

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CENTRO DEL PERÚ**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE**  
**MATERIALES**



**TESIS**

**“APLICACIÓN DE LA FLOTACIÓN PARA MEJORAR Y  
RECUPERAR COBRE (Cu) Y MOLIBDENO (Mo) CONTENIDO  
EN RELAVES DE FLOTACIÓN EN LA EMPRESA MINERA  
CHINALCO”**

PRESENTADO POR:

**BELITO TICLLASUCA, Oscar**

**TOVAR LLOCLLA, Jerson**

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:  
**INGENIERO METALURGISTA Y DE MATERIALES**

**HUANCAYO – PERÚ**

**2024**



**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CENTRO DEL PERÚ**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA METALURGICA Y DE MATERIALES**

Av. Mariscal Castilla N° 3909-4089 El Tambo Huancayo  
Ciudad Universitaria - Carretera Central Km. 5

**ACTA N° 028-2024-FIMM-UNCP**  
**SUSTENTACIÓN DE TESIS**

Siendo las trece horas del día jueves 17 de octubre del año dos mil veinticuatro, en la Sala de Grados y Títulos de la Facultad de Ingeniería Metalúrgica y de Materiales de la Universidad Nacional del Centro del Perú, con la presencia de los señores Miembros del Jurado, conformado por los docentes:

**Presidente** : Dr. Cesar Paul ORTIZ JAHN  
**Secretario** : M.Sc. Orlando Raúl POMALAZA ROMERO  
**Jurado** : Ms. Edgar Jaime CAMPOSANO CHAMBERGO  
**Jurado** : Ms. Jean Pierre ESPEZA GAVILAN  
**Jurado** : Ms. Leonard ASTUÑAUPA FLORES

El acto de sustentación de la tesis titulada: “**APLICACIÓN DE LA FLOTACIÓN PARA MEJORAR Y RECUPERAR COBRE (Cu) y MOLIBDENO (Mo) CONTENIDO EN RELAVES DE FLOTACIÓN EN LA EMPRESA MINERA CHINALCO**”, se inicia con la lectura de la Resolución N° 028-2024-DFIMM-UNCP, donde indica que los Bachilleres **BELITO TICLLASUCA OSCAR y TOVAR LLOCCLA JERSON**, se encuentran aptos para Sustentar su Informe de tesis, para optar el TITULO PROFESIONAL DE INGENIERO(a) **METALURGISTA Y DE MATERIALES**.

Hechas las observaciones del caso, una vez realizadas estas, el señor presidente del jurado dispuso que los bachilleres expositores abandonen la sala para la deliberación del jurado pasándose a la votación secreta, con el siguiente resultado:

*APROBADO POR UNANIMIDAD*

El presidente, ordenó a los sustentantes que se sirvan pasar al estrado a fin de conocer el resultado, el mismo que fue anunciado por el presidente, quien sugirió continuar con los trámites respectivos para la obtención del título Profesional de Ingeniero Metalurgista y de Materiales.

Dado por concluido el acto de sustentación a las.....*14:30*..... horas del mismo día.

Dr. Cesar Paul ORTIZ JAHN  
Presidente

M.Sc. Orlando Raúl POMALAZA ROMERO  
Secretario

Ms. Edgar Jaime CAMPOSANO CHAMBERGO  
Jurado

Ms. Jean Pierre ESPEZA GAVILÁN  
Jurado

Ms. LEONARD ASTUÑAUPA FLORES  
Jurado



**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CENTRO DEL PERU**  
**FACULTAD DE INGENIERIA METALURGICA Y DE MATERIALES**



Huancayo, 12 de agosto de 2024

**Oficio N° 003–2024-EJCCH-FIMM/UNCP**

D.Sc.

**HECTOR GILBONIO ZARATE**

Director de la Escuela Académico Profesional de la Facultad de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

**Presente.-**

**ASUNTO : REMITO INFORME DE ORIGINALIDAD DEL SOFTWARE ANTIPLAGIO (TURNITIN) DE TESIS PARA TÍTULO PROFESIONAL**

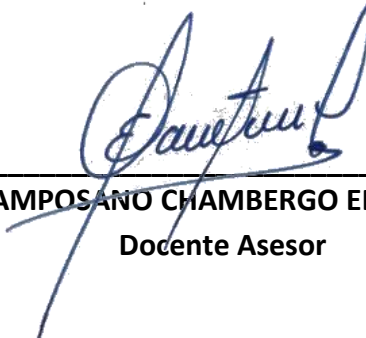
Mediante el presente tengo el grato honor de dirigirme a su despacho, para informar el reporte de originalidad del software Turnitin de la tesis titulada: **“APLICACIÓN DE LA FLOTACIÓN PARA MEJORAR Y RECUPERAR COBRE (Cu) Y MOLIBDENO (Mo) CONTENIDO EN RELAVES DE FLOTACIÓN EN LA EMPRESA MINERA CHINALCO”**, presentado por los bachilleres:

- **BELITO TICLLASUCA OSCAR**
- **TOVAR LLOCLLA JERSON**

Que, habiendo revisado la tesis en mención con el software antiplagio (TURNITIN), se ha obtenido como resultado un **17%** de similitud, dando la conformidad respectiva y remitiendo los archivos digitales del software para la culminación del trámite respectivo.

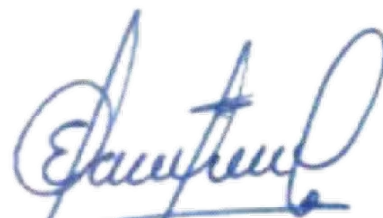
Sin otro en particular, aprovecho la oportunidad para expresarle las muestras de mi especial consideración y estima personal.

