



UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA
La Universidad Católica de Loja

FACULTAD DE INGENIERÍAS Y ARQUITECTURA

CARRERA DE GEOLOGÍA

**Recuperación de oro a través de la aplicación de
procesos de extracción metalúrgica de material de mina
de la concesión minera Señor de la Esperanza, cantón
Catamayo provincia de Loja**

Trabajo de integración curricular previo a la obtención del título de:

INGENIERO EN GEOLOGÍA

Autor: Freire Hernández Danny Joel

Director: Calderón Maza Erika Lizbeth

LOJA

2024



Esta versión digital, ha sido acreditada bajo la licencia Creative Commons 4.0, CC BY-NC-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>

2024

Aprobación del director del Trabajo de Integración Curricular

Loja, 05 de marzo del 2024

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 Integración Curricular denominado: Recuperación de oro a través de la aplicación de procesos de extracción metalúrgica de material de mina de la concesión minera Señor de la Esperanza, cantón Catamayo provincia de Loja, realizado por Danny Joel Freire Hernández 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 coincidencia 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,

Mgtr. Erika Lizbeth Calderón Maza

C.I.: 1717849515

Correo electrónico: elcalderon@utpl.edu.ec

Declaración de autoría y cesión de derechos

Yo, Danny Joel Freire Hernández, declaro y acepto en forma expresa lo siguiente:

Ser autor del Trabajo de Integración Curricular denominado: Recuperación de oro a través de la aplicación de procesos de extracción metalúrgica de material de mina de la concesión minera Señor de la Esperanza, cantón Catamayo provincia de Loja , de la carrera de Geología específicamente de los contenidos comprendidos en: Capítulo uno: Generalidades; Capítulo dos: Marco teórico; Capítulo tres: Metodología y Capítulo cuatro: 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 UTPL, 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: Danny Joel Freire Hernández

C.I.:1105145567

Correo electrónico: djfreire6@utpl.edu.ec

Dedicatoria

El presente trabajo de Titulación símbolo de esmero y perseverancia se lo dedico a Dios y a la Virgen del Cisne por brindarme salud e iluminar mi camino para cumplir este logro que es muy importante para mí. A mis amados padres, Dalila y Melecio por ser mi pilar fundamental, y estar a mi lado brindándome incondicionalmente todo su amor, apoyo, y enseñarme desde pequeño el significado del esfuerzo y dedicación. Gracias a sus enseñanzas comprendí que en la vida hay que sacrificarse para llegar lejos. También quiero expresar mi gratitud a mis hermanos, quienes me han acompañado en el transcurso del cumplimiento de esta meta e incentivarme a superarme y ser mejor cada día. A mis familiares que de una u otra manera me brindaron su apoyo moral para continuar.

Danny Joel Freire Hernández

Agradecimiento

Quiero expresar mi agradecimiento primeramente a Dios por permitirme cumplir este sueño, a mis padres por ser mi pilar e inspiración, por su infinito amor y misericordia para acompañarme en todo el transcurso de esta meta. Asimismo, mi agradecimiento y gratitud a la Universidad Técnica Particular de Loja, a la Facultad de Ingenierías y Arquitectura, a la Carrera de Geología, a sus autoridades y docentes quienes me brindaron sus conocimientos, enseñanzas y experiencias para terminar con éxito mi carrera. A la Mgtr. Erika Calderón Maza directora del presente trabajo de titulación y a mi revisor PhD. José Arturo Guartán Medina, por el apoyo brindado, por su paciencia y por guiarme durante el desarrollo y culminación de mi trabajo. Gracias.

Danny Joel Freire Hernández

Índice de contenido

Carátula	I
Aprobación del director del Trabajo de Integración Curricular	II
Declaración de autoría y cesión de derechos.....	III
Dedicatoria	V
Agradecimiento.....	VI
Resumen	1
Abstract	2
Introducción	3
Capítulo uno.....	5
Generalidades	5
1.1. Ubicación geográfica	5
1.2. Acceso	6
1.3. Clima.....	7
1.4. Geología.....	7
Capítulo dos	10
Marco teórico	10
2.1. Estado del arte	10
2.2. Antecedentes internacionales.....	11
2.3. Antecedentes nacionales	13
2.4. Principios de la concentración gravimétrica.....	15
2.4.1. Concentración gravimétrica por Knelson	15
2.5. Principios de la cianuración.....	16
2.5.1. Métodos de cianuración	16

2.5.2. Muestra de canaleta o (Channel Sample).....	17
Capítulo tres.....	18
Metodología.....	18
3.1. Enfoque y Planteamiento Metodológico.....	18
3.2. Muestreo.....	19
3.3. Proceso de preparación de la muestra.....	20
3.3.1. Fragmentación.....	20
3.3.2. Trituración.....	20
3.3.3. Homogenización y cuarteo.....	20
3.3.4. Molienda.....	21
3.4. Caracterización del material.....	22
3.4.1. Análisis granulométrico.....	22
3.4.2. Densidad relativa.....	23
3.4.3. Análisis químico.....	24
3.4.4. Análisis mineralógico.....	25
3.4.5. Análisis microscópico.....	25
3.5. Proceso de concentración.....	26
3.5.1. Concentración gravimétrica centrífuga Knelson.....	26
3.5.2. Cianuración.....	26
3.6. Determinación de oro.....	29
3.6.1. Ensayo al Fuego.....	29
Capítulo cuatro.....	31
Resultado y discusión.....	31

4.1. Densidad relativa	31
4.2. Análisis granulométrico	31
4.3. Análisis mineralógico	33
4.3.1. Difracción de rayos X.....	33
4.3.2. Análisis por microscopio.....	34
4.4. Análisis químico.....	35
4.4.1. Ley de cabeza.....	35
4.4.2. Fluorescencia de rayos X	35
4.5. Pruebas metalúrgicas de concentración gravimétrica centrífuga Knelson	36
4.6. Pruebas metalúrgicas de cianuración	38
4.6.1. Balances metalúrgicos de las pruebas de cianuración.....	39
4.6.2. Cinética de cianuración	40
4.6.3. Gasto de cianuro y cal	41
Conclusiones	43
Recomendaciones	44
Referencias	45
Apéndice A.....	50
Apéndice B.....	51
Apéndice C.....	52
Apéndice D.....	54
Apéndice E.....	55
Apéndice F.....	56
Apéndice G.....	57
Apéndice H.....	59

Índice de tablas

Tabla 1	Coordenadas de la concesión minera señor de la esperanza	5
Tabla 2	Geología de la concesión minera Señor de la Esperanza.....	8
Tabla 3	Condiciones de operación para cianuración	27
Tabla 4	Densidad relativa de la muestra extraída de la mina Señor de la Esperanza .	31
Tabla 5	Porcentajes de la composición de la roca	35
Tabla 6	Ley de cabeza	35
Tabla 7	Composición química de los elementos mayoritarios de la muestra extraída de la mina Señor de la Esperanza.....	36
Tabla 8	Prueba de concentración Gravimétrica Centrífuga Knelson malla #60	38
Tabla 9	Condiciones operaciones para Cianuración.....	38
Tabla 10	Prueba de cianuración (12 horas).....	39
Tabla 11	Balance metalúrgico de las pruebas de cianuración	39
Tabla 12	Cinética de cianuración.....	40

Índice de figuras

Figura 1 Ubicación de la concesión minera señor de la esperanza	6
Figura 2 Acceso a la concesión minera Señor de La Esperanza.....	7
Figura 3 Geología de la concesión minera Señor de La Esperanza.....	9
Figura 4 Diagrama de flujo del proceso de recuperación de oro	18
Figura 5 Muestreo dentro de mina.....	19
Figura 6 Trituración del material fragmentado	20
Figura 7 Cuarteador de la marca FRITSCH	21
Figura 8 Molino de discos de la marca Retsch modelo RS 200.....	22
Figura 9 Representación de la curva granulométrica	23
Figura 10 Espectrómetro de Fluorescencia de Rayos X	25
Figura 11 Agitador mecánico de varilla LS Velp Scientifica	27
Figura 12 Muestras extraídas de cada hora en balones de aforo.....	28
Figura 13 Traspaso de fundido a lingotera	30
Figura 14 Curva granulométrica pasando el D80 malla #60.....	32
Figura 15 Curva granulométrica pasando el D80 malla #325.....	32
Figura 16 Diagrama del análisis de DRX	33
Figura 17 Muestra representativa en diferentes mallas	34
Figura 18 Curva cinética de cianuración.....	41

Resumen

El estudio se centró en la recuperación de oro mediante procesos de extracción metalúrgica de la mina Señor de la Esperanza, en Catamayo, provincia de Loja. Combinando métodos experimentales; ensayos de laboratorio y el análisis de los resultados obtenidos se pudo proponer un proceso de extracción más adecuado. Las muestras fueron preparadas mediante fragmentación, trituración, homogeneización y molienda. Luego, se caracterizaron mediante análisis granulométrico, densidad relativa, análisis químico, mineralógico y análisis microscópico donde se determinó que hay oro libre en la muestra. Se realizaron dos procesos de concentración: la concentración gravimétrica con el equipo Knelson KC-MD3 resultó en una recuperación del 35.2%, mientras que la cianuración demostró ser más eficaz, logrando una recuperación de oro del 71.3% en 12 horas. Los factores críticos para el éxito de la cianuración, destacando la estabilización del concentrado de cianuro, el mantenimiento del pH entre 11 y 11.5 y la adición de 1 g/L equitativa de cianuro. Aunque la separación oro-cuarzo de Knelson fue eficiente, la cianuración demostró una mayor eficacia, por lo que al combinar ambos métodos podría optimizar la recuperación de oro en procesos de recuperación de minerales.

Palabras clave: Recuperación de oro, Knelson, Cianuración

Abstract

The study focused on the recovery of gold by metallurgical extraction processes from the Señor de la Esperanza mine in Catamayo, Loja province. Combining experimental methods; laboratory tests and the analysis of the results obtained, it was possible to propose a more adequate extraction process. The samples were prepared by fragmentation, crushing, homogenization and grinding. Then, they were characterized by granulometric analysis, relative density, chemical and mineralogical analysis and microscopic analysis where it was determined that there is free gold in the sample. Two concentration processes were performed: gravimetric concentration with Knelson KC-MD3 equipment resulted in a recovery of 35.2%, while cyanidation proved to be more efficient, achieving a gold recovery of 71.3% in 12 hours. The critical factors for cyanidation success, highlighting the stabilization of the cyanide concentrate, the maintenance of pH between 11 and 11.5 and the addition of 1 g/L equal cyanide. Although Knelson gold-quartz separation was efficient, cyanidation showed a higher efficiency, so combining both methods could optimize gold recovery in mineral recovery processes.

Keywords: Gold recovery, Knelson, Cyanidation

Introducción

La minería metálica es una industria que busca conseguir minerales de la más alta concentración con alto valor económico mediante el procesamiento de diversos tipos de menas (Melgarejo et al., 2010). Los métodos utilizados en el procesamiento mineralúrgico dependen de las características físicas, químicas, mineralógicas, geoquímicas y metalúrgicas, las cuales son características de cada mineral (Londoño et al., 2010)

Para optimizar la extracción de un mineral en particular, es importante comprender cada una de las características anteriores y diseñar el tratamiento de beneficio específico requerido para el mineral o metal en estudio (Londoño et al., 2010). Sin embargo, en nuestro país la recuperación de minerales aún se practica de manera artesanal sin la implementación de metodologías que consientan crear un vínculo eficiente que permita incorporar todas las variables antes descritas para conseguir las más altas recuperaciones para que el proceso metalúrgico sea económica y ambientalmente apropiado (Cañola et al., 2015).

Los estudios mineralógicos brindan información sobre el tipo de yacimiento y dependen de las características de la mena; un estudio mineralógico, mejor llamado caracterización mineralógica, es una herramienta que brinda soporte a la caracterización fisicoquímica, geoquímica y metalúrgica; por lo cual, la suma de estas tres áreas se convierten en el soporte para diseñar un diagrama de flujo de separación de los minerales en un proceso de beneficio, el cual no presente alteraciones en la producción, baja calidad de los productos y/o porcentajes poco considerables en las recuperaciones del mineral de interés, deficiencia en la recuperación, generación de sustancias nocivas, contaminación de los minerales a recuperar, es decir, la caracterización mineralógica es una herramienta que optimiza el proceso de beneficio de la mena, especialmente en aquellas de difícil beneficio o refractarias (Cañola et al, 2015). Las menas refractarias son ricas en minerales cianicidas o contienen partículas de minerales valiosos con tamaños tan finos y grados de liberación bajos que su recuperación por métodos convencionales es poco eficiente (Cañola et al., 2015). Para minimizar el consumo de cianuro en la minería del oro, se han propuesto alternativas como el uso de sales oxidantes, aireación y sobremolienda para minerales cianicidas,

estas técnicas buscan disminuir el efecto nocivo de los minerales cianicidas, controlar el consumo excesivo de cianuro y mejorar la recuperación del oro en minerales complejos como los sulfuros y arseniuros de oro (Cañola et al., 2015).

El presente estudio aporta información sobre el porcentaje de recuperación de oro de material obtenido de la mina Señor de la Esperanza, que ejecuta actividades de pequeña minería, y contribuirá a la aplicación de nuevas metodologías para un mejor aprovechamiento de este material y de otros minerales asociados en el sector.

En el primer capítulo Generalidades, se describen los aspectos relacionados a la ubicación, clima, geología y demás elementos que nos permite localizar en el entorno del área de estudio de la mina Señor de la Esperanza en función de sus características geográficas y físicas.

En el segundo capítulo, Marco Teórico, se describe la fundamentación teórica e información extraída de investigaciones afines con el trabajo en desarrollo.

El capítulo tres Metodología, consta los procedimientos que se aplicó para la ejecución del presente estudio, se describe el proceso implementado en cada uno de los ensayos.

Por último, en el cuarto capítulo Resultados, se detallan los hallazgos encontrados, la discusión de la investigación y comparación con los ensayos que se aplicaron al material estudiado.

La eficiencia del proceso se observó o verificó al aplicar los balances metalúrgicos a través del cálculo del rendimiento del proceso.

Capítulo uno

Generalidades

1.1. Ubicación geográfica

La zona de estudio se localiza al sur del Ecuador en la provincia de Loja, cantón Catamayo parroquia Catamayo, dentro del sitio de la concesión minera Señor de La Esperanza, concesión que posee una superficie de 490,33 hectáreas, de las cuales el 94,96 % se halla dentro de la parroquia Catamayo del Cantón Catamayo y el 5,06% dentro de la parroquia Taquil, del cantón Loja, dentro de un polígono cuyas coordenadas se presentan en la Tabla 1 y su ubicación en la Figura 1.

