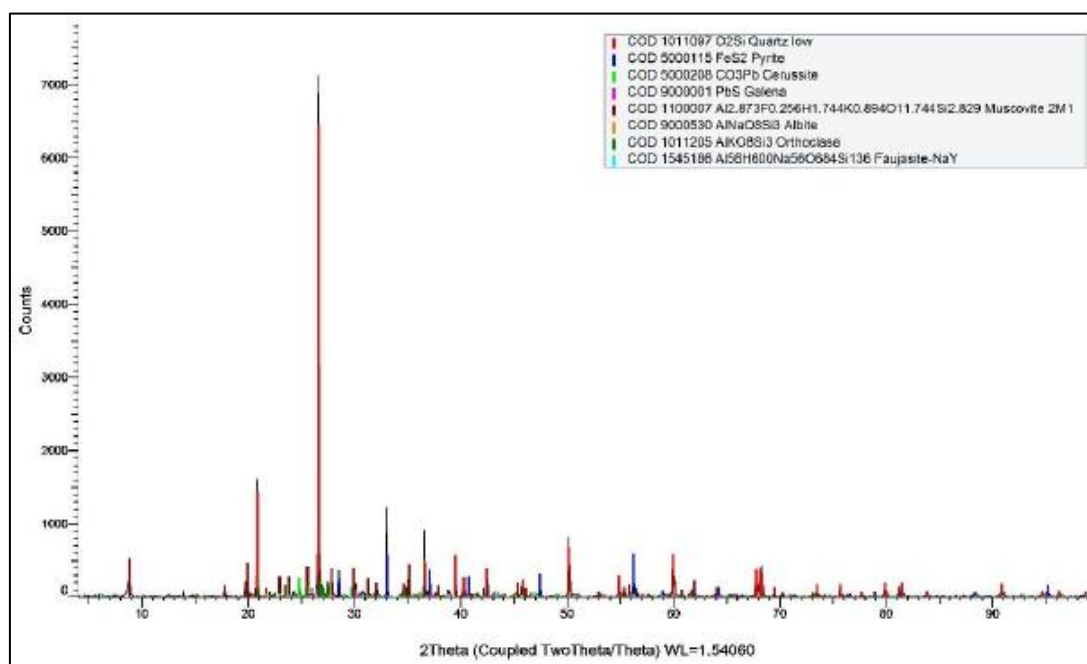
En el análisis mineralógico realizado a la muestra de material de mina, se observó que existe un gran porcentaje de cuarzo y pirita, verificándose con el alto porcentaje arrojado del análisis químico de Fluorescencia de Rayos X, tanto, en el método de Mining Light Elements como el Soil Fp. Este estudio nos ayudó a establecer una mineralógica predominante de sulfuros; los cuales se encuentra asociados al oro.

4.4. Análisis por Difracción de Rayos X

Mediante el software Eva Difrac Plus se interpretaron y determinaron los minerales presentes en la muestra analizada (Figura 27).

Figura 27

Resultados de la muestra por DRX mediante el software Eva.



Nota: El elemento mayoritario presente en la muestra es SiO_2 , ratificándose en el FRX.

Según los resultados del análisis DRX, los minerales presentes en la muestra son: cuarzo, pirita, moscovita, albita, ortoclasa y faujasita-Na. En la siguiente Tabla 5, se detalla los minerales identificados con su respectiva fórmula química. Guamán (2020).

Tabla 5

Minerales identificados a través del análisis de DRX.

Análisis DRX	
Mineral	Fórmula Química

Cuarzo	SiO_2
Pirita	FeS_2
Moscovita	$\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10}) (\text{OH})_2$
Albita	$\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$
Ortoclasa	KAlSi_3O_8
Faujasita-Na	$(\text{Na}_2, \text{Ca}, \text{Mg})3.5[\text{Al}_7\text{Si}_{17}\text{O}_{48}] \cdot 32(\text{H}_2\text{O})$

Nota: En la tabla se observa la fórmula química de cada mineral presente en la muestra.

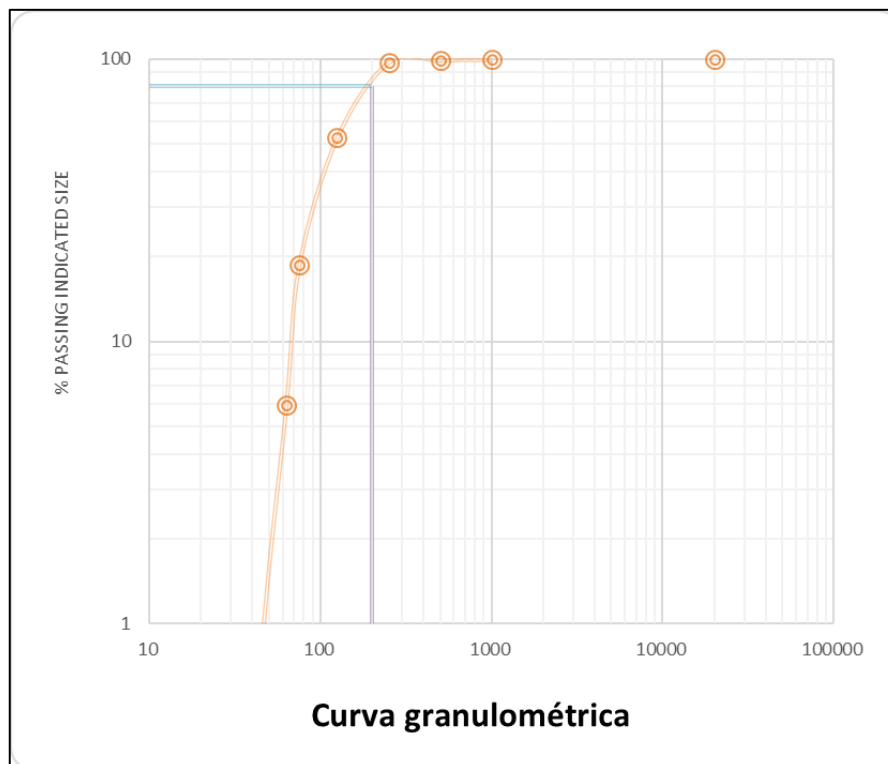
4.5. Análisis granulométrico y molienda

4.5.1. Análisis granulométrico

Para el análisis granulométrico de la muestra de la concesión minera, se utilizó el material inicial, el cual dio como resultado un D_{80} de $74 \mu\text{m}$ que pertenece a la malla 200, el cual está dentro del rango permitido para los análisis posteriores, basado en la tesis de Jaramillo, 2020. En la figura 28, se observa la curva granulométrica y la determinación del D_{80} de $74 \mu\text{m}$.