Atentamente,

  
\_\_\_\_\_  
**Ing. CAMPOSANO CHAMBERGO EDGAR JAIME**  
Docente Asesor

# TESIS BELITO - TOVAR.pdf

por Edgar Jaime Camposano Chambergo



ING. MET. CIP CAMPOSANO CHAMBERGO, EDGAR JAIME

---

**Fecha de entrega:** 11-ago-2024 08:09p.m. (UTC-0500)

**Identificador de la entrega:** 2429477698

**Nombre del archivo:** TESIS\_BELITO\_-\_TOVAR.pdf (1.26M)

**Total de palabras:** 13317

**Total de caracteres:** 72089

# TESIS BELITO - TOVAR.pdf

## INFORME DE ORIGINALIDAD

17%

INDICE DE SIMILITUD

17%

FUENTES DE INTERNET

1%

PUBLICACIONES

6%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

## FUENTES PRIMARIAS

1	<a href="http://repositorio.uncp.edu.pe">repositorio.uncp.edu.pe</a> Fuente de Internet	11%
2	Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru Trabajo del estudiante	2%
3	<a href="http://www.j3.jstage.jst.go.jp">www.j3.jstage.jst.go.jp</a> Fuente de Internet	1%
4	Submitted to Universidad Cesar Vallejo Trabajo del estudiante	1%
5	<a href="http://www.slideshare.net">www.slideshare.net</a> Fuente de Internet	<1%
6	<a href="http://repositorio.ucv.edu.pe">repositorio.ucv.edu.pe</a> Fuente de Internet	<1%
7	<a href="http://es.scribd.com">es.scribd.com</a> Fuente de Internet	<1%
8	<a href="http://repositorioinstitucional.uaslp.mx">repositorioinstitucional.uaslp.mx</a> Fuente de Internet	<1%
9	<a href="http://hdl.handle.net">hdl.handle.net</a> Fuente de Internet	



ING. MET. CIP CAMPOSANO CHAMBERGO, EDGAR JAIME

<1 %

10

[repositorio.upao.edu.pe](http://repositorio.upao.edu.pe)

Fuente de Internet

<1 %

11

[kuribo3cp.wordpress.com](http://kuribo3cp.wordpress.com)

Fuente de Internet

<1 %

12

[www.mch.cl](http://www.mch.cl)

Fuente de Internet

<1 %

13

[www.researchgate.net](http://www.researchgate.net)

Fuente de Internet

<1 %

14

[issuu.com](http://issuu.com)

Fuente de Internet

<1 %

ING. MET. CIP CAMPOSANO CHAMBERGO, EDGAR JAIME

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 15 words

Excluir bibliografía

Activo

**ASESOR**

**M.Sc. EDGAR JAIME CAMPOSANO CHAMBERGO**

## **DEDICATORIA**

A Dios, por permitirme cumplir uno de mis objetivos de poder culminar una carrera profesional. Por los triunfos y los momentos difíciles que me han enseñado a valorarlo cada día más, A mi madre por ser la persona que me ha acompañado durante todo mi trayecto estudiantil y de vida el cual me impulso a no rendirme y siempre a dar lo mejor de mí por el cual seguiré creciendo como profesional escalando peldaño a peldaño hasta llegar a la cima del éxito, a mis hermanos por brindarme su apoyo cuando más lo necesitaba quienes han velado por mí durante este arduo camino para convertirme en un profesional. A mi padre quien con sus consejos ha sabido guiarme para culminar mi carrera profesional. A mis profesores, gracias por su tiempo, por su apoyo así como por la sabiduría que me transmitieron en el desarrollo de mi formación profesional.



## **AGRADECIMIENTO**

En primer lugar agradezco a Dios por protegerme durante todo mi camino y darme fuerzas para superar obstáculos y dificultades durante mi etapa universitaria y poder culminar una carrera profesional el cual enorgullece a toda mi familia.

A mis padres por confiar en mí y darme ejemplo a no rendirme ante nada y siempre perseverar a través de sus sabios consejos y valores que me inculcaron desde niño.

A mis hermanos y hermanas en especial a mi hermano Juan José y mi hermana Lourdes los cuales me brindaron su apoyo incondicional cuando más lo necesitaba y la confianza que tuvieron en mí de tener un hermano profesional.

A mis amistades, compañeros de salón, profesores, vecinos, por acompañarme durante todo este arduo camino y compartir conmigo alegrías y fracasos.

Gracias a todas las personas que me ayudaron directa e indirectamente en la realización de este proyecto de vida el cual no fue fácil pero logre cumplirlo y seguir luchando por más objetivos.

## INTRODUCCIÓN

El cobre es suave, maleable, dúctil y tiene alta conductividad térmica y eléctrica; en consecuencia, se ha aplicado ampliamente en cableado eléctrico, intercambiadores de calor, tuberías, construcción de techos, maquinaria industrial y productos eléctricos y electrónicos. En las últimas décadas, la rápida industrialización de China ha ampliado el mercado de Cu. Se espera que la demanda mundial de Cu continúe creciendo durante muchas décadas debido a los caminos de industrialización similares de India, Rusia, América del Sur y África. En la búsqueda de la maximización de las ganancias, las empresas mineras explotan inicialmente los recursos de Cu que son más baratos de extraer. En otras palabras, se extraen preferentemente minerales de alta ley y de fácil extracción. Debido a la explotación y el consumo continuos de minerales de mayor ley, los minerales pobres y los relaves representan hasta las tres cuartas partes de las reservas totales de ciertos metales. Mientras tanto, la gran cantidad de relaves ofrece una fuente importante de metal que se puede recuperar como recurso secundario. Además, cuando los relaves se exponen a la intemperie natural y la percolación química, los metales pesados se vuelven más solubles y móviles. Luego, los metales pesados lixiviados se convierten en las principales fuentes de contaminación, lo que genera una grave contaminación ambiental. En consecuencia, la recuperación de metales valiosos de relaves o minerales de baja ley es importante por tres razones: (1) es menos costoso recuperar metales usando este proceso que operando una nueva mina; (2) se conservarían los recursos, asegurando así el desarrollo sostenible de la industria minera; y (3) el tratamiento de minerales pobres y relaves reduce la contaminación incontrolada del medio ambiente con iones pesados y drenaje ácido de la mina que

