



UNL

Universidad
Nacional
de Loja

Universidad Nacional de Loja

Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos Naturales No Renovables

Maestría en Minas, Mención Mineralurgia y Metalurgia Extractiva

Determinación de parámetros óptimos de beneficio para minerales refractarios de la sociedad minera “SOPROMINCOR SA”

Trabajo de Titulación previo a la
obtención del título de Magíster
en Minas, Mención Mineralurgia
y Metalurgia Extractiva.

AUTOR:

Ing. Renato Efren Gonzalez Zuñiga

DIRECTOR:

Ing. Stalin Iván Puglla Arévalo, Mg. Sc.

Loja – Ecuador

2023

Certificación

Loja, 27 de abril de 2023

Ing. Stalin Iván Puglla Arévalo Mg. Sc

DIRECTOR DE TRABAJO DE TITULACIÓN

CERTIFICO:

Que he revisado y orientado todo el proceso de elaboración del Trabajo de Titulación denominado: **Determinación de parámetros óptimos de beneficio para minerales refractarios de la sociedad minera SOPROMINCOR S.A.**, previo a la obtención del título de **Magíster en Minas, Mención Mineralurgia y Metalurgia Extractiva**, de autoría del estudiante Renato Efren Gonzalez Zúñiga, una vez que el trabajo cumple con todos los requisitos exigidos por la Universidad Nacional de Loja para el efecto, autorizo la presentación para la respectiva sustentación y defensa.

Ing. Stalin Iván Puglla Arévalo Mg. Sc

DIRECTOR DE TRABAJO DE TITULACIÓN

Autoría

Yo, **Renato Efren Gonzalez Zuñiga**, declaro ser autor del presente Trabajo de Titulación y eximo expresamente a la Universidad Nacional de Loja y a sus representantes jurídicos de posibles reclamos y acciones legales, por el contenido del mismo. Adicionalmente acepto y autorizo a la Universidad Nacional de Loja la publicación del Trabajo de Titulación en el Repositorio Institucional – Biblioteca Virtual.

Firma:

Cédula de Identidad: 1150036026

Fecha: 31 de mayo de 2023

Correo electrónico: renato.gonzalez@unl.edu.ec

Teléfono: 0997719433

Carta de autorización por parte del autor, para consulta, reproducción parcial o total y/o publicación electrónica del texto completo, del Trabajo de Titulación.

Yo, **Renato Efren Gonzalez Zuñiga**, declaro ser autor del Trabajo de Titulación denominado: **Determinación de parámetros óptimos de beneficio para minerales refractarios de la sociedad minera SOPROMINCOR S.A.**, como requisito para optar el título de **Magíster en Minas, Mención Mineralurgia y Metalurgia Extractiva**, autorizo al sistema Bibliotecario de la Universidad Nacional de Loja para que con fines académicos muestre la producción intelectual de la Universidad, a través de la visibilidad de su contenido de la siguiente manera en el Repositorio Institucional.

Los usuarios pueden consultar el contenido de este trabajo en el Repositorio Institucional, en las redes de información del país y del exterior con las cuales tenga convenio la Universidad.

La Universidad Nacional de Loja, no se responsabiliza por el plagio o copia del Trabajo de Titulación que realice un tercero

Para constancia de esta autorización, en la ciudad de Loja, a los treinta y un días del mes de mayo del dos mil veintitrés.

Firma:

Autor: Renato Efren Gonzalez Zuñiga

Cédula: 1150036026

Dirección: Eduardo Puertas y Pedro de León, Pucacocha

Correo electrónico: renato.gonzalez@unl.edu.ec

Teléfono: 0997719433

DATOS COMPLEMENTARIOS:

Director de Trabajo de Titulación: Ing. Stalin Iván Puglla Arévalo Mg. Sc

Dedicatoria

Dedico el presente trabajo a mi familia quienes han sido un pilar fundamental para el desarrollo normal de esta etapa, y que con pequeñas o grandes acciones aportaron desinteresadamente en distintas formas.

A todos mis compañeros de esta primera promoción de la maestría en minas, por el gran paso que hemos dado en nuestro camino profesional.

Se lo dedico a toda las personas a quienes he encontrado durante este corto tiempo, en el ámbito académico, profesional y personal.

Finalmente, a todos aquellos colegas que viven la profesión con el mismo entusiasmo que en un inicio, y que aportan día a día en el desarrollo de esta industria y rama de las ciencias de la tierra que bien o mal recibida sigue siendo el motor que mueve al mundo....

Renato Efrén González Zuñiga

Agradecimiento

Expreso mi agradecimiento a mi familia por el soporte brindando en todo este tiempo, especialmente a mi hermano Milton y su esposa Patty por brindarme su confianza que fue fundamental para alcanzar este objetivo.

Agradezco a la Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos Naturales No Renovables de la UNL por la organización de este programa, a todo el cuerpo docente quienes con sus conocimientos supieron aportar de gran manera al aprendizaje.

A la empresa SOPROMINCOR S.A. Por su importante colaboración en el presente trabajo al permitirme trabajar con el material de su concesión.

Un agradecimiento especial al MSc. Iván Puglla, director del presente trabajo de fin de master por su acompañamiento y sus acertados consejos para el correcto desarrollo del mismo.

A mis amigos y compañeros Richard, Alexander, René, Francisco y Sergio por el gran grupo que formamos en el transcurso del programa y por la valiosa amistad que pudimos desarrollar.

A mis colegas y compañeros del Departamento de Geociencias UTPL por brindarme la facilidad de desarrollar el presente trabajo en sus instalaciones.

Mi gratitud con todos....

Renato Efrén González Zuñiga

Índice de contenidos

Portada	i
Certificación	i
Autoría	ii
Carta de autorización	iii
Dedicatoria	iv
Agradecimiento	v
Índice de contenidos	vi
Índice de tablas	ix
Índice de figuras	x
Índice de anexos	x
1 Título	1
2 Resumen	2
2.1 Abstract.....	3
3 Introducción	4
4 Marco teórico	6
4.1 Fluorescencia de Rayos X	6
4.2 Difracción de Rayos X	6
4.3 Concentración de minerales por flotación	6
4.4 Principios de cianuración.....	7
4.5 Minerales refractarios de Au	7
4.6 Características Físico-Geográficas de la zona de estudio.....	7
4.6.1 Ubicación.....	7
4.6.2 Contexto geológico regional.....	9
4.6.3 Mineralización	10
4.6.4 Aspectos socioeconómicos	10
5 Metodología	11
5.1 Recopilación bibliográfica.....	11
5.2 Muestreo	11
5.3 Trabajo de laboratorio y gabinete.....	12

5.4	Tratamiento físico de las muestras.	12
5.4.1	Secado.....	12
5.4.2	Triturado.	12
5.4.3	Pulverización.	13
5.5	Caracterización física de la muestra	13
5.5.1	Peso específico	13
5.5.2	Análisis granulométrico.....	14
5.6	Caracterización química	15
5.6.1	Análisis por Fluorescencia de Rayos X (FRX)	16
5.6.2	Ensayo al fuego	16
5.7	Caracterización mineralógica	18
5.7.1	Láminas delgadas	19
5.7.2	Microscopía de minerales opacos.....	19
5.8	Elaboración de láminas delgadas y secciones pulidas.....	20
5.9	Pruebas metalúrgicas	22
5.9.1	Cianuración.....	22
5.9.2	Flotación	27
5.10	Análisis e interpretación de datos	29
6	Resultados	30
6.1	Peso específico	30
6.2	Análisis granulométrico.....	30
6.3	Análisis químico	32
6.3.1	Fluorescencia de Rayos X (FRX).....	32
6.3.2	Ensayo al fuego	33
6.4	Análisis mineralógico	33
6.4.1	Difractometría de Rayos X.....	33
6.4.2	Análisis microscópico de láminas delgadas	34

6.4.3	Análisis microscópico de minerales opacos	36
6.5	Ensayo de cianuración	37
6.5.1	Balance metalúrgico cianuración.....	38
6.5.2	Cinética de cianuración	38
6.6	Ensayo de flotación	39
6.6.1	Balance metalúrgico flotación	40
7	Discusión	41
8	Conclusiones	42
9	Recomendaciones	43
10	Bibliografía	44
11	Anexos	46

Índice de tablas:

Tabla 1. Parámetros de cianuración	23
Tabla 2. Esquema del proceso de lixiviación	26
Tabla 3. Esquema del proceso de flotación	29
Tabla 4. Valores de peso específico.	30
Tabla 5. Composición química de la muestra	32
Tabla 6. Ley de cabeza	33
Tabla 7. Fases minerales determinadas mediante DRX	34
Tabla 8. Resultados de prueba de lixiviación.....	38
Tabla 9. Balance metalúrgico de cianuración	38
Tabla 10. Resultados prueba de flotación.	39
Tabla 11. Balance metalúrgico de flotación	40

Índice de figuras:

Figura 1. Ubicación de la zona de estudio	8
Figura 2. Geología de la zona de estudio	9
Figura 3. Diagrama de flujo metodológica	11
Figura 4. Secado de muestras	12
Figura 5. Trituración de la muestra	13
Figura 6. Homogeneización y cuarteo	13
Figura 7. Pulverización	13
Figura 8. Método del picnómetro	14
Figura 9. Deslamado	15
Figura 10. Granulometría en seco	15
Figura 11. Analizador FRX portátil	16
Figura 12. Preparación de mezcla fundente	17
Figura 13. Etapa de fundición	17
Figura 14. Vertido de la fundición	17
Figura 15. Régulo de plomo	18
Figura 16. Etapa de copelación	18
Figura 17. Analizador DRX BRUKER D8 Advance	19
Figura 18. Corte de la briqueta	20
Figura 19. Pulido de briquetas	20
Figura 20. Briqueta pegada al portaobjetos	21
Figura 21. Lámina delgada desbastada	21
Figura 22. Succión de burbujas al vacío	22
Figura 23. Sección pulida elaborada	22
Figura 24. Diagrama de flujo del proceso de lixiviación	23
Figura 25. Agitación de la pulpa	24
Figura 26. Filtración al vacío para la toma de alícuotas	25
Figura 27. Titulación de cianuro	25
Figura 28. Filtración al vacío del relave	26
Figura 29. Celda de flotación Denver	27
Figura 30. Recolección de concentrado	28
Figura 31. Curva granulométrica 45 min	30
Figura 32. Curva granulométrica para molienda seca	31
Figura 33. Distribución de elementos mayoritarios	32
Figura 34. Patrón de difracción del material inicial	33
Figura 35. Microfotografía de la sección delgada	35
Figura 36. Microfotografía de la sección pulida	37
Figura 37. Cinética de cianuración	39

Índice de Anexos:

Anexo 1. Determinación de cianuro de sodio residual.	46
Anexo 2. Dosificación de reactivos para flotación.	47
Anexo 3. Certificado de traducción.	48

1 Título

**Determinación de parámetros óptimos de beneficio para minerales refractarios
de la sociedad minera “SOPROMINCOR S.A.”**

2 Resumen

El presente trabajo tiene como objetivo establecer los parámetros de beneficio más adecuados para la recuperación de oro en material proveniente de la sociedad minera SOPROMINCOR SA, mediante su caracterización química y mineralógica.

Entre las técnicas analíticas usadas en la caracterización figuran el ensayo al fuego, fluorescencia de Rayos X, difracción de Rayos X y microscopía petrográfica.

Se evaluó procesos metalúrgicos como cianuración y flotación, cada uno con parámetros operacionales distintos elegidos en función de las características mineralógicas del material.

La investigación confirmó la presencia de oro libre en el material, el cual se muestra en un amplio rango de tamaños, alcanzando incluso las 432 μm . Este se encuentra junto a minerales refractarios como arsenopirita y pirita, además de otras fases minerales como clorita, epidota y calcita, estos últimos característicos de la alteración propilítica evidente en todo el material estudiado.

2.1 Abstract

The aim of this work is to establish the most suitable beneficiation parameters for the recovery of gold in material from the mining company SOPROMINCOR SA, by means of chemical and mineralogical characterization.

Analytical techniques used in the characterization include fire assay, X-ray fluorescence, X-ray diffraction and petrographic microscopy.

Metallurgical processes such as cyanidation and flotation were evaluated, each with different operational parameters chosen according to the mineralogical characteristics of the material.

The investigation confirmed the presence of native gold in the material, which shows up in a wide range of sizes, reaching up to 432 μm . It is found together with refractory minerals such as arsenopyrite and pyrite, as well as other mineral phases such as chlorite, epidote and calcite, the latter being characteristic of the propylitic alteration evident in all the material studied.