Figura 28

Curva granulométrica de la muestra inicial.



Nota: Determinación del D_{80} mediante la gráfica de curva granulométrica.

Para obtener un análisis apropiado de la muestra se procedió a realizar un análisis granulométrico en seco y un análisis granulométrico en húmedo, los datos obtenidos se observan la Tabla 6 y Tabla 7.

Tabla 6

Análisis granulométrico de la muestra inicial en seco.

Tamices	Abertura	Peso tamiz (g)	Peso Tamiz +Muestra (gr)	Peso muestra (g)	Peso %	Retenido Acumulado
18	1000	288,4	288,9	0,5	0,22	0,22
35	500	314,95	315,95	1	0,44	0,66
60	250	238,75	242,7	3,95	1,73	2,39
120	125	281,65	381,1	102,05	44,66	47,05
200	74	266,1	344,15	78,05	34,16	81,20
230	63	275,2	304,6	29,4	12,87	94,07
325	45	218,1	229,9	11,8	5,16	99,24
400	37	264,95	266,55	1,6	0,70	99,94
FONDO	-400	358,65	358,8	0,15	0,07	100,00
Lamas				16		
Suma				228,5	100,00	
TOTAL				244,5		

Nota: Tabla con valores de los tamices utilizados en el análisis granulométrico en seco.

Tabla 7

Análisis granulométrico en húmedo.

Tamices	Abertura	Peso tamiz	Peso tamiz + muestra	Peso muestra	Peso %	Retenido Acumulado
18	1000	288,5	288,5	0	0,00	0,00
35	500	314,95	314,95	0	0,00	0,00
60	250	238,75	239,35	0,6	0,47	0,47
120	125	281,65	282,15	1,1	0,87	1,34
200	74	266,1	300,55	34,45	27,20	28,54
230	63	275,2	323,3	48,1	37,98	66,52
325	45	218,1	254,35	36,25	28,62	95,14
400	37	264,95	270,6	5,65	4,46	99,61
FONDO	-400	358,65	359,15	0,5	0,39	100,00
Lamas				120,05		
Suma				126,65	100,00	
Total				246,7		

Nota: Tabla con valores de los tamices utilizados en el análisis granulométrico vía húmeda.

4.5.2. Molienda

Para determinar los tiempos de molienda se estableció el D_{80} mediante la curva granulométrica, realizando dos periodos de molienda de 75 minutos con un peso de muestra inicial de 2000 g, logrando obtener un material fino para el proceso de flotación. En la Tabla 8, se observa que se obtiene un D_{80} de 74 μm , el cual se encuentra dentro el rango y tamaño de grano establecido, según Guamán, 2020.

Tabla 8

Periodos de Molienda.

Periodo de Molienda	D_{80}	Malla
75 minutos	75 μm	200
75 minutos	75 μm	200

Nota: Tamaño de grano obtenido en un tiempo de molienda de 75 minutos.

4.6. Análisis al fuego

La ley de cabeza de Au del material se determinó con el ensayo al fuego, en el cual se realizó un ensayo con su réplica obteniendo como resultado una ley promedio de Au 10,16 g/t (Tabla 9). Los respectivos cálculos se detallan en el apéndice 2

Tabla 9

Ley de cabeza de Au.

Ensayos	Ley de Au (g/t)
LC _A	11
LC _B	9,33
Promedio	10,16

Nota: Ley de cabeza de Au promedio.

4.7. Flotación

Para ejecutar el proceso se establecieron cuatro flotaciones, en base a la caracterización química y mineralógica, donde se estableció que para obtener un mayor resultado de recuperación se aplicó variables constantes como el tamaño de grano

correspondiente a 74 μm de la malla # 200, depresor silicato de sodio (Na_2SiO_3) y el espumante ER -350. Las variables cambiantes son el pH 7 y 9; colectores Aerofloat 1208 y 1238, estas condiciones. Los resultados obtenidos de cada flotación se observan en el Apéndice 3, 4, 5.

En cada flotación se realizó un duplicado para mejorar rendimiento y maximizar el nivel de recuperación y concentración del mineral valioso (Au). Cabe recalcar que la recuperación se realizó en fracciones (A, B, C, D). En la Tabla 10 se especifica los resultados obtenidos de cada flotación.

Tabla 10

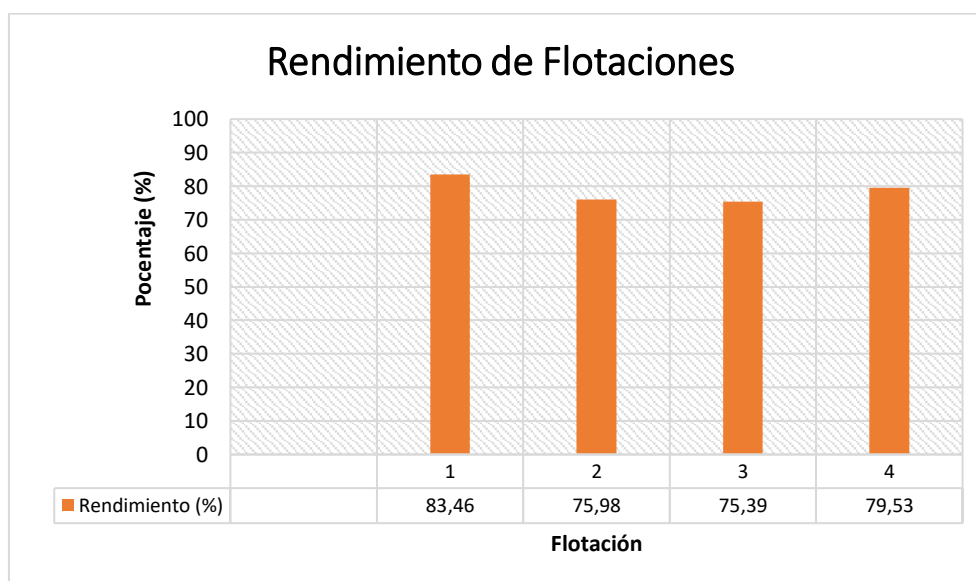
Resultado de los ensayos de flotación.