se libera durante el proceso de lixiviación de minerales sulfurados. Históricamente, la industria minera ha causado impactos ambientales significativos debido a la mala gestión, la falta o la mala rehabilitación, el énfasis en la producción sobre los impactos ambientales, etc. Varias instituciones de la política internacional reconocen la importancia de mejorar la gestión de relaves para el desarrollo sostenible. Facilitar y estimular el crecimiento económico mientras se reducen los impactos ambientales asociados con el uso de los recursos en todo el mundo es fundamental para la estrategia sobre la utilización sostenible de los recursos naturales.

Los cambios en las actitudes de las empresas mineras hacia los relaves no solo han sido estimulados por las presiones económicas de la minería sino también por la introducción de regulaciones ambientales más estrictas. Aunque las trazas de metales pesados (p. ej., Cu y Pb) representan una amenaza relativamente baja de contaminación ambiental, la cantidad de metales pesados generados por el procesamiento de minerales con diversos elementos tóxicos no puede pasarse por alto. Por lo tanto, para la protección del medio ambiente y el desarrollo sostenible de recursos minerales limitados, la utilización de relaves ha atraído una atención mundial cada vez mayor. Para proteger el medio ambiente de la contaminación por metales pesados y drenaje ácido de minas, los relaves generados deben tratarse con tecnologías avanzadas, comerciales, económicamente viables y respetuosas con el medio ambiente antes de ser descargados. Durante las últimas décadas, se han desarrollado muchas tecnologías para la recuperación de Cu de relaves de flotación; estos incluyen, pero no se limitan a las siguientes tecnologías representativas: lixiviación ácida, biolixiviación y flotación.

Considerando estos aspectos, se plantea como objetivo de este trabajo de investigación: Determinar cómo se puede recuperar adecuadamente el cobre (Cu) y el molibdeno (Mo) contenido en los relaves del proceso de flotación en la Empresa Minera Chinalco y la hipótesis planteada es: El uso de una mezcla de reactivos colectores y espumantes, depresores de  $\text{FeS}_2$  y sílice permite mejorar la ley y la recuperación tanto del cobre (Cu) y molibdeno (Mo) en la Empresa Minera Chinalco. La estructuración de la tesis que hemos considerado incluyen un primer capítulo donde se indican las generalidades, el segundo la formulación de la investigación, el tercero considera el marco teórico y en el cuarto la parte fundamental que incluye la investigación experimental, al final se exponen las conclusiones y recomendaciones .

Nuestro objetivo es la de contribuir con cumplir con las expectativas técnicas y científicas de la investigación, en tal sentido ponemos a disposición de nuestros señores jurados la presente tesis que nos permita obtener el título de Ingeniero Metalurgista y de Materiales.

*Los autores*

## RESUMEN

En este estudio se investigó la aplicación de flotación para mejorar y recuperar cobre (Cu) y molibdeno (Mo) contenido en relaves de flotación de una mina de cobre/molibdeno. La muestra contenía principalmente pirita ( $\text{FeS}_2$ ) y cuarzo ( $\text{SiO}_2$ ) como fases dominantes con contenidos de Cu y Mo de 0.38% y 0.23% respectivamente. Un sistema de flotación que emplea el uso de una mezcla colectora/espumante [querosene + dodecilsulfato de sodio (SDS) + polietilentalquiletilo] con ácido tánico y silicato de sodio como depresores de  $\text{FeS}_2$  y  $\text{SiO}_2$ , en comparación con amilxantato de potasio (PAX) y metilisobutilcarbinol (MIBC) se investigaron las adiciones para evaluar la recuperación de Cu y Mo. Según los resultados, las leyes de Cu y Mo en el concentrado no aumentaron por encima del 1 % cuando se usaron PAX y MIBC como colector y espumante, incluso con una mayor adición de PAX. Además, los grados de las pruebas realizadas en un rango de pH variable de pH 3 a 11 no mostraron una mejora significativa. Sin embargo, con el uso de la mezcla colector/espumante y ácido tánico, las leyes de Cu y Mo aumentaron a 1.4 y 2.4% respectivamente. El grado de Mo se incrementó aún más al 8.0 % con una recuperación del 52 % cuando se usó silicato de sodio con la mezcla colectora/espumante. Estos resultados indican que el Cu y el Mo perdidos en dichos relaves pueden mejorarse y ofrecerse como recurso adicional para una posible recuperación.