Tabla 1

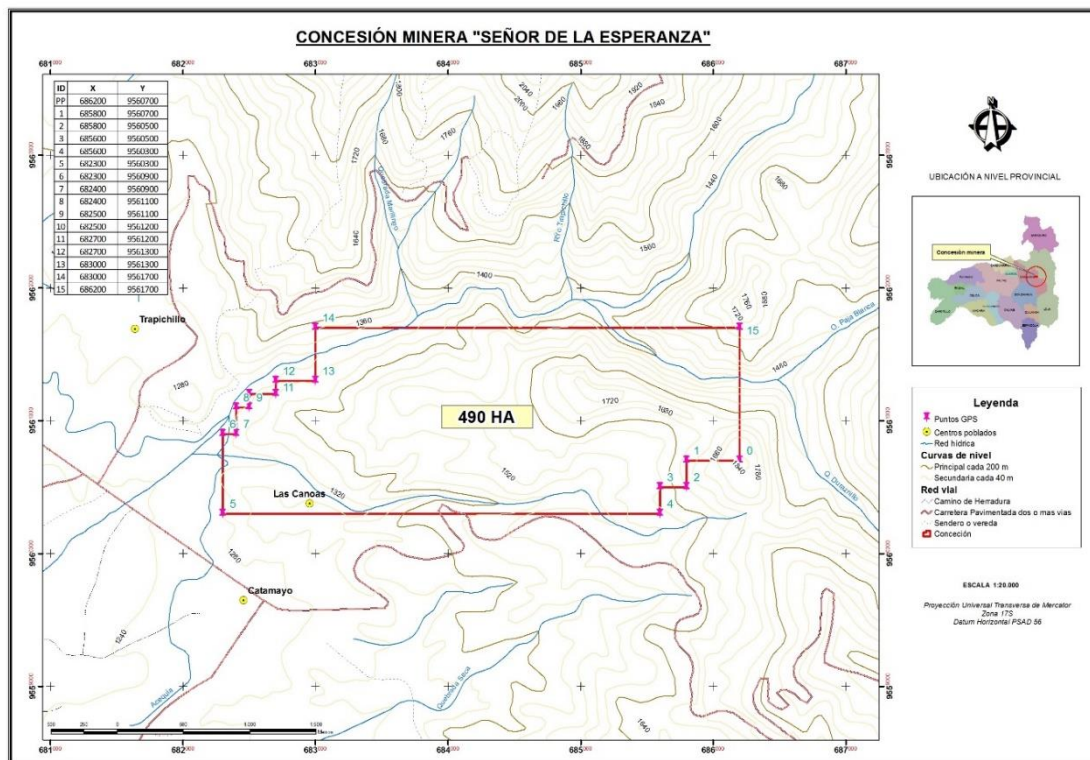
Coordenadas de la concesión minera señor de la esperanza

Puntos	Coordenadas UTM en X	Coordenadas UTM en Y
PP	686200	9560700
1	685800	9560700
2	685800	9560500
3	685600	9560500
4	685600	9560300
5	682300	9560300
6	682300	9560900
7	682400	9560900
8	682400	9561100
9	682500	9561100
10	682500	9561200
11	682700	9561200
12	682700	9561300
13	683000	9561300
14	683000	9561700
15	686200	9561700

Nota. Adaptado de Informe técnico de Alvarado, 2018.

Figura 1

Ubicación de la concesión minera señor de la esperanza



Nota. Adaptado de Informe Técnico de Alvarado, 2018

1.2. Acceso

El acceso a la concesión minera Señor de la Esperanza se realiza a través de vía terrestre por la Traversal Sur E-50, en el tramo Catamayo-Loja. Por vía aérea se puede llegar a través de la Aeropuerto Ciudad de Catamayo, para luego seguir por la misma vía E-50.

La zona de estudio se encuentra a aproximadamente, 5 km desde el centro de la ciudad de Catamayo, pasando por el desvío de la vía a la Costa E-35 hasta llegar al antiguo peaje, para así tomar a mano izquierda la vía al relleno sanitario en donde a pocos metros se encontrará la entrada a la mina, como se muestra en la Figura 2.

Figura 2

Acceso a la concesión minera Señor de La Esperanza



Nota. Adaptado de Google Maps, 2023

1.3. Clima

En el cantón Catamayo existen dos temporadas climáticas bien definidas, la primera que se caracteriza por temperaturas altas y precipitaciones bajas (51,1 mm/año) que se desarrolla durante los meses de mayo hasta septiembre, y la segunda caracterizada por altas precipitaciones (350,8 mm/año), que va de octubre a abril (Gobierno Autónomo Descentralizado Municipio de Catamayo, GADMC, 2019).

El área de estudio se caracteriza por periodos de lluvias cortos y escasos, las precipitaciones son mínimas con alteración en los años donde existe la presencia del fenómeno del niño; con un rango de precipitaciones que varía de 700 a 800 mm/año; con una temperatura promedio de 20°C; dentro de un piso climático Montano Bajo (GADMC, 2019).

1.4. Geología

La información geológica se fundamenta con base al “Proyecto de Geo información para la gestión del territorio a Nivel Nacional” a escala 1:25000, del cantón Catamayo y cantón Loja (Instituto Espacial Ecuatoriano IEE, 2012).

El área de estudio se encuentra asentada sobre la formación Sacapalca, que representa el 85,27% del área total de la concesión, la cual se halla constituida por lavas andesíticas, brechas tobáceas, aglomerados, lutitas lacustres y tobas dacíticas esparcidas, pertenecientes al periodo Paleoceno (Instituto Espacial Ecuatoriano IEE, 2012); el 7,78% del territorio de la concesión se encuentra ubicado sobre la formación Loma Blanca, caracterizada por un aglomerado basal cubierto por tobas aglomeráticas, tobas, brechas volcánicas.

Los díquez y piroclastos de acidez intermedia son indicadores de proximidad a centros eruptivos, puesto que, contienen abundantes cristales de cuarzo y fragmentos de filita (Hungerbühler et al., 2002).

El 4,79% se halla asentado sobre rocas metamórficas de la Serie Zamora, localizado al noreste de la concesión, específicamente en el área que se halla dentro de la parroquia Taquil del cantón Loja, el grado de metamorfismo presente varía desde filitas hasta granito metasomático, así también, por su abundancia se puede encontrar esquistos, sericíticos grafitosos, filitas y Gneiss (Instituto Espacial Ecuatoriano IEE, 2012).

El 1,32 % de la concesión se halla ubicada sobre depósitos coluvio aluviales caracterizados por cantos subredondeados centimétricos a decimétricos con presencia de limos, arenas de grano fino a grueso (Instituto Espacial Ecuatoriano IEE, 2012).

El 0,43% del territorio de la concesión se halla distribuido sobre depósitos aluviales compuestos por cantos rodados, gravas, arenas y limos; por otro lado, el 0,08% sobre depósitos coluviales compuestos por bloques angulosos fracturados de centimétricos a métricos soportados en matriz limo arenosa, a veces con presencia de poros y, finalmente, existe un 0,33% del área que se encuentra sobre el área urbanizada (Instituto Espacial Ecuatoriano IEE, 2012).

Tabla 2

Geología de la concesión minera Señor de la Esperanza

Nro.	DESCRIPCIÓN	Superficie
-------------	--------------------	-------------------

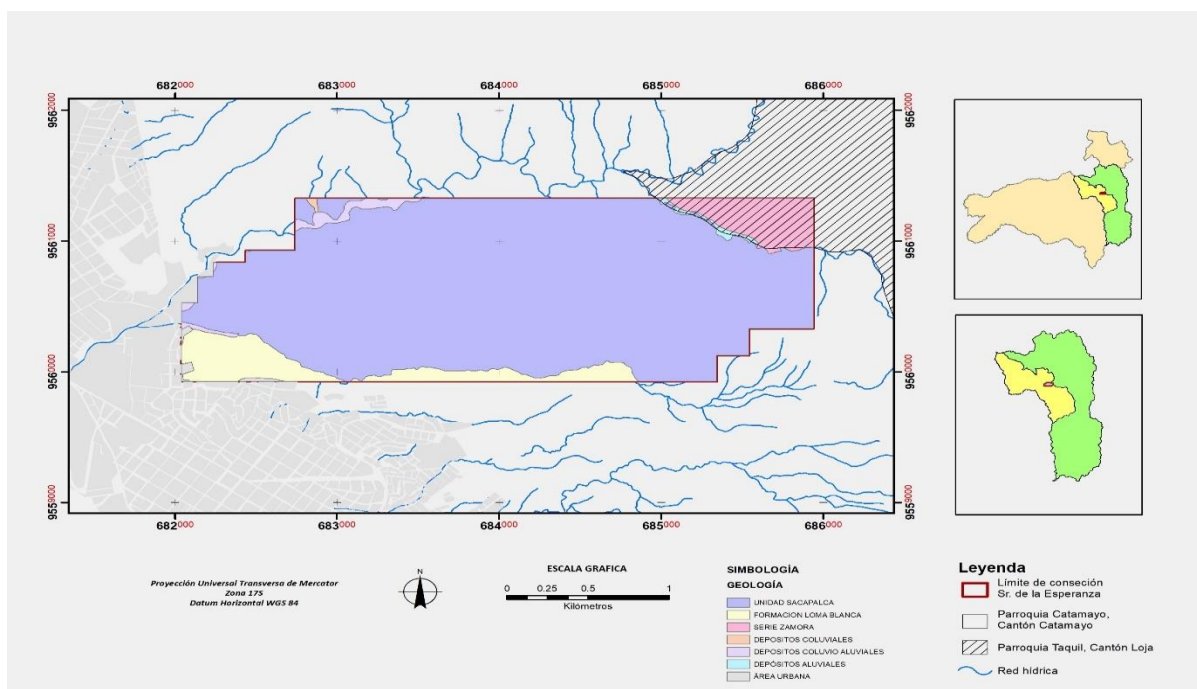
	ha	%
1 Unidad Sacapalca	418.11	85.27%
2 Serie Zamora	23.48	4.79%
3 Formación loma blanca	38.14	7.78%
4 Depósitos coluvio aluviales	6.48	1.32%
5 Depósitos coluviales	0.41	0.08%
6 Depósitos aluviales	2.10	0.43%
7 Área urbana	1.60	0.33%
TOTAL	490.33	100%

Nota. Adaptado de Informe Técnico Instituto Espacial Ecuatoriano IEE, 2012

En la Tabla 2 se presenta la geología de la concesión minera Señor de la Esperanza y su localización en la Figura 3, que denota la geología de la concesión minera.

Figura 3

Geología de la concesión minera Señor de La Esperanza



Nota. Adaptado de Instituto Espacial Ecuatoriano IEE, 2012

Capítulo dos

Marco teórico

2.1. Estado del arte

La minería constituye un pilar fundamental dentro de la economía de muchos países, y se ha ido desarrollando significativamente. No obstante, esta actividad tiene importantes repercusiones, pues su creciente práctico se ha tornado hostil, generando problemas socioeconómicos y ambientales relacionados a la contaminación de los recursos naturales como el suelo, el recurso hídrico tanto superficial como subterráneo, además de los problemas relacionados a la existencia de escombreras y relaveras (Estupiñán et al., 2021). A nivel de país a partir del 3500 a.C., culturas preincaicas e incaicas desarrollaron técnicas rudimentarias para la extracción y aleación de materiales preciosos como el oro y la plata (Estupiñán et al., 2021). Posteriormente en la época colonial con el desarrollo de la metalurgia precolombina, se fundaron ciudades y asentamientos, siendo Zaruma y Portovelo los más destacados hasta finales del siglo XVII (Carrión, 2000). A continuación, un nuevo auge minero se desarrolló a partir del año 1980, con el descubrimiento de nuevos yacimientos en el Sur del Ecuador, generando las condiciones para el desarrollo de la pequeña minería, construyéndose en los años 1990 las primeras plantas tecnificadas para recuperación de oro de pequeña escala usando: cianuración, carbón activado y procesos de electrólisis (Espí, 2001).

En la actualidad se reconoce que la práctica minera estuvo lejos de asumir la responsabilidad de carácter ambiental (Pillajo, 2011). Sin embargo, dicha falencia es planteada como una realidad propia del pasado y generalizable a toda actividad económica, pues en nuestros días las disposiciones legales, el control del Estado, y el control social desde organizaciones ambientalistas o ecologistas son el contrapeso necesario para evitar los posibles abusos de las empresas mineras (Danielson y Lagos, 2001). En este sentido, las tecnologías metalúrgicas aplicadas al procesamiento de mineral aurífero y con ellas el reciclaje de metales, la purificación de soluciones y el uso eficiente de la energía, constituyen temas de investigación permanente.

En el modelo de minería artesanal, debe adoptar medidas de cambio, para tener un modelo de minería sostenible, con una nueva ley que posea una estructura altamente técnica en donde se puede desarrollar una industria minera responsable, que en lugar de dejar daños irreparables al medio ambiente deje beneficios a nuestro país (Murillo y Gazel, 2019).

2.2. Antecedentes internacionales

El estudio realizado por Herrera (2022) acerca de la Caracterización y modelamiento estadístico del proceso de cianuración de un mineral filoliano proveniente de un entable minero del Municipio de Andes, como alternativa al proceso de amalgamación, realizado en la Universidad de Antioquia, establece que, mediante la utilización de la mesa concentradora Wilfley y la cianuración del concentrado obtenido, se lograron recuperaciones de oro de hasta un 80 % en un tiempo de 6 horas de lixiviación.

Los parámetros para la concentración en mesa Wilfley se establecieron en una masa de alimentación de 21 kg de material, un caudal de agua 2.5 gal/min un ángulo 30° y una frecuencia de 60 Hz (Herrera, 2022).

Por otro lado, el diseño estadístico mostró que usar tiempos de cianuración de 4,6,8 y 16 horas dan recuperaciones de oro muy similares cuando se usan concentraciones de cianuro de 2.5 o 5 kg/t (Herrera, 2022). De acuerdo a los resultados arrojados por el análisis estadístico, se pudo determinar que para un proceso de lixiviación con cianuro a nivel industrial sería mejor utilizar una concentración de 2.5 kg/t y un tiempo de 4 horas, ya que bajo estas condiciones de lixiviación se estarían usando menos reactivos y un menor tiempo de lixiviación y esto conlleva a un menor consumo energético y por tanto mejores beneficios económicos (Herrera, 2022).

En Perú, en la provincia de Cantas, departamento de Lima, se realizó una investigación titulada Proceso innovador para mejorar la recuperación de oro y reducir la contaminación ambiental en la minería artesanal, para ello Aramburú (2015) de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, definió un proceso de preconcentración mediante la utilización de un concentrador Knelson cuyos resultados establecieron que la mejor prueba seleccionada en la preconcentración, es con una granulometría de 71.3% - 200

malla, como variable independiente obteniéndose 300.20 g/t de concentrado, 33.66% de recuperación (Aramburú, 2015). Y un proceso posterior de cianuración con las siguientes condiciones operacionales que son de una muestra de 500g, granulometría de malla 200, un tiempo de cianuración de 24hrs y con un pH 10.5, una agitación de 300 rpm y un consumo de cianuro de sodio de 2.52 Kg/t, para obtener una recuperación total de 87.44% de oro sin el uso del mercurio que reduce la contaminación ambiental (Aramburú, 2015).