N.º Flotación	Colector	Etiqueta	Tamaño de grano	pH	Ley de Au		Balance metalúrgico (mg Au)	Rendimiento (%)
					Concentración (g/t)	Relave (g/t)		
1	Ar 1238	C ₁	200	7	71,66	1,9	5,08 \approx 5,06	83,46
2	Ar 1208	C ₃	200	7	79,66	2,7	5,08 \approx 5,04	75,39
3	Ar 1238	C ₄	200	9	67,66	2,7	5,08 \approx 5,04	75,98
4	Ar 1208	C ₂	200	9	93,33	2,2	5,08 \approx 5,04	79,53

Nota: Valores obtenidos de los ensayos de flotación realizados.

Figura 29

Rendimiento de las flotaciones realizadas.



Nota: Los rendimientos obtenidos en las flotaciones son: 1. 83,46%, 2. 75,98%, 3. 75,39% y 4. 79,53%.

En la Figura 29, se puede observar que el óptimo rendimiento de recuperación de Au en el proceso de flotación en relaves a un tamaño de malla 200, en primer lugar ocupa la flotación uno con un rendimiento de 83,46% con tipo de colector Ar-1238 a pH 7, seguido de la flotación cuatro con un rendimiento de 79,53 % con tipo de colector Ar-1208 a pH 9 y finalmente con un rendimiento de 75,98 y 75,39 con tipo de colector Ar-1238 a pH 9 y colector Ar-1208 a pH 7, correspondientes a las flotaciones dos y tres.

Como resultado final, la flotación más adecuada, fue utilizando una malla 200 con un concentrado de 100 g/t del colector Ar-1238, a un pH de 7 obteniendo un 83,46% de recuperación de oro de los relaves de la concesión minera la Pituca II.

Los reactivos empleados son naturales se los puede usar en medio ácido como en medio natural o neutro, son totalmente solubles en agua, estables y amigables con el medio ambiente (Ciribeni et. al, 2002). Por consiguiente, los reactivos amigables con el medio ambiente, en cualquier lugar persiguen un fin, que es minimizar la liberación o descarga de estos reactivos en cantidades que no sean nocivas para el medio ambiente, al momento de liberar los residuos que se han utilizado, estos no contaminen el suelo, ríos o arroyos. Así también, los reactivos de flotación no se caracterizan por su alta volatilidad y, por lo que, no representan un peligro significativo en términos de emisiones atmosféricas (Guartán, 2022).

Para el presente trabajo de fin de titulación se aplicó una concentración de 100 g/t del colector AR-1208, alcanzando una recuperación de 79,82% de Au. Se empleó Er-350; tiene propiedades de selectividad por lo que puede ser usado en flotación diferencial de concentrados Pb-Ag, logrando concentrados de alto grado con escaso contenido de pirita e insolubles (Guest, 2020). En la tabla 10 y figura 29, podemos observar que la mayor recuperación de oro se da en la primera flotación a un pH 7 logrando un rendimiento del 83,46% considerando esta flotación como la más factible. Los resultados alcanzados nos indican que el tamaño de grano influye en la recuperación del mineral, por ende, esta investigación se lo realizó utilizando la malla 200 de 74 μm . Rodríguez (2018), recomienda que bajo la malla 400 no se debe liberar demasiado al mineral ya que se estaría generando

excesiva cantidad de lamas y a la vez esta no se podría recuperar normalmente por una flotación.

Basados y comparando los resultados con las publicaciones de Cuenca (2018), León (2017) y Guamán (2020), se identificaron las concentraciones de cada colector empleado en las flotaciones. Para Cuenca (2016), en el material proveniente del distrito minero Chinapintza, empleó el colector 404-P, a una concentración de 100 g/t, obteniendo una recuperación de 76,72% de oro. En cambio, León (2017), material originario de la Concesión MM, del condómino sur, Nambija, aplicó el colector 404 – P, en una concentración de 100 g/t, dando una recuperación de 85,14 % de oro. Guamán (2020), material procedente de la concesión minera la Pituca II en el Distrito Minero de Zamora Chinchipe, utilizó un colector AR – 1208, con un pH 7, en una concentración de 100 g/t alcanzando una recuperación de 79,82 %.

Finalmente, la diferencia de cada investigación se debe al tipo de colector, pH y la granulometría empleada.

4.8. Reciclo del agua

Para proceso de reutilización de en cada ensayo de flotación se utilizó un volumen inicial de 1300 ml, en la siguiente Tabla 11 se aprecia el porcentaje de recuperado de cada ensayo.

Tabla 11

Recuperación de agua en el proceso de flotación

<i>Flotación</i>	<i>Agua inicial ml</i>	<i>Agua recuperada ml</i>	<i>Agua repuesta</i>	<i>Porcentaje %</i>
1	1300	1000	300	76,92
2	1300	940	360	72,31
3	1300	1100	200	84,62
4	1300	1100	200	84,62

Nota: Porcentaje de recuperación de agua en cada flotación.

Se puede observar que en la primera flotación el volumen de recuperación es de 1000 ml equivalente a un 76,92% con un tiempo de filtrado de 20 min., en la segunda flotación se recupera un volumen de 940 ml el cual corresponde a 72,31 % en un tiempo de filtrado de 8 min., finalmente en la tercera y cuarta flotación se recupera 1100 ml de porcentaje 84,62% con un tiempo de filtrado de 8 min. El volumen final no es el mismo que el volumen inicial del proceso de 1300 ml, esto es debido a que se pierden pequeñas cantidades de agua en los procedimientos de flotación y filtrado.