3 Introducción

El distrito minero Ponce Enríquez es uno de los más importantes en el país, son conocidas las grandes cantidades de recursos naturales que yacen en la zona. Su geología ha sido favorable para el emplazamiento de un gran sistema mineralizado que ha venido siendo explotado desde hace varios años.

Si bien es cierto, se ha implementado una gama de procesos y metodologías para la explotación de estos recursos, sin embargo, hay una complejidad con esto y radica en la mineralogía de la zona, la cual comprende principalmente minerales refractarios que tornan difícil la tarea de extraer los metales preciosos mediante los métodos convencionales.

El presente trabajo busca evaluar los procesos aplicados en la recuperación mineral de la empresa “SOPROMINCOR SA” del distrito minero Ponce Enríquez, a fin de optimizar la recuperación de metales preciosos encapsulados en minerales refractarios; para lograrlo se ha establecido como objetivos, la validación la caracterización de las menas metálicas mediante métodos físicos, químicos y mineralógicos, se determina los tiempos óptimos de molienda para alcanzar el máximo grado de liberación de los metales de interés; y se compara pruebas metalúrgicas a fin de establecer los reactivos y condiciones de operación que coadyuven a un mayor rendimiento en el proceso beneficio de dichos minerales.

Objetivos:

Objetivo general

- Evaluar los procesos aplicados en la recuperación mineral de la empresa “SOPROMINCOR SA” del distrito minero Ponce Enríquez, a fin de optimizar la recuperación de metales preciosos encapsulados en minerales refractarios.

Objetivos específicos

- Validar la caracterización de las menas metálicas de la empresa minera "SOPROMINCOR SA", distrito minero Ponce Enríquez, por métodos físico, químicos y mineralógicos.
- Experimentar los tiempos óptimos de molienda para alcanzar el máximo grado de liberación de los metales de interés; principalmente oro, contenido en los minerales refractarios tratados por la empresa SOPROMINCOR SA.
- Evaluar mediante pruebas comparativas, a fin de establecer los reactivos y condiciones de operación que coadyuven a un mayor rendimiento en el proceso de flotación de minerales refractarios.

4 Marco teórico

4.1 Fluorescencia de Rayos X

La Fluorescencia de rayos X es un método de análisis químico que se vale de la emisión secundaria de radiación X generada al excitar una determinada muestra con una fuente de radiación. La energía que absorben los átomos de la muestra produce rayos X secundarios o también llamados de fluorescencia emitidos por la muestra. Los rayos X resultantes tienen una intensidad proporcional a la concentración de cada elemento de la muestra, por lo que mediante la cantidad de la radiación resultante se determina la cantidad de cada elemento presente en la muestra (Martines et al., 2006).

4.2 Difracción de Rayos X

Método de la química analítica que consiste hacer pasar radiación X a través de una muestra de materia, la cual debe cumplir con la condición de tener una estructura interna ordenada, posteriormente el vector eléctrico de la radiación interactúa con los electrones de los átomos de la materia para producir difusión. Cuando el entorno ordenado del cristal es irradiado con los rayos X, se producen interferencias constructivas y destructivas entre los rayos dispersados, esto debido a que las distancias entre los centros de difusión son del mismo orden de magnitud que la longitud de onda de la radiación, teniendo como resultado la difracción (Skoog et al., 2008).

4.3 Concentración de minerales por flotación

La flotación es un proceso fisicoquímico de separación de minerales o compuestos finamente molidos, basados en las propiedades superficiales de los minerales (mojabilidad), que hace que un mineral o varios se queden en una fase o pasen a otra.

Las propiedades superficiales pueden ser modificadas a voluntad con ayuda de reactivos. El proceso de flotación se basa en las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas de los minerales. Se trata fundamentalmente de un fenómeno de comportamiento de sólidos frente al agua. Los metales nativos, sulfuros o especies como el grafito, carbón bituminoso, talco y otros son poco mojables por el agua y se llaman minerales hidrofóbicos. Por otra parte, los sulfatos, carbonatos, fosfatos, etc. Son hidrofílicos o sea mojables por el agua.

La flotación es un proceso heterogéneo, es decir, involucra más de una fase: sólido (mineral), líquido (agua) y gaseosa (burbujas). Para entender el proceso, es necesario estudiar

las propiedades fisicoquímicas de las superficies de los minerales, la relación entre las fases sólida, líquida y gaseosa, y sus interfases (Acevedo et al., 2017).

4.4 Principios de cianuración

La cianuración es definida como el proceso hidrometalúrgico de disolución de metales preciosos, el oro y la plata especialmente; este proceso ocurre en soluciones alcalinas de cianuro, generándose de esta forma iones complejos (Gale, 1998).

La técnica de cianuración data de mucho tiempo atrás, el primer estudio que ha sido documentado acerca de la disolución de oro en soluciones de cianuro se publicó por Scheele en 1873, mientras que para el año de 1889 en la Mina Crown en Nueva Zelanda fue donde se desarrolló la primera planta industrial de cianuración (Beltrán, 2012).

El cianuro se ha venido utilizado para el proceso de lixiviación de metales preciosos, principalmente el oro. Este compuesto es de gran eficiencia, además de bajo costo por lo que resulta difícilmente sustituible.

4.5 Minerales refractarios de Au

Un mineral se considera refractario si las recuperaciones de oro en un proceso de cianuración convencional son inferiores al 80% incluso después de una molienda fina. Los minerales refractarios de oro con arsénico son extremadamente difíciles de tratar, en estos, el oro está encerrado en la matriz mineral en forma de entramado microscópico o submicroscópico. Si se utiliza el proceso convencional de extracción de oro por cianuración, la tasa de lixiviación del oro es muy baja.

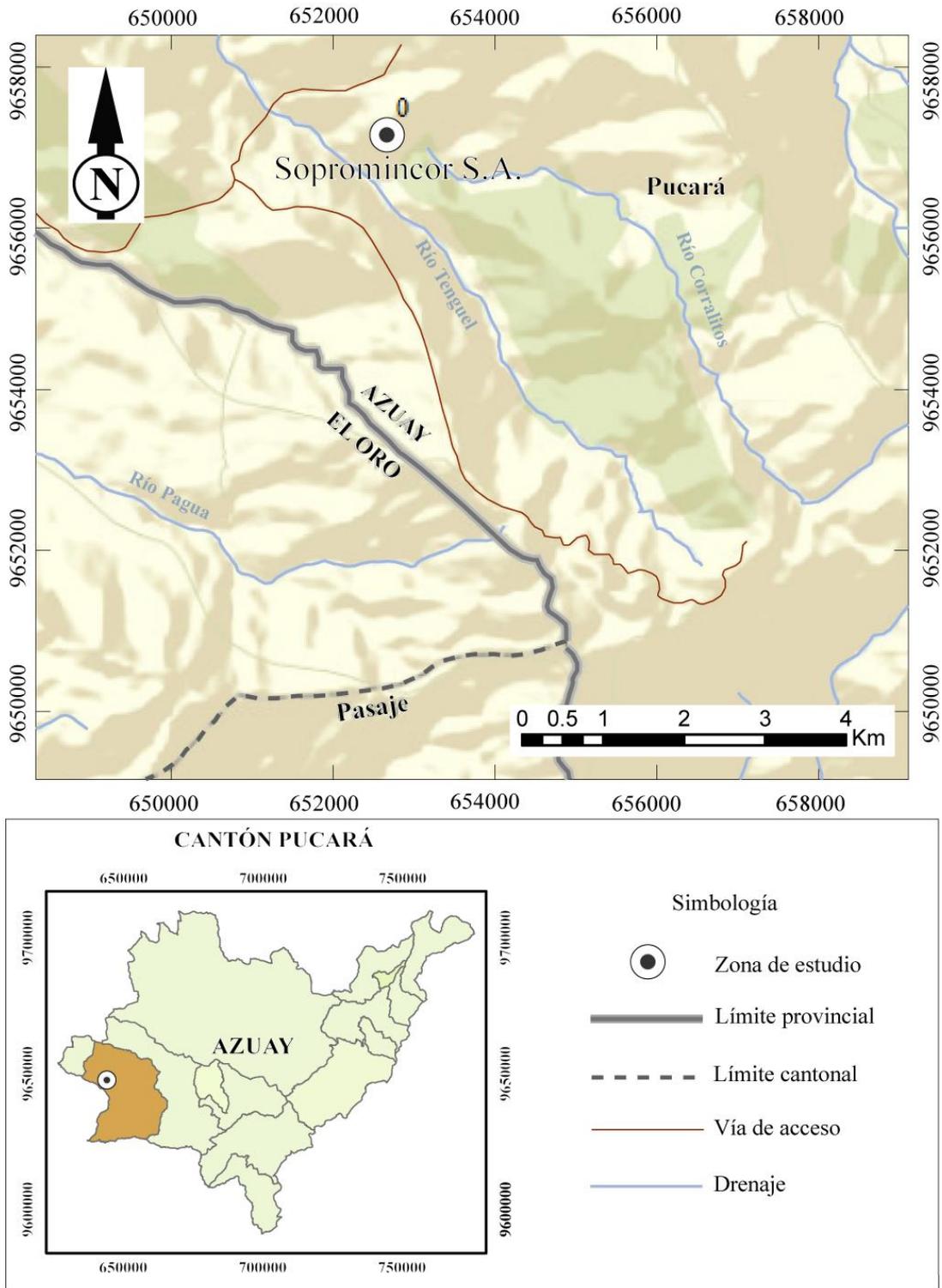
Debido a que el oro en tales minerales está presente en partículas muy finas envueltas con arsénico, los reactivos de lixiviación son incapaces de alcanzarlo en el proceso de lixiviación con cianuro (Nan et al., 2014).

4.6 Características Físico-Geográficas de la zona de estudio

4.6.1 Ubicación

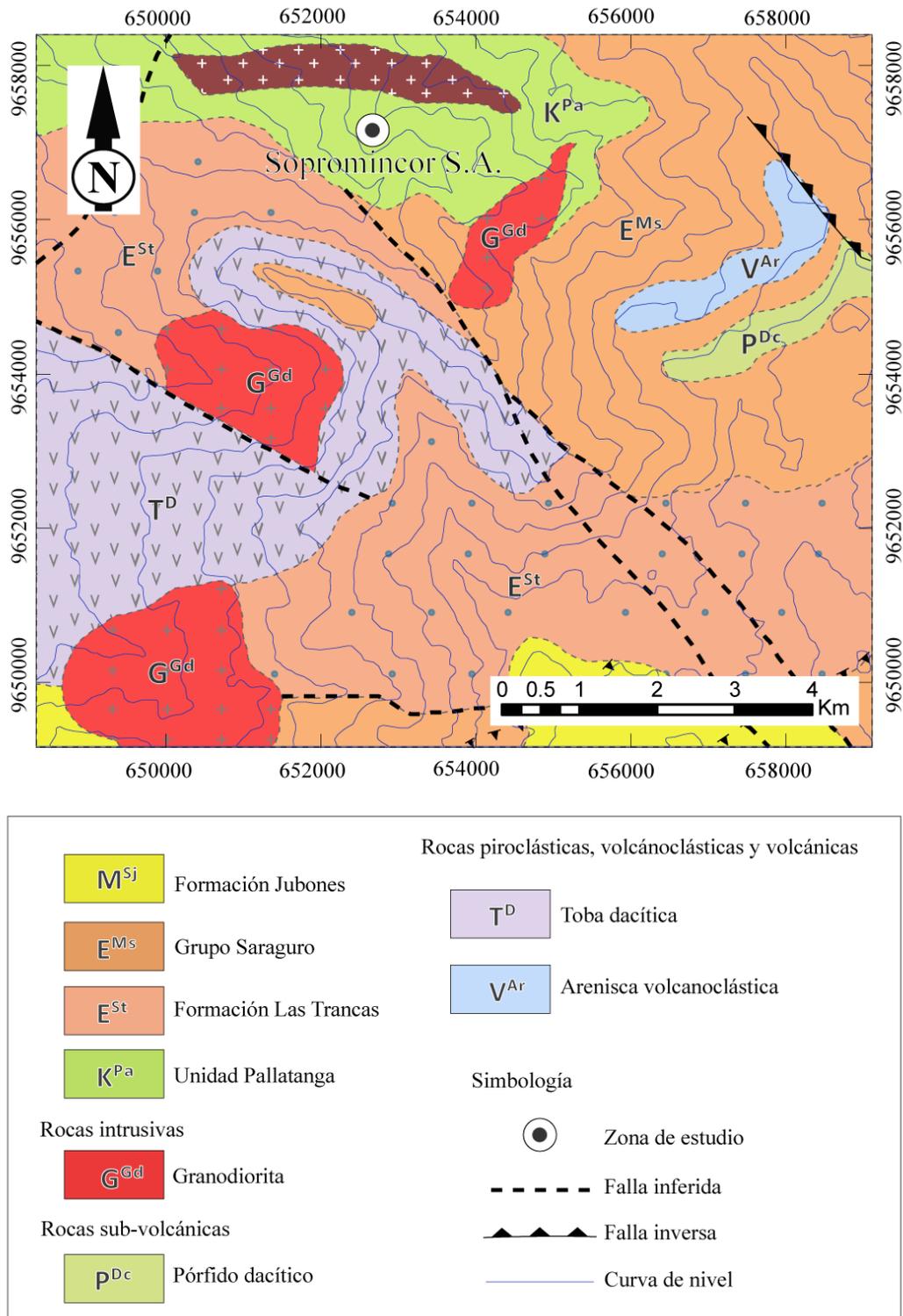
El área de operación de la empresa SOPROMINCOR S.A., se ubica en la parte Sur – Occidental de la provincia del Azuay, cantón Pucará, parroquia del mismo nombre (**Figura 1**). Está situada a 15 km de la cabecera cantonal del cantón Camilo Ponce Enríquez.

