



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

**Optimización del proceso de flotación para la recuperación de
Cobre de una muestra de pórfido cuprífero ubicado en las
coordenadas $x=785002$ y $y=9604201$ de la Cordillera del Cóndor.**

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

AUTORA:

Karen Andrea Romero Bravo

DIRECTOR:

Ing. Oscar Adrián Estrella Lima Mg. Sc.

Loja – Ecuador

2025

Certificación

Loja, 05 de octubre de 2025

Ing. Oscar Adrián Estrella Lima Mg. Sc.

DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN

CERTIFICO:

Que he revisado y orientado todo el proceso de elaboración del Trabajo de Titulación denominado: **Optimización del proceso de flotación para la recuperación de Cobre de una muestra de pórfido cuprífero ubicado en las coordenadas $x=785002$ y $y=9604201$ de la Cordillera del Cóndor**, previo a la obtención del título de **Magister en Minas, Mención Mineralurgia y Metalurgia Extractiva**, de la autoría del estudiante **Karen Andrea Romero Bravo, con cédula de identidad Nro.0704573518**, una vez que el trabajo cumple con todos los requisitos exigidos por la Universidad Nacional de Loja, para el efecto, autorizo la presentación del mismo para su respectiva sustentación y defensa.

Ing. Oscar Adrián Estrella Lima Mg. Sc.

DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN

Autoría

Yo, **Karen Andrea Romero Bravo**, declaro ser autora 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 de mi Trabajo de Titulación, en el repositorio Digital Institucional – Biblioteca Virtual



Firma:

Cédula de identidad: 0704573518

Fecha: 05 de febrero del 2025

Correo electrónico: karen.a.romero@unl.edu.ec

Teléfono: 0999643535

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

Yo, **Karen Andrea Romero Bravo**, declaro ser autora del Trabajo de Titulación denominado: **Optimización del proceso de flotación para la recuperación de Cobre de una muestra de pórfido cuprífero ubicado en las coordenadas $x=785002$ y $y=9604201$ de la Cordillera del Cóndor**, como requisito para optar por el título de **Magister 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 en el Repositorio Institucional. Los usuarios pueden consultar el contenido de ese 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, suscribo, en la ciudad de Loja, a los cinco días del mes de febrero del dos mil veinticinco



Firma:

Autor: Karen Andrea Romero Bravo

Cédula de identidad: 0704573518

Dirección: Loja, Ecuador

Correo electrónico: karen.a.romero@unl.edu.ec

Teléfono: 0999643535

DATOS COMPLEMENTARIOS:

Director de Trabajo de Titulación: Ing. Oscar Adrián Estrella Lima Mg. Sc.

Dedicatoria

A Dios y a mi familia por darme la vida, y a mis hermanos y esposo, por darme la fuerza, el cariño y el apoyo para continuar con mis estudios.

Karen Andrea Romero Bravo

Agradecimiento

Agradezco a todas y cada una de las personas e instituciones que me han ayudado en el desarrollo de este trabajo y que han contribuido en mi vida profesional.

A mi esposo Luis Fernando, por su amor, su paciencia, su comprensión, por darme ánimos y palabras de aliento siempre que las necesité.

A mis profesores, agradezco los conocimientos y experiencias compartidas.

Karen Andrea Romero Bravo

Índice de contenido

Portada	i
Certificación.....	ii
Autoría.....	iii
Dedicatoria	v
Agradecimiento.....	vi
Índice de contenido.....	vii
Índice de tablas:.....	ix
Índice de figuras:	x
Índice de anexos:	xi
1. Título	1
2. Resumen	2
Abstract	3
3. Introducción.....	4
4. Marco Teórico	6
4.1 Geología y Mineralogía del Pórfido cuprífero	6
4.2 Flotación	6
4.2.1 Principios de la flotación	7
4.2.2 Reactivos de flotación	7
4.3 Factores que afectan la flotación.....	8
4.3.1 Granulometría.....	8
4.3.2 pH.....	8
4.3.3 Ganga	8
4.4 Optimización de procesos de flotación	9
4.5 Aplicaciones industriales (optimización en flotación de pórfidos).....	9
4.6 Consideraciones ambientales	10
5. Metodología.....	11
5.1 Metodología General.....	11
5.1.1 Área de estudio	11
5.2 Metodología específica por cada objetivo específico.....	13
5.2.1 Establecer el tiempo óptimo de molienda para lograr una correcta liberación del mineral en el pórfido cuprífero de la Cordillera del Cóndor.....	13
5.2.2 Determinar la dosificación de reactivos que maximiza la recuperación de cobre en el proceso de flotación de la muestra.	13
5.2.3 Definir las condiciones óptimas de pH y tiempos de residencia para la flotación de la muestra de pórfido cuprífero y maximizando la recuperación de cobre.	14
5.2.3.1 Definir las condiciones óptimas de pH	14
5.2.3.2 Definir el tiempo de residencia	14
5.2.4 Determinar el tiempo de remolienda necesario para alcanzar una liberación óptima del mineral.....	15

5.2.5	Determinar el pH que maximice la eficiencia de la flotación cleaner.	16
5.2.6	Determinar la cantidad de xantato, F501 y tiempo de residencia en la etapa de flotación cleaner que maximice la recuperación de cobre.	16
6.	Resultados	19
6.1	Ley de Cu en muestra inicial.....	19
6.2	Tiempo de molienda	19
6.3	pH óptimo en flotación primaria	20
6.4	Cantidad de xantato isobutílico de sodio óptima en flotación primaria	21
6.5	Cantidad de F-501 (espumante) óptima en la flotación primaria.....	22
6.6	Tiempo de residencia	24
6.7	Tiempo de remolienda	25
6.8	pH óptimo en flotación secundaria	26
6.9	Dosificación óptima de xantato isobutílico de sodio en flotación secundaria ...	27
6.10	Dosificación óptima de F-501 en flotación secundaria.....	28
6.11	Tiempo de residencia en la flotación secundaria.....	29
6.12	Esquema completo del proceso de flotación optimizado	30
7.	Discusión	32
8.	Conclusiones	35
9.	Recomendaciones	36
10.	Bibliografía	37
11.	Anexos	40

Índice de tablas:

Tabla 1. Resultados del % de material pasante de la malla 200 en base al tiempo de molienda.	19
Tabla 2. Resultados de recuperación de cobre en función de la dosificación de cal (pH).	20
Tabla 3. Resultados de recuperación de cobre en función de la dosificación de xantato en la flotación primaria.	21
Tabla 4. Resultados de recuperación de cobre en función de la dosificación de F-501 en flotación primaria.	23
Tabla 5. Resultados de recuperación de cobre en función del tiempo de residencia.	24
Tabla 6. Resultados del % de material pasante de la malla 325 en base al tiempo de remolienda.	25
Tabla 7. Resultados de recuperación de cobre en flotación secundaria en función de la dosificación de cal (pH).	26
Tabla 8. Resultados de recuperación de cobre en función de la dosificación de xantato en la flotación secundaria.	27
Tabla 9. Resultados de recuperación de cobre en función de la dosificación de F-501 en flotación secundaria.	28
Tabla 10. Resultados de recuperación de cobre en función del tiempo de residencia para la flotación secundaria.	29

Índice de figuras:

Figura 1. Mapa de ubicación geográfica de las coordenadas $x=785002$ $y=9604201$	11
Figura 2. Esquema de ensayos de flotación primaria (Rougher).	15
Figura 3. Esquema de ensayos de flotación secundaria (Cleaner-Scavenger).	17
Figura 4. Esquema completo de los ensayos de flotación (Rougher, Cleaner y Scavenger). .	18
Figura 5. Relación entre el tiempo de molienda y el porcentaje de material pasante en la malla 200.	19
Figura 6. Relación entre el pH y la recuperación de Cu (%).	21
Figura 7. Relación entre la dosificación de xantato y la recuperación de Cu (%) en flotación primaria.	22
Figura 8. Relación entre la dosificación de F501 y la recuperación de Cu (%) en flotación secundaria.	23
Figura 9. Relación entre el tiempo de residencia y la recuperación de Cu (%).	24
Figura 10. Relación entre el tiempo de remolienda y el material pasante de malla 325 (%). .	25
Figura 11. Relación entre el pH y la recuperación de Cu (%) en la flotación secundaria.	27
Figura 12. Relación entre la dosificación de xantato y la recuperación de Cu (%) en la flotación secundaria.	28
Figura 13. Relación entre la dosificación de F501 y la recuperación de Cu (%) en la flotación secundaria.	29
Figura 14. Relación entre el tiempo de residencia y la recuperación de Cu (%) en la flotación secundaria.	30
Figura 15. Esquema completo de los ensayos de flotación con los parámetros optimizados. .	31

Índice de anexos:

Anexo 1. Trituración de la muestra.....	40
Anexo 2. Molienda de muestras	40
Anexo 3. Tamizaje húmedo	41
Anexo 4. Ficha técnica del xantato isobutílico de sodio.....	42
Anexo 5. Ficha de seguridad del F-501	43
Anexo 6. Secado de muestras	45
Anexo 7. Ficha técnica de la cal	46
Anexo 8. Ensayos de flotación.....	48
Anexo 9. Remolienda.....	48
Anexo 10. Lectura de muestras en espectrómetro de absorción atómica	49
Anexo 11. Lecturas del equipo de espectrometría de absorción atómica	49
Anexo 12. Concentrado de cobre final.....	50
Anexo 13. Certificado de traducción del resumen	51

1. Título

“Optimización del proceso de flotación para la recuperación de Cobre de una muestra de pórfido cuprífero ubicado en las coordenadas $x=785002$ y $y=9604201$ de la Cordillera del Cóndor”

2. Resumen

La presente investigación tuvo por objetivo la optimización del proceso de flotación para lograr la mayor recuperación de cobre de una muestra de pórfido cuprífero ubicado en la Cordillera del Cóndor, Zamora Chinchipe, Ecuador. Se realizó ensayos a nivel de laboratorio en donde se evaluó los factores principales del proceso de flotación; como la granulometría, el pH, la dosificación de reactivos (colector y espumante) y el tiempo de residencia, con el fin de determinar cuáles son los valores óptimos para maximizar la recuperación de cobre.

Se determinó que un tiempo de molienda de 3.5 minutos libera el material hasta el tamaño adecuado para una flotación primaria, y las condiciones óptimas que maximizan la recuperación en esta etapa fueron un pH de 9.65 junto con dosis de 3 ml de xantato isobutílico de sodio y 2 gotas de espumante F-501, en 5 minutos de tiempo de residencia. Con la combinación de estos factores se logró una recuperación de 94.33% en la primera etapa del proceso. Para la flotación secundaria se estableció una remolienda de 2.33 minutos, un pH de 12.46, 2 ml de xantato y 2 gotas de F-501, durante 5 minutos; bajo estas condiciones se alcanzó una recuperación de 95.39% de cobre en la segunda etapa del proceso.

La recuperación global del proceso de flotación fue de 89.98%, esto confirma la importancia de evaluar las variables del proceso y ajustar los valores de cada una para alcanzar la mayor recuperación y una alta calidad del concentrado final. El presente estudio contribuye a entender de mejor manera la flotación de minerales sulfurados de la región suroriente del Ecuador.

Palabras clave: flotación, cobre, reactivos, xantato, F-501, concentrado de cobre.

Abstract

The objective of this research was to optimize the flotation process to achieve the highest copper recovery from a copper porphyry sample located in the Cordillera del Cónдор, Zamora Chinchipe, Ecuador. Laboratory tests were carried out in which the main factors of the flotation process were evaluated; such as a particle size distribution test, pH, reagent dosage (collector and frother) and residence time, in order to determine the optimal values to maximize copper recovery.

It was determined that a grinding time of 3.5 minutes frees the material to the appropriate size for primary flotation, and the optimal conditions that maximize recovery at this stage were a pH of 9.65 together with doses of 3 ml of sodium isobutyl xanthate and 2 drops of F-501 foaming agent, in 5 minutes of residence time. With the combination of these factors, a recovery of 94.33% was achieved in the first stage of the process. For secondary flotation, a grinding time of 2.33 minutes, a pH of 12.46, 2 ml of xanthate and 2 drops of F-501, for 5 minutes were established; under these conditions, a recovery of 95.39% of copper was achieved in the second stage of the process.

The overall recovery of the flotation process was 89.98%, which confirms the importance of evaluating the process variables and adjusting the values of each one to achieve the highest recovery and high quality of the final concentrate. This study contributes to a better understanding of the flotation of sulfide minerals in the southeastern region of Ecuador.

Keywords: flotation, copper, reagents, xanthate, F-501, copper concentrate.

3. Introducción

En la industria minera constantemente se busca la mejora y la optimización de los procesos, con el fin de aumentar la rentabilidad y maximizar la eficiencia de las operaciones. Dentro de los procesos más usados a nivel mundial para el beneficio de minerales tenemos la flotación, esta técnica es una de las más efectivas en la concentración de minerales, en especial cuando se trata de minerales que tienen presencia de sulfuros o que son de baja ley.

La flotación permite una recuperación selectiva de los minerales de interés, separando de forma eficiente los minerales valiosos de la ganga. Esta es una técnica compleja en la que intervienen distintas variables, entre ellas están las propiedades físicas y químicas de los minerales y de los reactivos que se emplean. Durante todo el transcurso de un proyecto minero en donde se utilizará esta técnica se necesita realizar estudios y ensayos de flotación de los minerales, tanto en las fases iniciales como en las fases de operación. Generalmente se realizan pruebas de flotación a escala laboratorio en donde se busca que el proceso se adapte a los cambios continuos que se presentan en la mena, en la ley de los minerales y en su composición. De esta manera se logra obtener un proceso óptimo y eficiente, además de que se asegura el éxito de las operaciones bajo las distintas condiciones que se presentan.

Actualmente en Ecuador existen varios proyectos mineros a gran escala, uno de ellos es el Proyecto Mirador, este proyecto de minería a cielo abierto cuenta con yacimientos de minerales de cobre sulfurados los cuales son procesados a través de flotación. Este proyecto se ubica en la Cordillera del Cóndor, en el conocido Cinturón de Cobre, dentro de la provincia de Zamora Chinchipe, al sureste del país. Esta zona alberga grandes depósitos de cobre en minerales sulfurados aunque estos presentan gran complejidad geológica, por lo que es importante estudiar la eficiencia de la recuperación mediante flotación.

La presente investigación busca optimizar la flotación para los minerales en las coordenadas dadas, contribuyendo así al desarrollo de la minería en la zona. Un proceso de flotación eficiente no sólo incrementa la rentabilidad sino que también promueve el uso eficiente de los recursos. La optimización y mejora del proceso de flotación responde a la variabilidad de la geología y mineralogía de los pórfidos cupríferos de la zona.