El estudio llevado a cabo por Ruiz-Córdoba et al., (2019), en la Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia expresa sobre el estudio de “Modelamiento estadístico y optimización del proceso de cianuración de un mineral aurífero”, que el estudio en cuestión comenzó con una exhaustiva caracterización del mineral mediante una serie de ensayos de laboratorio, incluyendo pruebas de molienda y clasificación por tamaño utilizando tamices Tyler -35+80, -80+140 y -140+170 mallas, posteriormente, se aplicó una técnica de concentración gravimétrica en mesa Wilfley.

También se realizó un proceso de cianuración, contando con parámetros operacionales como densidad pulpa en 33%, masas del concentrado es de 550g, el volumen de la pulpa es de 1515 mL, una pH entre 10.5 – 11.5; velocidad de agitación (rpm) es de 100 y concentración de cianuro que se empezó en un nivel bajo de 1 (Lb/m³), un nivel medio de 1.75 (Lb/m³) y un nivel alto de 2 (Lb/m³), junto con el método de superficie de respuesta, permitió identificar los parámetros óptimos del proceso, tales como el tiempo de lixiviación, la granulometría del mineral y la concentración de NaCN y los resultados revelaron una alta lixiviación del mineral en cianuro, logrando una destacable recuperación del oro del 89.35% (Ruiz-Córdoba et al., 2019).

Además, la aplicación de este enfoque en las pruebas de cianuración posibilitó la determinación precisa de las condiciones óptimas de operación, garantizando una máxima recuperación de oro, el estudio demuestra el valor y la relevancia internacional del modelamiento estadístico en la recuperación de minerales auríferos, destacando su potencial para mejorar los procesos de extracción de oro en diversas operaciones mineras a nivel global (Ruiz-Córdoba et al., 2019).

2.3. Antecedentes nacionales

Marcheno, en su investigación desarrollada en la Universidad Técnica Particular de Loja, en el año 2015 realizó pruebas metalúrgicas para determinar el factor ORG (Oro Recuperable Gravimétricamente) en el equipo Knelson (KC-MD3) con material de mina del Distrito Nambija-Condominio Sur, en la parroquia San Carlos de las Minas, en el cantón Zamora, provincia de Zamora Chinchipe a 36 km de la ciudad de Zamora; para la obtención de un valor confiable del factor ORG, indicación de su distribución granulométrica y secuencia de liberación, en este estudio se consideraron variables como una muestra de 20 kg, tamaño de la partícula del mineral (primera etapa 743 μm a 3 minutos de molienda, segunda etapa 130 μm a 15 minutos de molienda y tercera etapa 68 μm a 35 minutos de molienda), a 445 rpm, con un caudal de fluidización de 3, 5 L/min, a 1 psi de presión y con una fuerza de 60 G's.

Según el análisis granulométrico del material de mina de Nambija "Condominio Sur", las granulometrías óptimas para la concentración en Knelson fueron: Ensayo 1, en la primera etapa a 3 minutos de molienda, con 71.28g de muestra y un D_{80} de 743 μm , se obtuvo una ley de Au de 36,75 g/t; en la segunda etapa a 15 minutos de molienda, con 26.04g de muestra y un D_{80} de 130 μm , se obtuvo una ley de Au de 212.20 g/t y finalmente en la tercera etapa a 35 minutos de molienda, con 81g de muestra y un D_{80} de 68 μm , se obtuvo una ley de Au de 83,80 g/t; mientras que en el Ensayo 2, en la primera etapa a 3 minutos de molienda, con un D_{80} de 743 μm , se obtuvo una ley de Au de 34.25 g/t; en la segunda etapa a 15 minutos de molienda, con un D_{80} de 130 μm , se obtuvo una ley de Au de 207.30 g/t y finalmente en la tercera etapa a 35 minutos de molienda, con un D_{80} de 68 μm , se obtuvo una ley de Au de 130 g/t, con la aplicación de estos parámetros, en el primer ensayo la recuperación fue de 61.32% y en el segundo ensayo la recuperación fue del 63.71% (Marcheno, 2015).

Bravo (2016), en su investigación realizada en la Universidad Técnica Particular de Loja, efectuó la determinación del factor E-ORG (Oro recuperable por gravimetría) en material procedente de una mina del distrito minero de Nambija, Condominio Norte, con la utilización del equipo Knelson (KC-MD3). El material sometido a las pruebas metalúrgicas

corresponde a un Skarn con una densidad igual a 3.11 g/cm^3 en cuya mineralogía predominan calcita, cuarzo y epidota (Bravo, 2016).

El material fue pulverizado secuencialmente a 3, 9 y 18 minutos; sus D_{80} fueron: 248 μm , 176 μm y 82 μm , respectivamente y estableció una ley de cabeza de 0.19 g/t; con la aplicación de la metodología se obtuvieron concentrados de 14.38 g/t y 9.61 g/t de Oro, que, al realizar el balance metalúrgico, expuso un factor E-ORG promedio de 52.28%, porcentaje que permitió considerar la gravimetría como método de concentración del material estudiado (Bravo, 2016).

Íñiguez (2019), en su investigación en la Universidad Técnica Particular de Loja, aplicó tres pruebas comparativas de flotación, cianuración y concentración gravimétrica centrífuga en la recuperación de oro de material del Proyecto Sangola, ubicado en la parroquia Chito, cantón Chinchipe, de la provincia de Zamora Chinchipe, empleando parámetros preestablecidos de tamaño de grano de 200 mallas ($D_{80} = 75\mu\text{m}$), pH de 9 a 11 para los ensayos de flotación, peso de la muestra 500 g, volumen de agua 1000 mL, dilución de la pulpa 2:1, concentración de cianuro 1 g/L y tiempo de cianuración 24 horas para los ensayos de Cianuración.

Con la realización de dos ensayos para cada uno de los procesos, por flotación, cianuración y concentración, se estableció que la técnica más eficiente fue la flotación, con un porcentaje de recuperación de 79.28% en el primer ensayo y 74.21% en el segundo en comparación con el proceso de cianuración, en donde se alcanzaron rendimientos de 68.58 % en la primera prueba y 68.27 % en la segunda prueba y los de concentración gravimétrica centrífuga que se determinaron rendimientos del 79.56% en la primera prueba y del 68.55% en la segunda prueba (Íñiguez, 2019).

Es esencial destacar que la variabilidad de los resultados puede atribuirse a las condiciones específicas de la muestra y a los parámetros operativos utilizados en el estudio. La influencia del tamaño de grano y el pH en la flotación pudo haber sido óptima en este caso, lo que contribuyó a su eficacia (Íñiguez, 2019).

2.4. Principios de la concentración gravimétrica

La concentración gravimétrica consiste en la separación de minerales de diferentes densidades utilizando la fuerza de gravedad; para una separación efectiva en este tipo de concentración es fundamental que exista una marcada diferencia de densidad entre el mineral y la ganga (Aguilar, 2014).

Actualmente, las técnicas más modernas que se aplican en este tipo de concentración incluyen equipos que aprovechan la fuerza centrífuga para la separación de partículas finas (Aguilar, 2014). Entre estas tecnologías modernas se pueden citar las siguientes: el concentrador centrífugo Knelson, el concentrador centrífugo Falcon, el jig centrífugo Kelsey, el Separador de Gravedad Múltiple (MGS) Mozley (Vilcapoma y Chávez, 2012).

2.4.1. Concentración gravimétrica por Knelson

Este procedimiento es considerado como uno de los más simples y económicos (Valderrama 2012), respecto a otros procedimientos de enriquecimiento de minerales, puesto que, permite recuperar valores en un rango bastante amplio, donde las partículas de mineral son separadas debido a su diferencia de densidad (Concha, 2007). Cuanto mayor es la diferencia en la densidad de dos minerales componentes de una mena, mayor será la facilidad con que se efectúe la separación (Gray, 2004).

En la operación de la centrífuga Knelson, se realiza una separación con alta eficiencia, tiene gran capacidad de procesamiento, de esta manera se compone de un cono truncado de poliuretano que, rota a 400 rpm, su superficie interna se forma de una serie de riffles anulares horizontales con la misma profundidad (Valderrama, 2012). La velocidad del movimiento de rotación genera una fuerza centrífuga del orden de 60 fuerzas G's, lo que genera que las partículas de material vayan hacia la periferia, donde las partículas mineralógicas de mayor peso tienen tendencia a entrar en los espacios interriffles, mientras que las partículas livianas son transportadas hacia la parte superior externa (Valderrama, 2012). El concentrador Knelson emplea la fuerza gravitacional en conjunto con un proceso de licuefacción, la fuerza de la gravedad separa las partículas en función de su densidad, lo

que provoca que los fragmentos de oro fino se rompan del mineral de menor ley al que se encuentran adheridos (Pinto, 2011).

2.5. Principios de la cianuración

La cianuración es un proceso electroquímico de disolución de oro y algunos otros componentes que se pueden encontrar en una asociación aurífera, para ello utilizamos una solución alcalina de cianuro que forma aniones complejos de oro (Íñiguez, 2019).

Se afirma que el principio básico de la cianuración es un medio donde las soluciones alcalinas débiles tienen una acción directa preferencial sobre el oro y la plata contenidos en el mineral (De Andrade y Hodouin, 2005).

Dentro de los métodos de cianuración más generalizados en nuestro medio tenemos los procesos por cianuración dinámica o agitación que son utilizados para minerales de oro de alta ley (> 1 oz Au/t), donde el costo de operación es elevado, debido a que se emplean etapas de chancado, molienda y agitación, incrementándose el consumo energético a niveles donde puede resultar antieconómico para leyes bajas (Paz, 2002).

2.5.1. Métodos de cianuración

Paz (2002) describe sobre los procesos de cianuración que se encuentran disueltos en la solución para extraer el oro, los procesos de cianuración por agitación más comunes son:

- Cianuración convencional.
- Cianuración con carbón.
- Cianuración estática.

2.5.1.1. Cianuración convencional. Consiste en realizar un procedimiento de molienda y clasificación inicial, el cual permite pulverizar las partículas hasta liberar suficientemente los granos de oro y exponerlos a la acción del cianuro por medio de espesamiento primario y lixiviación; decantación continua en contracorriente y; precipitación y refinación (Paz, 2002).

El proceso de cianuración convencional para la recuperación de minerales auríferos implica varias etapas clave. Primero, la pulpa obtenida del espesador primario se somete a

la lixiviación en agitadores, donde se mantiene a una concentración de 30-50% de sólidos durante hasta 48 horas (Paz, 2002). Esta etapa se lleva a cabo con la adición de aire y se realiza en al menos tres agitadores para evitar el cortocircuito del material durante la lixiviación (Paz, 2002).

Posteriormente, la pulpa lixiviada se somete a un proceso de decantación continua en contra corriente (CCD) para recuperar todos los valores disueltos, al espesar y diluir sucesivamente la pulpa en 3 ó 4 espesadores, donde la pulpa y la solución circulan en sentidos contrarios, enriqueciendo la solución y empobreciendo la pulpa en contenido valioso (Paz, 2002). La eficiencia de lavado en CCD puede alcanzar más del 99%, dependiendo del número de etapas (Paz, 2002).

Finalmente, la solución pregnant se envía a la precipitación continua utilizando polvo de zinc según el proceso Merrill-Crowe, donde antes de la precipitación, la solución se clarifica para eliminar partículas finas y coloidales que puedan interferir con el proceso (Paz, 2002). Luego, la solución desaireada se precipita inmediatamente con polvo de zinc fino, y el precipitado de oro-plata se recupera en filtros prensa (Paz, 2002).

2.5.2. Muestra de canaleta o (Channel Sample).

En función de lo establecido por Lambert (2006) este método de muestreo consiste en cortar con la mayor exactitud posible, una ranura rectangular a través de toda la estructura mineralizada, para obtener una muestra de determinado peso. La información que genera este tipo de muestra tiene un valor similar a un sondaje (Lambert, 2006). Marcando en el afloramiento la orientación, el largo, y los intervalos a los cuales se recupera la muestra; muestra orientada de manera perpendicular al elemento lineal del conjunto (Lambert, 2006).

Capítulo tres

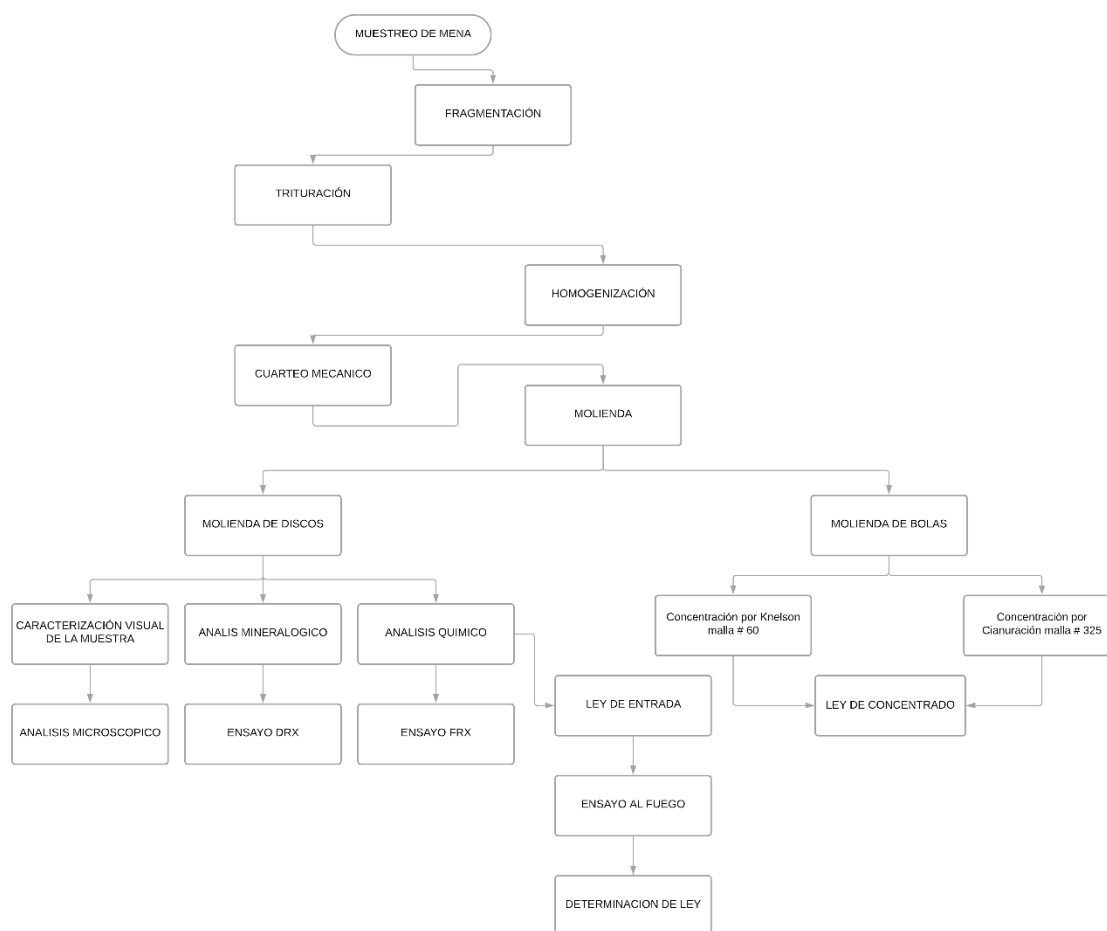
Metodología

3.1. Enfoque y Planteamiento Metodológico

El estudio actual se basa en un enfoque mixto que combina elementos experimentales y ensayos de laboratorio, es así que, se llevaron a cabo diferentes tratamientos, desarrollando cada paso del proceso y presentando los resultados junto con sus respectivos análisis, en la Figura 4 se aprecia el flujograma del proceso.