Figura 1
Ubicación de la zona de estudio



4.6.2 Contexto geológico regional

Figura 2
Geología de la zona de estudio



Fuente: Modificado de Instituto de Investigación Geológico Minero y Metalúrgico, 2017.

Según (INIGEMM, 2017) la zona de estudio está ubicada principalmente sobre un pórfido dacítico (**Figura 2**) de gran extensión que se encuentra junto a la Formación Las Trancas, de edad paleógena y que consiste en tobas de lapilli de composición andesítica a dacítica, brechas tobáceas y rocas sedimentarias como conglomerados con clastos metamórficos, areniscas y lutitas.

Estas unidades geológicas se emplazan en las rocas paleógenas del Grupo Saraguro, que consisten principalmente en tobas soldadas de composición andesítica, dacítica y riolítica, además de tobas brechosas y vulcanosedimentos; comprende también cuerpos subvolcánicos de composición intermedia a ácida.

4.6.3 Mineralización

En un contexto general, la mineralización de la zona presenta características del tipo epitermal, El sistema se agrupa en un tren mineralizado con sentido NE-SO en donde se evidencia la orientación preferencial de pórfidos tonalíticos, brechas y "stockworks" alojados en rocas básicas y ultra básicas de la unidad Pallatanga y los volcánicos del Grupo Saraguro.

Se han determinado zonas mineralizadas relacionadas a las tobas dacíticas de la Formación Las Trancas en las cuales se evidencia un amplio halo de alteración hidrotermal para las que el análisis mineralógico ha dado como resultado caolinita, clorita, vermiculita y montmorillonita (INIGEM, 2017).

4.6.4 Aspectos socioeconómicos

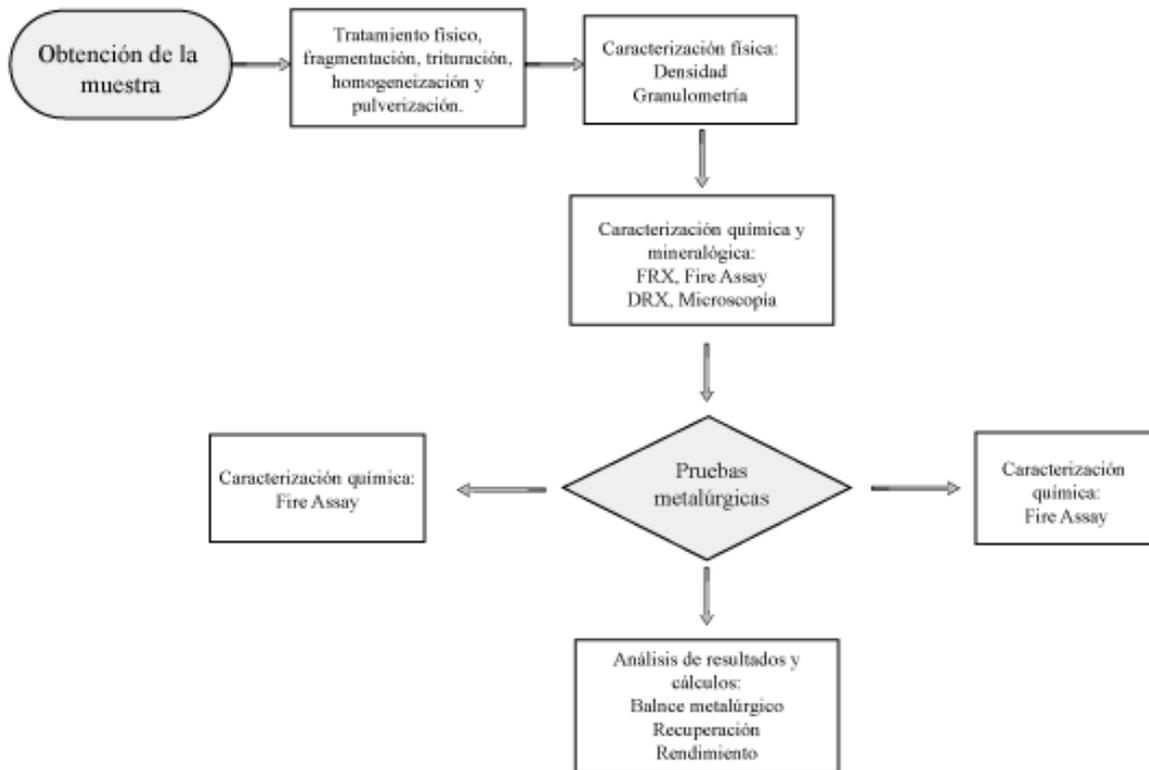
En el cantón Pucará las actividades económicas están principalmente relacionadas a la agricultura y ganadería, sin embargo, la minería ocupa un puesto importante en las actividades económicas de la zona. Existe un número importante de áreas concesionadas para la actividad minera, de las cuales el 28% se ha otorgado para la minería artesanal, mientras que la gran mayoría se mantiene en un estatus de concesión minera en donde aún no se han empezado operaciones de ningún tipo. En contraparte, la minería ilegal ha ido ganando espacio entre las actividades económicas siendo más notable en las zonas de Peñas de Mollepongo, Tres Chorreras y Cerro Negro. (GAD Pucará, 2020).

5 Metodología

Para cumplir con los objetivos propuestos en el presente trabajo de investigación, se estableció una metodología (**Figura 3**) que permitió llevar de forma ordenada las diferentes etapas y actividades realizadas.

Figura 3

Diagrama de flujo metodología



5.1 Recopilación bibliográfica.

La recopilación de información sobre los minerales y procesos de beneficio de la zona donde se obtuvo la muestra se realizó mediante libros, artículos científicos y tesis de grado, con el fin de obtener información veraz y contrastable de la zona de estudio y de los aspectos teóricos de la investigación.

5.2 Muestreo

La muestra fue obtenida por cortesía de la sociedad minera SOPROMINCOR SA, y consiste en una fracción representativa de los materiales presentes en la zona, en una cantidad adecuada y suficiente para realizar los respectivos ensayos de caracterización en laboratorio correspondientes a densidad, granulometría, análisis mineralógico, análisis químico, metalografía; y finalmente pruebas metalúrgicas.

5.3 Trabajo de laboratorio y gabinete.

El trabajo de laboratorio y gabinete se llevó a cabo en los laboratorios del departamento de Geociencias de la UTPL, La primera actividad en realizarse fue el tratamiento físico de las muestras para su posterior análisis químico por ensayo al fuego y fluorescencia de rayos X (FRX), análisis mineralógico por difracción de rayos X (DRX) y descripción de láminas delgadas y secciones pulidas.

5.4 Tratamiento físico de las muestras.

La finalidad del tratamiento físico de las muestras es reducir el tamaño de las partículas hasta las dimensiones adecuadas para realizar la caracterización física, química y mineralógica; de igual manera, para lograr la liberación de las especies minerales de interés presentes en la misma, logrando un tamaño óptimo para que las pruebas metalúrgicas den un buen rendimiento.

El tratamiento físico comprendido el siguiente procedimiento:

5.4.1 Secado.

Se colocaron las muestras en la estufa de secado a una temperatura de aproximadamente 100°C, por un tiempo aproximado de 12 horas, con el fin de eliminar la humedad ().

Figura 4
Secado de muestras



5.4.2 Triturado.

Una vez secadas las muestras, se procedió con la reducción de tamaño con ayuda de un combo, la finalidad de este proceso es obtener fragmentos de tamaño adecuado para colocar en la trituradora de mandíbulas de laboratorio RETSCH BB200 (**Figura 5**), logrando así que las partículas resultantes tengan un tamaño de aproximadamente 2 a 3 mm.

Figura 5
Trituración de la muestra



5.4.3 Pulverización.

Luego del proceso de trituración, se realizó la homogeneización y cuarteo de la muestra para reducir su tamaño sin que deje de ser representativa (**Figura 6**), posteriormente se pulverizará una cantidad de aproximadamente 120 g en el molino de discos vibratorios de laboratorio RETCH RS 200 (**Figura 7**), quedando así lista para los análisis correspondientes.

Figura 6
Homogeneización y cuarteo



Figura 7
Pulverización



5.5 Caracterización física de la muestra

5.5.1 Peso específico

El peso específico se determinó por el método del picnómetro, mismo que consiste en tomar cuatro pesos (**Figura 8**) de los cuales el primero es el picnómetro vacío (P1), el segundo picnómetro más muestra (P2), luego se procedió a aforar con agua destilada el

picnómetro más muestra (P4) y se limpió el picnómetro, para finalmente llenarlo con agua y obtener el (P3).

Figura 8
Método del picnómetro



Es recomendable tomar estos pesos por triplicado para obtener un valor más confiable, en la presente investigación se realizó el pesaje en cinco ocasiones y se sacó un promedio. El valor se obtiene aplicando la siguiente ecuación:

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

Donde:

γ : Peso específico.

P1: Picnómetro vacío (g).

P2: Picnómetro más muestra (g).

P3: Picnómetro más agua (g).

P4: Picnómetro más muestra y agua (g).

5.5.2 *Análisis granulométrico*

Previo al análisis granulométrico se hizo una molienda de material con ayuda de un molino de bolas, después de secarse dicho material, se pesó 250 g de este y se procedió a realizar el deslamado de la muestra mediante una granulometría en húmedo (**Figura 9**) empleando la siguiente serie de tamices ASTM E11 10#, 18#, 35#, 60#, 120#, 200#, 230#,

325#, 400# y fondo (-400), a continuación, la porción que pasa la malla 400 se dejó sedimentar por 24 horas, para luego eliminar el exceso de agua y colocar en una estufa para su secado durante 12 horas a 105 °C.

Figura 9
Deslamado



Figura 10
Granulometría en seco



Paralelamente, se unió las fracciones de material retenida en cada tamiz mayor al #400 y se colocó en un recipiente para su secado en la estufa marca POL-EKO-APARATURA para secar durante 12 horas a una temperatura de 105 °C. Finalmente se efectuó una granulometría en seco con este material (**Figura 10**).

Finalizada la prueba se pesó las partículas de material retenidas en cada tamiz. Mediante la diferencia entre pesos de tamiz más muestra y tamiz vacío, se obtuvo el peso de cada fracción retenida por número de malla (g), y con estos datos se realizó la curva granulométrica y la determinación el D80.

5.6 Caracterización química

Para el análisis químico de las muestras se empleó por dos métodos, fluorescencia de Rayos X (FRX) y ensayo al fuego.

5.6.1 *Análisis por Fluorescencia de Rayos X (FRX)*

Para el análisis por FRX se empleó el equipo portátil BRUKER S1 Turbo (**Figura 11**) mediante los métodos Mining Light Elements para determinar los elementos mayoritarios y Soil FP para determinar elementos traza.

Figura 11
Analizador FRX portátil



5.6.2 *Ensayo al fuego*

Este método de análisis químico se aplicó específicamente para la determinación de concentraciones de oro (Au) y plata (Ag) tanto en la muestra inicial o de cabeza, como de las muestras resultantes de las pruebas metalúrgicas, es decir, concentrados y relaves de flotación y cianuración.