Objetivos

Objetivo General

- Optimizar el proceso de flotación para maximizar la recuperación de cobre de un depósito de pórfido cuprífero en la Cordillera del Cóndor (coordenadas $x=785002$, $y=9604201$), mediante la identificación y ajuste de las variables críticas del proceso.

Objetivos Específicos

- Establecer el tiempo óptimo de molienda para lograr una correcta liberación del mineral en el pórfido cuprífero de la Cordillera del Cóndor.
- Determinar la dosificación de reactivos que maximiza la recuperación de cobre en el proceso de flotación de la muestra.
- Definir las condiciones óptimas de pH y tiempos de residencia para la flotación de la muestra de pórfido cuprífero y maximizando la recuperación de cobre.

4. Marco Teórico

4.1 Geología y Mineralogía del Pórfido cuprífero

Los pórfidos cupríferos generalmente se distribuyen en los límites de las placas convergentes, estos presentan diferentes tipos de mineralización, suelen formar los llamados cinturones de cobre que se pueden extender por cientos de kilómetros. Debido a la gran extensión que pueden ocupar presentan alteraciones y mineralizaciones variadas, pueden ser en forma de stocks o enjambres de diques, y estos a su vez estar compuestos por múltiples generaciones de intrusiones de pórfido de composición intermedia a félsica (Sillitoe, 2010).

Principalmente la mineralización se presenta como sulfuros, en mayor proporción como calcopirita (CuFeS_2) y bornita (Cu_5FeS_4), y en menor proporción como pirita (FeS_2) y molibdenita (MoS_2). Los pórfidos de cobre en Ecuador se asocian a unidades geológicas de basamento profundo y con pulsos intrusivos de escala batolítica. Se han identificado dentro de un cinturón metalogénico del Mioceno, la mayoría de los depósitos de este tipo se encuentran en el sur del País (Schütte et al., 2012).

Para la mejora de la eficiencia de la flotación es importante conocer la mineralogía de los pórfidos y la liberación de los minerales de cobre de la matriz, como en el caso de la bornita y la calcopirita, esto representa un factor clave para la recuperación del mineral de interés. Otros factores importantes son la alteración hidrotermal y los minerales de ganga como cuarzo, mica o feldespatos, estos pueden afectar la selectividad y la eficiencia del proceso de flotación. Es esencial el conocimiento de la geología y mineralogía de los depósitos para diseñar y planificar las mejores técnicas y estrategias de extracción, procesamiento y recuperación (Cooke, Hollings, Wilkinson, & Tosdal, 2014).

4.2 Flotación

La flotación en la industria minera es una técnica que se utiliza para separar los minerales valiosos de la ganga, en este proceso influyen propiedades físico-químicas tanto del mineral como de los químicos o reactivos que se utilizan. Esta técnica es altamente efectiva para la concentración de minerales en especial para los sulfurados, como los minerales presentes en los pórfidos cupríferos (Wills & Finch, 2016).

4.2.1 Principios de la flotación

La flotación es una técnica de concentración de minerales que se basa en las propiedades fisico-químicas de los mismos. El proceso se lleva a cabo en celdas, consiste en la adhesión de forma selectiva de las partículas del mineral valioso o de interés a burbujas de aire, las partículas del mineral son hidrofóbicas, es decir, que no son afines al agua por lo que se adhieren a las burbujas de aire fácilmente, de este modo son llevadas a la superficie, en otras palabras, las partículas de minerales flotan. A esta unión de partículas de mineral junto con el aire se la conoce como agregado partícula-burbuja, la densidad de este agregado es menor a la densidad de la pulpa, siendo esto lo que les permite flotar en la superficie de la celda, formar una espuma y concentrar de esta manera los minerales. La ganga que es lo compuesto por los minerales que no son de interés o no son valiosos se eliminan del proceso de flotación mediante las colas o relaves (Gutierrez, 2017).

4.2.2 Reactivos de flotación

La flotación se rige por diferentes factores, uno de los más importantes son los reactivos que se utilizan, hay colectores, espumantes, modificadores y depresores (Fuerstenau et al., 2007).

Colectores son aquellos reactivos que hacen que las partículas de mineral se vuelvan hidrofóbicas, es decir, que repelan el agua. El colector se adsorbe en la superficie de las partículas del mineral valioso haciéndolo afín a las burbujas de aire. En la flotación de minerales de cobre se usa como colectores comúnmente xantato de potasio y xantato de sodio (Laskowski, 2010).

Los espumantes como su nombre lo indica, contribuyen a la formación de la espuma, se necesita una espuma estable para poder recolectar las partículas hidrofóbicas de mineral valioso. Generalmente los espumantes son alcoholes y poliglicoles (Wills & Napier-Munn, 2016).

Modificadores son los reactivos empleados para modificar el pH de la pulpa, además pueden servir para controlar las reacciones químicas que se dan durante la flotación y para mejorar la selectividad del proceso. Dependiendo de que es lo que se va a flotar se emplean reactivos ácidos como el ácido sulfúrico o básicos como la cal (Wills & Napier-Munn, 2016).

Los depresores mejoran la selectividad y eficiencia de la flotación, gracias a que inhiben la flotación de minerales no deseados, es decir, causan que estos depriman al fondo de la celda. En el caso de la flotación de minerales de cobre se suele usar cianuro de sodio (Laskowski, 2010).

4.3 Factores que afectan la flotación

La flotación es una técnica que depende principalmente de la granulometría del material, el pH de la pulpa y la ganga, por lo tanto la optimización del proceso incluye la evaluación y control de estos factores. La selectividad del proceso puede mejorarse en función de las condiciones químicas como el pH, el tamaño de partícula y la mineralogía de la ganga (Wills & Finch, 2016).

4.3.1 Granulometría

La granulometría o el tamaño de la partícula del mineral es un factor muy influyente en el proceso de flotación, este afecta directamente a la eficiencia del proceso. La presencia de partículas muy finas significa mayor superficie específica, esto puede causar una alta demanda de reactivos y disminuir la selectividad de la flotación. En cambio, partículas gruesas o de gran tamaño son más pesadas lo que dificultaría la flotación (Trahar, 1981). Por lo tanto es clave buscar el tamaño adecuado que nos maximice la recuperación del mineral valioso sin entorpecer el proceso, encontrar el equilibrio en donde las partículas tengan un tamaño que nos permita liberar los minerales valiosos sin perjudicar la selectividad (Wills & Finch, 2016).

4.3.2 pH

El pH de la pulpa es un factor crucial en la flotación, hay minerales que se separan más fácilmente en condiciones de pH alcalinas y otros en condiciones ácidas. En el caso de los minerales sulfurados de cobre se flota bajo condiciones alcalinas por lo que se suele adicionar cal a la pulpa para incrementar su pH. El control de este parámetro es clave para optimizar el proceso de flotación (Fuerstenau, Jameson, & Yoon, 2007).

4.3.3 Ganga

La ganga del material a procesar, los minerales no valiosos o que no son de interés afectan la eficiencia de la flotación, estos pueden causar mayor consumo de reactivos o pueden impedir la flotación de las partículas de interés. Cuando la ganga se compone de silicatos,

carbonatos o arcillas la flotación suele ser más compleja, ya que estos minerales disminuyen la selectividad del proceso y requieren de mayor cantidad de reactivos (Laskowski, 2010).

4.4 Optimización de procesos de flotación

El proceso de flotación se optimiza mediante el ajuste de los reactivos añadidos y de las condiciones de operación, la optimización busca mejorar el proceso de modo que se maximice la recuperación de los minerales valiosos. Los parámetros a optimizar en la flotación suelen ser el pH, la dosificación de reactivos y el tiempo de residencia (Wills & Finch, 2016).

Para optimizar la flotación de minerales sulfurados de cobre es importante conocer como cada uno de estos factores influyen en el proceso, esto permite desarrollar procesos y estrategias más eficaces para separar los minerales deseados de la ganga (Bulatovic, 2007). Caracterizar a fondo los minerales a procesar también aporta gran cantidad de información y ayuda a comprender de mejor manera la interacción entre los reactivos y los minerales, para esto se suelen usar técnicas como la microscopía electrónica de barrido (SEM) y la difracción de rayos X (Gaudin, 1957).

4.5 Aplicaciones industriales (optimización en flotación de pórfidos)

A nivel mundial debido a la gran demanda de cobre que existe, la optimización de los procesos de beneficio de este mineral son de suma relevancia. La búsqueda constante de la mejora de los procesos de extracción y concentración de minerales de cobre nos lleva a incrementar la eficiencia y rentabilidad de las operaciones mineras, así como a minimizar el impacto ambiental y reducir costos.

En Chile, Antofagasta, en la mina Escondida, se encuentra el mayor yacimiento de cobre del mundo, aquí la optimización de los procesos, en especial el de flotación permitió que el mineral que presenta gran complejidad mineralógica pueda ser procesado con mayor eficiencia. La optimización en esta mina consistió en mejoras en la dosificación de reactivos, en un control minucioso del pH y el diseño de celdas adecuadas para su tipo de mineral, el conjunto de todas estas mejoras resultó en un aumento importante de la recuperación de cobre y del rendimiento del proceso (Jara, et al., 2020).

4.6 Consideraciones ambientales

Los procesos mineros conllevan grandes desafíos ambientales, se debe procurar que estos sean lo más amigables con el medio ambiente o al menos reducir su impacto al menor posible. Esto se puede lograr gracias a la optimización de los procesos ya que esto conlleva un mejor uso de los recursos. La flotación de minerales sulfurados de cobre produce una cantidad significativa de relaves, que son la combinación de la ganga o los minerales no valiosos junto con los reactivos químicos propios del proceso. La gestión de estos relaves es clave para minimizar el impacto al medio ambiente (Hudson-Edwards, 2016). El proceso también requiere de grandes cantidades de agua que se añaden durante la molienda o en la preparación de la pulpa. La optimización de los procesos de flotación puede reducir el consumo de agua y el vertido de efluentes mineros al medio ambiente, para reducir el impacto de esto se suele reutilizar el agua del proceso recirculando la mayor cantidad posible (Aldrich, 2020).

5. Metodología

5.1 Metodología General

5.1.1 Área de estudio

La zona de estudio del pórfido cuprífero se ubica al suroriente de Ecuador, en la provincia de Zamora Chinchipe, cantón el Pangui, parroquia Tundayme, dentro del flanco occidental de la Cordillera del Cóndor, en el llamado Cinturón de Cobre, en las coordenadas $x=785002$ $y=9604201$ (Rojas & Narváez, 2010). La Cordillera del Cóndor es conocida por los yacimientos de cobre en forma de pórfidos. Estudios desarrollados en la zona han identificado complejas asociaciones mineralógicas de sulfuros de cobre y sulfuros de hierro, esto se traduce en procesos complejos para la recuperación del cobre, en especial la presencia de sulfuros de hierro complica el proceso de flotación (Ríos et al., 2020). La gran variabilidad en la composición mineralógica de la zona requiere que los procesos sean constantemente ajustados y optimizados (Carrasco et al., 2015).

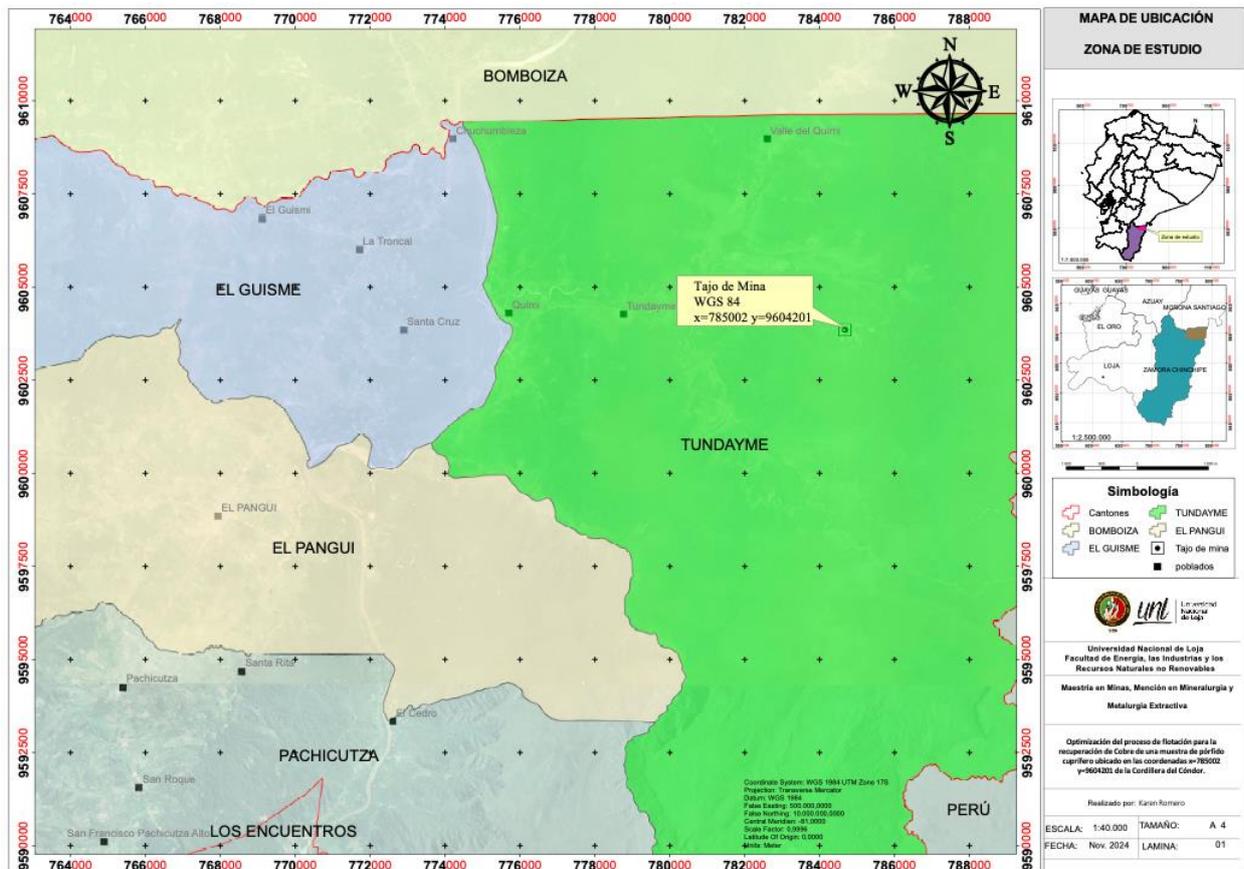


Figura 1. Mapa de ubicación geográfica de las coordenadas $x=785002$ $y=9604201$.