Figura 4

Diagrama de flujo del proceso de recuperación de oro



Nota. Representación gráfica de las metodologías propuestas para la recuperación de oro.

3.2. Muestreo

Se procedió a realizar el muestreo de manera rigurosa siguiendo las pautas establecidas para garantizar la representatividad de la muestra y la fiabilidad de los resultados obtenidos. Las dimensiones seleccionadas para la muestra fueron de 10 cm de ancho y 5 cm de profundidad, asegurando así un volumen adecuado que permitió llevar a cabo los análisis químicos, mineralógicos, microscópicos y de recuperación de oro necesarios para el estudio. Para obtener una muestra tipo canaleta, se inició marcando en el afloramiento la orientación y el largo deseado, junto con los intervalos específicos a los cuales se recogería la muestra. Se tuvo especial cuidado en asegurar que la orientación de la canaleta fuera perpendicular a la veta. La determinación del intervalo de muestra a recuperar se llevó a cabo considerando la potencia de la veta, así como el grado de exactitud requerido para el estudio.

Se procuró mantener un equilibrio entre la cantidad de muestra recogida y la necesidad de obtener datos representativos de la variabilidad mineralógica y de contenido de oro en el área de interés.

Figura 5

Muestreo dentro de mina



3.3. Proceso de preparación de la muestra

3.3.1. Fragmentación

Se llevó a cabo el procedimiento de fragmentación primaria mediante el uso de un combo metálico para fragmentar la muestra y posteriormente, se realizó la eliminación de los residuos de materia orgánica.

3.3.2. Trituración

Se empleó una trituradora de mandíbula de tipo Blake, de la marca RETSCH, modelo BB200 (ver Figura 5), para aplicar la técnica de trituración. Esta máquina permitió reducir el material fragmentado de manera progresiva, logrando obtener un producto final con un tamaño de partícula de 2 mm, lo que equivale a una malla #10.

Figura 6

Trituración del material fragmentado



3.3.3. Homogenización y cuarteo

Las muestras se secaron y desintegraron para asegurar que el material estuviera en condiciones adecuadas.

Se llevó a cabo el proceso de cuarteo en dos etapas; en la primera etapa (cuarteo mecánico), se utilizó un cuarteador de la marca FRITSCH para segmentar el material en dos porciones prácticamente iguales como se visualiza en la Figura 6.

En la segunda etapa, se realizó un cuarteo manual, donde para homogeneizar el material, se hizo rodar sobre una superficie de plástico utilizando la técnica de roleo. De manera arbitraria, se escogió una de las porciones resultantes de la etapa anterior.

El material dispuso de manera circular, la cual fue subdividida en cuatro partes, tratando de mantener la igualdad entre ellas. Finalmente, se tomó una porción de cada cuadrícula obtenida para obtener una alícuota representativa de la muestra global. Este proceso aseguró que la muestra estuviera homogénea y representativa para los análisis posteriores.

Figura 7

Cuarteador de la marca FRITSCH



Nota. Equipo utilizado para el cuarteo mecánico.

3.3.4. Molienda

Para la caracterización física, química y mineralógicamente la muestra, se utilizó el molino de discos de marca Retsch modelo RS 200 (Figura 7). En este procedimiento se tomó una alícuota de 100 g de la muestra y se introdujo en el juego de discos del equipo.

Figura 8

Molino de discos de la marca Retsch modelo RS 200



Luego, se establecieron las condiciones operacionales de velocidad y tiempo, siendo 700 revoluciones por minuto (rpm) y 5 minutos respectivamente. El resultado obtenido mediante este proceso fue una granulometría aproximada de D_{80} malla #200 (74 μm).

Para los procedimientos relacionados al método Knelson y cianuración se utilizó un molino de bolas, que permitió preparar los materiales destinados a mezclas minerales.

Para la reducción del tamaño de partícula a ser utilizado mediante el método Knelson se empleó 1 kg de muestra y 2 L de agua durante un período de molienda de 40 minutos. Posteriormente, se evaluó el tamaño de partícula utilizando un tamiz #60, donde se determinó que el 84.5% del material pasaba a través de él.

Para la obtención de la granulometría deseada, aplicada al proceso de cianuración, se utilizó 1 kg de muestra y 2 L de agua durante un periodo de molienda de 80 minutos. Posteriormente, se evaluó el tamaño de partícula utilizando un tamiz #325 (45 μm) donde se determinó que el 64.40% del material pasaba a través de él.

3.4. Caracterización del material

3.4.1. Análisis granulométrico

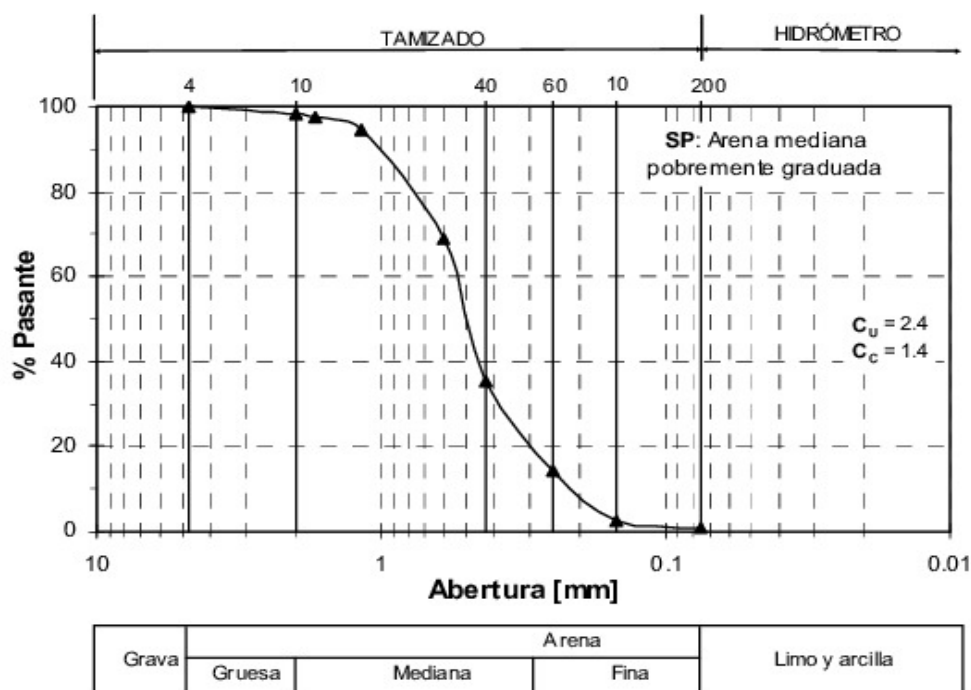
Se llevó a cabo un análisis en seco con el propósito de determinar la distribución del tamaño de partícula de la muestra y establecer el valor de D_{80} del material que previamente

había sido sometido a molienda de bolas. Se utilizaron tamices estandarizados conforme a la normativa ASTM E-11, de la marca Retsch, con diferentes tipos de mallas que van desde la #10 hasta el fondo. Cada tamiz y el fondo fueron pesados vacíos para poder calcular el material retenido en cada malla y graficarlos para obtener la curva granulométrica como el ejemplo mostrado en la Figura 8.

Los parámetros definidos para realizar el análisis de granulometría incluyeron el uso de una muestra de 250g, una amplitud de 1.60 mm/"g" y un tiempo de 10 minutos continuos sin intervalos en un vibrotamiz de la marca Retsch, modelo AS 200. Estas condiciones fueron aplicadas a muestras previamente homogeneizadas del material.

Figura 9

Representación de la curva granulométrica



Nota. Adaptado de Curva granulométrica de la arena ensayada de Clariá, J, y Vettorelo, P. 2019.

3.4.2. Densidad relativa

Para la definición densidad relativa de la muestra extraída de la mina Señor de la Esperanza, se empleó el método del picnómetro, que consiste en:

Pesar el picnómetro, que tiene una capacidad de 5 ml en estado seco, cuyo valor resultante se designó como "P". Luego, se introdujo una porción de la muestra que no

superaba el 30% de la capacidad total del picnómetro, y se registró este peso como "M". A continuación, se agregó agua al picnómetro hasta llenar completamente el capilar de la tapa, que permita humedecer la muestra sin dejar espacios vacíos. Este peso se anotó como "S". Posteriormente, se procedió a lavar el picnómetro externamente, llenarlo de agua, taparlo y secar cualquier exceso de agua para no afectar el valor del peso, designando este valor como "W". Finalmente, se realizaron los cálculos aplicando la siguiente ecuación de densidad relativa o gravedad específica

$$G = \frac{M-P}{W+(M-P)-S} \quad \text{Ec. 1}$$

Dónde

P = masa picnómetro (g)

M = masa picnómetro más muestra (g)

W = masa picnómetro más agua (g)

S = masa picnómetro más agua más muestra (g)

Con la finalidad de obtener un valor representativo, se llevaron a cabo tres repeticiones que permitan definir la densidad relativa de la muestra.

3.4.3. Análisis químico

Para la realización del análisis químico de la muestra extraída de la mina Señor de la Esperanza, se emplearon dos métodos de Análisis mediante Fluorescencia de Rayos X (FRX):

El método *Mining Light Elements*, que identifica los elementos mayoritarios (> 1%) y minoritarios (0.01% - 1%); y el método Soil FP, que se enfoca en la identificación de elementos traza (< 0.01%) (Skoog, 2015).

Para la realización de los dos métodos se utilizó el espectrómetro de Fluorescencia de Rayos X marca BRUKER modelo S1 TURBO^{SD} (ver Figura 9), un equipo especializado para determinar la composición química de la muestra de manera precisa y rápida, para lo cual se procedió a tomar una alícuota, cuyas propiedades físicas y químicas, del material

antes mencionado. Esta alícuota se colocó en un contenedor porta muestras que se ubicó en la parte superior del espectrómetro FRX.

Figura 10

Espectrómetro de Fluorescencia de Rayos X



3.4.4. Análisis mineralógico

Difracción de Rayos X (DRX), de la muestra pulverizada se separó una alícuota en un microtubo de ensayo, la misma que debe encontrarse en un tamaño de partícula de malla #200. Se empleó el equipo BRUKER D8 ADVANCE y el software HighScore Plus de Malvern Panalytical, para la identificación y semi cuantificación de las fases minerales.

3.4.5. Análisis microscópico

En el análisis microscópico de la muestra de veta de oro libre, se llevó a cabo una evaluación detallada de los minerales presentes en las mallas #35, #60 y fondo. Este análisis microscópico es fundamental para caracterizar la composición mineralógica de la muestra y proporcionar información crucial para la planificación y optimización de los procesos de Knelson y cianuración.

Para realizar este análisis, se utilizó un microscopio óptico de alta resolución que permitió observar los minerales a una escala microscópica. La muestra de veta de oro libre fue preparada cuidadosamente mediante técnicas de trituración y molienda, finalmente se realizó el montaje en portaobjetos para garantizar una observación precisa y detallada.

3.5. Proceso de concentración

3.5.1. Concentración gravimétrica centrífuga Knelson

En esta prueba se utilizó un equipo de tecnología avanzada de concentradores centrífugos, llamado KC-MD3 Knelson, que se utiliza en la recuperación de partículas minerales, como el oro, mediante procesos de centrifugación.

Primero, se realizó la preparación de pulpa utilizando 1 kg de muestra en malla con un tamaño de partícula D_{80} malla #60 y 2 L de agua. Luego, se ajustaron los parámetros del equipo, se procedió a realizar la rotación del cono de concentración a 60 G's y 3.5 L/min de fluidización de agua, en un caudal constante para la alimentación.

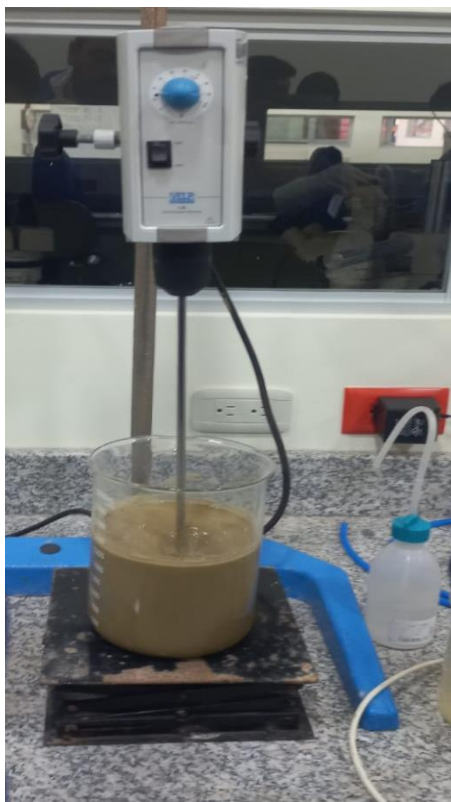
Este procedimiento implicó el apagado del equipo, la extracción y limpieza del cono concentrador, para posteriormente llevar a cabo el secado, pesaje, homogeneización y análisis tanto los relaves como los concentrados con el fin de obtener una muestra modelo de 30 gramos, para la evaluación de la concentración de oro por Ensayo al Fuego para la determinación del balance metalúrgico.

3.5.2. Cianuración

Para mejorar la liberación del oro, se llevó a cabo una etapa de conminución, lo que permite una exposición más efectiva de las partículas de oro y optimiza el proceso, por lo cual se estableció una malla #325. Luego de esta etapa, se procedió a la cianuración, comenzando con la creación de una pulpa al combinar 500 g de material con 1 L de agua en un recipiente. La pulpa se agitó durante 5 minutos en un agitador VELP (ver Figura 10) para obtener una consistencia homogénea y establecer el pH inicial.

Figura 11

*Agitador mecánico de varilla LS Velp
Scientifica*



Posteriormente, se modificó el pH de la pulpa hasta alcanzar un pH alcalino (<10.5) con la adición de cal, la misma que fue agregada en diferentes tiempos para mantener este pH necesario en los procesos de cianuración. Los parámetros operacionales en resumen son mostrados en la Tabla 3.