El ensayo al fuego se realiza por duplicado y consiste en preparar una fracción representativa de la muestra a analizar con una masa de 30 g, y posteriormente mezclarla con el fundente geoquímico básico cuya composición es de: Litargirio (PbO) 65%, Carbonato de sodio (CaCO₃) 25%, Bórax (Na₂B₄O₇) 7% y Sílice (SiO₂) 3%.

Con la finalidad de que el plomo contenido en el litargirio se convierta en plomo metálico y pueda colectar el oro y la plata presentes en la muestra, se agrega 2,5 g de harina considerando que se desea obtener un régulo de entre 20 y 30 gramos y cada gramo de harina reduce aproximadamente 10 gramos de plomo (**Figura 12**).

Figura 12
Preparación de mezcla fundente



5.6.2.1 Fundición

El proceso de fundición consiste en colocar los crisoles refractarios con la mezcla fundente en el horno a una temperatura de 1000 °C durante una hora, esto permite que la muestra se funda y el plomo cumpla su función de colector de oro y plata contenidos en la muestra (**Figura 13**).

Figura 13
Etapa de fundición



Figura 14
Vertido de la fundición



Al cumplirse el tiempo de fundición, se vierte la masa fundida en una lingotera con espacios en forma de cono que facilitan que el plomo se acumule en la parte baja del mismo, lo que posteriormente facilitará separarlo de la escoria (**Figura 14**).

5.6.2.2 Copelación

El primer paso para el proceso de copelación es separar el regulo de plomo de la escoria generados en la etapa de fundición, dándole al mismo una forma regular (cúbica) y posteriormente colocarlo en la copela de magnesita (**Figura 15**).

Figura 15
Régulo de plomo



Se coloca la copela en el horno de copelación a una temperatura de 900 °C, permitiendo así que el plomo se funda y se absorba completamente en la copela de magnesita dejando como resultado un botón compuesto de oro y plata que recibe el nombre de doré. Este proceso tiene una duración aproximada de 2 horas (**Figura 16**).

Figura 16
Etapa de copelación



5.7 Caracterización mineralógica

El análisis mineralógico se realizó mediante difracción de Rayos X (DRX), el mismo consiste en colocar en un pequeño vial alrededor de 3 gramos de muestra y luego

analizar en el difractómetro de Rayos X BRUKER D8 Advance (**Figura 17**) perteneciente al laboratorio de física de la UTPL. El resultado de este análisis consiste en un patrón de difracción que posteriormente es interpretado con ayuda de los softwares EVA y TOPAS en donde se puede determinar y cuantificar las fases minerales presentes en la muestra.

Figura 17
Analizador DRX BRUKER D8 Advance



5.7.1 Láminas delgadas

Mediante la interpretación de láminas delgadas se determinó la composición mineralógica de las rocas que albergan la mineralización en la zona de estudio, para esto se empleó un microscopio petrográfico o de luz polarizada mediante el cual se analizaron las propiedades ópticas de los minerales translúcidos cuyas características específicas permiten su identificación.

5.7.2 Microscopía de minerales opacos

El material que se estudiará se caracteriza por contener un gran porcentaje de minerales sulfurados, que, hablando desde el punto de vista óptico, son opacos, es decir no permiten que la luz pase a través de ellos. Esto hace para poder analizarlos al microscopio se deban preparar secciones pulidas y analizarlas con luz reflejada. Las secciones pulidas consisten en un pequeño disco con dimensiones aproximadas de 27 x 46 x 1,2 mm, del cual una cara está perfectamente pulida, facilitando el reflejo de la luz y por consiguiente su análisis.

5.8 Elaboración de láminas delgadas y secciones pulidas

El procedimiento comienza con el corte de las briquetas (**Figura 18**), mismas cuyas dimensiones deben ser de 2.5 x 4 cm para láminas delgadas.

Figura 18
Corte de la briqueeta



Una vez cortada la briqueeta se procedió a la etapa de pulido con la ayuda de papel abrasivo número: 120, 240, 400, 600 y 800, este procedimiento se lo realizo con el fin de dejar una de las caras de la briqueeta sin rayas, manchas e imperfecciones (**Figura 19**).

Figura 19
Pulido de briquetas



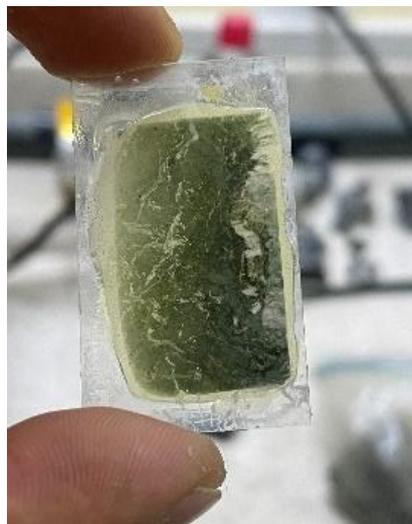
Posteriormente se pegó la cara pulida de la briqueeta al portaobjetos con resina (cemento termoplast) (**Figura 20**), una vez pegadas las briquetas se dejó reposar por 24 horas y se procedió al corte y pulido de la misma.

Figura 20
Briqueta pegada al portaobjetos



Luego de cortar y desbastar la lámina delgada, se procedió a realizar el pulido final el cual empleó paños y suspensiones abrasivas adiamantadas (**Figura 21**).

Figura 21
Lámina delgada desbastada



Para la elaboración de la sección pulida, se realizó un previo proceso de fragmentado, trituración y molienda a la muestra, posteriormente, mediante el método de la batea se concentró los minerales pesados.

Se tomó una cantidad de aproximadamente 2.5 gramos de los minerales pesados previamente concentrados y se ubicaron en un molde plástico de manera que en el fondo del molde queden los minerales distribuidos de manera uniforme.

Como paso siguiente se rellenó el molde con una mezcla de resina epóxica y endurecedor en una relación de 5 a 1 y se procedió a pulir con ayuda de papel abrasivo de los números 600 y 800. Para finalmente ubicar la sección en un sistema de vacío para eliminar las burbujas y secar (**Figura 22**), quedado lista la sección pulida para su respectivo análisis en el microscopio de luz reflejada (**Figura 23**).

Figura 22
Succión de burbujas al vacío



Figura 23
Sección pulida elaborada



El objetivo fue realizar una sección pulida por el método de minerales pesados aglomerados, en los que fue más sencillo realizar una descripción de los minerales densos como sulfuros y oro nativo.

5.9 Pruebas metalúrgicas

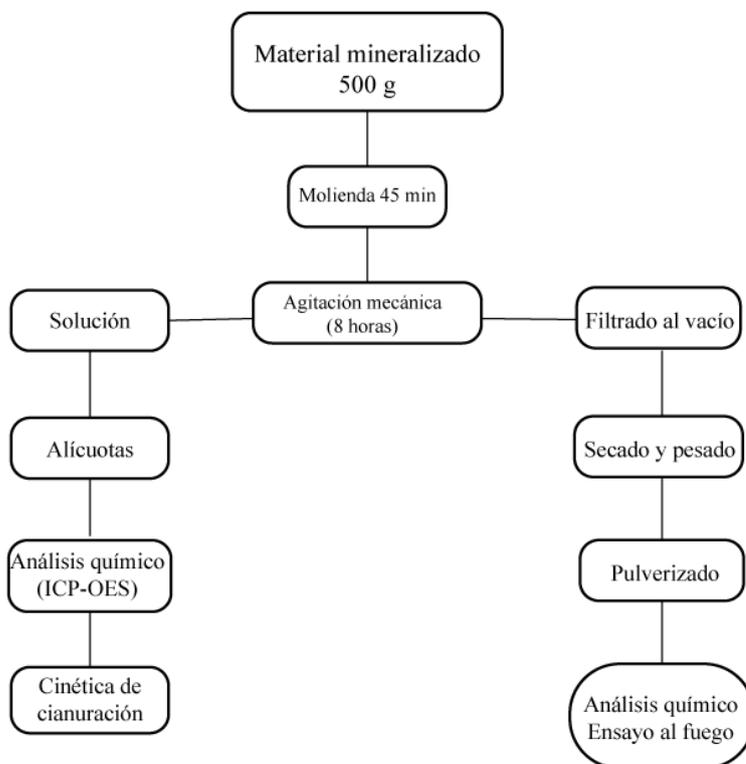
Inicialmente se determinó la distribución granulométrica de la muestra, para en base a ello definir los tiempos de molienda adecuados hasta lograr un D80 en malla 200. Este tamaño es el recomendable para las pruebas de flotación, sin embargo, se prevé también trabajar con tamaños de partícula de 100 micrómetros y así comparar rendimientos en base al tamaño de partícula, la selección de reactivos se hará en base a investigaciones previas, probando con los reactivos que hayan dado mayores rendimientos en materiales con características similares.

5.9.1 Cianuración

El Esquema de la **Figura 24** muestra el proceso que se siguió en la prueba de lixiviación con cianuro de sodio para la cual en la preparación previa de la muestra se le llevó a un tamaño de partícula ultrafino mediante molienda en seco, este tipo de molienda se realizó

con ayuda de un molino de anillos; este tipo de molienda como una ventaja no requiere secado posterior de la muestra, evitando que la temperatura genere cambios químicos en esta.

Figura 24
Diagrama de flujo del proceso de lixiviación



En la **Tabla 1**. Parámetros de cianuración se muestran las condiciones de operación con las que se trabajó en el proceso de lixiviación química con cianuro de sodio. La cantidad de muestra ensayada fue de 500 gramos, con un volumen de agua de 1000 ml cumpliendo una relación sólido/líquido de 1 a 2. El pH se mantuvo en promedio a 10.5, y la concentración de cianuro fue de 1 g/L. El proceso de agitación se hizo con un agitador vertical a aproximadamente 500 revoluciones por minuto, durante 8 (**Figura 25**).

Tabla 1. Parámetros de cianuración

PARÁMETROS DE CIANURACIÓN	
pH	10.5
Peso de la muestra	500 g
Volumen de agua	1 L
Relación S/L	1:2
Concentración NaCN	1 g/L
Tiempo de cianuración	8 h

Figura 25
Agitación de la pulpa



En el ensayo de lixiviación con cianuro de sodio se emplearon los siguientes reactivos.:

- Cal (CaO): Para regular el pH, mismo que para un mayor rendimiento debe mantenerse entre valores de 10.5 a 11.5.
- Cianuro de sodio (NaCN): Como agente lixivante de Au.
- Yoduro de potasio (KI): Como indicador en el proceso de titulación de cianuro.
- Nitrato de plata (AgNO_3), a una concentración de 4.34 g/L: Como solución titulante de cianuro en solución:

A continuación, se detalla el proceso completo de cianuración:

Como primer paso, se realizó una molienda en seco del material hasta obtener la cantidad suficiente (500 g); paralelamente se pesó 1g de cianuro de sodio.

Se colocaron los 500 g de muestra junto con los 1000 ml de agua en un vaso de precipitación de 2000 ml, alcanzando un porcentaje de sólidos de 33 %.

Se dio inicio a la agitación mecánica a 500 rpm a fin de incorporar la muestra para lograr una pulpa homogénea, posteriormente se registró el pH inicial, ajustando el valor inicial con la adición de cal, hasta establecer el valor de pH de 9.5 ya que, al agregar posteriormente el cianuro de sodio, este valor se elevará en aproximadamente 1.5 puntos.

En el proceso se tomaron alícuotas de 25 mL de la solución cianurada al transcurrir 30 minutos, 1, 2, 4, 6 y 8 horas, las cuales primero pasaron por un proceso de filtración al vacío (Figura 26).

Figura 26

Filtración al vacío para la toma de alícuotas



Figura 27

Titulación de cianuro



Simultáneamente a las alícuotas destinadas para el análisis de Au en solución y posterior elaboración de la cinética de cianuración, se tomaron alícuotas de 5 ml para la titulación de cianuro en solución, esto permitió determinar el consumo de cianuro en los tiempos mencionados anteriormente y, por lo tanto, la reposición de cianuro necesaria en cada tiempo establecido (**Tabla 2**. Esquema del proceso de lixiviación), este proceso es de suma importancia por permitir mantener constante la fuerza de cianuro con que se inició la prueba; para esto se utilizó nitrato de plata (AgNO_3) al 4.33 g/L como solución titulante, y yoduro de potasio (KI) como indicador. La titulación de cianuro consistió en añadir de tres a cinco gotas del indicador (KI) a la alícuota y desde una bureta, abrir el paso al nitrato de plata (AgNO_3), hasta que la solución se vaya tomando un color levemente turbio o amarillento, se mide el volumen gastado de AgNO_3 (**Figura 27**) en la bureta, y, finalmente se emplea la ecuación para determinar la concentración de cianuro de sodio en la solución (Anexo I). Para determinar la reposición de cianuro, a la cantidad añadida inicialmente, es decir 1 g se le resta el valor obtenido en el paso anterior.