## INDICE

PORTADA .....	I
ASESOR.....	II
DEDICATORIA .....	III
AGRADECIMIENTO .....	IV
INTRODUCCIÓN.....	V
RESUMEN.....	VIII
INDICE .....	IX
ÍNDICE DE TABLAS .....	XII
ÍNDICE DE FIGURAS.....	XIII
CAPITULO I.....	14
GENERALIDADES .....	14
1.1 Acerca de Minera Chinalco Perú S.A. (Chinalco Perú) .....	14
1.1.1 Ubicación .....	15
1.1.2 Geología del Proyecto Toromocho .....	17
CAPITULO II.....	20
FORMULACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN .....	20
2.1. Planteamiento del problema .....	20
2.2 Formulación del problema .....	22
2.2.1 Problema general.....	22
2.2.2 Problemas específicos .....	22
2.3 Objetivos .....	22
2.3.1 Objetivo general .....	22
2.3.2 Objetivos específicos .....	22
2.4 Justificación.....	23
2.5 Planteamiento de la hipótesis .....	23

2.5.1 Hipótesis general .....	23
2.5.2 Hipòtesis específicas.....	24
2.6 Variables .....	24
2.6.1 Variables independientes .....	24
2.6.2 Variable dependiente .....	24
CAPITULO III.....	25
MARCO TEÓRICO .....	25
3.1 Fundamentación teórica .....	25
3.1.1 Evaluación histórica del potencial de recuperación de metales de antiguos relaves mineros .....	25
3.1.2 Reprocesamiento de minerales de cobre .....	29
3.1.3 Mejora potencial del procesamiento integral de mineral de cobre- molibdeno mediante la participación parcial de relaves .....	33
3.1.4 Recuperación de valores de un flujo de relaves de cobre porfirítico .....	36
3.2 Análisis del proceso propuesto .....	40
CAPITULO IV .....	43
METODOLOGIA EXPERIMENTAL DE LA INVESTIGACIÓN .....	43
4.1 Métodos de investigación .....	44
4.1.1 Materiales .....	44
4.1.2 Equipos .....	44
4.1.3 Método .....	44
4.2 Procedimiento experimental .....	45
4.2.1 Muestra .....	45
4.2.2 Reactivos .....	45
4.2.3 Flotación .....	47
4.2.4 Caracterización y análisis químicos.....	47
4.3 Presentación y discusión de resultados.....	48

4.3.1 Efecto de la concentración de PAX en la flotación .....	48
4.3.2 Efecto del pH sobre la flotación .....	49
4.3.3 Efecto de la mezcla colector/espumante en la flotación .....	52
4.3.4 Efecto de los depresores sobre la flotación .....	52
CONCLUSIONES .....	61
RECOMENDACIONES .....	63
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	64



## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla 1</b> Composición química de la muestra de relaves flotación original .....	42
<b>Tabla 2</b> Efecto de la concentración de PAX en la recuperación de Cu y Mo (Condiciones de flotación: Densidad de pulpa al 20 % y pH de la suspensión 11, adición de MIBC a 40 g/t y tiempo a los 10 minutos).....	48
<b>Tabla 3</b> Resultados que muestran el efecto del pH en la flotación de Cu y Mo (Condiciones de flotación: 20 % de densidad de pulpa, adiciones de PAX y MIBC a 100 g/t y 200 g/t, tiempo de flotación de 10 minutos) .....	50
<b>Tabla 4</b> Comportamiento de flotación de Cu y Mo con mezcla colectora/espumante preparada a partir de dodecilsulfato de sodio, polietilenaquiletilo y querosene (Condiciones de flotación: Densidad de pulpa = 20 %, mezcla colectora/espumante = 50 a 100 g/t, tiempo = 10 a 30 minutos, pH de la suspensión = 11).....	51
<b>Tabla 5</b> Efecto de la adición de ácido tánico y el tiempo de flotación en la recuperación de Cu y Mo (Condiciones de flotación: 20 % de densidad de pulpa; tiempo de flotación de 10 a 30 minutos; adición de mezcla colectora y espumante fijada en (50 g/t) y pH 11).....	54
<b>Tabla 6</b> Los resultados muestran el efecto del silicato de sodio en la flotación de Cu y Mo a diferentes densidades de pulpa en suspensión. La adición de colector/espumante varió entre (40 a 130 g/t), la adición de $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ osciló entre (8 a 40 g/t), el pH de la suspensión fue de 11 y el tiempo de flotación fue de 10 minutos. ....	60

## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura 1.</b> Diseño general del procesamiento de mineral de cobre-molibdeno en Erdenet PP .....	35
<b>Figura 2.</b> Respuesta típica de flotación convencional y comportamiento correspondiente de metales productivos en relaves .....	39
<b>Figura 3.</b> Patrón XRD característico de la muestra original de relaves de flotación. ....	46
<b>Figura 4.</b> Distribución de metales en diferentes fracciones de tamaño. ....	46
<b>Figura 5.</b> Comportamiento de flotación de Cu y Mo en muestras de relaves de flotación en función del pH. El tiempo de flotación se fijó en 10 minutos, la adición de PAX en 100 g/t y la densidad de pulpa en suspensión en 20 %. ....	50
<b>Figura 6.</b> Patrones característicos de XRD de muestras concentradas para pruebas realizadas con mezcla colectora/espumante + ácido tánico para recuperar Mo. (a) Concentrado 1 (mezcla colectora/espumante + 150 g/t de ácido tánico durante 30 minutos; (b) Concentrado 2 (limpieza/flotación del concentrado 1 con colector/espumante + 75 g/t de ácido tánico durante 10 minutos) pH del lodo, densidad de pulpa y adición de colector/espumante se fijaron en 11, 20% y 50 g/t respectivamente. ....	56
<b>Figura 7.</b> Diagrama de flujo de la prueba de flotación utilizando una mezcla colectora/espumante de 50 g/t, ácido tánico de 150 g/t con análisis químico de las fracciones de espuma y cola (condiciones de flotación: densidad de pulpa del 20 %, pH 11 y tiempo de flotación de 20 minutos). ....	57

# **CAPITULO I**

## **GENERALIDADES**

En este capítulo incluimos algunos aspectos relevantes de la Empresa Minera Chinalco Perú y algunos aspectos vinculados al desarrollo de esta tesis.