Tabla 3

Condiciones de operación para cianuración

CONDICIONES DE OPERACIÓN	
pH	10 a 12
Peso de la muestra	500 g
Volumen de agua	1000 mL
Dilución de la pulpa	2:1
Concentración de cianuro	1 g/L
Tiempo de cianuración	12 horas

Una vez modificado el pH, y con el fin de que no se hidrolice el NaCN, se añadió 1 g de cianuro de sodio a la mezcla y se inició un acondicionamiento para que se incorporen correctamente en la pulpa. La programación de la cianuración se llevó a cabo durante 12 horas, tomando inicialmente una alícuota a los 30 minutos de iniciado el proceso y posteriormente se tomaron alícuotas cada hora de 10 mL como se muestra en la Figura 11, para que sean analizadas por el ICP – OES. A su vez se disponen 5 mL en un vaso de precipitación de la muestra filtrada para realizar la estimación del cianuro libre en el sistema, esto se lleva a cabo con un proceso de volumetría donde el titulante es nitrato de plata (AgNO_3) a una concentración de 4.34 g/L y el indicador es el yoduro de potasio al 5%, añadido a la muestra de 3 a 5 gotas.

El viraje se observó en el cambio de color desde un transparente a un amarillo pálido. El volumen del titulante gastado para el viraje fue introducido en la siguiente formula:

$$\text{NaCN Libre} = \frac{\text{Factor} * \text{AgNO}_3 \text{ ml}}{\text{Volumen de la muestra}} \quad \text{Ec. 2}$$

Por último, para la obtención del PLS (*Pregnant Leaching Solution*) se realizó la filtración al vacío de la pulpa, utilizando un pliego de papel filtro en un embudo Büchner conectado a la bomba de vacío.

Figura 12

Muestras extraídas de cada hora en balones de aforo



En la última hora, se realizó un análisis de cal consumida, para lo cual se realizó nuevamente un proceso de volumetría, tomando 5 mL en el vaso de precipitación, añadiendo de 3 a 5 gotas de fenolftaleína (indicador) y H_2SO_4 a una concentración de 4.38 g/L (titulante)

para observar un cambio de color desde violeta a transparente. Finalmente, se pesó el material restante (relave) y se preparó para el análisis de oro a través del Ensayo al Fuego.

3.6. Determinación de oro

3.6.1. Ensayo al Fuego

En este estudio, se empleó una técnica específica para determinar la cantidad de oro en la muestra. Se utilizaron dos muflas eléctricas de 220 V para llevar a cabo el proceso de fusión y copelación. La primera mufla, de la serie LN/3 35/90, se utilizó para la fusión a una temperatura de $1000^{\circ}\text{C} \pm 50^{\circ}\text{C}$, mientras que la segunda mufla, de la serie LN/3 3490, se empleó para la copelación a una temperatura de $900^{\circ}\text{C} \pm 50^{\circ}\text{C}$.

En el ensayo de fusión, se preparó una mezcla fundente compuesta por varios componentes químicos, como muestra de 30 g (malla #200), flux básico de 100 g, harina de 2,5 g y nitrato de potasio en una cantidad adecuada según la presencia de sulfuros. Estos componentes se colocaron en un crisol de fusión y se homogeneizaron para cumplir sus funciones específicas: el flux actuaba como litargirio y la harina reducía el litargirio a plomo metálico. Cuando la mufla alcanzó $1000^{\circ}\text{C} \pm 50^{\circ}\text{C}$, los crisoles se colocaron en ella y se dejaron durante 1,5 horas. Después de este periodo, se retiraron y se colocaron en lingoteras de acero (Figura 13), que, al enfriarse, se forman dos fases la escoria y el régulo de plomo, las mismas que son separadas de manera mecánica con la ayuda de un martillo. El régulo de plomo fue moldeado en forma de cubo para que ingresara al proceso de copelación, disponiéndolo en una copela.

Se mantuvo a una temperatura de 900°C durante 2 a 3 horas, lo que permitió obtener una pequeña perla de oro con plata e impurezas denominada doré.

Figura 13

Traspaso de fundido a lingotera



3.6.1.1 Digestión y determinación de la cantidad de oro. Para proceder con la separación del oro, primero se laminaron y pesaron los dorés. Para la digestión de la plata, los dorés fueron colocados en crisoles de porcelana y se agregó el ácido nítrico al 15% a 120°C por 1 hora.

3.6.1.2 Refogado del oro. Una vez digestada la plata, el oro se sometió a un proceso de refogado a $400^{\circ}\text{C} \pm 50$ durante 10 minutos para restablecer su característico color dorado. Posteriormente, se pesó el oro y en el caso de relaves en donde la concentración de oro no fue significativa, se disolvió el doré en agua regia y se ajustó con 10 mL de agua destilada, antes de continuar con el análisis en el equipo de ICP – OES.

Capítulo cuatro

Resultado y discusión

4.1. Densidad relativa

Como resultado de los tres ensayos realizados a la muestra, se obtuvo un promedio de 2.40 g/cm^3 . Los resultados obtenidos se presentan en la Tabla 4, resultado que, al comparar con la densidad relativa del cuarzo (2.65 g/cm^3) son similares; mineral que se encuentra en abundancia en la zona de investigación.

Tabla 4

Densidad relativa de la muestra extraída de la mina Señor de la Esperanza

Densidad relativa del mineral g/cm^3			
Ensayo 1	Ensayo 2	Ensayo 3	Promedio
2.36	2.44	2.41	2.40

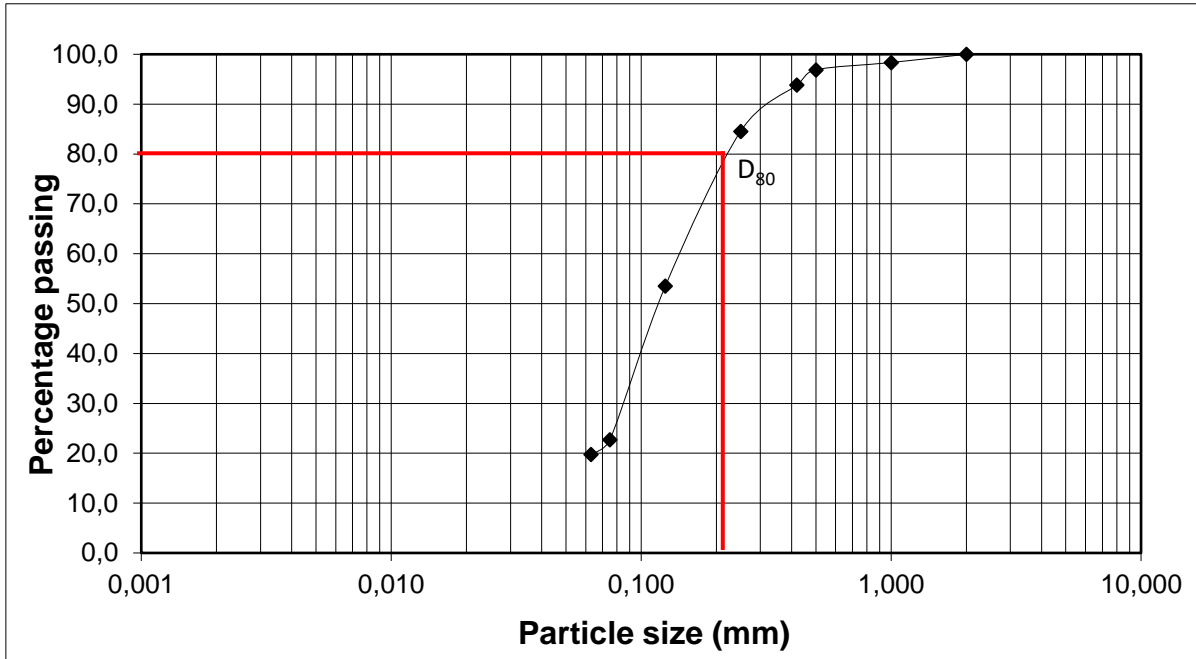
Los cálculos que realizan de la aplicación de la ecuación 1 de densidad relativa o gravedad específica se muestran en el Apéndice A.

4.2. Análisis granulométrico

El análisis de la granulometría se llevó a cabo utilizando diferentes cálculos para la determinación del D_{80} en las muestras, esto a través de la construcción de la curva granulométrica. Después de la primera molienda, se observó que el 84.5% del material pasaba a través de la malla #60 (Figura 14). En una segunda molienda se determinó que el 79.5% del material pasaba a través de la malla #325. Finalmente, se realizó un último test durante una hora y media, utilizando 1 kg de material, y se encontró que el tamaño D_{80} correspondía a la malla #325 (ver Figura 15). Los detalles completos de la granulometría se encuentran en el Apéndice C, y la figura proporciona una representación gráfica de la curva resultante de este último proceso.

Figura 14

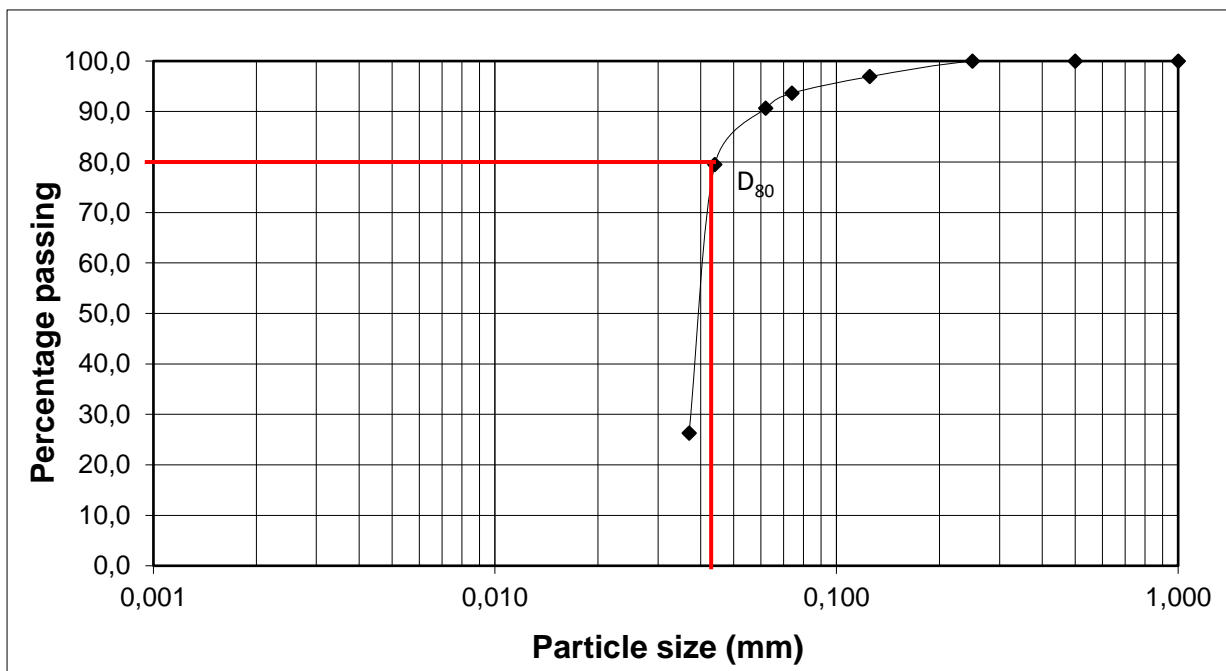
Curva granulométrica pasando el D80 malla #60



En la figura 14 se puede apreciar que la malla #60 le corresponde al tamaño de apertura del 0.25mm. En cambio, en la figura 15 se puede apreciar que en la malla #325 le corresponde al tamaño de apertura del 0.044mm.

Figura 15

Curva granulométrica pasando el D80 malla #325



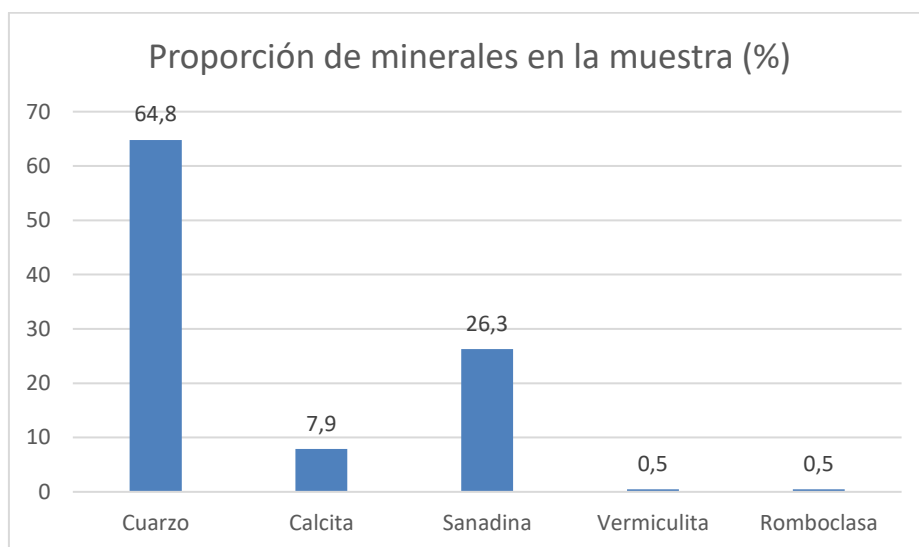
4.3. Análisis mineralógico

4.3.1. Difracción de rayos X

Las principales fases minerales presentes en la muestra y su semi concentración corresponden a cuarzo (SiO_2), calcita (CaCO_3), sanidina (KAlSi_3O_8), vermiculita ($(\text{Mg,Fe,Al})_3(\text{Al,Si})_4\text{O}_{10}(\text{OH})\cdot 4\text{H}_2\text{O}$) y romboclasa ($\text{HFe}(\text{SO}_4)_2\cdot 4\text{H}_2\text{O}$). Concordando la presencia de cuarzo como mineral mayoritario, se observaron carbonatos (calcita), silicatos (vermiculita), feldespatos (sanidina) y sulfatos (romboclasa) como se muestra en la Figura 16 y su detalle en la a continuación.

Figura 16

Diagrama del análisis de DRX



El cuarzo, mineral mayoritario, indica que es de origen ígneo félsico, caracterizado por su riqueza en sílice y aluminio, lo que apunta a un proceso de cristalización a partir de un magma. Su resistencia a la meteorización y erosión lo hace común en rocas ígneas.