Para obtener la cinética de cianuración, a las alícuotas de 25 mL tomadas en los tiempos previamente establecidos, se les analizó mediante la técnica de Espectrometría de

Emisión Óptica con Plasma Acoplado Inductivamente (ICP-OES), cabe mencionar que en el proceso se repusieron volúmenes de agua iguales a los tomados para el análisis y titulación, manteniendo así constante el porcentaje de sólidos.

Tabla 2. Esquema del proceso de lixiviación

Hora	Tiempo	pH	NaCN (g)	Reposición NaCN (g)	Adición CaO (g)
9:34	0	11.03			0.65
10:04	30 min	10.16	0.3	0.7	1.65
10:40	1 h	10.38	0.55	0.45	
11:40	2 h	10.64	0.7	0.3	0.95
13:40	4 h	10.69	0.2	0.8	
15:40	6 h	10.45	0.55	0.45	
17:40	8 h				
TOTAL (g)				2.7	3.25

El proceso finalizó al transcurrir 8 horas desde que inició el proceso, se detuvo la agitación y se separó la parte líquida de la parte sólida por medio de filtración al vacío (Figura 28), concluido el proceso de filtrado se midió el volumen de solución cianurada (solución preñada) y se toma una alícuota final de 25 mL para determinar la concentración de oro

Figura 28
Filtración al vacío del relave



Se procedió a secar el relave en la estufa forzada POL-EKO-APARATURA a 110 °C, y vez seca se homogenizó y pulverizó para tomar 30 g, y realizar ensayo al fuego, para poder determinar el contenido de oro residual.

5.9.1.1 Balance metalúrgico de cianuración

El balance metalúrgico se realizó con la finalidad de determinar la eficiencia del proceso en base a la masa de entrada, la solución final y el relave. El cálculo se hizo mediante la siguiente ecuación:

$$E = S + R$$
$$(Peso\ Muestra\ (kg)) * \left(Ley\ Au\ \left(\frac{mg}{kg} \right) \right) = (Vol.\ Solución\ (L)) * \left(Ley\ Au\ \left(\frac{mg}{L} \right) \right) + (Peso\ Relave\ (kg)) * \left(Ley\ Au\ \left(\frac{mg}{kg} \right) \right)$$

Dónde:

E = Entrada, peso del mineral de cabeza (mg).

S = Solución, volumen de la solución final por su respectiva ley (mg).

R = Relave, peso de relave por su ley (mg).

5.9.2 Flotación

El ensayo de flotación se llevó a cabo en el laboratorio de Beneficio de Minerales de la UTPL empleando la celda de laboratorio DENVER D-12 (**Figura 29**) el cual consta de un motor de 1 hp de potencia, un sistema de agitación y aireación que permite la formación de burbujas en el proceso.

Figura 29
Celda de flotación Denver



La prueba de flotación comprende el siguiente proceso:

- Tomar 750 gramos de la muestra la cual debe pasar previamente por una etapa de molienda.
- Preparar los colectores, depresores y espumantes de acuerdo a la fuerza o concentración de reactivo programada en g/t, luego llevar a disolución en un balón de aforo con 100 ml.
- El peso de cada reactivo se calcula de acuerdo a la concentración determinada previamente (Anexo II).
- Una vez listos los reactivos se procedió a realizar el ensayo, para lo cual en la celda de flotación se agregó 750 g de material y 1500 ml de agua (relación sólido-líquido 1:2), se tomó el pH inicial y con adición de CaO se aumentó hasta alcanzar un pH de 9.8.
- Se realiza el primer acondicionamiento (**Tabla 3**. Esquema del proceso de flotación), el cual consiste en agregar el depresor, en este caso silicato de sodio (Na_2SiO_3).
- Once minutos después se realiza el segundo acondicionamiento, en el cual de acuerdo a la dosificación de los reactivos (**Tabla 3**. Esquema del proceso de flotación) se agrega el colector, OX 10S Oil, el colector secundario Orex 936 Oil y el espumante Flo 65S Oil.
- Transcurridos 4 minutos del segundo acondicionamiento, se procede a abrir el paso de aire de la celda durante 3 minutos, tiempo por el cual se realiza la primera flotación, recogiendo el concentrado en una bandeja (**Figura 30**).

Figura 30
Recolección de concentrado



- Luego de la primera flotación, se cierra el paso de aire y se acondiciona la pulpa por tercera ocasión, vertiendo los volúmenes de reactivos según la planificación previa y dejando actuar durante 3 minutos.

- Se abre el paso de aire por el mismo tiempo y se lleva a cabo la segunda flotación recolectando concentrado.
- Acabada la segunda flotación se realiza un último acondicionamiento durante un tiempo de 3 minutos.
- Finalmente, transcurridos los 3 min del último acondicionamiento, se abre el paso de aire y se colecta el concentrado.
- Al finalizar la última flotación, se detiene el equipo y se recoge el material que queda en la celda, este constituye el relave y cola del proceso.
- Tanto el concentrado como el relave obtenidos en el proceso fueron secados en una estufa y, posteriormente pesados y homogenizados para el respectivo análisis químico (Ensayo al fuego).

Tabla 3. Esquema del proceso de flotación

Etapa	Tiempo	pH	OX 10S Oil		Flo 65S Oil		Orex 936 Oil		Na ₂ SiO ₃	
			100 g/t		60 g/t		75 g/t		250 g/t	
			Carga	Vol.	Carga	Vol.	Carga	Vol.	Carga	Vol.
Acondicionamiento	11 min	9.8							250	100
Acondicionamiento	4 min	9.78	40	40	35	58.3	40	53.3		
Flotación	3 min									
Acondicionamiento	3 min	9.83	35	35	15	25	20	26.6		
Flotación	3 min									
Acondicionamiento	3 min	9.81	25	25	10	16.6	15	20		
Flotación	3 min									

5.10 Análisis e interpretación de datos

Los resultados obtenidos de las caracterización química y mineralógica serán útiles al momento de establecer los parámetros óptimos para las pruebas metalúrgicas, puesto que los reactivos de flotación deben elegirse en base a la composición mineralógica de la muestra. Por otro lado, de las pruebas metalúrgicas se debe realizar análisis químico tanto de los concentrados como de los relaves, posteriormente con estos datos se hará el balance metalúrgico y se calcularán indicadores como la recuperación, rendimiento y radio de concentración del proceso

6 Resultados

6.1 Peso específico

Con la finalidad de obtener un peso específico más exacto, se realizó el ensayo por el método del picnómetro en 5 ocasiones. Luego se determinó un promedio, mismo que dio como resultado un peso específico de 2.834. Resultados figuran en la **Tabla 4**. Valores de peso específico.

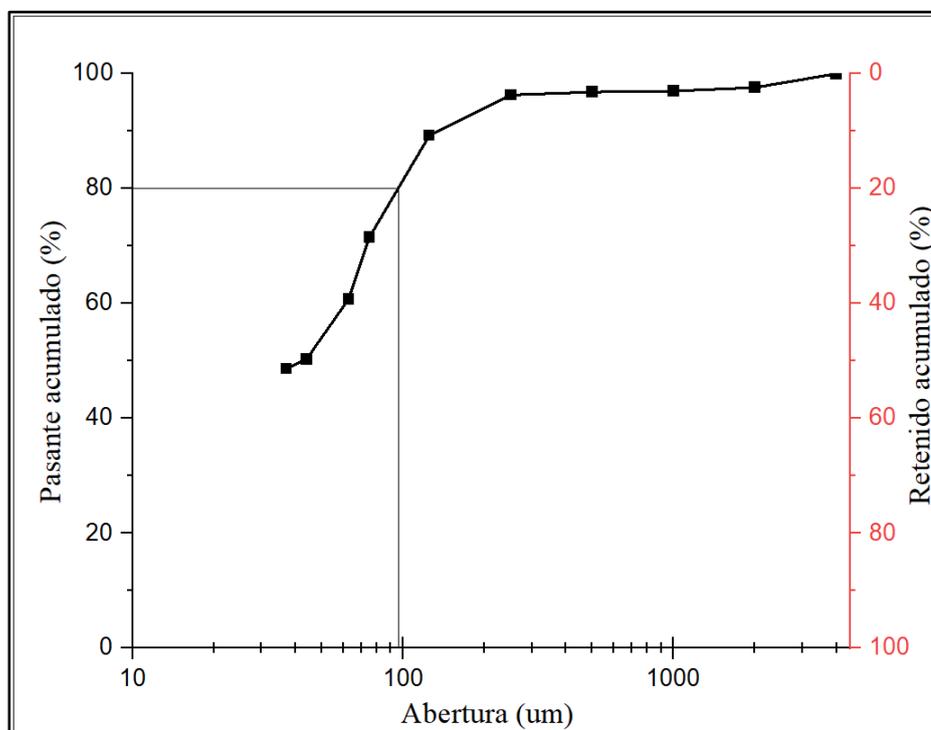
Tabla 4. Valores de peso específico.

Nº Ensayo	Peso específico (Y)
1	2.632
2	2.905
3	2.800
4	3.000
5	2.833
Promedio	2.834

6.2 Análisis granulométrico

Figura 31

Curva granulométrica 45 min

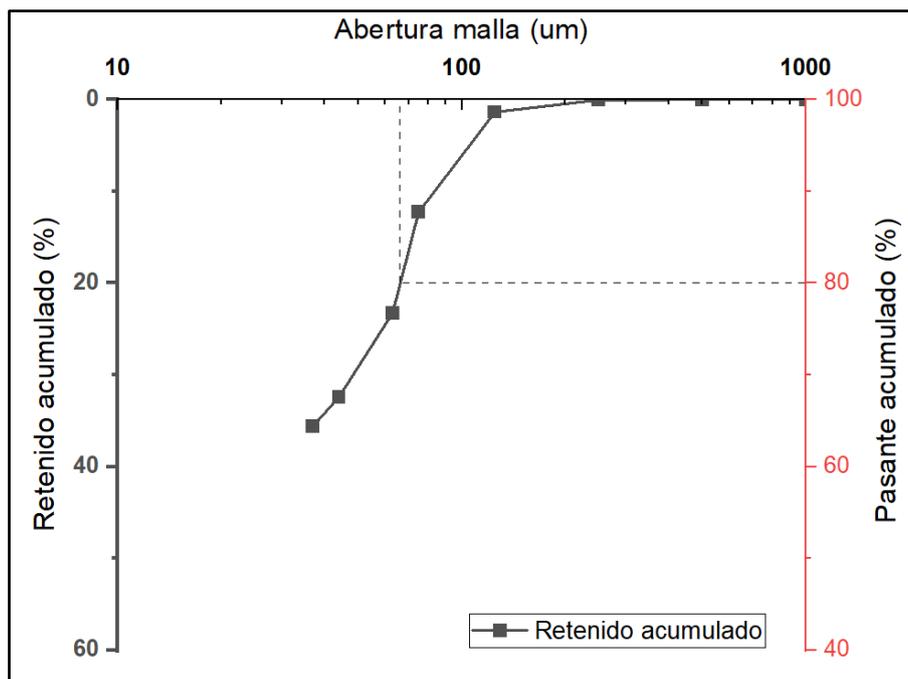


Se estableció la distribución de tamaño de grano de la muestra previamente sometida a 45 minutos de molienda en húmedo, y con esto se determinó el tamaño nominal resultante, es

decir la abertura de malla que permita pasar el 80% de las partículas de alimentación (D80). En la (**Figura 31**) se muestra la curva granulométrica resultante, en la que el eje horizontal (X) representa al tamaño de partícula y el eje vertical (Y) el porcentaje del pasante acumulado.

Como se observa en la curva granulométrica, con la molienda de 45 min se alcanzó un D80 en aproximadamente 98 μm , lo que corresponde aproximadamente a una malla 150. Este tamaño nominal de partícula es admisible para el proceso de flotación, primando la recuperación sobre la selectividad (Trahar, 1981). Sin embargo, para la prueba de lixiviación con cianuro de sodio, se ha planificado trabajar con una molienda fina a ultrafina debido a la mineralogía de la zona, asumiendo la existencia de oro encapsulado en sulfuros como pirita y arsenopirita, por lo tanto, fue necesario realizar una molienda en seco, cuyos resultados se muestran a continuación.