Según Ecuacorriente S.A. (2023), el Proyecto Mirador presenta una mineralización rica en calcopirita como principal mineral de cobre junto con bornita y pirita. Los depósitos principales están compuestos predominantemente de minerales sulfurados, especialmente calcopirita (CuFeS_2), que es la principal fuente de cobre. También se encuentran otros minerales como bornita (Cu_5FeS_4), pirita (FeS_2), magnetita (Fe_3O_4) y molibdenita (MoS_2). Además, hay presencia de minerales de ganga como cuarzo, feldspatos y carbonatos, lo que plantea desafíos en los procesos de beneficio mineral. El yacimiento es del tipo pórfido cuprífero, caracterizado por grandes volúmenes de roca con baja ley de cobre, pero con extensiones significativas que permiten una explotación a gran escala.

Al área de estudio se accede a través de vías principales de la provincia de Zamora Chinchipe y de caminos secundarios que parten de la parroquia Tundayme.

Para la investigación se utilizó el método analítico, con enfoque cuantitativo. Se realizó ensayos a escala laboratorio en donde se analizó y midió las principales variables que afectan la flotación del mineral de sulfuro de cobre, la granulometría, el pH de la pulpa, la dosificación de reactivos y el tiempo de residencia. La investigación fue de tipo experimental, se recreó las condiciones del proceso de flotación de una planta de la zona de estudio a escala laboratorio, de este modo se tiene un control más preciso de las variables del proceso.

Para el desarrollo de esta investigación se utilizó los siguientes materiales y equipos:

- Muestra de mineral obtenidas de la Cordillera del Cóndor, en las coordenadas $x=785002$ $y=9604201$.
- Trituradora de mandíbulas, chancador de rodillos y molino de bolas para la reducir el tamaño de las muestras y lograr la granulometría deseada.
- Hornos para el secado de las muestras.
- Tamices para la clasificación granulométrica de las muestras.
- Celdas de flotación de laboratorio de 1.5L y 0,75L, para realizar ensayos de flotación.
- Reactivos de flotación (xantato isobutílico de sodio, espumante F-501 y cal).
- Medidores de pH.
- Espectrómetro de absorción atómica para la determinación de la concentración de cobre en las muestras.

5.2 Metodología específica por cada objetivo específico

5.2.1 Establecer el tiempo óptimo de molienda para lograr una correcta liberación del mineral en el pórfido cuprífero de la Cordillera del Cóndor.

- Muestreo: Se recolectó una muestra del mineral de pórfido cuprífero en las coordenadas $x=785002$ $y=9604201$. Se trituró la muestra en un chancador de mandíbulas hasta un tamaño de 2 a 5 cm, luego se trituró nuevamente en una trituradora de rodillos hasta alcanzar un tamaño aproximado de 4 mm (ver anexo 1). Se secó la muestra y se homogenizó mediante cuarteo. Posteriormente se analizó una fracción de la muestra mediante espectroscopia de absorción atómica y se determinó la ley de cobre, también conocida como ley de cabeza, que es la cantidad de cobre presente en la muestra. El resto de la muestra se dividió en fracciones más pequeñas para los posteriores ensayos.
- Molienda: Se realizó ensayos de molienda en un molino de bolas de escala laboratorio a diferentes tiempos; 2, 4 y 6 minutos (ver anexo 2).
- Análisis Granulométrico: A cada muestra obtenida de los ensayos de molienda se le realizó un análisis granulométrico, esto mediante un tamizaje húmedo con cribas (ver anexo 3), también se analizó la granulometría de una muestra sin moler para determinar la curva granulométrica desde el tiempo cero hasta los 6 minutos.
- Determinación del D60: Se graficó la curva de porcentaje de material pasante de la malla 200 vs el tiempo. A partir de esta curva se determinó el tiempo de molienda necesario para obtener el D60, es decir, que el 60% del material pase la malla 200.

5.2.2 Determinar la dosificación de reactivos que maximiza la recuperación de cobre en el proceso de flotación de la muestra.

- Preparación de las muestras: Se preparó las muestras en el tiempo de molienda establecido anteriormente.
- Pruebas de dosificación de xantato isobutílico de sodio (colector): Se realizó 4 ensayos de flotación variando la cantidad de xantato, las dosis utilizadas fueron 1 ml, 2 ml, 3 ml y 4 ml (ver ficha técnica del reactivo en el anexo 4). Mientras que las cantidades de cal (0.15 g) y espumante F-501 (2 gotas) se mantuvieron constantes al igual que el tiempo de residencia (5 minutos), esto con la finalidad de evaluar como varía la recuperación de cobre en función de la cantidad de colector empleado.

De cada uno de los ensayos se recolectó el concentrado y el relave para su posterior análisis.

- Pruebas de dosificación de F-501 (espumante): Tras identificar la dosis óptima de xantato, se realizó ensayos de variación de la cantidad de espumante, se probó con 1, 2, 3 y 4 gotas de F-501 (ver ficha técnica del reactivo en el anexo 5). En estos ensayos se mantuvo constantes el resto de parámetros, al igual que en los ensayos anteriores.
- Secado y Análisis de Muestras: Se secó los productos; concentrados y relaves de cada uno de los ensayos (ver anexo 6), luego se analizó todas las muestras mediante espectrometría de absorción atómica para determinar la concentración de cobre en cada una de ellas.
- A partir de los datos obtenidos se determinó la recuperación de cobre de cada ensayo y se determinó la cantidad óptima de colector (xantato) y de espumante (F-501)

5.2.3 Definir las condiciones óptimas de pH y tiempos de residencia para la flotación de la muestra de pórfido cuprífero y maximizando la recuperación de cobre.

5.2.3.1 Definir las condiciones óptimas de pH

- Preparación de las muestras: Se utilizó el tiempo de molienda determinado en el primer objetivo para preparar las muestras. Se preparó cuatro muestras con diferentes cantidades de cal; 0 g, 0.15 g, 0.30 g, y 0.45 g (ver ficha técnica del reactivo en el anexo 7). A cada muestra se le midió el pH.
- Ensayos de flotación: se realizó ensayos de flotación con las muestras preparadas anteriormente, al igual que en las pruebas anteriores se mantuvo constante la dosificación de reactivos y el tiempo de residencia (ver anexo 8).
- Análisis químico: Se secó los concentrados y relaves de cada una de las flotaciones y se analizó con un espectrómetro de absorción atómica.
- A partir de los análisis se determinó el pH con el cual se obtuvo la mayor recuperación de cobre.

5.2.3.2 Definir el tiempo de residencia

- Preparación de las muestras: Se preparó las muestras utilizando las condiciones previamente determinadas en cuanto a molienda, pH (cal), xantato y F-501.

- Pruebas de tiempos de residencia: Se llevó a cabo cuatro pruebas de flotación, variando el tiempo de residencia de 3, 4, 5 y 6 minutos. En cada prueba se mantuvo constante la cantidad de reactivos, de acuerdo a los ensayos anteriores.
- Se determinó la concentración de cobre en los concentrados y relaves de cada una de las pruebas de tiempo de residencia. Con estos datos, se calculó la recuperación de cada ensayo, permitiendo identificar el tiempo de flotación en donde se alcanza la máxima recuperación de cobre.

En la figura 2 se muestra el esquema de los ensayos de flotación realizados, las cantidades de reactivos evaluadas y los tiempos de residencia probados.

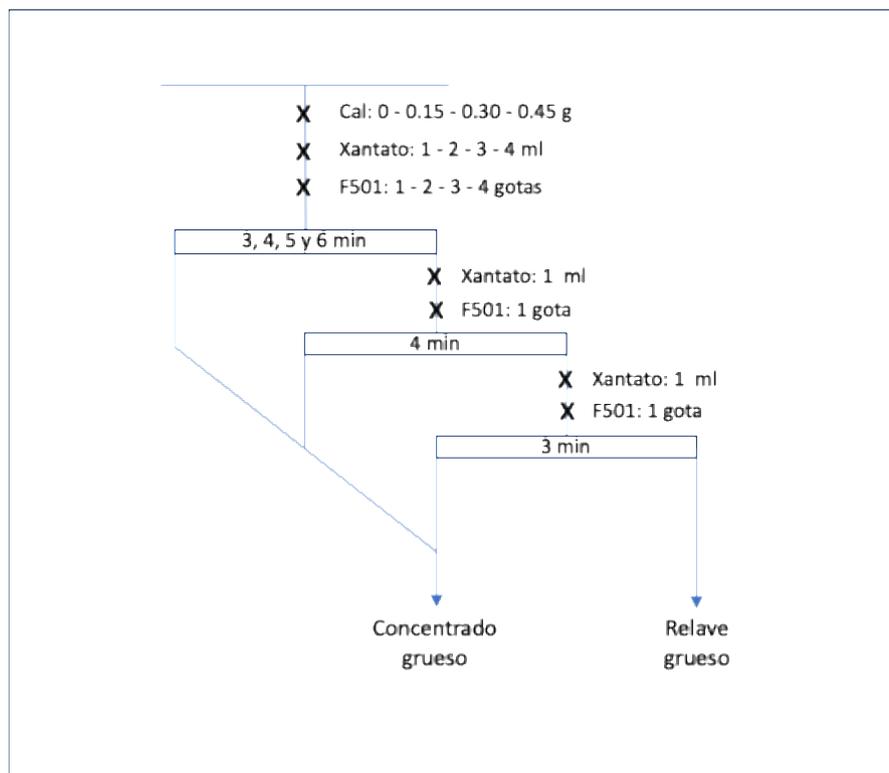


Figura 2. Esquema de ensayos de flotación primaria (Rougher).

5.2.4 Determinar el tiempo de remolienda necesario para alcanzar una liberación óptima del mineral

- El concentrado de la flotación primaria pasó por una remolienda en un molino de bolas, con el fin de reducir el tamaño de partícula y liberar el cobre para la flotación posterior. Para determinar el tiempo de remolienda que permitiera obtener un D80 en la malla 325 (44 micras), se realizó remoliendas de 0, 2, 4 y 6 minutos (ver anexo 9). El material remolido fue tamizado humedo a través de una malla 325 para determinar la fracción de material que lograba pasar por esta.

- Con estos datos, se generó una curva de porcentaje de material pasante (D80) vs. tiempo, así se determinó el tiempo en el que se alcanza el D80 en malla 325.

5.2.5 Determinar el pH que maximice la eficiencia de la flotación cleaner.

- El concentrado de la flotación rougher, pasó por una remolienda y se utilizó para los ensayos de pH óptimo.
- Para establecer la cantidad de cal que se debe añadir para ajustar el pH se realizó 3 pruebas con diferentes dosis de cal; 1 g, 2 g y 3 g. Mientras que el resto de reactivos y el tiempo de residencia se mantuvieron constantes.
- De cada ensayo de flotación se recolectó concentrado medio y relaves, se secó y analizó estos productos por espectroscopia de absorción atómica (ver anexos 10 y 11).
- Se determinó el pH óptimo para la flotación secundaria o cleaner a partir de la dosis de cal, o pH que nos brindó la mayor recuperación de cobre junto con una ley alta.

5.2.6 Determinar la cantidad de xantato, F501 y tiempo de residencia en la etapa de flotación cleaner que maximice la recuperación de cobre.

- Se preparó la muestra en base a los resultados de los pasos previos, el tiempo de remolienda y la cantidad de cal.
- Se realizó 3 pruebas de flotación variando la cantidad de xantato; 1 ml, 2 ml y 3 ml. Se mantuvo constantes el resto de parámetros para evaluar como varía la recuperación de cobre en función de la cantidad de xantato, de F-501 se añadió 1 gota y el tiempo de residencia fue de 4 minutos.
- Se evaluó la cantidad óptima de espumante F-501 en tres pruebas en donde se aplicaron 1, 2 y 3 gotas de F-501, mientras se mantuvo constante el pH, el xantato y el tiempo de residencia.
- Se realizó ensayos para determinar el tiempo de residencia óptimo, se evaluó la flotación en 3, 4 y 5 minutos. Las condiciones y reactivos se mantuvieron constantes.
- Se secó y analizó los concentrados, medios y relaves de cada ensayo mediante espectrometría de absorción atómica. Se determinó la ley y la recuperación obtenida en cada prueba.

- Se estableció las dosificaciones óptimas de xantato y F-501, así como el tiempo de residencia que nos permitió alcanzar la mayor recuperación y la mejor calidad (ley de cobre) en la flotación secundaria (ver anexo 12).

En la figura 3 se muestra el esquema de los ensayos de flotación secundaria realizados, las cantidades de reactivos evaluadas y los tiempos de residencia probados.

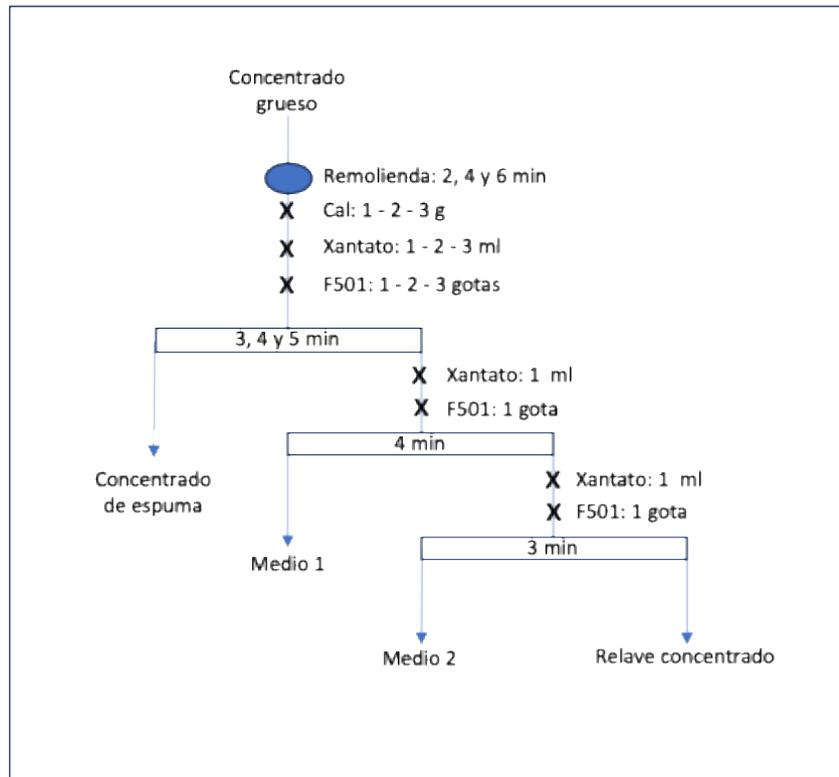


Figura 3. Esquema de ensayos de flotación secundaria (Cleaner-Scavenger).