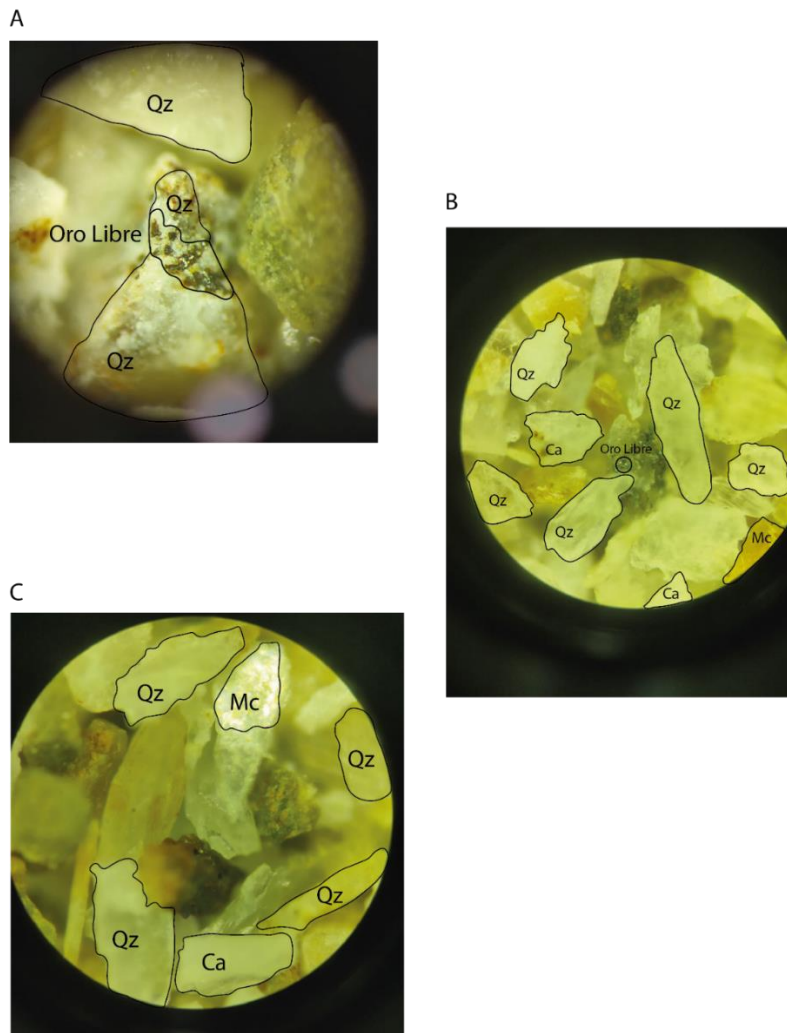
La presencia de calcita, un mineral carbonatado, sugiere la influencia de aguas carbonatadas o ambientes marinos en la formación de la roca. La sanidina, un feldespato potásico, confirma su origen ígneo y félsico; por otra parte, la presencia de vermiculita, mineral secundario formado por la alteración de minerales como la biotita. Finalmente, la presencia de romboclasa, un mineral sulfato formado por oxidación de sulfuros metálicos, indica la exposición a condiciones oxidantes.

4.3.2. Análisis por microscopio

Los minerales predominantes en la muestra son fácilmente identificables: el cuarzo, de color blanco, la calcita, cuya presencia se confirmó mediante el uso de ácido clorhídrico al 10%, y los minerales ferromagnesianos, detectados mediante un imán. Además de estos, se encontraron minerales secundarios, como las micas tales como las moscovita y biotita, en proporciones menores. La composición mineralógica se determinó como sigue: cuarzo (60%), calcita (30%) y micas (10%), de forma semicuantitativa.

Figura 17

Muestra representativa en diferentes mallas



Una vez analizada la muestra en el microscopio se identificaron minerales tanto como cuarzo, calcita y micas, esto se lo analizó en las Figura 17 (A, B y C). Haciendo una corroboración con el DRX, se tiene que el cuarzo se lo encuentra presente en un 64.9% y en

la muestra analizada, se observó que el cuarzo se lo encuentra presente en un 60%, también se puede apreciar la calcita en el microscopio en un 30% y en el DRX un 7.9%, ver Tabla 5, en cambio en la muestra vista por microscopio no se pudieron observar minerales tales como Sanidina, Vermiculita y Romboclasa, pero se apreciaron micas, como la moscovita y biotita, las cuales se las encontraron como cristales opaco.

Tabla 5

Porcentajes de la composición de la roca

Composición de la roca	Porcentaje (%)
Cuarzo	60
Calcita	30
Micas	10

4.4. Análisis químico

4.4.1. Ley de cabeza

En esta investigación, el cálculo de la ley de cabeza se lo determinó después de realizar el Ensayo al Fuego. Los resultados y el proceso se encuentran especificados en el apartado del Apéndice B. Obteniendo un valor de 9.6 g/t (Tabla 6)

Tabla 6

Ley de cabeza

Ley de cabeza	
Au (g)	Au (g/t)
0.00028	9.6

4.4.2. Fluorescencia de rayos X

La concentración de elementos mayoritarios, determinada mediante el método *Mining Light Elements*, da como resultado la presencia de silicio (SiO₂), como el elemento con mayor concentración en un 62%, seguido por aluminio en un 13,7%, y calcio en un 6.22%, existe también se evidencia la presencia de hierro y potasio con el 2.48 % y 2.72%, respectivamente como se muestra en la Tabla 7.

Tabla 7

Composición química de los elementos mayoritarios de la muestra extraída de la mina Señor de la Esperanza

SiO₂ (%)	Al₂O₃ (%)	CaO (%)	Fe₂O₃ (%)	K₂O (%)
62	13.7	6.22	2.481	2.72

El análisis químico reveló la composición elemental de la muestra, destacando la presencia significativa de varios elementos clave. El silicio (SiO₂) es el más abundante, representando el 62% de la muestra, lo que sugiere una predominancia de minerales silicatados como cuarzo, feldespato y mica como la vermiculita. El aluminio (Al₂O₃), el segundo elemento más abundante con un 13.7%, se encuentra principalmente en los feldespatos como la sanidina. La presencia de calcio (Ca) en un 6.22% indica la posible existencia de calcita, un mineral carbonatado. El hierro (Fe), con una concentración del 2.48%, podría estar asociado a minerales como la romboclasa. Además, el potasio (K), presente en un 2.72%, sugiere la posible presencia de feldespato potásico o micas como la sanidina en la muestra.

4.5. Pruebas metalúrgicas de concentración gravimétrica centrífuga Knelson

Las pruebas metalúrgicas utilizando el método de concentración gravimétrica centrífuga Knelson se llevó a cabo manteniendo constantes variables como la presión del fluido (3.5 psi), las fuerzas (G 60) y la alimentación (1 kg), mientras que se obtuvo un tamaño de partícula de la muestra en malla #60. Los resultados obtenidos, detallados en la Tabla 10, revelan un rendimiento del 35.2% al emplear una malla #60 durante la prueba. En los Apéndices E y F se pueden encontrar los cálculos para determinar la ley de oro en el concentrado y el balance metalúrgico correspondiente.

Aprovechando la densidad del oro (19.3 g/cm³) y la eficacia del método Knelson en la recuperación de concentración gravimétrica, se logra obtener un mayor porcentaje de recuperación utilizando una malla #60 debido al mayor tamaño de los granos minerales que

esta presenta. Esto permite una separación eficiente del oro y el cuarzo, que están asociados en los riffles, mientras que la ganga, predominantemente compuesta por cuarzo, se expulsa debido a su menor densidad.

La concentración gravimétrica centrífuga Knelson puede ser aplicada como una etapa de preconcentración antes de la cianuración, lo que mejora la recuperación del oro grueso y, en consecuencia, el rendimiento general del proceso.

Al comparar los ensayos realizados en la investigación con los de otros autores, se observan similitudes y diferencias significativas en los resultados obtenidos y las metodologías aplicadas.

En el presente estudio, se llevaron a cabo pruebas metalúrgicas utilizando el método de concentración gravimétrica centrífuga Knelson, manteniendo constantes variables como la presión del fluido, las fuerzas y la alimentación, con un tamaño de partícula de muestra en malla #60. Se obtuvo un rendimiento del 35.2% al emplear esta malla durante la prueba, lo que indicó una eficiencia moderada en la recuperación de oro (Mular et al., 2008). Además, se resalta la posibilidad de utilizar la concentración gravimétrica como etapa de preconcentración antes de la cianuración, lo que mejora la recuperación del oro grueso y fino. Por otro lado, comparando los ensayos de otros autores presentan una variedad de enfoques en la metodología y los resultados obtenidos, por ejemplo, en los estudios de Marcheno y Bravo, se realizaron pruebas metalúrgicas con equipos Knelson utilizando muestras de vetas, con variaciones en el tiempo de molienda y el tamaño de partícula.

La comparación de los parámetros operacionales utilizados en la investigación con los estudios de Marcheno (2015) y Bravo (2016) sobre el método Knelson revela algunas diferencias que pueden influir en los resultados obtenidos. En el estudio, se mantuvo constantemente la presión del fluido (3.5 psi), las fuerzas (60 G) y la alimentación (1 kg), mientras que se varió el tamaño de partícula de la muestra utilizando una malla #60. Por otro lado, Marcheno y Bravo no mencionan una presión específica del fluido, pero se centraron en los tiempos y tamaños de molienda para controlar el tamaño de partícula de la muestra. Marcheno utilizó tres etapas de molienda con tamaños de partícula de 743 μm , 130 μm y 68

μm , mientras que Bravo realizó tres moliendas secuenciales con tamaños de partícula (D_{80}) de 248 μm , 176 μm y 82 μm . El rendimiento obtenido en el estudio es de 35.2% (ver Tabla 8), es significativamente más bajo en comparación con los rendimientos reportados en los estudios de Marcheno y Bravo, que oscilan un rango de 61.32% y el 63.71% lo que indica una eficiencia superior en comparación con el estudio realizado.

Tabla 8

Prueba de concentración Gravimétrica Centrífuga Knelson malla #60

Ley de Au concentrado (g/t)	Ley de Au relave (g/t)	Balance metalúrgico (mg Au)	Rendimiento (%)
25	5.57	9.6	35.2

4.6. Pruebas metalúrgicas de cianuración

A continuación, se describe el control con las condiciones de operación, requeridas para las pruebas de cianuración a realizarse.

Como primera instancia se muestra en la Tabla 9 las condiciones operacionales aplicadas a la prueba de 12 horas.

Tabla 9

Condiciones operaciones para Cianuración

CONDICIONES DE OPERACIÓN.	
pH	10 a 12
Peso de la muestra	500 g
Volumen de agua	1000 mL
Dilución de la pulpa	2:1
Concentración de cianuro	1 g/L
Tiempo de cianuración	12 horas

En la Tabla 10 se describe la programación llevada a cabo en la cianuración de la prueba de 12 horas, los pesos de CaO y NaCN para el material.

Tabla 10*Prueba de cianuración (12 horas)*

Tiempo (hora)		pH	CaO (g)	NaCN (g)
0h	9:03	10.7	1.37	1
1/2h	9:33	11.02	-	0.35
1h	10:03	11.20	-	0.05
2h	11:03	11.70	-	-
3h	12:03	11.50	-	0.05
4h	13:03	11.60	-	-
5h	14:03	11.50	-	0.15
6h	15:03	11.60	-	-
7h	16:03	11.50	-	0.05
8h	17:03	11.20	-	0.05
9h	18:03	11.50	-	0.05
10h	19:03	11.50	-	0.05
11h	20:03	11.40	-	0.1
12h	21:03	11.30	-	-
TOTAL			1.37	1.9

4.6.1. Balances metalúrgicos de las pruebas de cianuración

En los cálculos del balance metalúrgico de la prueba de cianuración utilizada para la extracción de oro. Se enumera las diferentes etapas del proceso, desde la muestra inicial (cabeza), con una cantidad de 500 gramos y una ley de entrada de 9.6 g/t, hasta el concentrado obtenido, con 0.8 litros de solución y un concentrado de oro de la solución lixiviada de 3.42 mg. Además, se calcula el relave, con un peso de 484 gramos y un concentrado de oro del relave de 1.58 mg, como se detalla en la tabla 11.

Tabla 11

Balance metalúrgico de las pruebas de cianuración

PRUEBA	
Cabeza	Peso: 500g
	Ley: 9.6 g/t

Concentrado	Solución: 0.8 L
	Ley: 3.42mg
Relave	Peso: 484g
	Ley: 1.58mg
<hr/>	
Balance Metalúrgico:	
4.8 mg = 4.8 mg	
<hr/>	
Rendimiento: 71.3%	
<hr/>	

4.6.2. Cinética de cianuración

Para realizar la cinética de cianuración de la prueba, se tomó en cuenta la mejor recuperación, en la Figura 17 se observó el tiempo óptimo de cianuración que se encuentra entre 12 horas, datos especificados en la Tabla 12.

Tabla 12

Cinética de cianuración

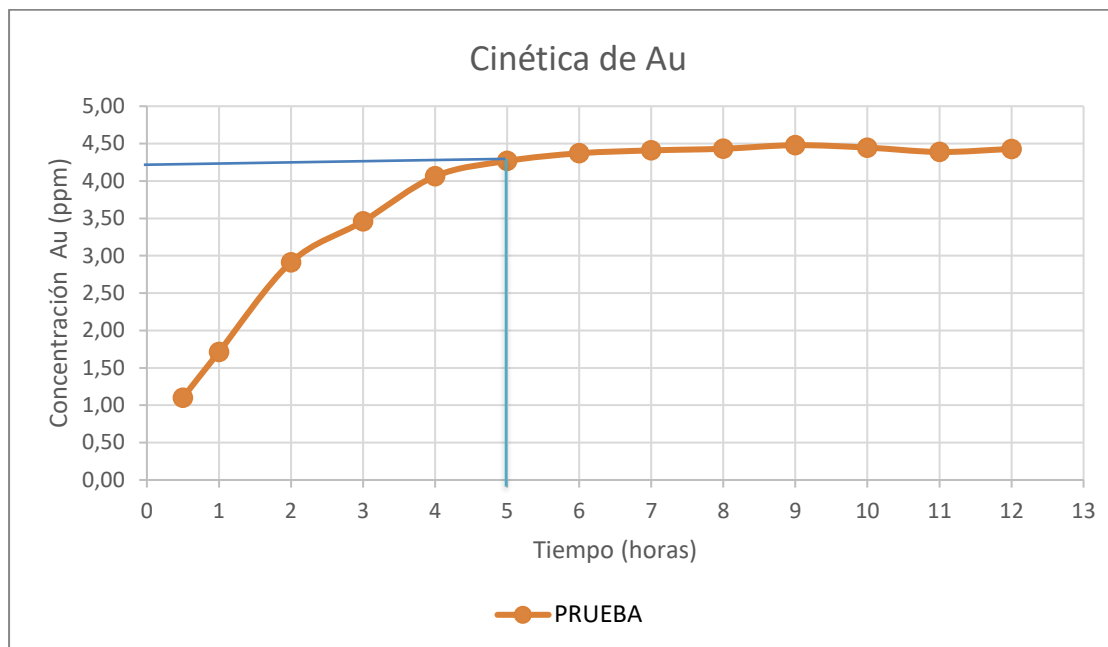
Tiempo (horas)	PRUEBA
	Ppm
0	0
0.5	1.10
1	1.71
2	2.91
3	3.46
4	4.06
5	4.27
6	4.37
7	4.41
8	4.43
9	4.48
10	4.45
11	4.39
12	4.43

Según la Figura 18 cinética de lixiviación de Au, donde se muestra que a partir de la hora 5 se logra una estabilización del concentrado de cianuro y también una estabilización

del pH de 11.5, esto se debe a la adición de cianuro que fue de forma equitativa para cada una de las horas.