Cabe recalcar que, para la flotación dos y cuatro se añadió cal con el objetivo de alcanzar el pH establecido que es 9. Como consecuencia el agua reutilizada no influye en el proceso de flotación como tal, por lo que puede ser nuevamente introducida en el proceso sin causar ningún cambio.

Conclusiones

La densidad relativa promedio del material de mina de la concesión minera "La Pituca II" es $G = 3,5$.

El análisis al fuego se empleó para determinar la concentración de la ley de cabeza de Au del material es de 10,16 g/t.

De acuerdo con el análisis granulométrico o realizado, se estableció que el tamaño de grano apropiado para realizar los ensayos de flotación y obtener un óptimo rendimiento es 75 μm correspondiente a la malla # 200, con un tiempo de molienda de 75 minutos.

En el análisis mineralógico por microscopio se identificaron los minerales más representativos en la muestra, entre ellos: cuarzo, pirita, galena, plagioclasa y ortoclasa.

Según el análisis químico FRX, por el Método Mining Light Elements, se determinó que los elementos más representativos o mayoritarios son: SiO_2 con 58,2 %, Al_2O_3 con 14,6 % y Fe_2O_3 con 7,76 %, presentes en la muestra.

La dosificación empleada para cada flotación fue las siguientes: Ar – 1208 y Ar – 1238 de 100 g/ton, el silicato de sodio de 250 g/t y el espumante ER – 350 de 100 g/t.

Analizando los resultados obtenidos en el proceso de flotación, se concluye que las mejores condiciones para la recuperación de mineral valioso como el oro (Au) son: tamaño de grano con un D_{80} de 74 μm perteneciente a la malla # 200, pH 7 y aplicando el reactivo Ditiófosfato-dibutílico de sodio Ar-1238, el cual obtuvo un porcentaje de rendimiento de 83,46 %.

Concluyendo que mediante el sistema de filtrado se determinó que el agua recuperada alcanzó un porcentaje de 84,62 % equivalente a 1100 ml de volumen con un tiempo de filtrado de 8 minutos aproximadamente, señalando que hubo una pérdida considerable del 20%.

Recomendaciones

Se recomienda realizar un análisis mineralógico del material que será sometido a los respectivos ensayos para realizar el correcto uso de los reactivos, espumantes y depresores.

Para realizar la reutilización del agua se debe tener en cuenta el pH inicial para mantenerlo constante y no afecte al proceso de flotación.

Es favorable realizar otros ensayos de flotación con diferentes tamaños de grano para comprobar si se obtiene una mayor recuperación del mineral valioso.

Utilizar otro tipo de reactivos que sean amigables con el medio; evitando un menor impacto ambiental en el entorno y a su vez, nos permitirá comprobar si se puede mejorar la recuperación de Au.

Referencias

- Abarca, J. (2011). *Flotación de minerales (CIP N° 108)* [Tesis de ingeniería, Universidad Nacional “José Faustino Sánchez Carrión”].
- Alcarraz, V. y Rojas, R. (2017). *Preparación y adición de reactivos para la flotacion* [Tesis de ingeniería, INACAP]. <https://bit.ly/3beL1kt>.
- Alulima, J. (2009). *Rendimiento de la flotación para concentrar sulfuros minerales de los relaves en los distritos mineros de Portovelo – Zaruma, Bella Rica y San Gerardo* [Tesis de Ingeniería, Universidad Técnica Particular de Loja]. Repositorio Institucional RiUTPL. <https://bit.ly/3CNvR0T>.
- Avato, A. (2016). *Importancia de la recuperación de Agua en la Minería del Uranio* [Tesis de Maestría, Universidad Politécnica de Cataluña]. <https://bit.ly/3R1xqwl>.
- Baby, P., Bernal, C., Christophoul, F., y Valdez, A. (1998). *Modelo Estructural y Ciclos Tectono-Sedimentarios de la Cuenca Oriente*. ORSTROM.
- Bravo, A. (2004). *Manual de flotacion de minerales*. CASAPALCA: Los Quenuales S.A.
- Bravo, A. (2009). *Manual De Flotación De Minerales*. Lima: N.A.
- Bocanegra, M. y Dávila P. (2019). *Influencia de la dosificación de hidrosulfuros de Sodio (NaSH) y el potencial de pulpa (ORP) en el grado de cobre del concentrado final en la flotacion selectiva de minerales sulfurados* [Tesis de ingeniería, Universidad Nacional de Trujillo].
- Bustamante, M., Tobón, C., y Naranjo, D. (2012). *Estudio de hidrofobicidad del oro nativo*. Redalyc.
- Cabrera, S. (2014). *Recuperación de oro por Gravimetría del mineral proveniente del Distrito Minero Nambija "Condominio Sur"*. [Tesis de ingeniería, Universidad Técnica Partícula de Loja]. Repositorio Institucional RiUTPL. <https://bitly.is/3AZdRil>.
- Castro, H. y Díaz, J. (2019). *Influencia del porcentaje pasante malla 200 y el ph sobre el porcentaje de recuperación de oro mediante flotación de un mineral sulfurado procedente de Consorcio Minero Horizonte S.A.* [Tesis de Ingeniería, Universidad Nacional de Trujillo]. <https://bit.ly/3cwqbhd>.