En la figura 4 se muestra el esquema completo de los ensayos realizados, tanto la flotación primaria como la secundaria, además se indica las cantidades y tiempos evaluados.

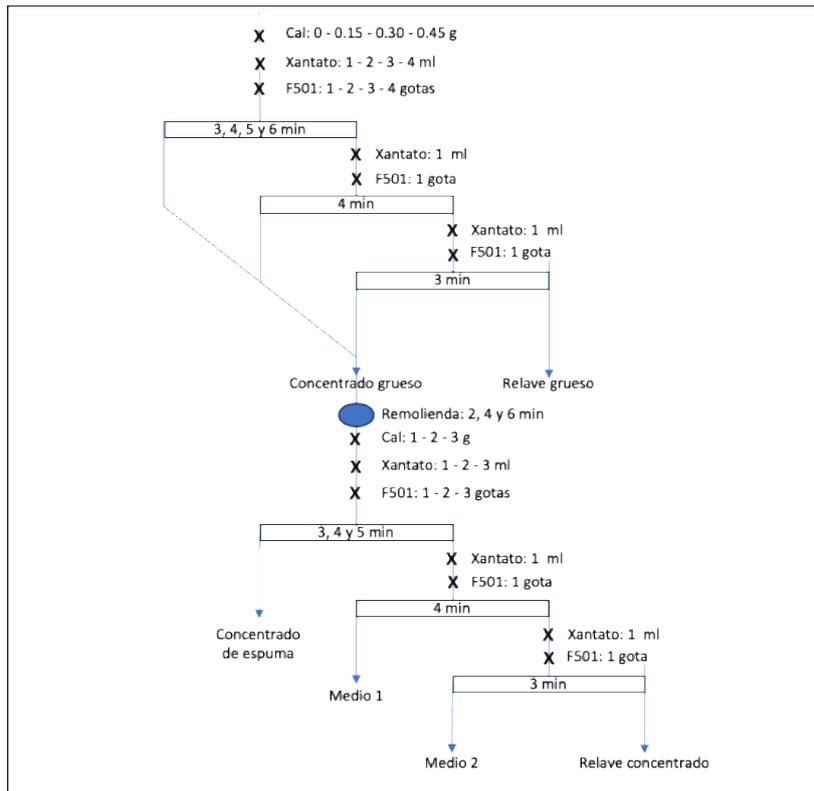


Figura 4. Esquema completo de los ensayos de flotación (Rougher, Cleaner y Scavenger).

6. Resultados

6.1 Ley de Cu en muestra inicial

La muestra inicial se analizó por triplicado para asegurar la precisión y confiabilidad del resultado. El valor promedio de los 3 análisis fue de 0.5670% de Cu en la muestra de mena.

6.2 Tiempo de molienda

Los resultados de los tiempos de molienda evaluados, desde el tiempo 0 hasta los 6 minutos y el porcentaje de material que pasa la malla 200 se muestran en la tabla 1.

Tabla 1. Resultados del % de material pasante de la malla 200 en base al tiempo de molienda.

Tiempo (minutos)	% pasante malla 200
0	20.9
2	44.51
4	67.12
6	83.41

En un inicio el material tiene 20.9% de pasante en la malla 200 y a los 6 minutos se incrementa este valor hasta 83.41%. Los resultados de la tabla 1 muestran como existe una relación directa entre el tiempo de molienda y el porcentaje de material fino, es decir, si el tiempo de molienda aumenta también lo hará el porcentaje de material que pasa por la malla 200.

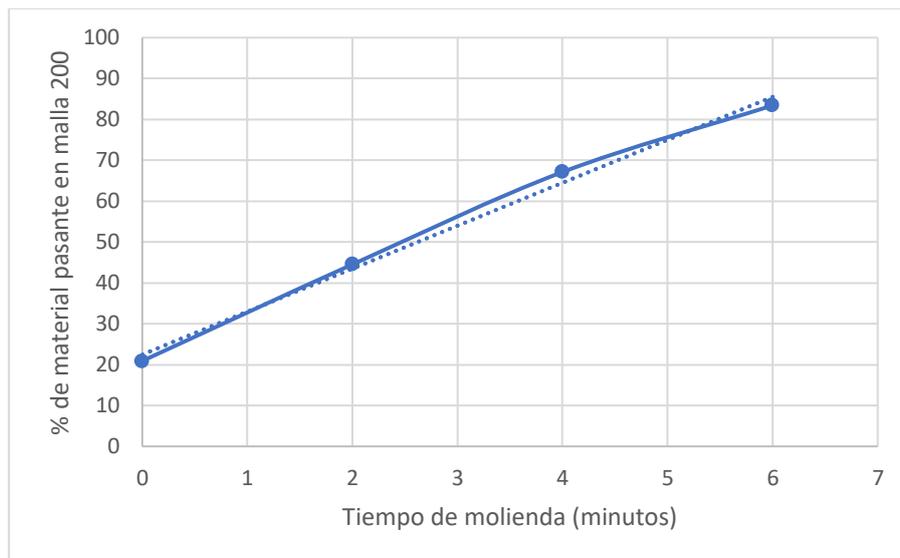


Figura 5. Relación entre el tiempo de molienda y el porcentaje de material pasante en la malla 200.

La figura 5 muestra de forma gráfica los resultados de la tabla anterior. En esta se observa la relación entre el tiempo de molienda y el porcentaje de material que pasa la malla 200, conforme el tiempo de molienda es mayor también se incrementa el porcentaje de material fino. A partir de esta gráfica se determinó que el tiempo necesario para alcanzar el D60 es de 3.5 minutos (210 segundos).

6.3 pH óptimo en flotación primaria

Se evaluó cuatro cantidades diferentes de cal (0, 0.15, 0.3 y 0.45 gramos), y los resultados obtenidos se presentan en la tabla 2, aquí se detalla la cantidad recuperada de concentrado de cobre en gramos, la ley que tiene cada concentrado y el porcentaje de recuperación del proceso.

Tabla 2. Resultados de recuperación de cobre en función de la dosificación de cal (pH).

Cal (g)	pH	Cantidad de concentrado (g)	Ley de Cu (%)	Recuperación de Cu %
0	7.85	55.17	4.04	78.62
0.15	9.65	63.43	4.20	93.97
0.3	10.44	61.49	4.25	92.12
0.45	11.01	58.60	4.36	90.13

Los resultados evidencian que la recuperación de cobre varía en función del pH, que es ajustado mediante la dosificación de cal. A medida que se incrementa la cantidad de cal y, por lo tanto, el pH, se observa un cambio en la cantidad de concentrado y la ley del cobre, lo que repercute en la recuperación. La mayor recuperación fue de 93.97, se obtuvo con un pH de 9.65, en este ensayo se recuperó la mayor cantidad de concentrado de cobre (63.43 g) con una ley de 4.2%. Con un pH de 7.85 la recuperación es considerablemente más baja con un 78.62%, mientras que con un pH mayor a 9.65 la recuperación empieza a descender, esto debido a que se obtiene una menor cantidad de concentrado de cobre, a pesar de que la ley aumenta moderadamente.

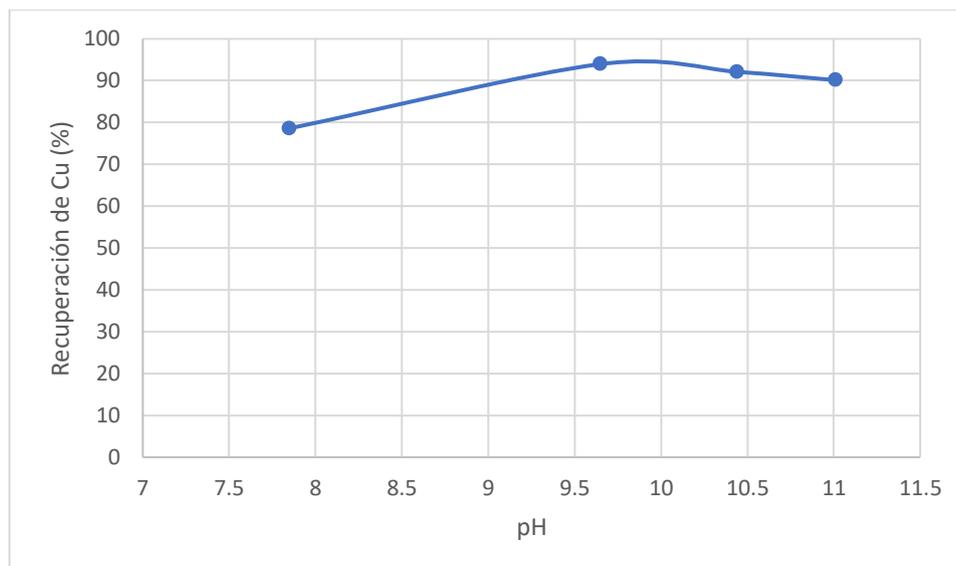


Figura 6. Relación entre el pH y la recuperación de Cu (%).

La figura 6 ilustra cómo la recuperación de cobre varía en función del pH, alcanzando un pico de recuperación del 93.97% a un pH de 9.65 (0.15 g de cal). A medida que el pH aumenta por encima de este valor, se observa una disminución en la recuperación de cobre, lo que sugiere que el pH óptimo para maximizar la recuperación de cobre se encuentra alrededor de 9.65. Este pH permite una buena recuperación sin afectar significativamente la ley del concentrado, que alcanza un 4.20% de Cu. A partir de esta dosificación, al incrementar el pH, la recuperación de cobre comienza a disminuir ligeramente. El pH óptimo para la flotación de este mineral es de 9.65, el cual se logra con 0.15 g de cal, ya que con este pH alcanzamos la mayor recuperación de concentrado de cobre, la cual se determina a partir de la cantidad de concentrado recuperada y la ley que tiene dicho concentrado.

6.4 Cantidad de xantato isobutílico de sodio óptima en flotación primaria

Se evaluó dosis de 1, 2, 3 y 4 ml de xantato, y se mantuvo constantes las demás condiciones de flotación. Los resultados obtenidos se presentan en la tabla 3.

Tabla 3. Resultados de recuperación de cobre en función de la dosificación de xantato en la flotación primaria.

Xantato (ml)	Cantidad de concentrado (g)	Ley de Cu (%)	Recuperación de Cu %
1	60.13	4.05	85.90
2	64.12	3.94	89.21
3	64.01	4.16	93.93
4	67.69	3.74	89.40

Los datos muestran que la recuperación de cobre alcanza su valor máximo (93.93%) con una dosificación de 3 ml de xantato, obteniéndose además una ley de cobre de 4.16% en el concentrado. Aunque la cantidad de concentrado aumenta ligeramente con 4 ml de xantato, la recuperación de cobre disminuye a 89.40% ya que la ley cae de forma notable, lo cual indica que un exceso de xantato no necesariamente mejora la eficiencia del proceso y podría incluso reducir la calidad del concentrado.

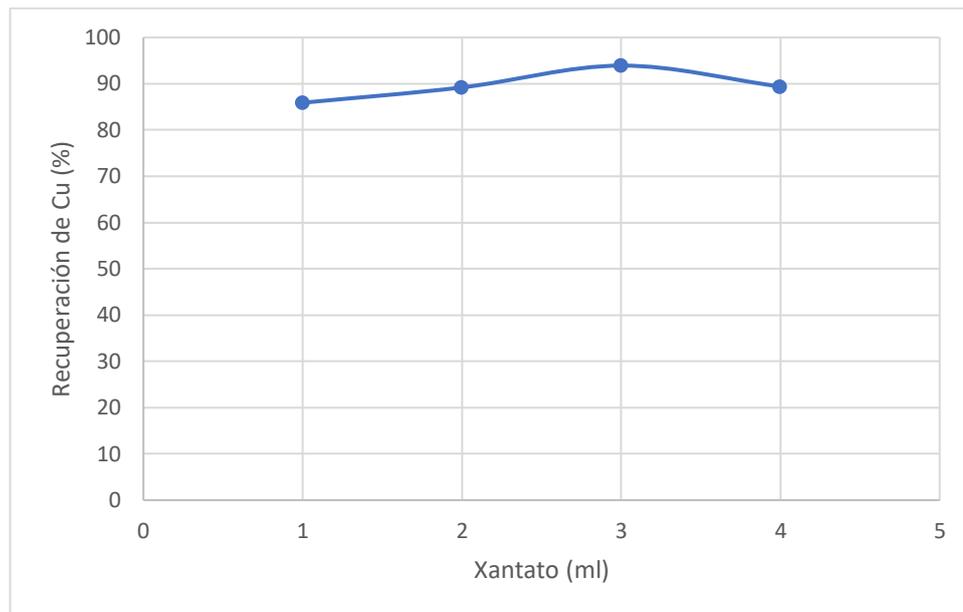


Figura 7. Relación entre la dosificación de xantato y la recuperación de Cu (%) en flotación primaria.

La figura 7 muestra que la recuperación de cobre alcanza su valor máximo de 93.93% con una dosificación de 3 ml de xantato. A partir de este punto, al incrementar la dosis de xantato a 4 ml, la recuperación disminuye a 89.40%, lo cual señala que una mayor cantidad de colector no necesariamente mejora la eficiencia del proceso, sino que puede reducir la calidad del concentrado. Por lo tanto la dosis óptima de xantato isobutílico de sodio es de 3 ml para el mineral de estudio, con esta cantidad se obtiene la mayor recuperación de Cu.

6.5 Cantidad de F-501 (espumante) óptima en la flotación primaria

Se realizó ensayos variando la dosificación de espumante F501 en 1, 2, 3 y 4 gotas. Los resultados obtenidos se presentan en la tabla 4.

Tabla 4. Resultados de recuperación de cobre en función de la dosificación de F-501 en flotación primaria.

F501 (gotas)	Cantidad de concentrado (g)	Ley de Cu (%)	Recuperación de Cu %
1	56.71	4.53	90.62
2	63.67	4.18	93.88
3	65.42	4.03	93.00
4	71.2	3.23	81.12

En la tabla 4 se observa que con una dosis de 2 gotas de F-501 se obtiene la máxima recuperación de Cu (93.88%), con menor y mayor cantidad de espumante la recuperación disminuye suavemente, aunque lo más notable es que con 4 gotas del reactivo la recuperación cae significativamente hasta un 81.12%. En cuanto a la ley del concentrado es más alta con una sola gota de F-501, lo que sugiere que la flotación es mas selectiva con una cantidad baja de espumante, mientras aumenta la cantidad de espumante la ley disminuye debido a la pérdida de selectividad en el proceso, sin embargo aumenta la cantidad de concentrado recuperado ya que la espuma recolecta partículas de ganga y las lleva hacia la superficie junto con el mineral valioso.