Figura 32
Curva granulométrica para molienda seca



En la **Figura 32** se muestra la curva granulométrica obtenida de la molienda seca misma que se efectuó en un molino de discos vibratorios Retsch RS 200, a 700 rpm durante 7 minutos. En este caso, el D80 obtenido indica un tamaño nominal de partícula de 66 μm , lo que corresponde a una malla 220 ASTM E11. Este tamaño de partícula es cercano a los rangos recomendados para pruebas de lixiviación con cianuro (Egan et al., 2016) y fue usado en el presente trabajo.

6.3 Análisis químico

La caracterización química de la muestra se realizó mediante los métodos de fluorescencia de Rayos X y Fire Assay, el primero aplicable para determinar los elementos mayoritarios y ciertos elementos traza de la muestra, cabe mencionar que este método es considerado semicuantitativo; razón por la cual para el análisis de oro (Au) específicamente, se empleó el método de Fire Assay o ensayo al fuego, mismo que es considerado el método más efectivo para determinar las concentraciones de este elemento.

6.3.1 Fluorescencia de Rayos X (FRX)

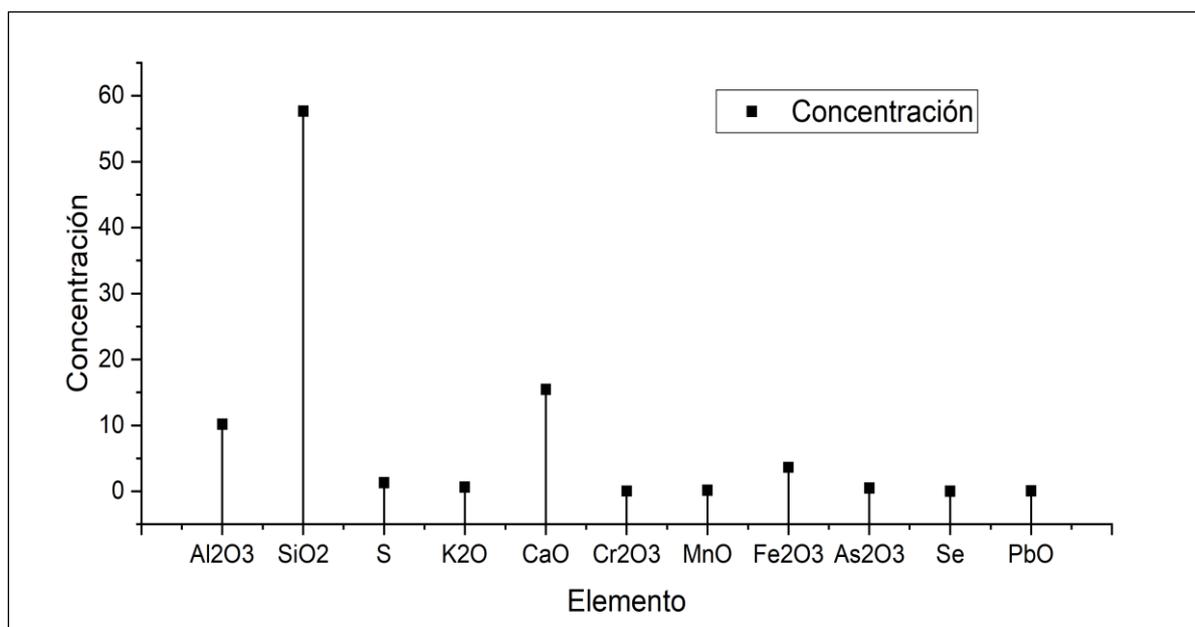
La muestra inicial se analizó mediante los métodos Mining Light Elements y Soil FP, para determinar los elementos mayoritarios y traza respectivamente. Los valores de concentración obtenidos se muestran en la **Tabla 5**. Composición química de la muestra

Tabla 5. Composición química de la muestra

Método Mining Light Elements (Elementos mayoritarios %)										
Al ₂ O ₃	SiO ₂	S	K ₂ O	CaO	Cr ₂ O ₃	MnO	Fe ₂ O ₃	As ₂ O ₃	Se	PbO
10.20	57.70	1.33	0.62	15.45	0.04	0.16	3.65	0.50	0.01	0.06
Método Soil FP (Elementos traza %)										
Ti	V	Co	Cu	Zn	Rb	Sr	Zr	Nb	Mo	Ba
0.172	0.0036	0.0096	0.0091	0.0059	0.0013	0.0023	0.003	0.0009	0.0007	0.109
Ta	W	Pt	Hg	Bi	U					
0.0001	0.0341	0.0017	0.0521	0.0057	0.0023					

Figura 33

Distribución de elementos mayoritarios



En la (**Figura 33**) se observa la distribución de los elementos mayoritarios en la muestra inicial, en la cual el mayor porcentaje (57.7 %), corresponde a SiO₂ lo cual indica que la muestra está compuesta principalmente por cuarzo y silicatos. Otros valores considerables corresponden a CaO, Al₂O₃ y Fe₂O₃.

6.3.2 Ensayo al fuego

La concentración de oro en la muestra inicial (Ley de Cabeza) fue determinada en duplicado mediante ensayo al fuego, obteniendo como resultado una concentración inicial de oro de 63.23 g/ton.

Tabla 6. Ley de cabeza

Ensayo	Ley (g/ton)	Ley promedio (g/ton)
A	63.115	63.23
B	63.35	

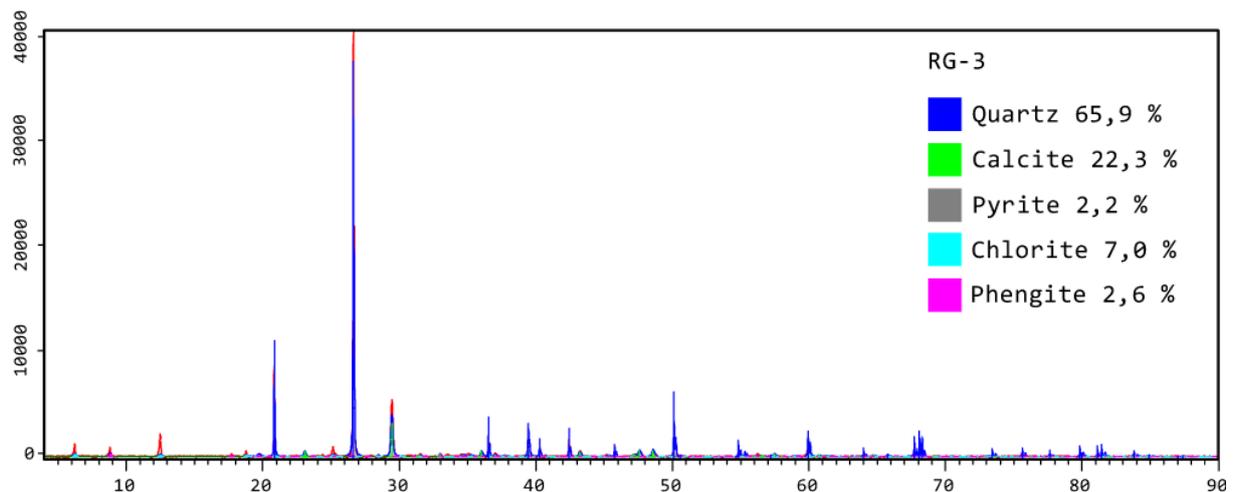
6.4 Análisis mineralógico

La composición mineralógica de la muestra se analizó mediante tres métodos, difracción de Rayos X y análisis de lámina delgada para caracterizar la roca encajante de la mineralización, y análisis de sección pulida para caracterizar los minerales opacos presentes en la muestra.

6.4.1 Difracción de Rayos X

Figura 34

Patrón de difracción del material inicial



El patrón de difracción obtenido mediante DRX (**Figura 34**) fue interpretado con el software HighScore Plus; y dio como resultado un alto porcentaje de cuarzo en la muestra (65.9 %), en menor cantidad calcita con un porcentaje de 22.3 %, seguido de clorita con un 7 %, fengita 2.6 % y pirita en un porcentaje de 2.2 % ver **Tabla 7**. Fases minerales determinadas mediante DRX

Tabla 7. Fases minerales determinadas mediante DRX

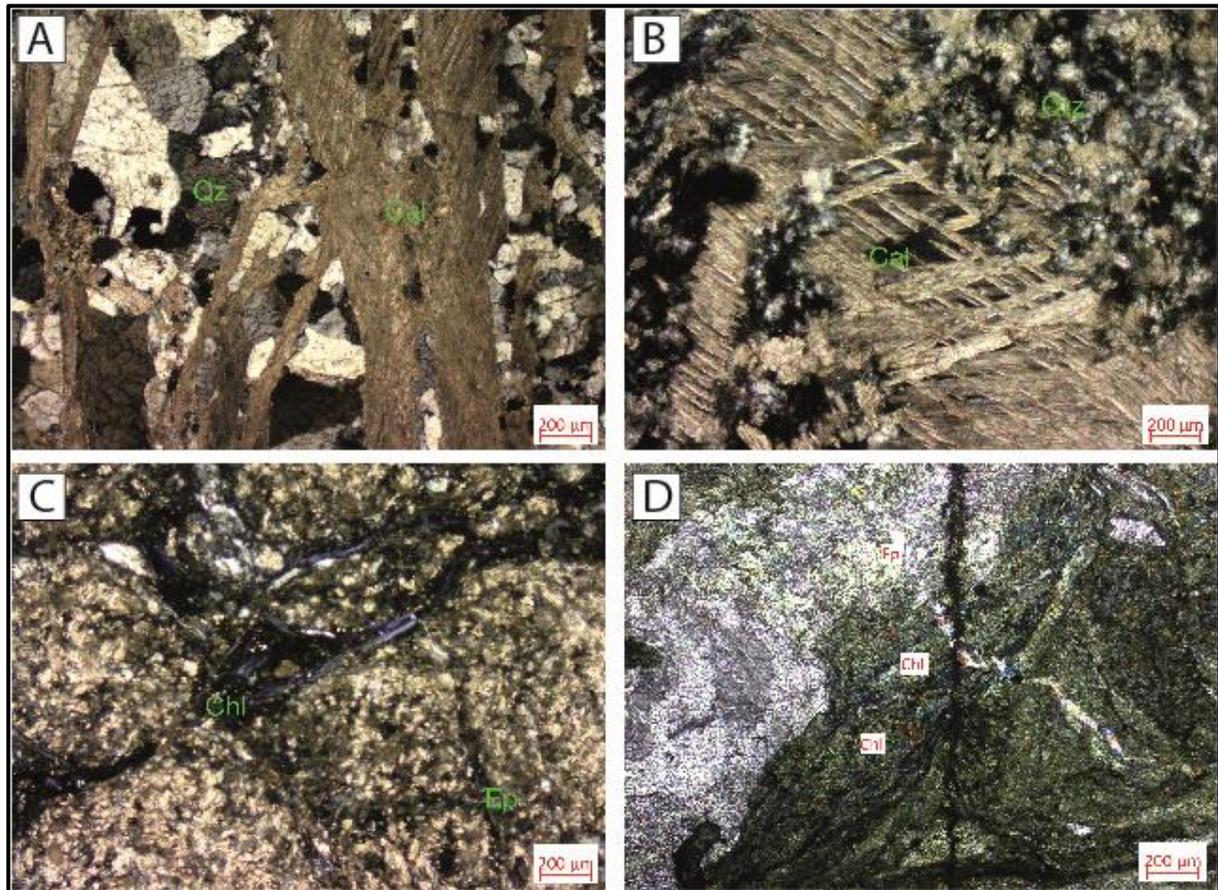
Difracción de Rayos X	
Fase	Porcentaje
Cuarzo	65.9
Calcita	22.3
Pirita	2.2
Clorita	7
Fengita	2.6

6.4.2 *Análisis microscópico de láminas delgadas*

Como parte de la caracterización mineralógica de la muestra estudiada, se realizó la descripción petrográfica de la roca que conforma el frente de explotación de la empresa minera SOPROMINCOR S.A. La **Figura 2** exhibe la ubicación de la operación minera en la geología local, en la cual se encuentra en las inmediaciones de la Unidad Pallatanga que consiste en rocas básicas, principalmente basaltos y gabros, además de sedimentos silíceos, y asociada espacialmente con un pórfido tonalítico.