- Chávez, P. (2008). *Evaluación Geológica del Cuerpo Mineralizado Soledad* [Tesis de ingeniería, Escuela Superior Politécnica del Litoral]. Guayaquil, Ecuador.
- Chica, R. y Salinas, G. (2017). *Concentración de sulfuros de mineral de cobre (calcopirita), mediante el proceso de flotación con la variación de ph y tres tipos de colectores* [Trabajo de Ingeniería, Universidad del Azuay]. <https://bit.ly/3q0aVMF>.
- Ciribeni, V., Sarquis, P. Y González, M. (2002). *Estudios del efecto depresor de reactivos orgánicos naturales en la flotación de sulfuros*. Simposio Materia 2002 SAM/Conmet. Santiago, Chile
- COCHILCO. (2008). *Best Practices and Efficient use of Water in the Mining Industry. Chile*. ISBN 978-956-8242-10-7. Informe técnico. Chilean Copper Commission.
- Correa, C. (2019). *Evaluación del efecto del ph y de los reactivos en la recuperación de cobre en circuito de flotación colectiva CU-MO en minera los pelambres* [Tesis de Ingeniería, Universidad del Bio-Bio]. <https://bit.ly/3CJuEHP>.
- Cuenca, D. (2016). *Flotación del mineral del sector La Pangui, en el distrito minero Chinapintza* [Tesis de ingeniería, Universidad Técnica Partícula de Loja]. Repositorio Institucional RiUTPL. <https://bit.ly/3R1RiQg>.
- Curreli, L., Garbarino, C., Ghiani, M., Orru, G. (2009). *Arsenic leaching from a gold bearing enargite flotation concentrate*. Hydrometallurgy, 96(3), 258 – 263.
- Department of water affairs and forestry, (2006). *Best Practice Guideline G2: Water and Salt Balances*. South Africa. ISBN 9780958513813. Informe técnico. Department of Water Affairs y Forestry.
- Díaz, J. (2015). *Evaluación del Tamaño de Partícula en el Proceso de Flotación para la Recuperación de Oro Grueso* [Tesis de Ingeniería, Universidad Nacional de San Agustín]. <https://bit.ly/3R4wTdi>.
- Dubinski, J. (2013). *Sustainable development of mining mineral resources*. Vol.12. Journal of Sustainable Mining.
- Dudenev, L.; Chan, C.; Bouzalakos, S. y Huisman, J. (2013). *Management of waste and wastewater from mineral industry processes, especially leaching of sulphide*

resources: state of the art. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*. Vol. 27, n.o 1, págs. 2-37. ISSN 1748-0930. DOI: 10.1080/17480930.2012.696790.

Flores, J. (2013). *Flotación de minerales*. Potosí.

Flottec. (2018). *Maximizing the Value of Flotation Chemicals Technology*. Hoja de seguridad. <https://bit.ly/3AH7PSO>

Geoinnova. (2016, June 10). *Minería y medio ambiente: 3 casos de contaminación ambiental*. Geoinnova; Asociación Geoinnova. <https://bit.ly/2tE52rE>.

Gobierno Autónomo Descentralizado de la Parroquia Timbara. (2015). *Actualización del Plan de Desarrollo y Ordenamiento Territorial Parroquia Timbara*.

Gobierno Autónomo Descentralizado de Zamora Chinchipe. (2015). *Plan de Desarrollo y Ordenamiento Territorial*. Guayaquil.

González, D. (2016). *Evaluación de los procesos en la Plana de Beneficio "PITUCA II" sector Zamora*. [Tesis de ingeniería, Universidad Técnica Partícula de Loja]. Repositorio Institucional RiUTPL. <https://bit.ly/3AxpQ5P>.

Griem, W. (s/f). *Métodos del reconocimiento de rocas - Apuntes Geología General*. Geovirtual2.cl. Recuperado el 28 de julio de 2022, de <https://bit.ly/3OX9oRH>

Guamán, J. (2020). *Recuperación de oro, del material de la planta de Beneficio "Pituca II" procedente de la zona minera Zamora, usando reactivos químicos amigables con el medio ambiente* [Tesis de ingeniería, Universidad Técnica Partícula de Loja]. Repositorio Institucional RiUTPL. <https://bit.ly/3pUHCer>.

Guartán, J. y 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* [Tesis de ingeniería, Universidad Técnica Partícula de Loja]. Repositorio Institucional RiUTPL. <https://bit.ly/3CKE5XF>.

Guartán, M. (2022). *Mediante la variación de pH determinar el mejor proceso de recuperación de minerales (Au) de material de relave por el método de flotación*

- usando reactivos de bajo impacto ambiental* [Tesis de ingeniería, Universidad Técnica Particular de Loja]. Repositorio Institucional RiUTPL. <https://bit.ly/3e9zTX8>
- Guerrero, A., Lacaba, G., Torrens, B. (2003). *La conservación del patrimonio geológico y minero como medio para alcanzar el desarrollo sostenible*. Minería y Geología. <https://bit.ly/3ACgkOU>.
- Guest. (2020). *RENASA fabrica los colectores Líquidos y Acuosos*. Pdfcoffee.com. <https://bit.ly/3cL3vcK>
- Gunson, A.; Klein, B.; Veiga, M. y Dunbar, S. (2012). Reducing mine water requirements. Journal of Cleaner Production. Vol. 21, n.o 1, págs. 71-82. ISBN 0959-6526. ISSN 09596526. Disponible desde DOI: 10.1016/j.jclepro.2011.08.020.
- Hintukainen, S. (2015). *Maximizing of water recovery in nanofiltration of mine process waters by using antiscalants* [Tesis doctoral. Lappeenranta University of Technology]. <https://bit.ly/3wDs2rl>.
- Idrissy, H. y Connelly, R. (2012). Water-the Other Resource a Mine Needs to Estimate. Procedia Engineering. Vol. 46, n.o 0, págs. 206-212. ISSN 18777058. Disponible desde DOI: 10.1016/j.proeng.2012.09.466.
- Jaramillo, J. (2020). *Recuperación de oro, del material de relavera de la Planta de Beneficio "Pituca II" procedente de la zona minera Zamora, usando reactivos químicos amigables con el medio ambiente* [Tesis de ingeniería, Universidad Técnica Partícula de Loja]. Repositorio Institucional RiUTPL. <https://bit.ly/3ecArve>.
- Jherson, M. (2017). *Reactivos usados en la flotación*. <https://bit.ly/3z7ncUQ>
- Laiza, C. y Zegarra V. (2016). *Influencia del potencial de hidrogeno (pH) y la granulometría sobre la ratio de concentración y él porcentaje de recuperación de oro (Au), plata (Ag) y cobre (Cu) en la flotación de un mineral tipo sulfuro con alto contenido de plata* [Tesis de ingeniería, Universidad Nacional de Trujillo]. <https://bit.ly/3ea12t9>.
- León, B. (2017). *Flotacion del material de la Concesión MM, del condominio sur, Nambija* [Tesis de ingeniería, Universidad Técnica Partícula de Loja]. Repositorio Institucional RiUTPL. <https://bit.ly/3Kz3up8>.