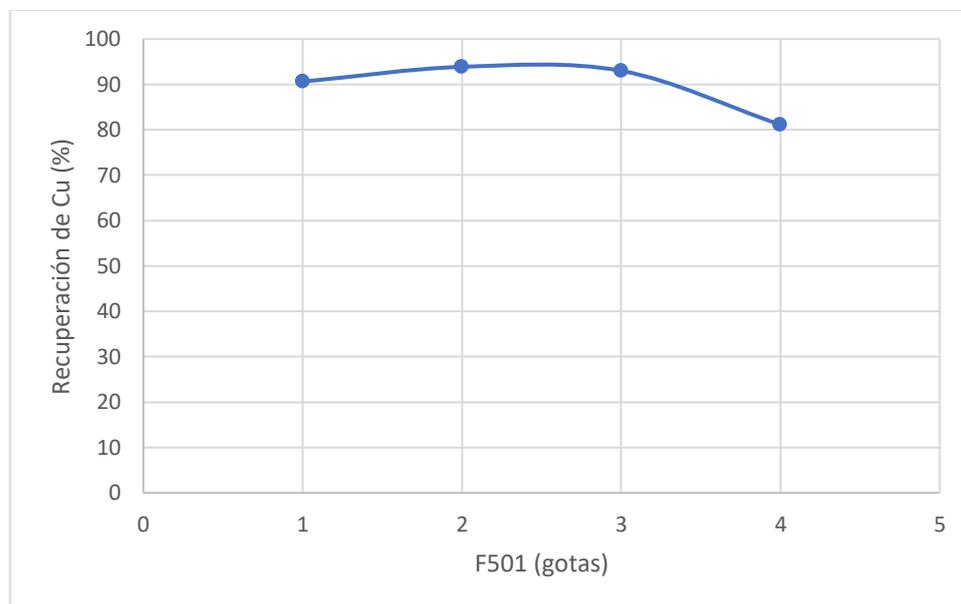


Figura 8. Relación entre la dosificación de F501 y la recuperación de Cu (%) en flotación secundaria.

En la figura 8 se muestra de forma gráfica como se relaciona la dosis de F-501 con la recuperación de Cu, se tiene un máximo con 2 gotas aunque con 3 gotas la recuperación se mantiene similar, al aumentar la dosis a 4 gotas la recuperación cae notablemente. Esto nos indica que añadir más espumante no significa una mejor flotación, al contrario al añadir

demasiado de este reactivo se forma una espuma que arrastra minerales no deseados disminuyendo así la recuperación del proceso. La dosis óptima de espumante F-501 es de 2 gotas, con esta cantidad obtenemos mejor recuperación de Cu, además de una ley alta.

6.6 Tiempo de residencia

Se evaluó tiempos de 3, 4, 5 y 6 minutos. Los resultados obtenidos se presentan en la Tabla 5.

Tabla 5. Resultados de recuperación de cobre en función del tiempo de residencia.

Tiempo (minutos)	Cantidad de concentrado (g)	Ley de Cu (%)	Recuperación de Cu %
3	58.11	3.53	72.36
4	61.67	4.03	87.66
5	63.67	4.20	94.33
6	65.7	3.70	85.75

Con respecto al tiempo de residencia, se observa que con 5 minutos de flotación se obtiene la mayor recuperación (94.33%) y la mayor ley (4.20%) de Cu. Con un tiempo muy corto se obtiene un recuperación más baja (72.36%), ya que el tiempo es insuficiente para recuperar el mineral valioso, mientras que si se flota durante un lapso mayor, como el caso de 6 minutos la recuperación baja, ya que se da la flotación de partículas de la ganga, de este modo aumenta la cantidad de concentrado pero baja la ley de Cu.

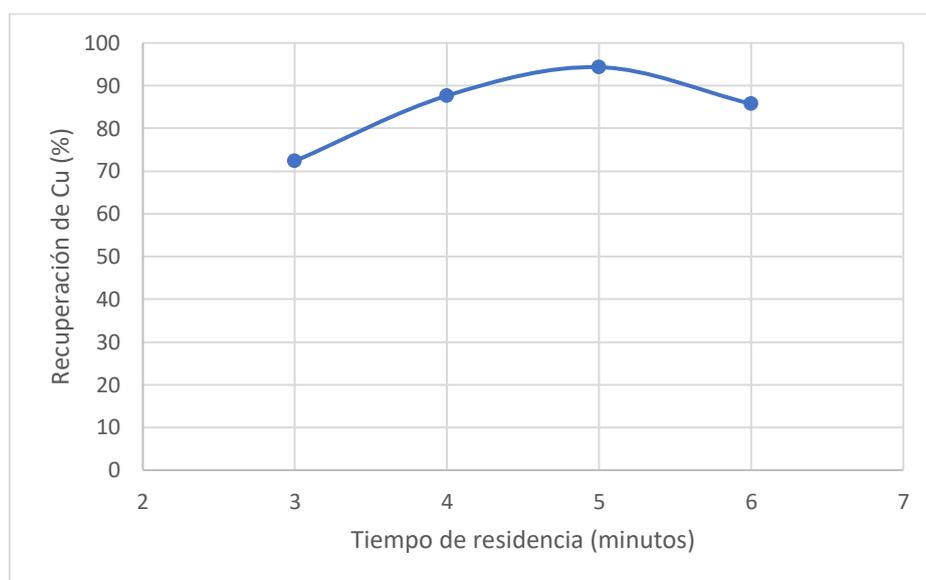


Figura 9. Relación entre el tiempo de residencia y la recuperación de Cu (%).

La figura 9 muestra los resultados de la tabla 5 en forma gráfica. Se observa como se alcanza la máxima recuperación con 5 minutos de flotación, el cual sería el tiempo óptimo para el mineral de estudio, mientras que con un tiempo menor o mayor la recuperación disminuye, en un lapso más corto los reactivos no logran actuar adecuadamente y recuperar la cantidad máxima, y con un lapso mayor empiezan a arrastrar partículas de ganga.

6.7 Tiempo de remolienda

Se evaluó tiempos de remolienda de 0, 2, 4 y 6 minutos. Los resultados se presentan en la tabla 6.

Tabla 6. Resultados del % de material pasante de la malla 325 en base al tiempo de remolienda.

Tiempo (minutos)	% pasante malla 325
0	65.42
2	78.95
4	85.33
6	90.57

Los resultados de la tabla 6 señalan la relación directa que existe entre el tiempo de remolienda y el porcentaje de material que pasa la malla 325, conforme el tiempo de remolienda aumenta también lo hace el material fino. En un inicio la muestra sin remoler tiene un 65.42% de material que pasa por la malla 325, conforme el tiempo aumenta hasta los 6 minutos el material alcanza un 90.57% de pasante de la malla 325.

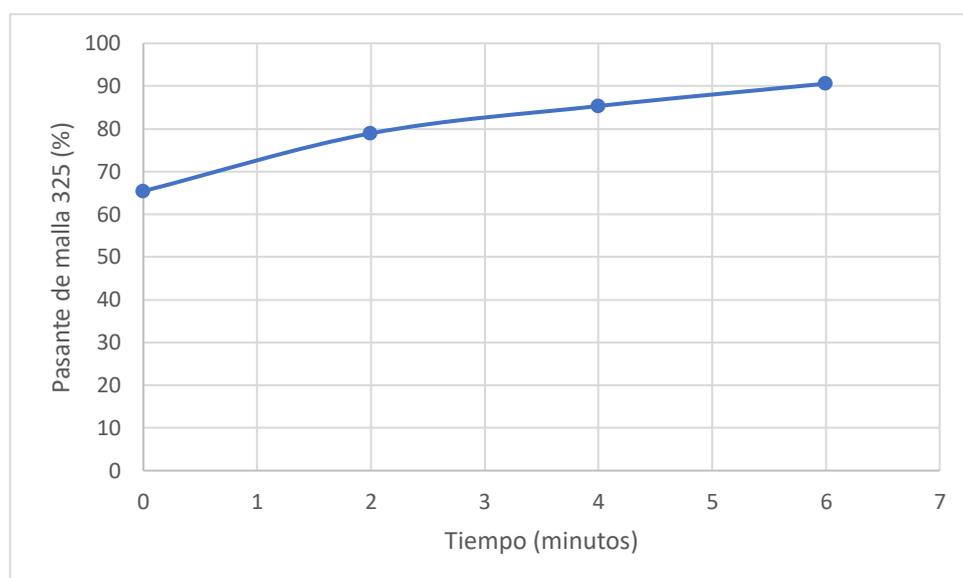


Figura 10. Relación entre el tiempo de remolienda y el material pasante de malla 325 (%).

La figura 10 muestra la curva de material pasante de la malla 325 vs el tiempo de remolienda. Se observa cómo conforme el se incrementa el tiempo de remolienda aumenta el material fino. A partir de esta gráfica se determinó que el tiempo necesario para alcanzar el D80 es de 2.33 minutos (140 segundos).

6.8 pH óptimo en flotación secundaria

Se evaluó tres dosis diferentes de cal, es decir, 3 condiciones de pH diferentes; 1, 2 y 3 g de cal. El pH de cada ensayo se muestra en la tabla 7, así como la cantidad de concentrado de cobre recuperada, la ley y la recuperación de cobre.

Tabla 7. Resultados de recuperación de cobre en flotación secundaria en función de la dosificación de cal (pH).

Cal (g)	pH	Cantidad de concentrado (g)	Ley de Cu del concentrado (%)	Recuperación de Cu %
1	12.08	10.78	21.09	85.92
2	12.46	11.45	20.83	90.14
3	12.89	12.09	19.03	86.95

Los resultados señalan que el ensayo con un pH de 12.46 da una mayor recuperación alcanzando el 90.14%, cuando se trabaja con un pH próximo a 12 o cercano a 13 la recuperación baja. En el ensayo con un pH de 12.08 tenemos menor cantidad de concentrado (10.78 g) de cobre aunque la ley es más alta (21.09%) en comparación con los otros dos ensayos, mientras que con un ph de casi 13 se ve el efecto contrario; mayor cantidad de concentrado (12.09 g) pero con una ley menor (19.03%).

Con un pH cercano al promedio (12.46) se tiene una buena recuperación y se mantiene un equilibrio entre la cantidad de concentrado y su ley. Esto indica que a un pH menor la selectividad es alta por lo que la ley también lo es, sin embargo se obtiene menor cantidad de concentrado, lo que para la producción no es conveniente, mientras que a un pH mayor se obtiene mayor cantidad pero la calidad del concentrado es más baja, es decir, se pierde un poco la selectividad y se flota cierta cantidad de minerales no valiosos. Por lo tanto el pH óptimo es de 12.46 en donde se alcanzó una recuperación de 90.14% con un concentrado de buena calidad y cantidad.

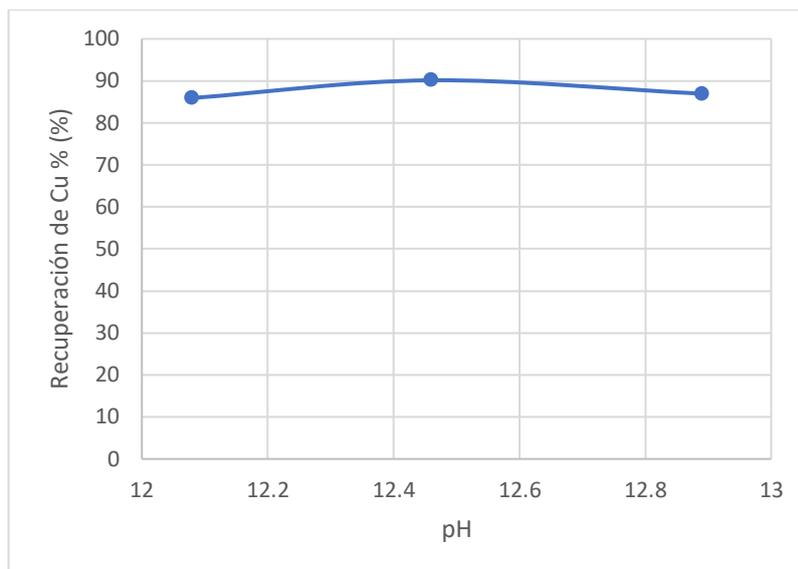


Figura 11. Relación entre el pH y la recuperación de Cu (%) en la flotación secundaria.

La figura 11 ilustra la recuperación de Cu en la flotación secundaria en función del pH. Se observa como se alcanza el máximo o pico a un pH de 12.46 y como a valores más bajos y más altos la recuperación disminuye, por lo tanto este se define como el pH óptimo para la flotación secundaria del material de estudio.

6.9 Dosificación óptima de xantato isobutílico de sodio en flotación secundaria

Se evaluó dosis de de 1, 2 y 3 ml de xantato, se mantuvo constantes las demás condiciones de flotación. Los resultados obtenidos se presentan en la tabla 8.

Tabla 8. Resultados de recuperación de cobre en función de la dosificación de xantato en la flotación secundaria.

Xantato (ml)	Cantidad de concentrado (g)	Ley de Cu del concentrado (%)	Recuperación de Cu (%)
1	10.95	20.98	86.82
2	11.40	20.88	89.96
3	11.76	19.60	87.11

Los resultados de la tabla 8 muestran que la cantidad óptima de xantato a añadir en la flotación secundaria es de 2 ml, ya que en este caso se alcanza la mayor recuperación (89.96%). Con menor cantidad de reactivo colector se obtiene menor cantidad de concentrado aunque con una ley similar, mientras que con mayor cantidad de xantato la recuperación baja, ya que aunque se obtiene mayor cantidad de concentrado la ley de este sufre una considerable reducción. Esto nos indica que un exceso de xantato no mejora la eficiencia de la flotación secundaria, sino mas bien reduce la recuperación y la calidad del concentrado de cobre.