### **1.1 Acerca de Minera Chinalco Perú S.A. (Chinalco Perú)**

La Empresa Minera Chinalco Perú, es una compañía operadora del Proyecto Toromocho, ubicado en la región Junín, provincia de Yauli, distrito de Morococha. Su sistema de explotación es el de Open Pit (Tajo Abierto), siendo sus principales productos los concentrados de cobre, molibdeno y plata. Para el efecto tiene instalada una planta concentradora

Minera Chinalco Perú, filial de Aluminium Corporation of China (Chinalco), invirtió en el año 2010 alrededor de \$500 millones en la construcción de su proyecto Toromocho, ubicado en la región Junín al este de Lima.

Previamente la empresa, invirtió \$200 millones en Toromocho un año antes, para la aprobación del EIA para iniciar la etapa de construcción.

Minera Chinalco Perú, filial de Aluminium Corporation of China (CHINALCO), la minera polimetálica más importante de China con presencia global, tercera en la producción mundial de aluminio, es responsable del Proyecto Toromocho, un

proyecto de cobre/molibdeno ubicado en Morococha , provincia de Yauli, región Junín, a 140 kilómetros al este de Lima ya 4600 msnm en los Andes centrales del Perú. Toromocho es uno de los proyectos cupríferos más grandes del Perú y del mundo, con una inversión de 2.150 millones de dólares, la empresa tiene el compromiso de ser un vecino social y ambientalmente responsable, especialmente con las comunidades de su área de influencia y la Región Junín.

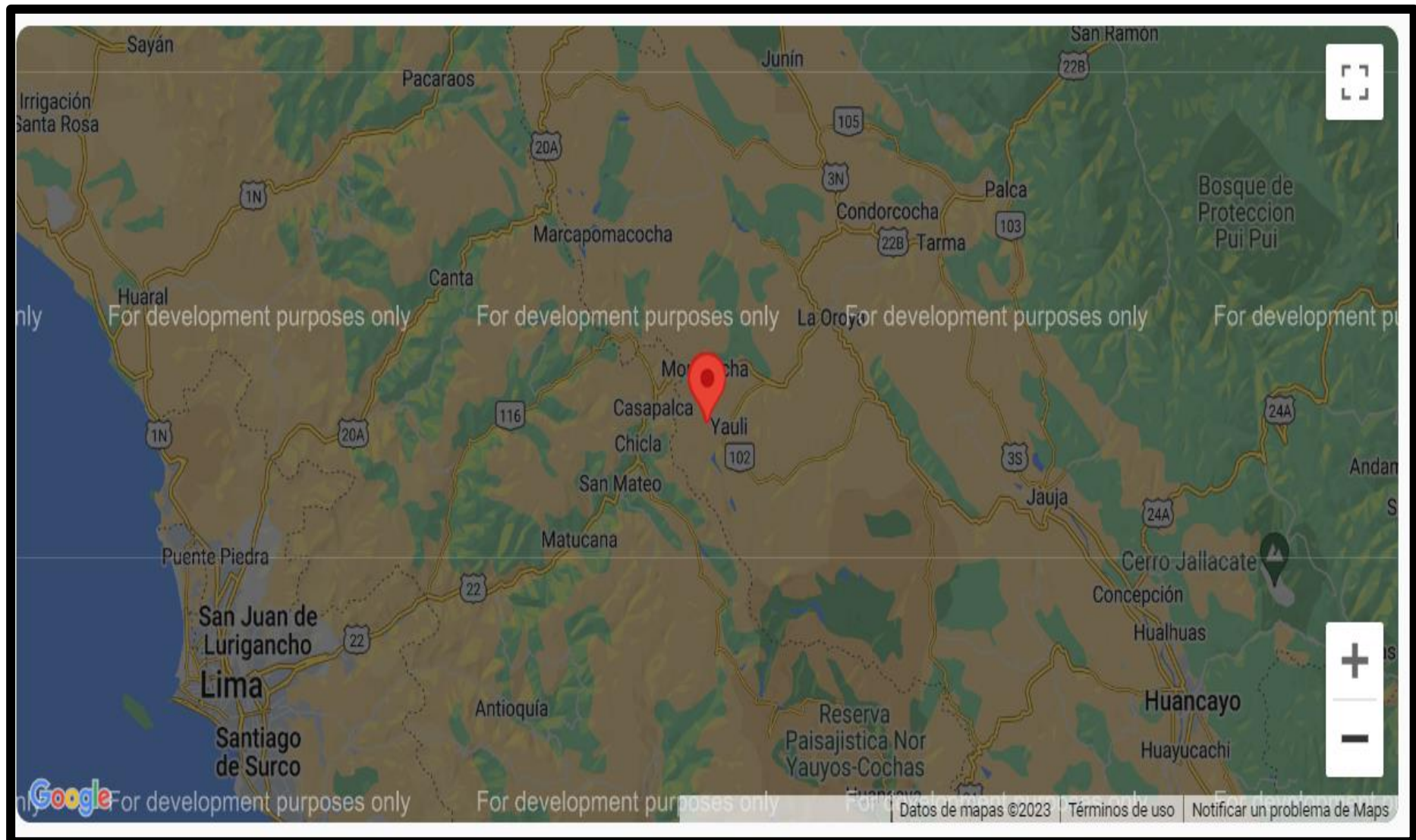
En las comunidades locales, Chinalco Perú impulsa políticas de responsabilidad social en tres áreas clave: Educación, Salud y Desarrollo Económico; estas políticas han dado lugar al desarrollo de diversos programas sociales e impulsos económicos locales.

Hoy, Chinalco Perú es una de las empresas más importantes de China Copper y la compañía extranjera más grande de propiedad absoluta de CHINALCO.