- Linares, N. (2010). *Principios de la flotación de minerales*. <https://bit.ly/2Rz2Bpv>
- Litherland, M., Aspden, J., y Jemielita, R. (1994). *The metamorphic belts of Ecuador, British Geological Survey, Overseas Memoir 11*. British Geological Survey.
- López, Y. (2012). *Estudio del efecto del tipo y concentración de espumante en la selectividad del proceso de flotación a escala laboratorio* [Tesis de ingeniería, Universidad de Chile]. <https://bit.ly/3pXDJVV>.
- Lottermoser, B. (2010). *Mine Wastes*. Berlin, Heidelberg: Springer Berlin Heidelberg. ISBN 978-3-642-12418-1. Disponible desde DOI: 10.1007/978-3-642-12419-8.
- Lynch, A. y Harbort, G. (2010). Nelson, M. G. *History of Flotation*; ausimm: Carlton, Melbourne, Australia.
- Maupin, M., Kenny, J., Hutson, S., Lovelace, J., Barber, N. y Linsey, K. (2014). *Estimated use of water in the United States in 2010: U.S. Geological Survey Circular 1405*. ISBN 9781411338623. Disponible desde DOI: 10.3133/cir1405. Informe técnico.
- Morocho, R. (2009). *Rendimiento de la flotación para concentrar sulfuros minerales de los relaves en los distritos mineros de Portovelo – Zaruma, Bella Rica y San Gerardo* [Tesis de Ingeniería, Universidad Técnica Particular de Loja]. <https://bit.ly/3cvRyb2>.
- Moya, R. (2014). *Diseño de una planta de concentración por flotación de la calcopirita con depresores biodegradables de pirita*. [Tesis de Ingeniería, Escuela Politécnica Nacional]. <https://bit.ly/3e9A5ps>.
- Naranjo, D. (2012). *Flotación directa de oro nativo grueso, como sustituto de la amalgamación tradicional* [Tesis de Masterado, Universidad Nacional de Colombia]. <https://bit.ly/3RoAYsA>.
- Paladines, A. y Soto, J. (2010). *Geología y yacimientos minerales del Ecuador* (págs. 151-154). Loja: Editorial UTPL.
- Paredes, E. (2011). *Optimización de la evacuación de espumas en la flotación de cobre, celdas mecánicas*. [Tesis, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio Institucional UNI-Tesis. <https://bit.ly/3AZWfU7>.

- Pávez, O. (2009). *Concentración de Minerales I*. Departamento de Metalurgia, Facultad de Ingeniería, Universidad de Atacama.
- Pizarro, C. y Dávila, A. (2009). *Espectrometría de Fluorescencia de Rayos X*.
- Prodeminca. (2000). *Depósitos Porfídicos y Epi-Mesotermales Relacionados con Intrusiones de la Cordillera El Condor (1ra ed., Vol. 5)*. Unidad de coordinación del Proyecto Prodeminca.
- Reactivos de flotación*. (s/f). 1Library.co. Recuperado el 27 de julio de 2022, de <https://bit.ly/3zeECxC>
- Robles, L. (2016). *Pruebas comparativas de flotación, cianuración y concentración gravimétrica centrífuga de los relaves de la Planta de Beneficio "PITUCA II" sector Zamora* [Tesis de ingeniería, Universidad Técnica Partícula de Loja]. Repositorio Institucional RiUTPL. <https://bit.ly/3CK5usW>.
- Rodríguez, Y. (2018). *Flotación de minerales con presencia de óxidos para la concentración de cobre plata y oro a nivel laboratorio* [Tesis de Ingeniería, Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión]. <https://bit.ly/3RqGQkP>.
- Romero, B., Romero, S., Redrovan, P. (2019). *Efecto de la variación de los colectores Z6, 404 y 1208 en la flotación a granel de pirita y arsenopirita aurífera*. Revista Boliviana de Química, 2(36.2), 73-82. <https://bit.ly/3At0tlq>.
- Schumann, R., Levay, G. y Ametov, I. (2009). The Impact of Recycling on Process Water Quality in Mineral Processing. En: *The Impact of Recycling on Process Water Quality in Mineral Processing*. Water in Mining 2009. Perth, Australia: The Australasian Institute of Mining y Metallurgy, págs. 79 -86.
- Valladárez F. (2018). *Flotacion del mineral de la Pituca II, sector Zamora* [Tesis de ingeniería, Universidad Técnica Partícula de Loja]. Repositorio Institucional RiUTPL. <https://bit.ly/3CJZBvt>.
- Wang, D. (2016). *Flotation Reagents: Applied Surface Chemistry on Minerals Flotation and Energy Resources Beneficiation*. Springer.

Apéndice

Apéndice A: Calculo de la densidad relativa por el Método del Picnómetro

$$G = \frac{M - P}{W + (M - P) - S}$$

Donde:

M: Peso de picnómetro + muestra

P: Peso de picnómetro vacío

W: Peso de picnómetro + agua destilada

S: Peso de picnómetro + muestra + agua destilada

Ensayo 1.

$$G = \frac{20,5 - 19,75}{29,95 + (20,5 - 19,75) - 30,5}$$

$$G = \frac{0,75}{0,20}$$

$$G = 3,75$$

Ensayo 2.

$$G = \frac{20,45 - 19,75}{29,95 + (20,45 - 19,75) - 30,45}$$

$$G = \frac{0,70}{0,20}$$

$$G = 3,5$$

Ensayo 3.

$$G = \frac{20,45 - 19,75}{29,95 + (20,45 - 19,75) - 30,45}$$

$$G = \frac{0,70}{0,20}$$

$$G = 3,5$$

Ensayo 4.

$$G = \frac{20,45 - 19,75}{29,95 + (20,45 - 19,75) - 30,46}$$

$$G = \frac{0,70}{0,19}$$

$$G = 3,6$$

Apéndice B: Cálculo Ley de Cabeza

Parámetro para el cálculo de la ley de cabeza

Ensayo	Etiqueta	Tamaño de grano	pH	Dore (gr)	Refogado Dore (g)	Peso muestra (g)	Ley de Au concentrado (g/t)
1	L _{CA}	74 μm	0	0,00115	0,00033	30	11
2	L _{CB}	74 μm	0	0,00114	0,00028	30	9,33