Figura 18

Curva cinética de cianuración



La interpretación de la cinética de lixiviación de oro se observó una tendencia positiva hacia una mayor estabilización del concentrado de cianuro y del pH a partir de la quinta hora de cianuración, alcanzando un valor de pH de 11.5. Esta estabilización nos indica que, en las primeras etapas de la cianuración, el oxígeno puede estar limitado debido a la reacción inicial con los componentes de la muestra y otros procesos de oxidación. Sin embargo, con el tiempo y la agitación continua, es posible que se haya alcanzado un equilibrio en la concentración de oxígeno en el sistema. Esta estabilización del oxígeno podría haber promovido una disolución más efectiva del oro, conduciendo a una mayor estabilización de la concentración de cianuro y del pH.

4.6.3. Gasto de cianuro y cal

Durante el proceso de evaluación del ensayo de cianuración, se pudo establecer que el consumo de cianuro fue de 2.2 kg/t. Respecto a la eficacia de la cianuración, se observa que se logró un porcentaje de recuperación, alcanzando un 71.3%. En cambio, para establecer el gasto de cal fue de 1.24 kg/t quedando un pH de 11.02.

En el ensayo de cianuración, se utilizó cianuro como agente lixiviante durante un período de aproximadamente 12 horas, con una muestra de 500 g y un volumen de agua de 1000 mL. La concentración primaria de cianuro se mantuvo constante en 1 g/L, y el pH varió entre 11 y 12. Se logró una recuperación del 71.3%, con un consumo de cianuro de 1.9 g y un gasto de cal de 1.37 g en 500 g de material, para ajustar el pH a 11.02.

Este método mostró una buena estabilización del concentrado de cianuro y del pH hacia la mitad del ensayo, por otro lado, en el ensayo de Knelson, se empleó el método de concentración gravimétrica centrífuga utilizando una malla #60 para la muestra, se mantuvieron constantes variables como la presión del fluido, las fuerzas y la alimentación, obteniendo un rendimiento del 35.2%, lo que indica una menor eficiencia en comparación con la cianuración. Sin embargo, el método Knelson permitió una separación eficiente del oro y el cuarzo, mejorando la recuperación del oro grueso y, por ende, el rendimiento general del proceso. Una diferencia importante entre los dos métodos es que la cianuración utiliza productos químicos para disolver el oro, mientras que el método Knelson se basa en la diferencia de densidades para separar los minerales. Además, el Knelson puede ser utilizado como una etapa de preconcentración antes de la cianuración, lo que puede mejorar aún más la eficiencia del proceso global. En resumen, ambos métodos tienen sus ventajas y desventajas, y la elección entre uno u otro dependerá de las características específicas del mineral y las condiciones del sitio. La cianuración puede ser más efectiva para ciertos tipos de minerales, mientras que el método Knelson puede ser útil como una etapa complementaria para mejorar la recuperación del oro.

Conclusiones

Basado en el muestreo por canaleta se recogió la muestra con las dimensiones de 10 cm de ancho y 5 cm de profundidad, esto permitió tener un volumen adecuado que se utilizó para llevar a cabo los análisis químicos y mineralógicos realizados, se puede concluir que la muestra de veta presenta una densidad relativa promedio de 2.40 g/cm^3 , similar a la del cuarzo, sugiriendo una alta presencia de este mineral en la muestra. La composición química revela la presencia predominante de silicio (SiO_2) con un 62%, seguido de aluminio (Al_2O_3) con un 17.6%, calcio (Ca) con un 6.22%, hierro (Fe) con un 2.48% y potasio (K) con un 2.72%. Además, los análisis mineralógicos confirman la presencia mayoritaria de cuarzo con un 64.8%, acompañado de minerales como calcita en un 7.9%, sanidina en un 26.3%, vermiculita en un 0.5% y romboclasa en un 0.5%. Con estos datos se puede realizar una detallada planificación para la recuperación de oro mediante métodos como Knelson y cianuración.

Aunque la concentración gravimétrica Knelson mostró un rendimiento del 35.2%, que se lo considera como una eficiencia moderada, no logra igualar el nivel de recuperación alcanzado por la cianuración en la recuperación de oro en la mina Señor de la Esperanza. Los parámetros que fueron clave, en el tiempo de 5 horas, contribuyeron para alcanzar la mejor recuperación de oro, además del mantenimiento del pH entre 11 a 11.5; así como la concentración de cianuro, con una recuperación altamente notable de 71.3% en comparación con el método de Knelson. Aunque el método Knelson permite una separación eficiente del oro y el cuarzo, con base a su tamaño de grano que fue dentro de la malla #60, su eficacia se ve superada por la estabilización del concentrado de cianuro, el control del pH y la adición equitativa de cianuro que caracterizan a la cianuración. Además, la aplicación del método Knelson como etapa de preconcentración antes de la cianuración podría mejorar la recuperación del oro grueso y, por ende, el rendimiento general del proceso, lo que sugiere que una combinación de ambos métodos podría ser beneficiosa para maximizar la recuperación de oro en el proceso de recuperación de minerales. En conclusión, los análisis químicos y mineralógicos revelan una composición compleja de la muestra destinada a la recuperación de oro mediante métodos de cianuración y Knelson.

Recomendaciones

Se recomienda seguir rigurosamente los protocolos establecidos para el tratamiento de muestras en el laboratorio, con el fin de garantizar la limpieza y manipulación adecuadas de las muestras, especialmente durante las etapas de trituración, pulverización y fundición. Estas prácticas son esenciales para preservar la integridad de las muestras y minimizar cualquier posibilidad de contaminación que pueda influir en la interpretación de los datos obtenidos durante el análisis de laboratorio. Al adherirse estrictamente a estos protocolos, se asegura la fiabilidad y precisión de los resultados, lo que es fundamental para la toma de decisiones en el proceso de recuperación de minerales acuíferos.

También se debe considerar realizar un análisis de flotación para complementar la evaluación de los métodos de recuperación de oro. La flotación ofrece la oportunidad de comparar los resultados obtenidos con la cianuración y Knelson, lo que proporcionará una visión más completa y precisa de la eficacia de cada método. Esta comparativa permitirá determinar cuál de los métodos ofrece la mejor recuperación de oro para las condiciones específicas de la concesión minera Señor de la Esperanza, facilitando así la toma de decisiones informadas para optimizar el proceso de recuperación de minerales acuíferos.

Referencias

- Aguilar, K. (2014) *Mejoramiento y simulación de una planta de recuperación de oro por concentración gravimétrica, flotación y cianuración, ubicada en Piñas, provincia de El Oro* [Tesis de Ingeniería Química, Escuela Politécnica Nacional del Ecuador].
<http://bibdigital.epn.edu.ec/handle/15000/7394>
- Alvarado, R. (2018). *Delimitación de la Concesión Minera Señor de La esperanza*.
- Aramburú, V. (2015) *Proceso innovador para mejorar la recuperación de oro y reducir la contaminación ambiental en la minería artesanal* [Tesis de Doctorado en Gestión de Empresas, Universidad Nacional Mayor de San Marcos].
<https://cybertesis.unmsm.edu.pe/handle/20.500.12672/4605>
- Bravo, J. (2016) *Prueba metalúrgica para determinar el factor ORG (oro recuperable gravimétricamente) en el equipo Knelson (kc-md3) con material de mina del distrito Nambija –Condominio Norte* [Tesis de Ingeniería en Geología y Minas, Universidad Técnica Particular de Loja]. <http://dspace.utpl.edu.ec/handle/20.500.11962/21027>
- Carrión, R. (2000). *Zaruma, historia minera: Identidad en Portovelo*. Ediciones Abya-Yala.
- Cañola, C. Hernández, A. García, W. (2015). Caracterización mineralógica y mineralogía de procesos aplicada a la mina de veta “La Esperanza”, ubicada en la Vereda Cedeño parte alta del municipio de Támesis, Antioquia. *Revista Colombiana de Materiales* 6(2), 54-68.
<https://revistas.udea.edu.co/index.php/materiales/article/view/22874>
- Clariá, J. y Vettorelo, P. (octubre de 2010). Refuerzo de Arenas Mediante la Adición de Fibras Sintéticas. Congreso Argentino de Mecánica de Suelos e Ingeniería Geotécnica, CAMSIG, Mendoza, Argentina.
- Concha, H. (2007) *Estudio de la concentración gravimétrica de minerales auríferos en un JIG de laboratorio* [Tesis de Ingeniería de Materiales, Universidad de Antioquia].
<https://bibliotecadigital.univalle.edu.co/entities/publication/9951a717-c2ea-48ee-8890-09d904c56227>

- Berrezueta, E. Domínguez, M. (2010). Técnicas aplicadas a la caracterización y aprovechamiento de recursos geológico-mineros. *Transferencia y Desarrollo*. (4). 166.
https://www.researchgate.net/publication/282851229_Tecnicas_Aplicadas_a_la_Caracterizacion_y_Aprovechamiento_de_Recursos_Geologico-Mineros_Vol_4_Transferencia_y_Desarrollo
- Danielson, L., y Lagos, G. (2001). *El rol del sector de los minerales en la transición hacia el desarrollo sustentable* [Archivo PDF]. <https://www.iiied.org/es/11005SIIED>
- De Andrade, L. y Hodouin, D. (2005). A lumped kinetic model for gold ore cyanidation. *Hydrometallurgy*, 79 (3-4), 121–137.
<https://www.sciencedirect.com/getaccess/pii/S0304386X05001404/purchase>
- Espí, J. (Ed.). (2001). *El libro de la minería del oro en Iberoamérica*. CYTED y Comité Aurífero del Perú.
- Escalante, J. (2023) *Geometalurgia aplicada a los procesos de gravimetría – lixiviación de los relaves auríferos de la región Arequipa* [Archivo PDF].
https://cybertesis.unmsm.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12672/20755/Escalante_ej.pdf?sequence=3&isAllowed=y
- Estupiñán, R. Romero, P. García, M. Garcés, D. Valverde, P. (2021). La minería en Ecuador. Pasado, presente y futuro. *Boletín geológico y minero*, 132 (4), 533-549.
https://www.igme.es/boletin/2021/132_4/BGM_132-4_Art-10.pdf
- Gobierno Autónomo Descentralizado Municipal de Catamayo (2019). Plan de Desarrollo y Ordenamiento Territorial del Cantón Catamayo. 2020.
<https://catamayo.gob.ec/pdot-pugs/>
- Gray, M. (2004). *Geodiversity: Valuing and conserving abiotic nature*. John Wiley & Sons Ltd.
- Herrera, G. (2022). *Caracterización y modelamiento estadístico del proceso de cianuración de un mineral filoliano del municipio de Andes, como alternativa al proceso de amalgamación* [Tesis de Ingeniería de Materiales, Universidad de Antioquia].
https://bibliotecadigital.udea.edu.co/bitstream/10495/28832/1/HerreraGilberto_2022_CaracterizacionMineralAndes.pdf

Hungerbühler, D. Steinmann, M. Winkler, W. Seward, D. Eguez, A. Peterson, E. Helg, U. y Hammer, C. (2002). Neogene stratigraphy and Andean geodynamics of southern Ecuador. *Earth-Science Reviews*, 57, 75–124

Instituto Espacial Ecuatoriano IEE (2012). *Generación de geoinformación para la gestión del territorio a nivel nacional a escala 1:25 000: Componente 2: Geopedología y Amenazas Geológicas*, CLIRSEN.

https://www.geoportaligm.gob.ec/descargas_prueba_catamayo.html

Íñiguez, J. (2019) *Pruebas comparativas de flotación, cianuración y concentración gravimétrica centrífuga en la recuperación de oro de material del Proyecto Sangola, Parroquia Chito Zamora Chinchipe* [Tesis de Ingeniería en Geología y Minas, Universidad Técnica Particular de Loja].
<http://dspace.utpl.edu.ec/jspui/handle/20.500.11962/23936>

Jordán, L. (2013) *Diseño de una planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación a partir de un relave polisulfurado complejo de la provincia de Zamora Chinchipe*, [Tesis de Ingeniería Química, Escuela Politécnica Nacional del Ecuador].
<http://bibdigital.epn.edu.ec/handle/15000/6409>

Lambert, A. (2006). Manual de Muestreo para Exploración, Minería Subterránea Y Rajo Abierto. [Archivo PDF].

<https://www.geologiaviva.info/wp-content/uploads/2021/07/Muestreo-de-Minerales.pdf>

Londoño, J., Buitrago, J., Molano, J., Cañón, S., Stella, Y., Ruiz, V., Oneida, N., Gutiérrez, H., González, M., Concha, H., Galindo, B., Londoño, S. y Buriticá, J. (Eds.). (2010). *Técnicas mineralógicas, químicas y metalúrgicas para la caracterización de menas auríferas*. Instituto Colombiano de Geología y Minería.

Marcheno, J. (2015) *Prueba metalúrgica para determinar el factor ORG (Oro Recuperable Gravimétricamente) em el equipo Knelson (KC-MD3) Con material de mina del Distrito Nambija-Condominio Sur* [Tesis de Ingeniería en Geología y Minas, Universidad Técnica Particular de Loja]. <http://dspace.utpl.edu.ec/jspui/handle/123456789/13257>

- Melgarejo, J. Proenza, J. Galí, S. y Llovet, X. (2010). Técnicas de caracterización mineral y su aplicación en exploración y explotación minera. *Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana*, 62(1), 1-23.
http://www.scielo.org.mx/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S1405-33222010000100002&lng=es&tlng=es
- Mular, A. y Halbe, D. (2008). *Mineral processing technology*. Elsevier
- Muñoz, G. Pazmiño, I. Ayala, D. Espinosa, A., y Velásquez, P. (7 al 10 de junio del 2014) *Concentración gravimétrica de oro en Nambija - Ecuador: La importancia del análisis de procesos para el éxito de la recuperación*. IPMI 38th Annual Conference on Precious Metals 2014: Back to the Future or Back to the Past - Orlando, Estados Unidos.
- Murillo, S. y Gazel, E. (8 de enero de 2019). Cianuro vs. Mercurio: la diferencia entre la industria mineral responsable y la mineral ilegal. *Delfino*.
<https://delfino.cr/2019/01/cianuro-vs-mercurio-la-diferencia-entre-la-industria-mineral-responsable-y-la-mineral-ilegal>
- Paz, J. (2002) *Estudio de la Implementación de Adsorción en Carbón en Pulpa como Complemento de la Planta de Cianuración Marañón para la Compañía Minera Poderosa S.A.* [Archivo PDF]. <https://1library.co/document/yr3vg87y-estudio-implementacion-adsorcion-complemento-cianuracion-maranon-compania-poderosa.html>
- Pillajo, E. (2011) *La minería al servicio de los ecuatorianos: no hay desarrollo de un país sin minería*. Universidad Central del Ecuador.
- Pinto, D. (2011) *Implementación de una columna de flotación para reducir el contenido de cenizas en carbones magallánicos* [Archivo PDF].
http://www.umag.cl/biblioteca/tesis/pinto_caro_2011.pdf