Cada lámina delgada cuenta con microfotografías en luz polarizada plana y nicoles cruzados, textura, mineralogía primaria y de alteración, y otros caracteres importantes de la roca, además de su respectiva clasificación petrográficas. Es importante mencionar que las características y propiedades descritas en las láminas delgadas, son de zonas más relevantes de la roca y a su vez de la mineralización por lo tanto podrían no representar en su totalidad a la unidad litológica de donde se obtuvo la muestra.

Figura 35
Microfotografía de la sección delgada



En la **Figura 35** se muestran las fotomicrografías de la muestra analizada en donde se hizo una descripción de las propiedades ópticas tratando de llegar a una identificación adecuada. A) Cristales alotriomorfos de cuarzo (Qz) con sus característicos colores de interferencia de primer orden, presentan relieve bajo y extinción ondulante, cortando los cristales de cuarzo, existen microestructuras rellenas de calcita (Cal) en las cuales es evidente su característico maclado diagonal cuya disposición a su vez indica temperaturas de formación posiblemente intermedias a bajas. B) Lámina delgada correspondiente a una muestra diferente en la cual se evidencia una mineralogía similar a la de la figura 33 A, con una particularidad en el tamaño de los cristales de cuarzo, cuya distribución es uniforme con tamaños entre 50 y 70 μm , los mismos presentan baja birrefringencia y extinción ondulante. Además, presenta de igual forma vetillas de calcita. C) y D) En estas láminas delgadas se evidencia minerales como clorita (Chl) y epidota (Ep), el primero presenta baja birrefringencia con colores de interferencia de primer orden, a menudo verdoso o incluso en tonos azulados (Figura 33 C). La epidota se presenta en tonos verdosos a amarillentos, un relieve alto y birrefringencia media a alta.

El alto nivel de alteración que presenta la roca dificulta su identificación dado que la mayoría de los minerales han sufrido metasomatismo debido a la inherencia de fluidos hidrotermales. Sin embargo, por las características mineralógicas observadas y los minerales de alteración, se puede definir a la roca como un pórfido tonalítico con alteración propilítica evidente debido a la presencia de minerales como clorita, epidota y calcita.

6.4.3 *Análisis microscópico de minerales opacos*

Además del análisis de láminas delgadas de las rocas que conforman el frente de explotación de la zona de estudio, se realizó también un análisis de minerales opacos, para lo cual, como se mencionó previamente, se elaboró una sección pulida con los minerales pesados u opacos de la muestra, mismos que fueron previamente concentrados con el método de la batea.

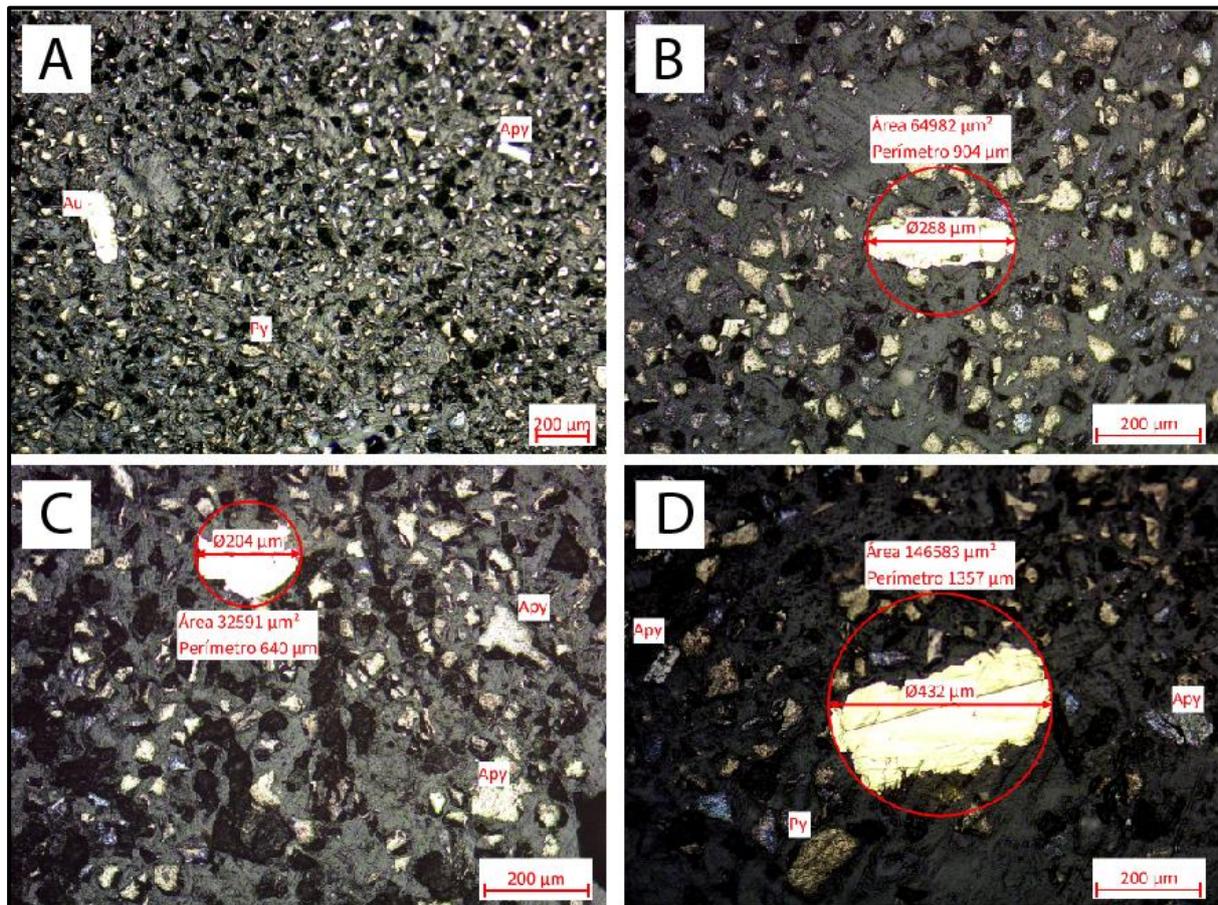
La sección pulida fue analizada bajo luz reflejada y se pudo determinar la composición de la misma tomando en cuenta las propiedades de los minerales, principalmente la reflectancia.

Dado el proceso de preparación de la sección pulida, este método no tiene como objetivo determinar la paragénesis mineral debido a que los minerales fueron tratados previamente, el objetivo principal del análisis fue determinar las características del oro (Au) como elemento de interés presente ya sea en estado libre o encapsulado en los sulfuros (**Figura 36**).

La arsenopirita (Apy) se presenta en granos alotriomorfos y subidiomorfos de variados tamaños, muestran una alta reflectancia y su color característico es blanco con un leve tinte amarillento, presentan moderada anisotropía, casi imperceptible con tonos azulados que pasan a verde amarillento (Figura 34 C y D).

La pirita (Py) es otro de los minerales significativos de la zona de estudio, se presenta en granos subidiomorfos con tamaños variados (entre 15 y 100 μm) se observa una alta reflectancia y su color amarillo claro es un atributo muy útil para su reconocimiento (Figura 33 A y C).

Figura 36
Microfotografía de la sección pulida



Gracias a la descripción de la sección pulida, se logró determinar las condiciones en que se presenta el oro en la zona de estudio. Como se observa en la Figura 34 B, C y D el oro se encuentra libre en el sistema. Presenta una típica reflectancia muy alta y color amarillo intenso.

Las partículas se presentan en un rango de tamaños que va desde los 100 µm hasta los 432 µm (Figura 34 D), representando en promedio tamaños sustancialmente mayores que los sulfuros identificados, tales como piritita y arsenopiritita.

6.5 Ensayo de cianuración

Se realizó un ensayo de cianuración empleando la metodología detallada previamente en la sección 5.9.1, determinando así los parámetros de cianuración y el porcentaje de recuperación de oro de la muestra en estudio, además en base a la cinética se hizo una aproximación al tiempo óptimo de cianuración.

Los parámetros con los que se trabajó fueron: pH 10.5 y una concentración de cianuro de 1 g/L, manteniendo la agitación durante 8 horas. Obteniendo los siguientes resultados:

Tabla 8. Resultados de prueba de lixiviación

Cianuración			
ENTRADA	Peso (kg)	0.5	31.615
	Ley (mg/kg)	63.23	
SOLUCIÓN	Solución (L)	0.935	17.606
	Ley (mg/L)	18.83	
RELAVE	Peso(kg)	0.498	13.546
	Ley (mg/kg)	27.2	

Con los resultados de concentración y masa de Au en solución y en el material de entrada que se presentan en la **Tabla 8.** Resultados de prueba de lixiviación, se pudo determinar que se alcanzó un porcentaje de recuperación de oro de 55,68 %.

6.5.1 Balance metalúrgico cianuración

Para realizar el balance metalúrgico se tomó en cuenta la mayor concentración resultante del proceso de lixiviación, la cual se obtuvo a la octava hora de agitación.

Tabla 9. Balance metalúrgico de cianuración

Balance metalúrgico				
E	=	S	+	R
E * ley (mg/kg)	=	S * ley (mg/kg)	+	R * ley(mg/kg)
31.615	=	17.606	+	13.546
31.615	=	31.152		

El peso que se obtuvo del material de relave es de 498 g, la pérdida en relación al material de entrada (500 g) se debe al gasto de residuos en la adquisición de alícuotas para la titulación en cada tiempo predeterminado y al filtrado final de la pulpa para separar el relave de la solución final.

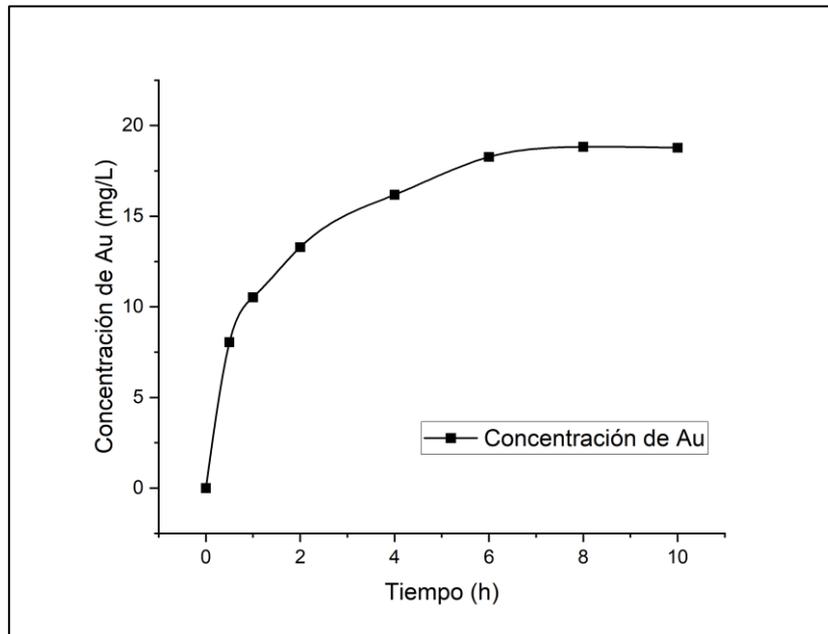
Como se nota en los datos referentes al balance metalúrgico, existe una pequeña pérdida en la cantidad de oro de salida (31.152), en relación a la cantidad de entrada (31.615), significando una pérdida de 0.463 mg de Au.

6.5.2 Cinética de cianuración

En la **Figura 37** se puede observar que, con un tiempo de cianuración de 8 horas, la concentración de oro sigue aumentando, por lo que el tiempo no es suficiente para obtener la máxima recuperación aun cuando las recuperaciones de la séptima y octava hora tienen

valores muy cercanos. Esta cercanía, indica que el ritmo de recuperación va disminuyendo, lo que permite deducir que el tiempo empleado en el proceso está muy cercano al óptimo.

Figura 37
Cinética de cianuración



6.6 Ensayo de flotación

El ensayo de flotación se realizó con el material resultante de la molienda en húmedo la cual dio un D80 de 98 μm (Malla 150) a un pH promedio de 9.8.

Se realizó el análisis químico tanto del concentrado como del relave resultantes de la prueba de flotación y se obtuvo una ley de concentrado de 232.667 g/t, mientras que la ley obtenida para el relave fue de 4.655 g/t.

Las masas del material restantes luego del proceso son de 190.70 g correspondientes al concentrado y 556.25 g de relave **Tabla 10**. Resultados prueba de flotación.