Ley de cabeza promedio

Ensayos	Ley de Au (g/t)
L _{CA}	11
L _{CB}	9,33
Promedio	10,16

$$L_{CA} \text{ de Au} = \frac{\text{Peso de Au} \cdot 10^6}{\text{Peso muestra}}$$

$$L_{CA} \text{ de Au} = \frac{0,00033 \cdot 10^6}{30}$$

$$L_{CA} \text{ de Au} = 11 \text{ g/t}$$

$$L_{cb} \text{ de Au} = \frac{0,00028 \cdot 10^6}{30}$$

$$L_{CA} \text{ de Au} = 9,33 \text{ g/t}$$

Apéndice C: Cálculo de la dosificación de los reactivos

$$\text{Reactivo} = \frac{\text{Peso de la muestra} * \text{concentracion de reactivo} * 10^{-6}}{\text{Pureza del reactivo}}$$

1. Aerofloat 1238

$$\text{Aerofloat 1238} = \frac{500 * 100 * 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Aerofloat 1238} = 0,05 \text{ g}$$

2. Aerofloat 1208

$$\text{Aerofloat 1238} = \frac{500 * 100 * 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Aerofloat 1238} = 0,05 \text{ g}$$

3. ER - 350

$$\text{ER-350} = \frac{500 * 100 * 10^{-6}}{1}$$

$$\text{ER-350} = 0,05 \text{ g}$$

4. SiO₃Na₂

$$\text{SiO}_3\text{Na}_2 = \frac{500 * 250 * 10^{-6}}{0,429}$$

$$\text{SiO}_3\text{Na}_2 = 0,2913 \text{ g}$$

Apéndice D: Calculo de volúmenes de Flotación

1. Aerofloat 1238

$$x = \frac{100 \frac{\text{g}}{\text{t}} * 100 \text{ ml}}{100 \text{ g/t}}$$

$$= 100 \text{ ml}$$

2. Aerofloat 1208

$$x = \frac{100 \frac{\text{g}}{\text{t}} * 100 \text{ ml}}{100 \text{ g/t}}$$

$$= 100 \text{ ml}$$

3. ER – 350

$$x = \frac{100 \frac{g}{t} * 100 \text{ ml}}{100 \text{ g/t}}$$

$$= 100 \text{ ml}$$

4. SiO₃Na₂

$$250 \text{ g} \dots\dots\dots 100 \text{ ml}$$

Apéndice E: Ensayo de flotación.

FLOTACION 1

Malla # 200, colector Ar-1238, pH 7

OPERACION	Tiempo	pH	COLECTOR		ESPUMANTE		DEPRESOR	
			Ar- 1238		ER-350		Na ₂ SiO ₃	
			Dosificación de reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de reactivo	Volumen de aforo
Homogenización	10	7						
Acondicionamiento	5	7					250 g/t	100 ml
Acondicionamiento	3	7	100 g/t	100 ml				
Acondicionamiento	2	7			150 g/t	100 ml		
Flotacion A	0,5	7						
Acondicionamiento	1	7						
Flotación B	1	7						
Acondicionamiento	0,5	7						
Flotación C	1,5	7						
Acondicionamiento	0,5	7						
Flotación D	2	7						
	22		100 g/t	100 ml	150 g/t	100 ml	250 g/t	100 ml

FLOTACION 2

Malla # 200, colector Ar-1238, pH 9

OPERACION	Tiempo	pH	COLECTOR		ESPUMANTE		DEPRESOR	
			Ar- 1238		ER-350		Na ₂ SiO ₃	
			Dosificación de reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de reactivo	Volumen de aforo
Homogenización	10	9						
Acondicionamiento	5	9					250 g/t	100 ml
Acondicionamiento	3	9	100 g/t	100 ml				
Acondicionamiento	2	9			150 g/t	100 ml		

Flotacion A	0,5	9					
Acondicionamiento	1	9					
Flotación B	1	9					
Acondicionamiento	0,5	9					
Flotación C	1,5	9					
Acondicionamiento	0,5	9					
Flotación D	2	9					
	22		100 g/t	100 ml	150 g/t	100 ml	250 g/t 100 ml

FLOTACION 3

Malla # 200, colector Ar-1208, pH 7

OPERACION	Tiempo	pH	COLECTOR		ESPUMANTE		DEPRESOR	
			Ar- 1208		ER-350		Na ₂ SiO ₃	
			Dosificación de reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de reactivo	Volumen de aforo
Homogenización	10	7						
Acondicionamiento	5	7					250 g/t	100 ml
Acondicionamiento	3	7	100 g/t	100 ml				
Acondicionamiento	2	7			150 g/t	100 ml		
Flotacion A	0,5	7						
Acondicionamiento	1	7						
Flotación B	1	7						
Acondicionamiento	0,5	7						
Flotación C	1,5	7						
Acondicionamiento	0,5	7						
Flotación D	2	7						
	22		100 g/t	100 ml	150 g/t	100 ml	250 g/t	100 ml

FLOTACION 4

Malla # 200, colector Ar-1208, pH 9

OPERACION	Tiempo	pH	COLECTOR		ESPUMANTE		DEPRESOR	
			Ar- 1208		ER-350		Na ₂ SiO ₃	
			Dosificación de reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de reactivo	Volumen de aforo
Homogenización	10	9						
Acondicionamiento	5	9					250 g/t	100 ml
Acondicionamiento	3	9	100 g/t	100 ml				
Acondicionamiento	2	9			150 g/t	100 ml		
Flotacion A	0,5	9						
Acondicionamiento	1	9						
Flotación B	1	9						

Acondicionamiento	0,5	9					
Flotación C	1,5	9					
Acondicionamiento	0,5	9					
Flotación D	2	9					
	22		100 g/t	100 ml	150 g/t	100 ml	250 g/t 100 ml