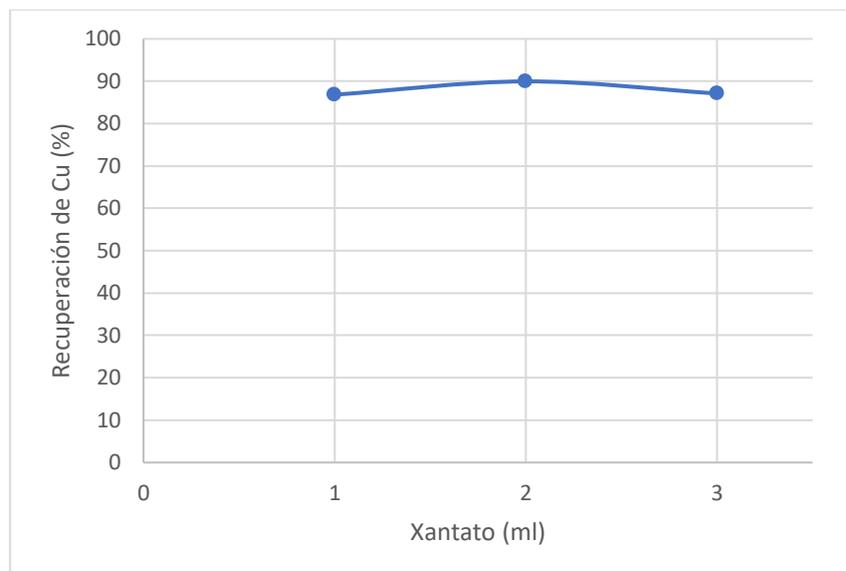


Figura 12. Relación entre la dosificación de xantato y la recuperación de Cu (%) en la flotación secundaria.

La figura 12 muestra los resultados de la tabla 8 de forma gráfica, la recuperación de Cu en función de los ml de reactivo colector. El valor máximo de recuperación se alcanza con 2 ml de xantato. Con cantidades diferentes a este valor, menores o mayores, la recuperación disminuye aunque no de forma notable.

6.10 Dosificación óptima de F-501 en flotación secundaria

Los resultados de los ensayos de la dosificación óptima de espumante se muestran en la tabla 9. Se probaron 3 cantidades diferentes de F-501, 1, 2 y 3 gotas.

Tabla 9. Resultados de recuperación de cobre en función de la dosificación de F-501 en flotación secundaria.

F501 (gotas)	Cantidad de concentrado (g)	Ley de Cu del concentrado (%)	Recuperación de Cu (%)
1	11.47	20.83	90.29
2	11.65	21.03	92.59
3	11.87	19.45	87.25

La dosificación de 2 gotas de reactivo espumante F-501 nos da la mayor recuperación (92.59%), además de una buena cantidad de concentrado con la ley más alta. Con una dosis más baja de espumante la recuperación cae ligeramente ya que se obtiene menor concentrado y de menor ley. Con una dosis más alta de espumante, es decir, con 3 gotas la recuperación disminuye de forma considerable debido a que la calidad del concentrado cae, esto se debe a

que la espuma que se forma es tan estable que pierde selectividad y causa que partículas de minerales no valiosos también floten.

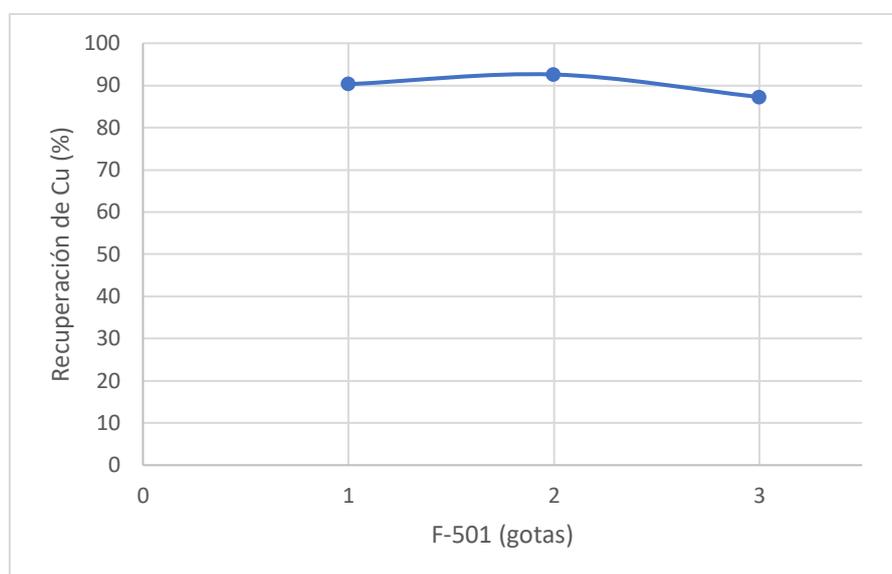


Figura 13. Relación entre la dosificación de F501 y la recuperación de Cu (%) en la flotación secundaria.

La figura 13 muestra de forma gráfica los resultados de la tabla 9. Se observa como se alcanza el pico o máximo con 2 gotas del espumante F-501, la recuperación con 1 gota es similar aunque ligeramente inferior, y con un exceso de reactivo la recuperación cae notablemente, por lo que se define como 2 gotas la cantidad de espumante óptima para el mineral de estudio.

6.11 Tiempo de residencia en la flotación secundaria

Se evaluó tiempos de residencia de 3, 4 y 5 minutos para la flotación secundaria. Los resultados se muestran en la tabla 10.

Tabla 10. Resultados de recuperación de cobre en función del tiempo de residencia para la flotación secundaria.

Tiempo (minutos)	Cantidad de concentrado (g)	Ley de Cu del concentrado (%)	Recuperación de Cu (%)
3	10.42	23.35	91.95
4	10.72	22.90	92.78
5	10.95	23.05	95.39

La mayor recuperación se dio en un tiempo de 5 minutos, obteniendo un 95.39%. Los resultados demuestran que si el tiempo de flotación es muy corto los reactivos no alcanzan a recuperar todo el cobre que está presente en la pulpa. Con un lapson más largo es posible que se de el mismo caso que en la flotación primaria, en donde los reactivos empiezan a flotar

partículas de ganga, lo que significa mayor cantidad de concentrado de cobre pero de menor ley, obteniéndose una recuperación mas baja.

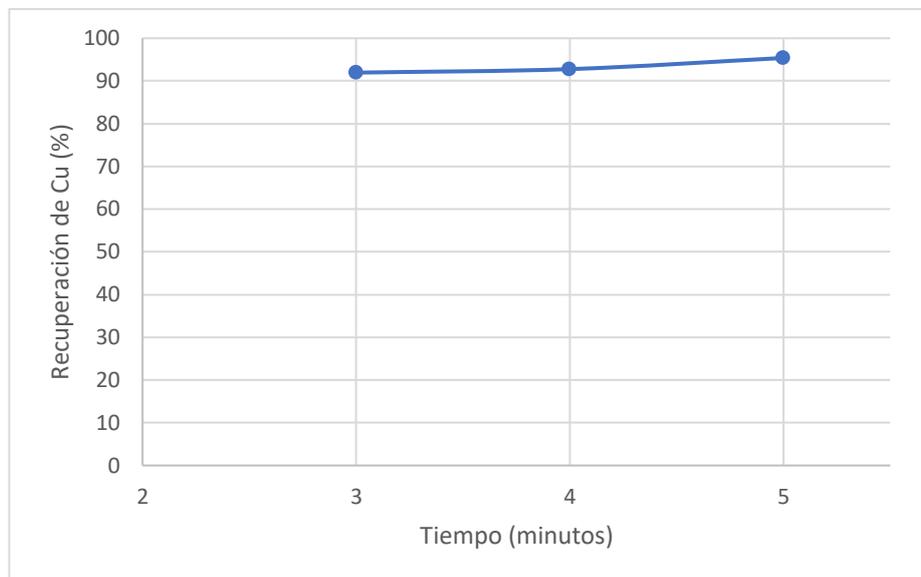


Figura 14. Relación entre el tiempo de residencia y la recuperación de Cu (%) en la flotación secundaria.

La figura 14 nos muestra como la recuperación de Cu aumenta conforme el tiempo, alcanzando su máximo a los 5 minutos, con un tiempo menor la recuperación es menor ya que los reactivos no logran realizar su labor en tan poco tiempo. A un tiempo mayor la recuperación podría disminuir debido a que los reactivos empiezan a perder selectividad y flotan minerales no deseados.

6.12 Esquema completo del proceso de flotación optimizado

El esquema completo con la flotación optimizada se muestra en la figura 15, aquí se detallan los resultados obtenidos de los ensayos realizados. Con los parámetros aquí descritos se obtuvo la mayor recuperación, la flotación primaria con una recuperación de cobre de 94.33%, y la flotación secundaria con 95.39%; obteniendo una recuperación global de 89.98%.

Inicialmente el material debe ser molido durante 3.5 minutos (210 segundos), para la flotación primaria se debe adicionar 0.15 g de cal para alcanzar un pH de 9.65 y acondicionar la pulpa con 3 ml de reactivo colector (xantato isobutílico de sodio) y 2 gotas de espumante (F-501), y flotar durante 5 minutos. Al concentrado grueso obtenido de esta primera flotación se lo lleva a remoler durante 2.33 minutos (140 segundos), se adiciona 2 g de cal para ajustar el pH a 12.46, se adiciona 2 ml de xantato y 2 gotas de F-501, se flota durante 5 minutos y así se obtiene la mayor recuperación para este material.

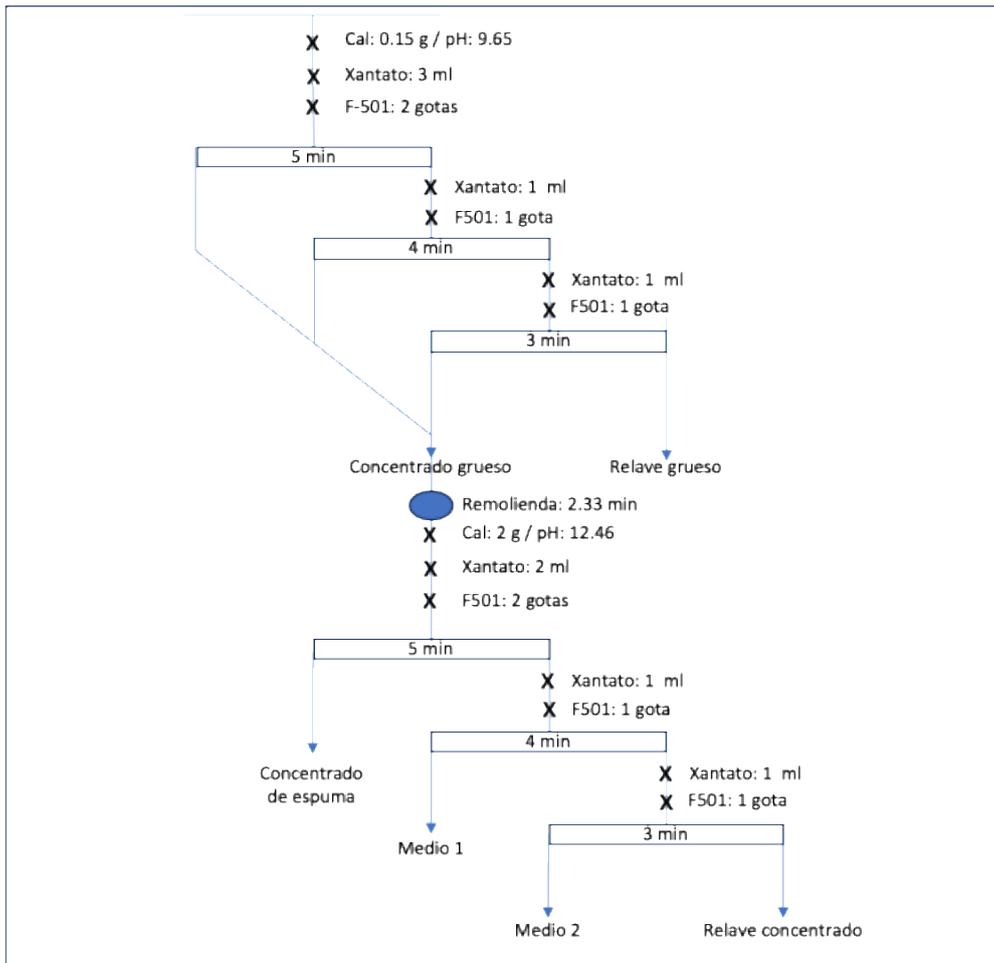


Figura 15. Esquema completo de los ensayos de flotación con los parámetros optimizados.

7. Discusión

El tiempo necesario para obtener el D60 en malla 200 fue de 3.5 minutos, con esta granulometría se asegura una buena liberación del mineral de interés (cobre) sin tener una sobremolienda o partículas demasiado gruesas. Un material demasiado fino o sobremolido puede incrementar la flotación de partículas de ganga, es decir, que el proceso pierda selectividad, además de que alcanzar una molienda inicial muy fina se traduce en costos más altos en el proceso de molienda. Mientras que un material grueso puede causar que el mineral de interés no sea liberado y se quede encapsulado en la ganga, además de que el material grueso tiene mayor peso lo que dificulta su flotación.

Optimizar el tiempo de molienda es esencial para los pasos de concentración posteriores, tal como lo menciona Tabera Vargas (2017), este reporta valores similares de tiempos de molienda para minerales sulfurados del Perú, aunque el tiempo de molienda es un factor que depende principalmente de la composición del mineral. A pesar de que este método nos sirve para identificar el tiempo necesario para alcanzar la granulometría deseada, este no considera el desgaste en las piezas de los molinos, sino únicamente las condiciones en las que se encuentran los molinos al momento del ensayo.

El pH óptimo determinado para la flotación primaria fue de 9.65, el cual coincide con diversos estudios donde se señala que un pH alcalino favorece la flotación de minerales sulfurados de cobre. Londoña (2021) reporta que el rango de pH para la flotación de menas de cobre va desde 8.5 a 11.5 en su estudio realizado en Atacama, Chile; y que este se ajusta mediante cal para aumentar la selectividad del proceso. Los ensayos demostraron que a mayor pH aumenta la selectividad del proceso, ya que la ley del concentrado se incrementa a medida que se eleva el pH, es decir, se favorece la flotación de partículas de cobre.

Para la flotación primaria condiciones alcalinas (pH 9.65) brindan la mejor recuperación de Cu, además de que se presenta un equilibrio entre la cantidad de concentrado de cobre recuperado y la ley obtenida. En esta primera flotación se busca recuperar la mayor cantidad de concentrado de cobre por encima de la calidad del concentrado, ya que en esta fase es donde se trata la cantidad más grande de material, en una planta concentradora estamos hablando de cientos de toneladas.

La dosificación de xantato isobutílico de sodio es una de las variables claves para la flotación, la cantidad óptima de este estudio fue de 3 ml para la flotación primaria, con esta dosis se alcanzó una recuperación máxima de 93.93%, con una mayor cantidad de xantato la recuperación cae debido a que se pierde selectividad en el proceso, demasiado colector hace que se arrastren partículas de ganga hacia la superficie, aumentando la cantidad de concentrado pero perjudicando la ley. En el caso contrario de añadir menor cantidad de xantato, la recuperación cae debido a que no se logra recuperar una buena cantidad de concentrado. Morales y Gómez (2022) reportan dosificaciones similares (2.8 ml) para menas de cobre con una mineralogía parecida en la zona centro de Perú.