### **1.1.1 Ubicación**

La UM Toromocho se ubica en los distritos de Morococha y Yauli, en la provincia de Yauli, en la región Junín. Se precisa que no existen centros poblados ubicados en el área de emplazamiento de los componentes existentes, ni de los componentes proyectados; asimismo, la UM Toromocho no se ubica en tierras y/o territorios de comunidades campesinas, nativas y/o de pueblos indígenas. El área que ocupa la mayor parte de sus componentes (tajo Toromocho, depósitos de desmonte, depósitos de mineral de baja ley, depósito de relaves y planta concentradora) presenta una topografía montañosa y accidentada, pues se encuentra adyacente a las Altas Cumbres de los Andes Centrales con altitudes que varían entre 4400 m y casi 5000 m.

## MAPA DE UBICACIÓN DEL PROYECTO TOROMOCHO



### 1.1.2 Geología del Proyecto Toromocho

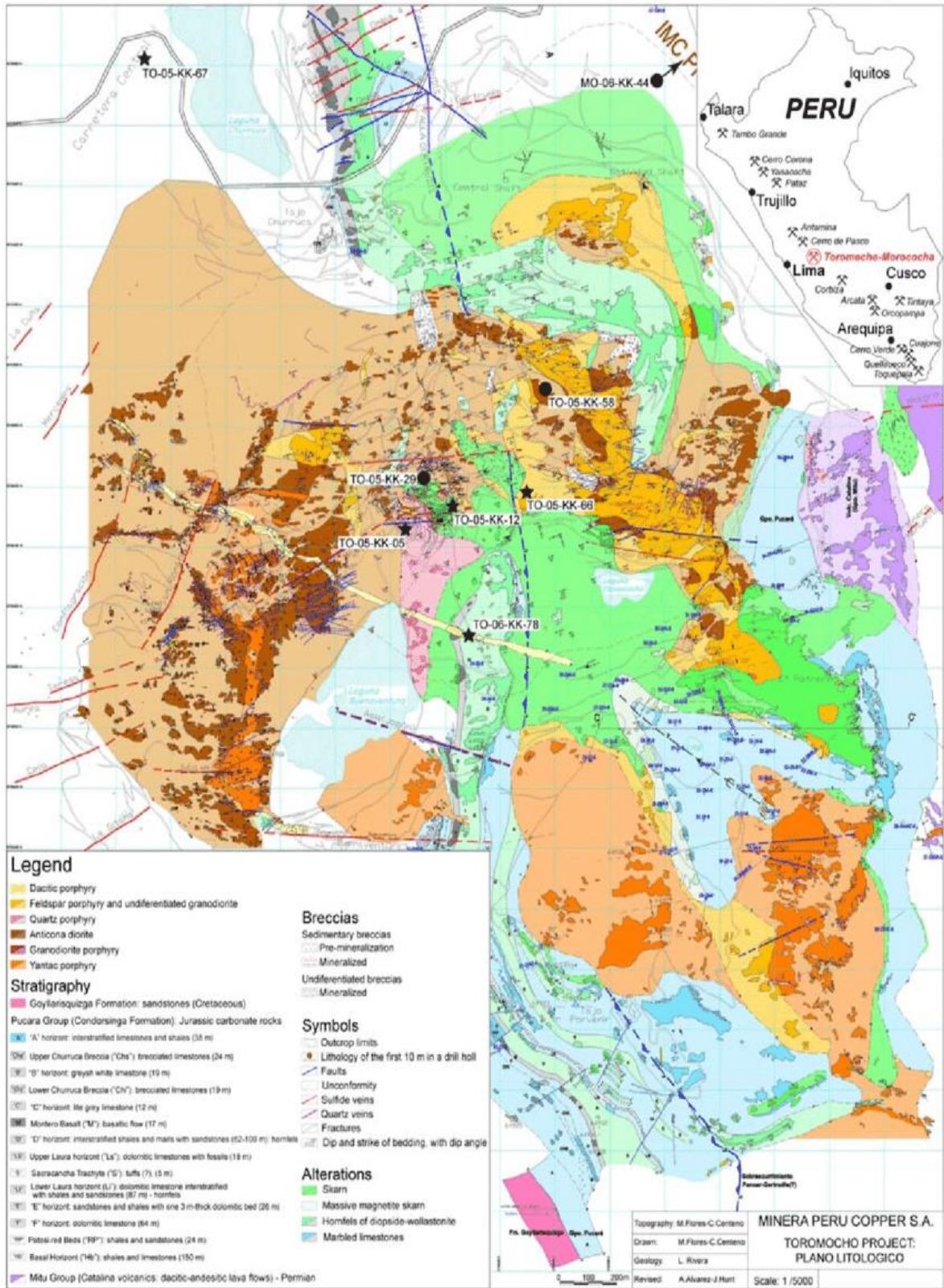
La veta de metal base relacionada con el pórfido y la mineralización de reemplazo (es decir, la mineralización polimetálica de la Cordillera) en el distrito de Morococha, Perú central, es parte de un gran sistema magmático-hidrotermal asociado con el emplazamiento de varias intrusiones de pórfido del Mioceno tardío y la formación de importante Cu-Mo mineralización. Las vetas de Zn-Pb-Ag-Cu sobreimprimen el depósito gigante de Cu-Mo del pórfido Toromocho en el centro del distrito y muestran una zonación concéntrica típica del metal base (Cu → Zn, Pb → Ag) que cubre un área de aproximadamente 50 km<sup>2</sup>.