Apéndice G: Resultado de las flotaciones

Ensayo	Relave (g)	Concentrado (g)	Total (g)
1	435,50	59,25	300
2	440,35	57,05	360
3	447,00	48,10	200
4	455,15	43,30	200

Apéndice H: Calculo de la ley de oro

Leyes de concentrado

Colector	Etiqueta	Tamaño de grano	pH	Dore (g)	Refogado Dore (g)	Peso muestra (g)	Ley de Au concentrado (g/t)
Ar-1238	C1	74µm	7	0,00704	0,00215	30	71,66
Ar-1238	C2	74µm	9	0,00704	0,00203	30	67,66
Ar-1208	C3	74µm	7	0,00828	0,00239	30	79,66
Ar-1208	C4	74µm	9	0,00866	0,00280	30	93,33

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

$$\longrightarrow Ley\ de\ Au = \frac{0,00215 * 10^6}{30}$$

$$Ley\ de\ Au = 71,66\ g/t$$

$$\longrightarrow Ley\ de\ Au = \frac{0,00203 * 10^6}{30}$$

$$Ley\ de\ Au = 67,66\ g/t$$

$$\longrightarrow \text{Ley de Au} = \frac{0,00239 \cdot 10^6}{30}$$

$$\text{Ley de Au} = 79,66 \text{ g/t}$$

$$\longrightarrow \text{Ley de Au} = \frac{0,00280 \cdot 10^6}{30}$$

$$\text{Ley de Au} = 93,33 \text{ g/t}$$

Apéndice I: Balance Metalúrgico

Código		C1	C2	C3	C4
Cabeza	Peso	0,31	0,31	0,31	0,31
	Ley de Au	10,16	10,16	10,16	10,16
Concentrado	Peso	0,05925	0,05705	0,0481	0,0433
	Ley de Au	71,66	67,66	79,66	93,33
Relave	Peso	0,43550	0,44035	0,447	0,45515
	Ley de Au	1,9	2,7	2,7	2,2

Cálculos:

Código C1

- Cabeza o Entrada: 10,16 g/t

$$E = 0,5 \text{ kg} \times 10,16 \frac{\text{mg}}{\text{kg}}$$

$$E = 5,08 \text{ mg Au}$$

- Concentrado

$$C = 0,05925 \text{ kg} \times 71,66 \frac{\text{mg}}{\text{kg}}$$

$$C = 4,24 \text{ mg Au}$$

- Relave

$$R = 0,43550 \text{ kg} \times 1,9 \frac{\text{mg}}{\text{kg}}$$

$$R = 0,82745 \text{ mg Au}$$

- Balance Metalúrgico

$$E = C + R$$

$$5,08 \text{ mg Au} = 4,24 \text{ mg Au} + 0,82745 \text{ mg Au}$$

$$5,08 \text{ mg Au} = 5,067 \text{ mg Au}$$

➤ Rendimiento

$$\% R = \frac{C}{E} \times 100$$

$$\% R = \frac{4,24}{5,08} \times 100$$

$$\% R = 83,46 \%$$

Código C2

➤ Cabeza o Entrada: 10,16 g/t

$$E = 0,5 \text{ kg} \times 10,16 \frac{\text{mg}}{\text{kg}}$$

$$E = 5,08 \text{ mg Au}$$

➤ Concentrado

$$C = 0,05705 \text{ kg} \times 67,66 \frac{\text{mg}}{\text{kg}}$$

$$C = 3,86 \text{ mg Au}$$

➤ Relave

$$R = 0,44035 \text{ kg} \times 2,7 \frac{\text{mg}}{\text{kg}}$$

$$R = 1,188945 \text{ mg Au}$$

➤ Balance Metalúrgico

$$E = C + R$$

$$5,08 \text{ mg Au} = 3,86 \text{ mg Au} + 1,188945 \text{ mg Au}$$

$$5,08 \text{ mg Au} = 5,049 \text{ mg Au}$$

➤ Rendimiento

$$\% R = \frac{C}{E} \times 100$$

$$\% R = \frac{3,86}{5,08} \times 100$$

$$\% R = 75,98 \%$$

Código C3

➤ Cabeza o Entrada: 10,16 g/t

$$E = 0,5 \text{ kg} \times 10,16 \frac{\text{mg}}{\text{kg}}$$

$$E = 5,08 \text{ mg Au}$$

➤ Concentrado

$$C = 0,0481 \text{ kg} \times 79,66 \frac{\text{mg}}{\text{kg}}$$

$$C = 3,83 \text{ mg Au}$$

➤ Relave

$$R = 0,447 \text{ kg} \times 2,7 \frac{\text{mg}}{\text{kg}}$$

$$R = 1,2029 \text{ mg Au}$$

➤ Balance Metalúrgico

$$E = C + R$$

$$5,08 \text{ mg Au} = 3,83 \text{ mg Au} + 1,2069 \text{ mg Au}$$

$$5,08 \text{ mg Au} = 5,04 \text{ mg Au}$$

➤ Rendimiento

$$\% R = \frac{C}{E} \times 100$$

$$\% R = \frac{3,83}{5,08} \times 100$$

$$\% R = 79,53 \%$$

Código C4

➤ Cabeza o Entrada: 10,16 g/t

$$E = 0,5 \text{ kg} \times 10,16 \frac{\text{mg}}{\text{kg}}$$

$$E = 5,08 \text{ mg Au}$$

➤ Concentrado

$$C = 0,0433 \text{ kg} \times 93,33 \frac{\text{mg}}{\text{kg}}$$

$$C = 4,041189 \text{ mg Au}$$

➤ Relave

$$R = 0,45515 \text{ kg} \times 2,2 \frac{\text{mg}}{\text{kg}}$$

$$R = 1,00133 \text{ mg Au}$$

➤ Balance Metalúrgico

$$E = C + R$$

$$5,08 \text{ mg Au} = 4,04 \text{ mg Au} + 1,00 \text{ mg Au}$$

$$5,08 \text{ mg Au} = 5,04 \text{ mg Au}$$

➤ Rendimiento

$$\% R = \frac{C}{E} \times 100$$

$$\% R = \frac{4,04}{5,08} \times 100$$

$$\% R = 79,53 \%$$