La dosificación óptima de F-501 fue de 2 gotas, con esta cantidad se obtuvo la recuperación más alta (93.88%). Estos resultados concuerdan con los estudios que destacan la importancia de que la dosificación precisa de espumante asegura mantener la estabilidad de la espuma y optimiza la recuperación del mineral de interés. Los ensayos demuestran que un exceso de espumante causa una espuma demasiado estable que es capaz de arrastrar minerales de la ganga, perdiendo selectividad del proceso. Por otro lado la escasez causa que no se logre una espuma lo suficientemente estable para flotar los minerales valiosos. Cárdenas y Huamán (2022) reportan cantidades similares de dosificación de espumante F-501 para minerales sulfurados de cobre de la región de Cusco, Perú.

La recuperación máxima en la flotación primaria se dio con un tiempo de residencia de 5 minutos, este es el tiempo que permitió que los reactivos actúen efectivamente sin afectar la selectividad del proceso. En este punto es esencial evitar tiempos muy cortos o largos que afecten la eficiencia de la flotación, ya que periodos muy cortos no permiten la correcta intervención de los reactivos, y periodos largos hacen que los reactivos actúen sobre los minerales no valiosos. Londoña (2021) señala que el tiempo de flotación es un factor que depende de las características del mineral y de las variables del proceso, y que la optimización del tiempo de residencia es fundamental para maximizar la recuperación.

El tiempo de remolienda de 2.33 minutos permitió llegar al D80 en malla 325. De este modo podemos liberar aún más el mineral para la flotación secundaria en donde se busca mejorar la calidad del concentrado obtenido en la flotación primaria. Sacsí (2022) destaca la importancia de aplicar procesos de remolienda en flotación de minerales sulfurados, esto es clave para maximizar la recuperación. En su trabajo resalta como la recuperación de la flotación secundaria depende en gran medida del tamaño de partícula de los minerales, además de que la

remolienda contribuye a la optimización del consumo de reactivos y mejora la eficiencia global del proceso. El proceso de remolienda previo a una flotación secundaria permite recuperar los minerales valiosos que no se logró recuperar durante la flotación primaria, esto gracias a que la molienda secundaria ayuda a liberar de mejor manera las partículas de mineral de interés y esto contribuye a su recuperación en la flotación secundaria.

En la flotación secundaria se dio la mejor recuperación a un pH de 12.46, a diferencia de la flotación primaria en esta se busca una mayor selectividad de los reactivos para poder obtener un concentrado de cobre con alta ley, por lo tanto se trabaja en condiciones de pH elevadas en comparación con la flotación primaria (pH 9.65), de este modo se incrementa la selectividad de los reactivos. Este resultado coincide con el estudio realizado por Luna Méndez y Naula Ruilova (2024), en donde con un pH de 12.3 a 12.4 obtuvieron la mayor recuperación a partir de minerales sulfurados de la misma zona del presente estudio.

La optimización de la dosificación de reactivos en la flotación secundaria es similar a la de la flotación primaria, se determinó que la dosis que maximiza la recuperación es de 2 ml de xantato y 2 gotas de F-501, con un tiempo de residencia de 5 minutos. La dosificación de reactivos al igual que el tiempo deben ser los adecuados de modo que no se pierda selectividad en el proceso. Dosis insuficientes de reactivos dan recuperaciones bajas, al igual que dosis altas, lo mismo sucede con el tiempo de residencia, por lo que es de suma importancia encontrar el balance de reactivos y el tiempo que maximice la recuperación del proceso.

El esquema optimizado propuesto, acopla los parámetros óptimos en cada una de las etapas; la molienda inicial de 3.5 minutos, la flotación primaria con un pH de 9.65, 3 ml de xantato isobutílico de sodio, 2 gotas de espumante F-501 y una duración de 5 minutos, la remolienda de 2.33 minutos, la flotación secundaria con un pH de 12.46, 2 ml de xantato y 2 gotas de espumante durante 5 minutos; todos estos parámetros combinados aseguran obtener la máxima recuperación de cobre (recuperación global de 89.98%) además de un concentrado de calidad (ley de 23.05% de Cu). Luna Méndez y Naula Ruilova (2024) reportan resultados muy similares, una recuperación de 89% y destaca la importancia de optimizar las condiciones en cada etapa y como la selectividad del proceso aumenta al trabajar en condiciones de pH alcalinas, en especial en la flotación secundaria. Estas son condiciones determinadas en ensayos de laboratorio, por lo tanto no reflejan exactamente el comportamiento del mineral a gran escala en una planta de procesamiento, los parámetros deben ser ajustados para estas condiciones.

8. Conclusiones

- A partir de los ensayos realizados se logró optimizar el proceso de flotación para maximizar la recuperación de cobre de un depósito de pórfido cuprífero en la Cordillera del Cóndor, obteniendo una recuperación máxima del 89.99%. Esto fue posible mediante la identificación y ajuste de variables críticas, como el pH, el tiempo de residencia, y la dosificación de reactivos.
- Se estableció que un tiempo de molienda primaria de 3.5 es ideal para la liberación del mineral de interés en la flotación primaria, mientras que un tiempo de remolienda de 2.33 minutos es el óptimo para la flotación secundaria. Estos nos aseguran una buena liberación del material, sin perjudicar el proceso por presencia de material sobremolido o grueso.
- Se determinó la dosificación óptima de reactivos para la flotación primaria: de 3 ml de xantato isobutílico de sodio y 2 gotas de espumante F-501; mientras que para la secundaria la dosis se estableció en 2 ml de xantato y 2 gotas de espumante. con esta cantidad de reactivos se maximiza la recuperación sin afectar la calidad del concentrado final.
- Se concluyó que el pH óptimo para una flotación primaria es de 9.65, mientras que para la flotación secundaria es de 12.46. Además se estableció un tiempo de residencia óptimo de 5 minutos tanto para la flotación primaria como para la secundaria. Con estas condiciones se alcanza una buena recuperación en balance con la calidad del concentrado final.
- Los resultados demuestran la importancia de la optimización de cada una de las variables en los procesos beneficio de minerales para volverlos más eficientes, reducir los costos operativos, minimizar las pérdidas y aprovechar al máximo los recursos.

9. Recomendaciones

- Realizar más pruebas de los minerales de la zona de estudio.
- Realizar un estudio de la mineralogía de la zona.
- Desarrollar pruebas piloto o en planta para validar los resultados del presente estudio bajo condiciones reales de operación.
- Estudiar como influyen otros factores como por ejemplo: el agua, el diseño de los equipos, el desgaste de los equipos y la mineralogía del mineral.
- Evaluar el impacto económico y/o ambiental que surge de la optimización de los procesos de flotación.
- Implementar el control y la automatización de los procesos para el ajuste del pH y de la dosificación de reactivos con el fin de mantener estabilidad en las operaciones mineras.
- Llevar a cabo pruebas con diferentes reactivos o combinaciones de reactivos para estudiar como actúan en los minerales de la zona de estudio.
- Comparar los resultados del presente estudio, dosis de reactivos y tiempos de molienda y flotación, para minerales de otras áreas para evaluar que recuperación se obtiene.

10. Bibliografía

- Aldrich, C. (2020). Water management in flotation: Practices and challenges. *Minerals Engineering*, 146, 106141.
- Bulatovic, S. M. (2007). *Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice: Flotation of Sulfide Ores*. Elsevier.
- Cárdenas Castro, M., & Huamán Condori, E. (2022). Optimizar la recuperación de cobre por la influencia de P80, el pH y la dosificación de reactivos de flotación en la Cía. Minera Antapaccay S.A. (Tesis de pregrado). Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco. Recuperado de: <https://repositorio.unsaac.edu.pe/handle/20.500.12918/6363>
- Carrasco, L., Martínez, J., & Pérez, L. (2015). Mineralogía y Procesamiento de Pórfidos Cupríferos en la Cordillera del Cóndor. *Revista de Geología y Minería*, 56(2), 101-118.
- Cooke, D. R., Hollings, P., Wilkinson, J. J., & Tosdal, R. M. (2014). *Geochemistry of Porphyry Deposits. Treatise on Geochemistry (2nd ed.)*, 11, 357-376. Elsevier.
- Drobe, J., Lindsay, D., Stein, H., & Gabites, J. (2013). Geology, mineralization, and geochronological constraints of the Mirador Cu-Au porphyry district, southeast Ecuador. *Economic Geology*, 108(1), 11–35.
- Ecuacorriente S.A. (2023). Información técnica y ambiental del Proyecto Mirador. Recuperado de <https://www.ecuacorriente.com>
- Fuerstenau, M. C., Jameson, G. J., & Yoon, R.-H. (2007). *Froth Flotation: A Century of Innovation*. SME.
- Gaudin, A. M. (1957). *Flotation*. McGraw-Hill.
- GUTIERREZ, L. (2017) Apuntes Curso Flotación, Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Universidad de Concepción, Chile.
- Herrera, A. (2021). Efecto de la dosificación de espumantes en la flotación de sulfuros metálicos. *Minería y Metalurgia*, 28(4), 45-58.

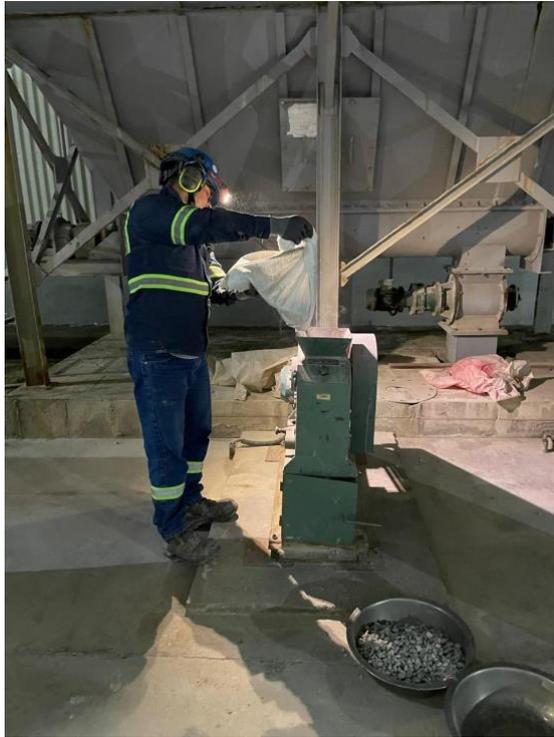
- Hudson-Edwards, K. A. (2016). *Mine Waste Management: Advances and Future Trends*. Springer.
- Jara, J. J., Casas, C. A., & Taboada, M. A. (2020). Optimization of the flotation process at Escondida mine. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 41(5), 310-326.
- Laskowski, J. S. (1993). Frothing in Flotation II: Recent Advances in Coal Processing. *Coal Preparation*, 12(1-4), 205-230.
- Laskowski, J. S. (2010). Frothers and Flotation Froth: Fundamentals and Applications in Flotation. *Metallurgical Engineering*, 23, 17-46.
- Liu, Q., Zhang, J., & Mao, W. (2013). Effects of Water Quality on the Flotation of Copper and Gold Ores. *Minerals Engineering*, 52, 31-36.
- Londoña Zavala, J. E. (2021). Concentración de minerales por flotación: Fundamentos y técnicas industriales. Academia.edu. Recuperado de https://www.academia.edu/12695302/Concentracion_de_minerales
- Luna Méndez, E. A., & Naula Ruilova, N. A. (2024). Análisis de la cinética de flotación de minerales arcillosos variando la cantidad de colectores y pH implementados en el proceso de flotación perteneciente a la zona de estudio (Trabajo de graduación para obtener el título de Magíster en Minas con mención en Planeamiento Minero). Universidad del Azuay. Recuperado de: <http://dspace.uazuay.edu.ec/handle/datos/15100>
- Morales, P., & Gómez, F. (2022). Optimización de la flotación de minerales sulfurados de cobre mediante el ajuste de reactivos y parámetros operativos. *Revista de Minería y Metalurgia*, 37(1), 78-91.
- Ministerio de Energía y Recursos Naturales No Renovables. (2022, febrero 18). Ecuador alcanzó el nivel de exportación minera mensual más alto en su historia en enero de 2022 con USD 271,85 millones. Ministerio de Energía y Recursos Naturales No Renovables. Recuperado de: <https://www.recursosyenergia.gob.ec/ecuador-alcanzo-el-nivel-de->

exportacion-minera-mensual-mas-alto-en-su-historia-en-enero-de-2022-con-usd-27185-millones/

- Ríos, S., Martínez, J., & Pérez, L. (2020). Caracterización y procesamiento de minerales complejos en la Cordillera del Cóndor. *Revista de Metalurgia y Minería*, 56(4), 123-135.
- Rojas, A., & Narváez, V., (2010). Análisis del control estructural y paragénesis del sistema de vetillas del pórfido de cobre de Mirador. *Revista Científica de Ciencias Naturales y Ambientales*. Ecuador.
- Schütte, P., Chiaradia, M., Barra, F., Villagómez, D. y Beate, B. 2012. Metallogenic features of Miocene porphyry Cu and porphyry-related mineral deposits in Ecuador revealed by Re-Os, $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$, and U-Pb geochronology. *Mineralium Deposita*, 47(4), 383-410.
- Sacsi Alarcón, S. (2022). Evaluación del circuito de remolienda para la optimización de la flotación cleaner en la Unidad Minera Constancia (Tesis de pregrado). Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Facultad de Ingeniería de Procesos, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica. Recuperado de: <https://repositorio.unsa.edu.pe/server/api/core/bitstreams/ea47ff8e-d3f8-4307-a58a-82d5150e285a/content>
- Sillitoe, R. H. (2010). Porphyry Copper Systems. *Economic Geology*, 105(1), 3-41.
- Tavera Vargas, J. (2017). Optimización de la molienda y su efecto en la recuperación de cobre. Repositorio UPN. Recuperado de: <https://repositorio.upn.edu.pe/handle/11537/10695>
- Trahar, W. J. (1981). A Rational Interpretation of the Role of Particle Size in Flotation. *International Journal of Mineral Processing*, 8(4), 289-327.
- Vivas, V. (2011). Los dilemas del desarrollo: minería a gran escala en la Cordillera del Cóndor. Universidad Andina Simón Bolívar Sede Ecuador. Ecuador.
- Wills, B. A., & Finch, J. A. (2016). *Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery*. Butterworth-Heinemann.