Un estudio detallado de inclusión de fluidos respalda la hipótesis de que la mineralización del metal base precipitó a partir de fluidos de tipo pórfido de densidad intermedia, ricos en metales, enfriados y evolucionados. En las primeras etapas de la formación de vetas de metal base de la Cordillera, las inclusiones fluidas tienen salinidades bajas de ~2 a 5 % en peso de NaCl equiv, contenidos de CO<sub>2</sub> de 3 a 10 % mol y temperaturas de homogeneización (Th) de 380° a 340°C. Son similares a inclusiones fluidas de densidad intermedia atrapadas en una veta de cuarzo lechoso anterior a la mineralización polimetálica de la Cordillera, con salinidades bajas similares (3,0–3,8 % en peso de NaCl equiv) y bajos contenidos de CO<sub>2</sub> (6,5–8 mol %), pero mayores Th de ~ 420° a 410°C. Durante el enfriamiento de los fluidos de densidad intermedia de 400° a 300°C, el régimen de presión litostática cambió a uno hidrostático. Los fluidos sufrieron caídas de presión, así como separación de fases (es decir, desmezcla) y perdieron la mayor parte de su CO<sub>2</sub>. Adquirieron salinidades moderadas, en algunos casos intermedias (~hasta 16 wt % NaCl) a composiciones de salmuera. Sin embargo, la mayor parte del fluido magmático

retuvo una baja salinidad mientras continuaba enfriándose en condiciones de sistema abierto y precipitaba tenantita-tetraedrita, calcopirita, enargita, esfalerita y galena. Al enfriarse por debajo de 270 °C, los fluidos depositaron abundante rodocrosita y cuarzo, mientras seguían la curva de ebullición hacia condiciones de P-T más bajas. Estos datos registran una evolución de la precipitación mineral desde ambientes profundos (profundidad mínima de 2 a 1,5 km) a ambientes poco profundos (300 a 800 m). Los datos de isótopos estables de oxígeno, hidrógeno y carbono indican que los fluidos hidrotermales tienen una firma predominantemente magmática y fueron diluidos por aguas meteóricas durante la etapa de carbonato.

Las concentraciones de cobre (5,000–18,000 µg/g), azufre (hasta 12,000 µg/g) y hierro (2,100–6,000 µg/g) en las inclusiones fluidas de densidad intermedia en las vetas de cuarzo lechoso son aproximadamente de 5 a 10 veces más altas que en las inclusiones de densidad intermedia de las primeras vetas de metal base de la Cordillera. Los metales base Zn, Pb y Mn tienen concentraciones comparables entre 100 y 1000 µg/g para ambos tipos de fluidos. Estos hallazgos sugieren que los fluidos identificados en las vetas polimetálicas de la Cordillera tienen una composición similar a los fluidos de tipo pórfido y podrían haberse derivado de este último después de la precipitación de sulfuros que contienen Cu y Fe en un ambiente de pórfido más profundo.

Los nuevos datos explican los patrones de zonificación de metales básicos y preciosos comúnmente observados que se encuentran en distritos centrados en pórfidos (por ejemplo, Bingham, Butte) y muestran que tanto la mineralización de pórfidos como la polimetálica pueden precipitar a partir de pulsos de fluidos magmático-hidrotermales similares.



Mapa geológico del Proyecto Toromocho



## **CAPITULO II**

### **FORMULACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN**

La metodología científica es la herramienta básica para presentar la formulación de la presente investigación, en tal sentido, en la estructuración se incluye la formulación del problema, objetivos, justificación, hipótesis y las variables.

#### **2.1. Planteamiento del problema**

La flotación es uno de los métodos más utilizados para la concentración de minerales. El proceso de separación es un proceso basado en la química de superficies para la separación de partículas finas que se basa en la diferencia de humectabilidad en las superficies de las partículas sólidas. La flotación se utiliza principalmente en la concentración de minerales, el tratamiento de aguas residuales industriales y la purificación del agua.

En la actualidad, los residuos de los procesos mineralúrgicos y metalúrgicos se consideran materias primas potencialmente explotables y económicas, ya que consisten en minerales extraídos y triturados donde se encuentran los metales básicos de interés. Este creciente interés por los desechos mineralúrgicos y

metalúrgicos se debe en un primer momento al agotamiento de los recursos minerales en los países más industrializados junto con el desarrollo de tecnologías actualizadas que permiten el beneficio de minerales incluso de los depósitos más pobres.

Además, se observa en todo el mundo la tendencia decreciente en la ley de corte en la mayoría de los yacimientos de fama mundial a medida que avanza su extracción. Los expertos involucrados en el comercio mundial de recursos minerales y metales argumentan que la reutilización de metales junto con el reprocesamiento de residuos de procesos metalúrgicos y mineralúrgicos pueden influir positivamente en la disponibilidad de metales y, en consecuencia, estabilizar sus precios en el mercado mundial.

Este cambio de actitud hacia los relaves y residuos de procesos metalúrgicos y mineralúrgicos en todo el mundo se ve estimulado por la adopción de estrictas regulaciones ambientales en el sector minero por parte de la mayoría de los países. De hecho, cuando las grandes pilas de relaves se almacenan o abandonan de manera inadecuada, pueden sufrir meteorización y erosión debido a la exposición a la lluvia y los vientos. Como resultado, las áreas circundantes se verán afectadas por las partículas suspendidas en el aire y la liberación de contaminantes del agua, los suelos, la vegetación y la vida silvestre.

En ese sentido, plantas concentradoras por flotación dedicadas al beneficio de minerales sulfurados de cobre - molibdeno, como es el caso de la Planta Concentradora de la Empresa Minera Chinalco, que procesa este tipo de minerales, se plantea y formula la problemática de este trabajo de investigación.

## **2.2 Formulación del problema**

### **2.2.1 Problema general**

¿Cómo se puede recuperar adecuadamente el cobre (Cu) y el molibdeno (Mo) contenido en los relaves del proceso de flotación en la Empresa Minera Chinalco?