Tabla 10. Resultados prueba de flotación.

Flotación			
ENTRADA	Peso (kg)	0.75	47.423
	Ley (mg/kg)	63.23	
CONCENTRADO	Peso (kg)	0.1907	44.370
	Ley (mg/L)	232.667	
RELAVE	Peso(kg)	0.55625	2.589
	Ley (mg/kg)	4.65500	

Con los datos de concentración y masa de Au en el material de entrada, concentrado y relave que se presentan en la **Tabla 10**. Resultados prueba de flotación., se pudo determinar que se alcanzó un porcentaje de recuperación de oro de 93,56 %.

6.6.1 Balance metalúrgico flotación

La masa de material de relave obtenida fue de 556.25 g, mientras que la masa de concentrado fue de 190.70 g, sumando estos, la masa resultante de la prueba de flotación fue de 746,95 g, lo que significa una pérdida de masa de 3.05 g en relación a la masa inicial de 750 g.

Tabla 11. Balance metalúrgico de flotación

Balance metalúrgico				
E	=	c	+	R
E * ley (mg/kg)	=	S * ley (mg/kg)	+	R * ley(mg/kg)
47.423	=	44.36953333	+	2.58934375
47.423	=	46.959		

En el balance metalúrgico de flotación (**Tabla 11**. Balance metalúrgico de flotación), se denota una pequeña pérdida en la cantidad de oro de salida (46.959), en relación a la cantidad de entrada (47.423), significando una pérdida de 0.464 mg de Au.

7 Discusión

Por los métodos aplicados, se hizo una caracterización detallada tanto física, química y mineralógica de la muestra en las que se logró determinar que la roca presenta, de acuerdo a su ensamble mineralógico, una marcada alteración propilítica. Pese a esto, es evidente que se trata de una roca de composición intermedia a ácida, probablemente dacita.

La mineralización comprende un contenido considerable de oro libre el cual pudo haber sido transportado inicialmente como oro bisulfurado que posteriormente se sometió a un proceso de dilución, descenso de temperatura y fugacidad de azufre (Pons et al., 2023).

Se detectaron también porcentajes menores de minerales refractarios como piritita y arsenopiritita, los cuales, a juzgar por el porcentaje de recuperación obtenido en el proceso de cianuración, pueden contener oro encapsulado en su estructura, impidiendo mayores rangos de recuperación, sin embargo, según (Espinoza. et al., 2021) los minerales de ganga como carbonatos, filosilicatos pueden significar grandes problemas en los procesos de recuperación metalúrgica.

Como parte de la ganga determinada en la muestra, existe un porcentaje considerable de arcillas, resultado de la alteración de feldespatos. Según (Tremolada, 2011), ciertas arcillas presentan un alto grado de capacidad de intercambio iónico, lo que podría causar que, en procesos de cianuración, adsorban iones de oro y plata de la solución y asimilarlos en su matriz.

Con el tiempo de molienda utilizado, se alcanzó un tamaño de partícula de 98 micrones, lo que correspondería a una malla 150, por lo que este material fue utilizado para la prueba de flotación en la cual se obtuvo un alto porcentaje de recuperación.

Por otro lado, en la prueba de lixiviación, se obtuvo un porcentaje de recuperación de apenas un 55%, en un tiempo de 10 horas de agitación. En este tiempo, no se observa variación en las concentraciones de Au en la cinética, esto sumado a que el relave del proceso aún tiene una ley considerable de oro, permite suponer que dichas concentraciones presentes en el relave sean causadas por la presencia de oro grueso en el material, el cual debido a su tamaño no se lixivía completamente, y a que la prueba se realizó con molienda fina, y no al tamaño de partícula considerada ultrafina (38 μm) por lo que parte del oro encapsulado en los sulfuros como arsenopiritita y piritita, no hay sido lixiviado.

8 Conclusiones

- La concentración inicial o ley de cabeza del material estudiado dio como resultado 63.23 g/t.
- Los resultados obtenidos en la caracterización química y mineralógica mediante los métodos de Fluorescencia de Rayos X (FRX) y Difracción de Rayos X (DRX) respectivamente, permitió establecer la composición del material, en el que por los porcentajes obtenidos por cada método de análisis es evidente una correlación entre los datos de composición química y los minerales detectados. Siendo los más representativos Cuarzo, Calcita y clorita, con porcentajes mucho menores de pirita. Es importante mencionar que mediante el método de Difractometría de rayos X, no se detectó arsenopirita, a pesar de determinarse contenido de As_2O_3 en el análisis químico por FRX.
- El análisis granulométrico del material al que se aplicó molienda húmeda durante 45 minutos dio como resultado un D80 de la malla # 150 (98 μm),
- El análisis granulométrico del material destinado a la prueba de lixiviación para el que se realizó una molienda seca dio como resultado un D80 de la malla # 220 (66 μm).
- Mediante el análisis de láminas delgadas en el microscopio petrográfico, se corroboró la presencia de minerales como el cuarzo, calcita, clorita y filosilicatos típicos de alteración como sericita, el cual puede relacionarse a la fengita detectada por el método de Difracción de rayos X. Además, mediante el análisis de secciones pulidas con luz reflejada, se pudo comprobar la existencia pirita y arsenopirita en bajos porcentajes.
- La mayor parte del oro existente se encuentra en estado libre (oro nativo). Esto se corroboró en el análisis posterior en el que además se evidenció un amplio rango de tamaños de las partículas de Au con diámetros entre los 100 y 430 μm .
- Con el tamaño nominal de partícula (66 μm) usado en la prueba de lixiviación de oro, se logró un porcentaje de recuperación de 55.68 %.
- La cinética de cianuración permite concluir que el tiempo de disolución de oro, al operar con los mismos parámetros, es de 10 horas, debido a que las concentraciones de Au obtenidas en las soluciones no varían entre la octava y decima hora de agitación.
- Con el tamaño nominal de partícula (98 μm) y los reactivos usados en la prueba flotación, se logró un porcentaje de recuperación de 93.56 %.

9 Recomendaciones

- Debido a la existencia de partículas de oro libre con tamaños de hasta 432 μm (mallas #35 a #40), es recomendable emplear concentración gravimétrica ya sea centrífuga o en mesa de sacudidas, como un proceso previo a la lixiviación.
- No considerar a los relaves como productos de disposición final, se recomienda almacenarlos en relaveras temporales para someterlos a procesos de oxidación y posteriores procesos metalúrgicos en función de las concentraciones de oro que dichos relaves presenten.

10 Bibliografía

- Beltrán, S. (2012). *CIANURACIÓN DE MINERALES AURÍFEROS Y ADSORCIÓN DE ORO Y PLATA CON CARBÓN ACTIVADO INMOVILIZADO (IAC)*. Escuela Politécnica Nacional.
- Egan, J., Bazin, C., & Hodouin, D. (2016). Effect of particle size and grinding time on gold dissolution in cyanide solution. *Minerals*, 6(3). <https://doi.org/10.3390/min6030068>
- Espinoza S., L. A., Iriarte D., G., Espinoza S., L. O., Gutarra B., R., Herrera M., M., Zamalloa B., J., Aramburú R., V. S., & Torres G., J. A. (2021). Importancia de la mineralogía en la geometalurgia: aplicación en Perú. *Revista Del Instituto de Investigación de La Facultad de Minas, Metalurgia y Ciencias Geográficas*, 24(48), 85–100. <https://doi.org/10.15381/iigeo.v24i48.21707>
- GAD Pucará. (2020). *ACTUALIZACIÓN DEL PLAN DE DESARROLLO Y ORDENAMIENTO TERRITORIAL Y ELABORACIÓN DEL PLAN DE USO Y GESTIÓN DEL SUELO DEL CANTÓN PUCARÁ, PROVINCIA DEL AZUAY*.
- INIGEMM. (2017). *Hoja Geológica Machala*.
- Martines, D., Gil Novoal, D., & Barón Gonzalez, A. (2006). *Espectrometría de fluorescencia de Rayos X*.
- Nan, X. Y., Cai, X., & Kong, J. (2014). Pretreatment process on refractory gold ores with as. In *ISIJ International* (Vol. 54, Issue 3, pp. 543–547). Iron and Steel Institute of Japan. <https://doi.org/10.2355/isijinternational.54.543>
- Pons, M. J., Mendiberri, J., Arce, M., Greco, G. A., Musso, T. B., Fernández, M. L., Hauser, N., & Aparicio González, P. (2023). Geología, alteración hidrotermal y mineralogía del sistema de vetas Sofía-Julia-Valencia, distrito minero Andacollo, Neuquén, Argentina. *Andean Geology*, 50(1), 93. <https://doi.org/10.5027/andgeov50n1-3403>
- Skoog, D. A., Holler, Fj., & Crouch, S. R. (2008). *Principios de análisis instrumental*.
- Trahar, W. J. (1981). A RATIONAL INTERPRETATION OF THE ROLE OF PARTICLE SIZE IN FLOTATION. In *International Journal of Mineral Processing* (Vol. 8).

Tremolada, J. (2011). “*CARACTERIZACIÓN, INFLUENCIA Y TRATAMIENTO DE ARCILLAS EN PROCESOS DE CIANURACIÓN EN PILAS*” [Doctoral]. Universidad de Oviedo.

11 Anexos

Anexo 1. Determinación de cianuro de sodio residual.

DETERMINACION DE CIANURO DE SODIO RESIDUAL

La titulación de la solución cianurada se realiza con AgNO_3 en una concentración de 4.34 g/L, la cual produce la siguiente reacción:



El factor se determina mediante la ecuación mostrada a continuación, fundamentada en la reacción.

$$f = (g \text{ AgNO}_3) \frac{(2 \text{ mol NaCN}) (PM \text{ NaCN})}{(1 \text{ mol AgNO}_3) (PM \text{ AgNO}_3)}$$

$$f = (4.34 \text{ g AgNO}_3) \left(\frac{2 \text{ mol NaCN}}{1 \text{ mol AgNO}_3} \right) \left(\frac{49 \frac{\text{g NaCN}}{\text{mol NaCN}}}{169.87 \frac{\text{g AgNO}_3}{\text{mol AgNO}_3}} \right) = 2.50 \text{ g NaCN}$$

Donde:

f = factor para titulación de cianuro, expresado en g de NaCN

g AgNO_3 = gramos de nitrato de plata en solución (4.34 g)

PM NaCN = Peso molecular del cianuro de sodio (49 g/mol)

PM AgNO_3 = Peso molecular del nitrato de plata (169.87 g/mol)

La cantidad de cianuro de sodio en solución se obtiene mediante:

$$g \text{ NaCN} = \frac{(f) \times (V \text{ AgNO}_3)}{\text{Vol. alícuota}}$$

Donde:

V AgNO_3 = Volumen gastado de Nitrato de plata en ml

Vol. alícuota = Volumen de la alícuota tomada en la titulación en ml.

.

ANEXO II

Anexo 2. Dosificación de reactivos para flotación.

DOSIFICACIÓN DE REATIVOS PARA FLOTACIÓN

$$\text{Peso de reactivo} = \frac{q * p * f}{P}$$

Donde:

q = Dosificación del reactivo

p = Peso de la muestra a flotar

f = Factor de conversión

P = Pureza del reactivo

La cantidad de reactivo calculada se diluye a 100 ml para la adición programada en cada flotación

- Colector primario OX 10S Oil = $\frac{100 * 750 * 10^6}{1} = 0,05625 \text{ g}$
- Colector secundario Orex 936 Oil = $\frac{60 * 750 * 10^6}{1} = 0,05625 \text{ g}$
- Espumante Flo 65S Oil = $\frac{75 * 750 * 10^6}{1} = 0,1875 \text{ g}$
- Depresor $\text{Na}_2\text{SiO}_3 = \frac{200 * p * 10^6}{0.43} = 0,0375 \text{ g}$

ANEXO III

Anexo 3. Certificado de traducción.



CERTIFICADO DE TRADUCCIÓN

Lic.

Nancy Correa Martínez.

CC.EE. Idioma Inglés.

CERTIFICA:

Haber traducido del Idioma Español al Idioma Inglés, el TRABAJO DE TITULACIÓN elaborado por : Renato Efrén González Zúñiga, portador de la cédula de identidad No.1150036026

La técnica de traducción utilizada fue: Traducción Literal.

Lo certifico en honor a la verdad.

Nancy Correa Martínez.

CI. 1101706702.

Se le expide el presente a solicitud del interesado, para los fines que estime conveniente.

Loja, 30 de Mayo de 2023



Wisdom English Center |