- Quispe, A. (2006). *La concentración centrífuga, una alternativa para recuperar oro fino a partir de residuos gravimétricos y su relación con la mitigación ambiental*. CETEM-CITED. 193-207pp
- Ruiz-Córdoba, J. López-Cañas, C. Carmona-Arango, M. y Bolívar-García, H. (2019) Modelamiento estadístico y optimización del proceso de cianuración de un mineral aurífero. *Facultad de Ingeniería*, 28 (53), 33-51. <https://doi.org/10.19053/01211129.v28.n53.2019.9745>.
- Skoog, D. (2015). *Fundamentos de Química Analítica*. Cengage.
- Valderrama, L. (2012). Recuperación de oro grueso en concentrador centrífugo Knelson. *Revista de la Facultad de Ingeniería uda cl.* 28(1), 35-41.
- Vilcapoma, R y Chávez, Z. (2012) *Pruebas experimentales a nivel de laboratorio de concentración gravimétrica y flotación de minerales de oro en la planta concentradora "Caselita" en Condorama – Cuzco* [Tesis de grado, Universidad Nacional del Centro Del Perú]. <http://hdl.handle.net/20.500.12894/566>

Apéndice A.**Cálculo de la ley de Entrada****Cálculos para obtener la ley de oro**

$$\text{Ley de Au} = \frac{\text{peso Au (g)} * 10^6}{\text{peso de la muestra}}$$

Peso de la muestra (g) = 30 g

F = Factor de conversión = 1×10^6

Peso de oro (g) = 0.00028 g

$$\text{Ley de Au} = \frac{0.000288\text{g} * 10^6}{30\text{g}}$$

Ley de cabeza Au = 9.6 g/t

Apéndice B

Cálculos de densidad relativa o gravedad específica de las muestras

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

Dónde:

- **P:** peso del picnómetro vacío
- **M:** peso del picnómetro + muestra
- **W:** peso del picnómetro + agua
- **S:** peso de picnómetro + muestra + agua

Muestra 1

$$G = \frac{22,93 \text{ g} - 19,50 \text{ g}}{29,74 \text{ g} + (22,93 \text{ g} - 19,50 \text{ g}) - 31,72 \text{ g}} = 2,36$$

Muestra 2

$$G = \frac{22,34 \text{ g} - 19,50 \text{ g}}{29,74 \text{ g} + (22,34 \text{ g} - 19,50 \text{ g}) - 32,42 \text{ g}} = 2,44$$

Muestra 3

$$G = \frac{23,44 \text{ g} - 19,50 \text{ g}}{29,74 \text{ g} + (23,44 \text{ g} - 19,50 \text{ g}) - 32,05 \text{ g}} = 2,41$$

Resultados

$$G_{\text{prom}} = \frac{2,36 + 2,44 + 2,41}{3} = 2,40$$

Apéndice C.

Granulometría

Tabla C1

Granulometría en malla #60. Molienda de 40 minutos.

Malla #	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	Peso (%)	Retenido acumulado (%)
35	314.86	315.8	0.94	0.94	0.94
60	238.46	241.35	2.89	2.89	3.83
120	280.6	302.88	22.28	22.28	26.11
Fondo	358.28	432.21	73.89	73.89	100
Total			100	100	

Tabla C2

Granulometría en malla #325. Molienda de 80 minutos.

Malla #	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	Peso (%)	Retenido acumulado (%)
230	314.82	337.38	12.56	12.56	12.56
325	292.73	310.27	17.54	17.54	30.1
400	286.74	297.98	11.24	11.24	41.34
Fondo	394.40	442.78	58.4	58.4	99.74
Total			99.74	99.74	

Tabla C3

Resultados del análisis de la granulometría malla #60

# Malla de Tamices	Apertura (mm)	Peso tamiz (gr)	Peso tamiz + muestra (gr)	Peso muestra (gr)	Retenido acumulado (%)	Pasante acumulado (&)
10	2.00	288.65	288.65	0	0	100
18	1.00	314.95	319.07	4.12	1.648	98.352
35	0.50	231.7	235.37	3.67	1.468	96.884
40	0.420	280.8	288.36	7.56	3.024	93.86
60	0.250	266.15	289.37	23.22	9.288	84.572
120	0.125	275	352.42	77.42	30.968	53.604
200	0.074	267.25	344.13	76.88	30.752	22.852
230	0.062	275	312.42	7.42	2.968	19.884
Fondo		358.65	407.96	49.31	19.724	0.16
Total				249.6	99.84	

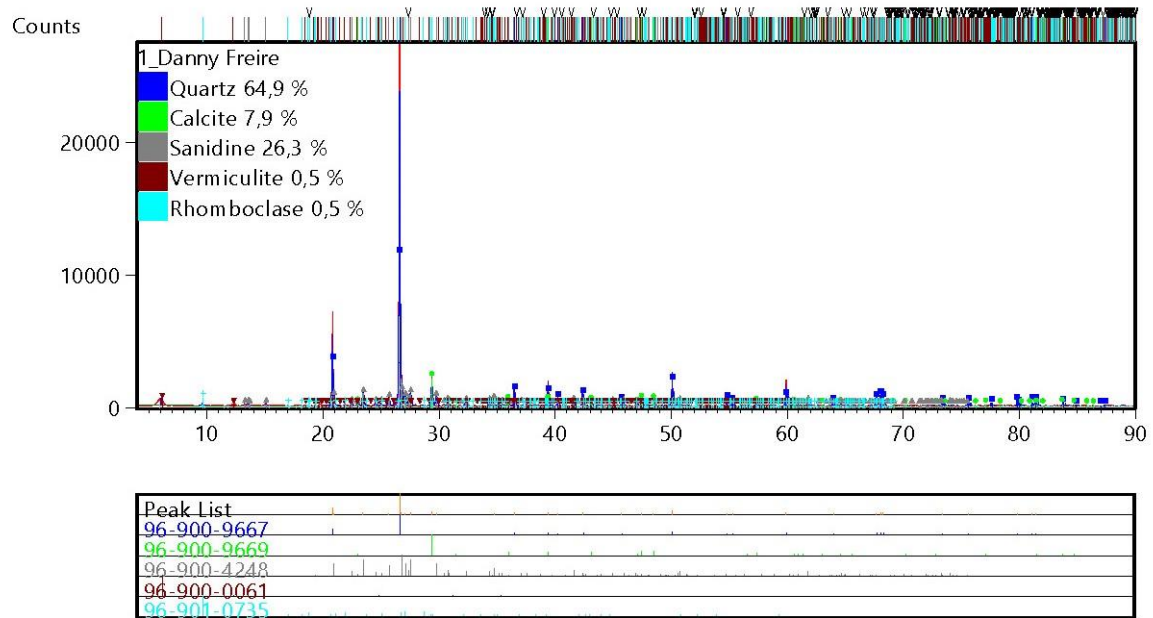
Tabla C4*Resultados del análisis de la granulometría malla #325*

# Malla de Tamices	Apertura (mm)	Peso tamiz (gr)	Peso tamiz + muestra (gr)	Peso muestra (gr)	Retenido acumulado (%)	Pasante acumulado (&)
18	1.00	288.65	288.65	0	0	100
35	0.50	314.95	315.07	0.12	0.048	99.952
60	0.250	238.7	238.7	0	0	99.952
120	0.125	280.8	288.36	7.56	3.024	96.928
200	0.074	266.15	274.37	8.22	3.288	93.64
230	0.062	275	282.42	7.42	2.968	90.672
325	0.044	267.25	295.13	27.88	11.152	79.52
400	0.037	264.95	397.59	132.64	53.056	26.464
Fondo		358.65	424.2	65.55	26.22	0.244
Total				249.39	99.756	

Apéndice D.
Análisis mineralógico

Figura D1

Difractograma de minerales identificados.



Apéndice E.

Cálculo de la ley de Au del concentrado en Knelson malla # 60

$$\text{Ley de concentrado Au} = \frac{\text{peso Au (g)} * 10^6}{\text{peso de la muestra}}$$

$$\text{Ley de concentrado Au} = \frac{0.00075 * 10^6}{30}$$

$$\text{Ley de concentrado Au} = 25 \text{ g/t}$$

Cálculo de la ley de Au del relave en Knelson malla # 60

$$\text{Ley de relave Au} = \frac{\text{peso Au (g)} * 10^6}{\text{peso de la muestra}}$$

$$\text{Ley de relave Au} = \frac{0.000167 * 10^6}{30}$$

$$\text{Ley de relave Au} = 5.57 \text{ g/t}$$

Apéndice F.

Balances metalúrgicos de concentrador centrífugo Knelson

Concentrador centrífugo Knelson malla 60

Cálculo del porcentaje de sólidos

$$\% \text{ Sólidos} = S/S + L$$

$$\frac{2}{2 + 4} = 0,33\%$$

Entrada

$$E = \text{masa de muestra (Kg)} * \text{ley de cabeza de Au (mg/Kg)}$$

$$E = 1 \text{ kg} * 9.6 \text{ mg/Kg}$$

$$E = 9.6 \text{ mg de Au}$$

Masa de Au en concentrado

$$C = \text{masa de concentrado (Kg)} * \text{ley de Au en concentrado (mg/Kg)}$$

$$C = 0.135 \text{ Kg} * 25 \text{ mg/Kg}$$

$$C = 3.38 \text{ mg de Au}$$

Masa del Au en relave

$$R = \text{masa del relave (Kg)} * \text{ley de Au del relave (mg/Kg)}$$

$$R = 0.85 \text{ Kg} * 5.57 \text{ mg/Kg}$$

$$R = 4.73 \text{ mg de Au}$$

Balance metalúrgico

$$E = S$$

$$E = C + R$$

$$9.6 \text{ mg de Au} = 3.38 \text{ mg} + 4.73 \text{ mg}$$

$$9.6 \text{ mg} = 8.11 \text{ mg}$$

Rendimiento del Proceso

$$\eta = \frac{C}{E} \times 100$$

$$\eta = \frac{3.38}{9.6} \times 100$$

$$\eta = 35.2\%$$

Radio de Concentración

$$RC = \frac{\text{Ley del concentrado}}{\text{Ley de entrada}}$$

$$RC = \frac{25}{9.6}$$

$$RC = 2.6 \text{ veces}$$

Apéndice G.

Determinación de Ensayo de Cianuración

Tabla G1

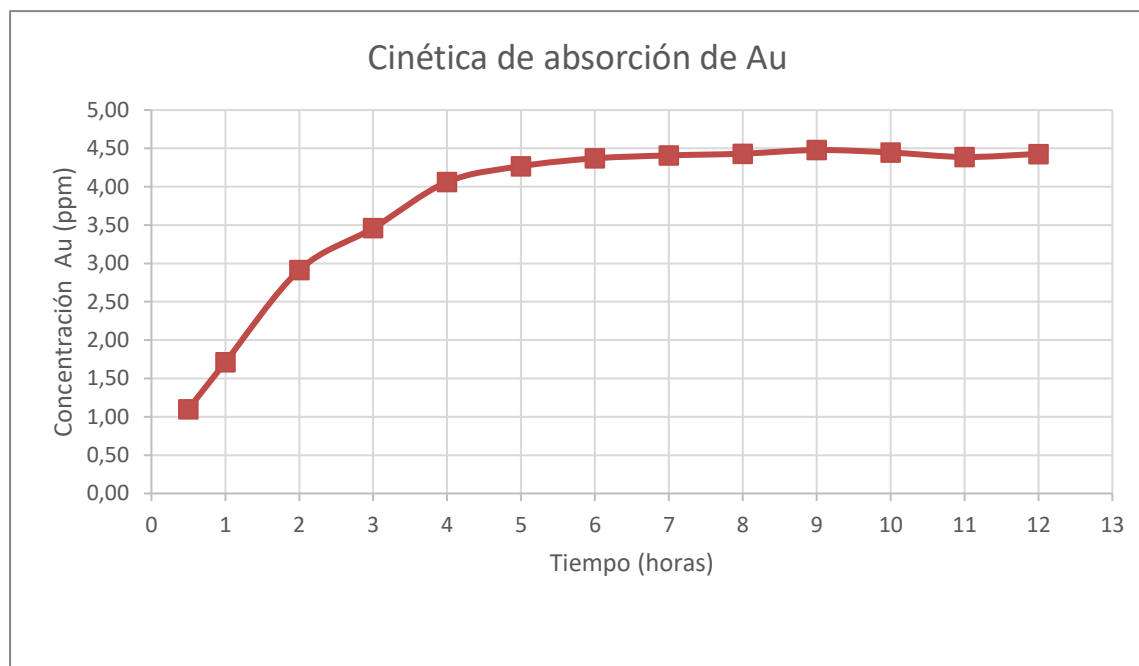
Balances metalúrgicos

PRUEBA #1	
CABEZA	PESO: 500g LEY: 9.6 mg/kg
SOLUCIÓN LIXIVIADA	SOLUCIÓN: 0.8 L LEY: 3.42mg
RELAVE	PESO: 484 g LEY: 1.58mg
BALANCE METALÚRGICO: 4.8 mg = 4.8 mg	
RENDIMIENTO: 71.3%	

Tabla G2

Resultados del ensayo del ICP

Tiempo (horas)	Ppm
0	0
0.5	1.10
1	1.71
2	2.91
3	3.46
4	4.06
5	4.27
6	4.37
7	4.41
8	4.43
9	4.48
10	4.45
11	4.39
12	4.43

Figura G1*Cinética de absorción de Au*

Apéndice H.

Balance Metalúrgico de Cianuración y gasto de cianuro y cal

Tabla H1

Cálculo de las leyes.

Ley de Entrada		
Entrada	4.8	mg
Ley de entrada	9.6	mg/kg
Masa de entrada	0.5	kg

Ley de Concentrado		
Concentrado	3.42	mg
Ley de concentrado	4.27	mg/L
Masa de concentrado	0.8	L

Ley de Relave		
Relave	1.58	mg
Ley de relave	3.26	mg/kg
Masa de relave	0.484	kg

Gasto de Cianuro

$$\% \text{ Cianuro Libre} = \frac{\text{Factor} * \text{Volumen de AgNO}_3}{\text{Volumen de muestra}}$$

$$\% \text{ Cianuro Libre} = \frac{2.5 * 1.6}{5} = 0.80g$$

Consumo de CN= Gasto de CN – %CN libre.

$$\text{Consumo de CN= } 1.9g - 0.80g$$

$$\text{Consumo de CN= } 1.1 \text{ g.}$$

Tenemos un gasto de 1.1 g de CN en 500 g de muestra.

$$\frac{1.1g}{0.5kg} \times \frac{1kg}{1000g} \times \frac{1000kg}{1t} = 2.2 \frac{Kg}{t}$$

Gasto de Cal

$$\text{CaO residual} = \frac{\text{Factor} * \text{Vol ml de H}_2\text{SO}_4}{\text{Volumen de muestra}}$$

$$\text{CaO residual} = \frac{2.5 * 1.5ml}{5} = 0.75 \text{ g}$$

Consumo de Cal= Gasto de Cal – %Cal libre.

Consumo de Cal= 1.37g – 0.75 g

Consumo de Cal= 0.62 g.

Tenemos un gasto de 0.4 g de Cal en 500 g de muestra.

$$\frac{0.62\text{g}}{0.5\text{kg}} \times \frac{1\text{kg}}{1000\text{g}} \times \frac{1000\text{kg}}{1\text{t}} = 1.24 \frac{\text{Kg}}{\text{t}}$$