11. Anexos

Anexo 1. Trituración de la muestra



Anexo 2. Molienda de muestras



Anexo 3. Tamizaje húmedo



Anexo 4. Ficha técnica del xantato isobutílico de sodio



Xantato Isobutilico de Sodio

Característica	Valores garantizados
Grado	: Minero
CAS Number	: 140 -93-2
Pureza (Xantato Isobutilico de Sodio)	: 90 % mín.
Total, Humedad y Sustancias volátiles (en peso)	: 5% máx.
Hidróxidos libres	: 0,2% máx.
Insolubles en acetona	: 5 % máx.

Envase:

Cajones de madera aprobados por UN, con maxisacos de 850 kg o 25 kg netos de polipropileno revestido en polietileno.

Almacenamiento:

En lugar fresco, oscuro y libre de humedad.

Seguridad

Por tratarse de un sólido inflamable, deben seguirse las indicaciones dadas en la Hoja de Seguridad.

Uso

Como agente de flotación (colector) para minerales básicos sulfurados. Es muy soluble en agua, y puede usarse sólo en circuitos de flotación alcalinos, ya que se descompone en medios ácidos. La dosis usual está en el rango 20-50 gpt (debe definirse experimentalmente para cada caso en particular). Posee una actividad colectora fuerte, por lo cual presenta una baja selectividad; en caso de requerirse una mejor selectividad, puede usarse conjuntamente con colectores más selectivos.

Otros nombres comerciales equivalentes de este producto

Z-14, Aero 317 Xantato, SF-114, SIBX

Anexo 5. Ficha de seguridad del F-501



SDS: 0010068

Fecha de preparación: 23-may-2014

FICHA DE DATOS DE SEGURIDAD

1. PRODUCTO QUÍMICO E IDENTIFICACIÓN DE LA COMPAÑÍA

Nombre del producto: OrePrep® F-501 Frother
Descripción del Producto: Mezcla de alcoholes, aldehídos pesados y ésteres
Uso Indicado/Recomendado: Frother para la flotación

Cytec Industries Inc., Five Garret Mountain Plaza, Woodland Park, New Jersey 07424, USA. **Para información de productos y todo lo que no sea una emergencia llamar al 1-800/652-6013.** Fuera de USA y Canada llamar al +1-973/357-3193 o a su punto local de contacto de Cytec. E-mail: custinfo@cytec.com

Información Local De Contacto:

Cytec de México S.A. de C.V., Km 40 Carretera Guadalajara-La Barca, Atequiza, Jalisco, México C.P. 45860
Teléfono: +52-376-737-4100

Cytec Comércio de Materiais Compostos e Produtos Químicos do Brasil LTDA, Avenida Doutor Cardoso de Melo, 1460, Suites 61/62, CJ 61 E 62 - 04548-005 Vila Olímpia, São Paulo - SP, Brazil, CNPJ: 17.558.326/0001-31; Teléfono: 55 11 5033-2828

Cytec Chile Limitada - Los Orfebres 305, Parque Industrial, La Reina, Santiago, Chile
Teléfono: 56-2-560 7900 Telefax 56-2-560 7902
PLANTA. Iquique 5830 Barrio Industrial Antofagasta, Chile
Teléfono: +56-55-687811

Cyquim de Colombia S.A., Carrera 13 No. 29-21 Of. 221 Parque Central Bavaria, Colombia
Teléfono: 571-3793580

TELEFONO DE EMERGENCIA (24 Hrs) - En emergencias que solo involucren derrame, fuga, fuego, exposición o un accidente, llame al:

Asia Pacifico:

Australia - +61-3-9663-2130 ó 1800-033-111
China (Rep. Pop.) - +86 0532 83889090 (NRCC)
Nueva Guinea - +61-3-9663-2130
Nueva Zelanda - +61-3-9663-2130 ó 0800-734-607
Todos los demás - +65 3158 1074 (Carechem24 Singapur)

Canadá: +1-905-356-8310 (planta Cytec de Welland, Canadá)

Europa/África/Oriente Medio (Carechem24 UK):

Europa, Oriente Medio, África, Israel - +44 (0) 1235 239 670
Oriente Medio, África (países de habla árabe) - +44 (0) 1235 239 671

América Latina:

Brasil - 0800 7077 022 (SUATRANS)
Chile - +56-2-247-3600 (CITUC QUIMICO)
Todos los demás - +52-376-73 74122 (planta Cytec de Atequiza, México)

EE UU: +1-703-527-3887 ó 1-800-424-9300 (CHEMTREC #CCN6083)

El símbolo ® indica una marca registrada en los Estados Unidos y el ™ indica una marca comercial en los Estados Unidos La marca también puede estar registrada, pendiente de una solicitud para su registro o ser una marca comercial en otros países.

2. COMPOSICION/INFORMACION SOBRE LOS COMPONENTES

2. COMPOSICION/INFORMACION SOBRE LOS COMPONENTES INGREDIENTES PELIGROSOS

COMPONENTE / No. CAS	%	Simbolos	Riesgo frases
2-metil-1-pentanol 105-30-6	1-5	Xn	R:22-41
ácido butírico 107-92-6	1-3	C	C:R34
n-butil n-btirato 109-21-7	5-10		R:10
2-Etilhexanal 123-05-7	1-5	Xi	R:10-36/37/38
Mezcla compleja n°2 de hidrocarburo/oxigenado -	30-50	Xn	R:36/38-20-52/53
Mezcla del complejo oxigenado/hidrocarburo -	40-60	Xn; N	R:36/38-20-50/53
Mezcla de complejo hidrogenado/hidrocarburo n°3 -	40-70	Xn; N	R:36/38-20-50/53
Mezcla de complejo hidrogenado/hidrocarburo n°4 -	0-50	Xn	R:36/38-20-52/53
Mezcla de complejo hidrogenado/hidrocarburo n°5 -	30-55	Xn	R:36/38-20-52/53
Mezcla de complejo hidrogenado/hidrocarburo n°6 -	30-60	Xn	R:36/38-20-52/53
Acroleína sustituida -	1-5	Xi, N	R:36/37/38-51/53
Mezcla de alcohol alifático -	30-60	Xi, N	R:36/38-51/53
2-Etilhexanol 104-76-7	7-13	Xn	R:20-36/37/38

3. IDENTIFICACION DE LOS PELIGROS

RIESGOS HUMANOS Y AMBIENTALES

Nocivo por inhalación.

Irrita los ojos y la piel.

Muy tóxico para los organismos acuáticos, puede provocar a largo plazo efectos negativos en el medio ambiente acuático.

Anexo 6. Secado de muestras



Anexo 7. Ficha técnica de la cal



CAL VIVA PULVERIZADA

IDENTIFICACIÓN DE PRODUCTO

Nombre del Producto	Cal Viva
Nombre Químico	Oxido de Calcio
Fórmula Química	CaO
Peso Molecular	56.08 g/mol
Densidad Aparente	0.80 – 0.92 t/m ³



DESCRIPCIÓN

La cal viva se obtiene del proceso de calcinación de la piedra caliza (Carbonato de Calcio) obteniéndose gránulos heterogéneos de color blanco gris, conteniendo una mayor concentración de óxido de calcio y otros óxidos en menor porcentaje.

La cal viva pulverizada, se obtiene mediante un sistema de molienda para la reducción del tamaño de partículas a partir de la cal viva granulada producida en los hornos.

USOS

El principal uso de la Cal viva (CaO) se encuentra en el proceso de neutralización de residuos ácidos y como modificador de pH en la industria minera, tratamiento de gases; tratamiento de aguas industriales y domésticos; procesos de potabilización de agua acerería; tratamiento desuelos; medio ambiente, reducción de la concentración de metales diluidos, desinfección, ajuste de pH y otros.

ESPECIFICACIONES

COMPOSICIÓN QUÍMICA

Componentes químicos	Unidad	Especificación	Método de Ensayo
Cal Útil ó Disponible	%	>= 80.0	NTP-334.131 / ASTM C25
Óxido de calcio (CaO total)	%	>=88.00	NTP-334.177 / ASTM C1271
Reactividad ΔT	°C/30 s	>=12.3	NTP-334.168 / ASTM C110

GRANULOMETRÍA DE CAL VIVA MOLIDA

Nº de Malla	Unidad	Valor	Metodo de Ensayo
Retenido Malla 200 (75 micras)	%	≤ 7.00	NTP-334.168 / ASTM C110
Pasante Malla 200 (75 micras)	%	≥ 93.00	NTP-334.168 / ASTM C110

PRESENTACIÓN

- A granel camión silo (bombonas)
- Sacos big bag 1.0 tm, y 1.5 tm
- Sacos de 40 kg

INSTRUCCIONES DE SEGURIDAD Y MANEJO

Para efectos de manipulación de la cal viva pulverizada, se deben tener presente las siguientes precauciones:

Use los equipos de protección personal adecuados para la manipulación.

La inhalación del óxido de calcio por las vías respiratorias, contacto con la piel, ojos o por ingesta, pueden afectar el organismo.

La exposición aguda a corto plazo, irritará ojos, nariz, garganta y piel.

El contacto con el agua genera una reacción exotérmica que puede causar quemaduras.

Cuando tiene contacto con los ojos, proceder a lavarse inmediatamente con abundante agua.

Cantidades grandes de cal en contacto con agua o vapor, generan calor suficiente como para encender madera y otros materiales combustibles cercanos.

El lugar donde se almacene deberá ser un lugar seco y estar protegido contra la lluvia y humedad.

Anexo 8. Ensayos de flotación



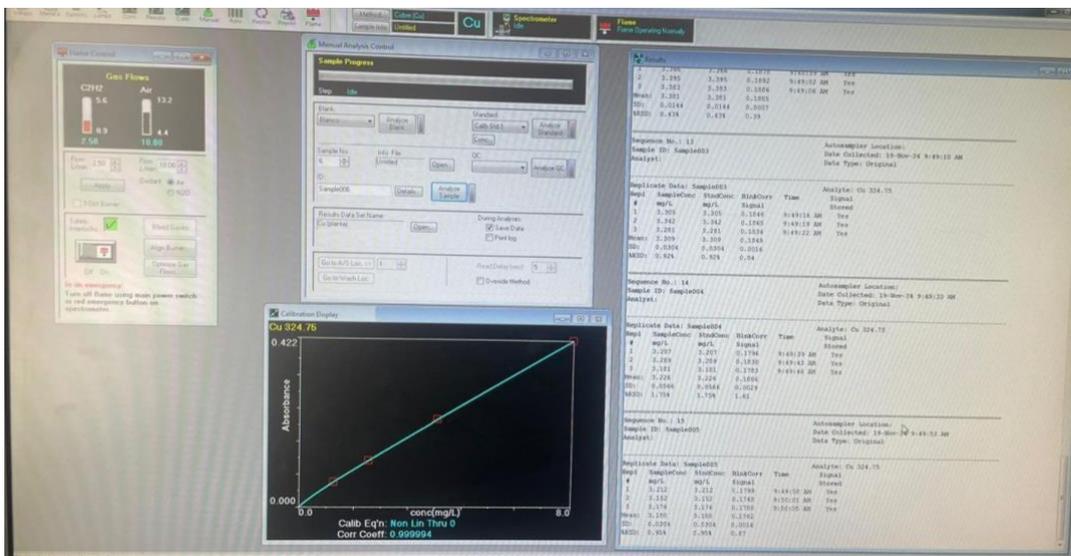
Anexo 9. Remolienda



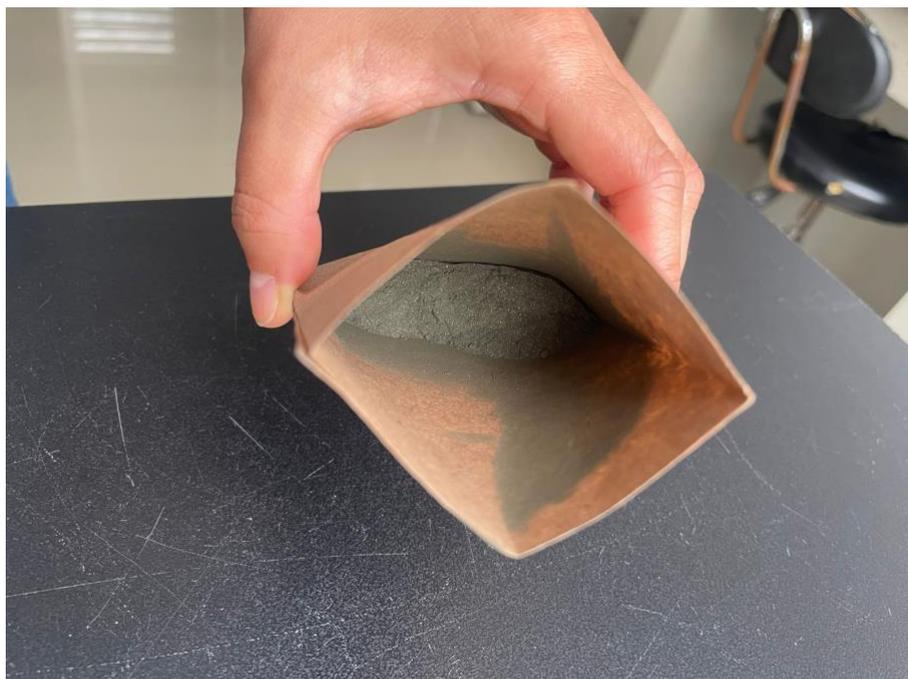
Anexo 10. Lectura de muestras en espectrómetro de absorción atómica



Anexo 11. Lecturas del equipo de espectrometría de absorción atómica



Anexo 12. Concentrado de cobre final



Anexo 13. Certificado de traducción del resumen

CERTIFICADO

Loja, 12 de diciembre del 2024

Yo, Lilibeth Johana Bravo Fajardo, con documento de identidad Nro. **2100510854**, poseedora del certificado **NIVEL INTERMEDIO AVANZADO B2-INGLÉS**, avalado por Cambridge Assessment English, Número de Verificación: C0018683.

CERTIFICO:

Que el documento aquí compuesto es fiel a la traducción del idioma Español al idioma Inglés de un resumen de Tesis de Posgrado, la misma que se realizó en base a los documentos originales entregados por la autora, la ingeniera **KAREN ANDREA ROMERO BRAVO** con cédula de identidad Nro. **0704573518**, con el tema denominado "Optimización del proceso de flotación para la recuperación de Cobre de una muestra de pórfido cuprífero ubicado en las coordenadas $x=785002$ y $y=9604201$ de la Cordillera del Cóndor".

Lo certifico en honor a la verdad, y, a su vez autorizo a la interesada a hacer uso del presente documento para los fines que considere pertinentes.

Atentamente,

Ing. Lilibeth Bravo Fajardo

C.I: 2100510854



lilif06.fajardo@gmail.com
Cell: 098 806 3108