### **2.2.2 Problemas específicos**

- a) ¿Qué reactivos de flotación pueden ser adecuados para mejorar las leyes y recuperaciones en los concentrados de cobre y molibdeno?
- b) ¿Cómo se puede mejorar la liberación de las partículas oxidadas en el relave de flotación de los minerales de cobre y molibdeno?

## **2.3 Objetivos**

### **2.3.1 Objetivo general**

Determinar cómo se puede recuperar adecuadamente el cobre (Cu) y el molibdeno (Mo) contenido en los relaves del proceso de flotación en la Empresa Minera Chinalco.

### **2.3.2 Objetivos específicos**

- a) Determinar cuáles son los reactivos de flotación que pueden ser adecuados para mejorar las leyes y recuperaciones en los concentrados de cobre y molibdeno.
- b) Determinar la metodología para mejorar la liberación de las partículas oxidadas en el relave de flotación de los minerales de cobre y molibdeno..

## **2.4 Justificación**

Para el desarrollo de un estudio de esta naturaleza es importante indicar los aspectos del porque es necesario realizar este estudio de investigación metalúrgica, en este sentido planteamos lo siguiente:

- a) El proceso de flotación de los minerales de cobre y molibdeno en la Empresa Minera Chinalco en su unidad de Toromocho, al ser una planta de reciente funcionamiento, ha ocasionado que se produzcan necesariamente relaves con algunos contenidos de Cu y Mo que pueden ser relevantes y podrían ser recuperados por métodos convencionales.
- b) Es importante mejorar las tecnologías de beneficio de los minerales, provenientes incluso de materiales desechados en algún momento, los cuales como es el caso de los relaves de flotación, que mayormente no requieren de un proceso convencional de conminución, salvo de una ligera molienda que permita limpiar superficies oxidadas en las partículas.
- c) La mejora de los procesos convencionales, como en el caso de la flotación por espumas necesita optimizar las performances metalúrgicas, y estudiar las diferentes variables que gobiernan dichos procesos.

## **2.5 Planteamiento de la hipótesis**

### **2.5.1 Hipótesis general**

El uso de una mezcla de reactivos colectores y espumantes, depresores de  $\text{FeS}_2$  y sílice permite mejorar la ley y la recuperación tanto del cobre (Cu) y molibdeno (Mo) en la Empresa Minera Chinalco.

### **2.5.2 Hipòtesis específicas**

- a) Una mezcla de kerosene, dodecilsulfato de sodio SDS y polietilenaquíletilo como colector y espumante de flotación y ácido tánico son los reactivos adecuados para mejorar las leyes y recuperaciones en los concentrados de cobre y molibdeno.
- b) La flotación se puede mejorar mediante una mayor liberación de partículas utilizando el desgaste y otros métodos de separación necesarios para mejorar la eficiencia de separación.

## **2.6 Variables**

### **2.6.1 Variables independientes**

- Concentración del xantato amílico de potasio
- Adición de MICB
- pH
- Densidad de pulpa
- Tiempo de flotación

### **2.6.2 Variable dependiente**

- Ley de concentrado de cobre
- Recuperación de cobre en el concentrado
- Ley de concentrado de molibdeno
- Recuperación de molibdeno en el concentrado

## **CAPITULO III**

### **MARCO TEÓRICO**

A continuación, se presentan los fundamentos teóricos que van a permitir entender y luego a analizar los resultados de la investigación realizada.

#### **3.1 Fundamentación teórica**

##### **3.1.1 Evaluación histórica del potencial de recuperación de metales de antiguos relaves mineros**

La actividad minera metálica ha sido fuente de grandes volúmenes de relaves que deben almacenarse en depósitos de relaves. Dado que los relaves pueden contener metales valiosos residuales, a menudo son objeto de estudios de evaluación destinados a encontrar una forma factible de reprocesamiento. Uno de estos depósitos se construyó y operó durante la década de 1930 para la explotación de un depósito de pórfido de cobre gigante en Chile, un depósito que todavía se encuentra en explotación en la actualidad.

Para estos relaves antiguos se varió una evaluación histórica sobre el potencial de recuperación de cobre en un escenario de reprocesamiento por

flotación. Sobre la base de los conceptos teóricos y los datos operativos históricos disponibles, se puede demostrar que la razón principal de las leyes de cobre relativamente altas que se encuentran en estos relaves son las correspondientes leyes altas de los minerales procesados, en lugar de ser el resultado de una tecnología de flotación pasada ineficiente. con las consiguientes bajas recuperaciones.

Por el contrario, el circuito de flotación anterior era óptimo en cuanto a la recuperación de sulfuros de cobre favorecido por el alto contenido de cobre menos restrictivo de estos sulfuros. De forma consistente, se argumenta para el caso de estudio que los principales avances en los circuitos de flotación se han centrado en mejorar la selectividad sin sacrificar la recuperación, debido a los cambios en la mineralogía de los minerales explotados.

Estos son hechos relevantes para un escenario de reprocesamiento, indicando un bajo potencial de recuperación de cobre si se considera la actual tecnología de flotación convencional; por lo tanto, otras tecnologías de procesamiento y/o más nuevas podrían ser más eficientes para la recuperación del cobre restante. Existen alternativas hidrometalúrgicas potenciales para el reprocesamiento, pero se esperan limitaciones en relación con el tamaño de molienda del material de relaves.

La actividad minera es y ha sido vital para la economía de muchos países, como es el caso del Perú, especialmente desde principios del siglo XX. Ha resultado no solo en la producción de metales sino también en la generación de productos de desecho, particularmente cuando se procesan minerales de sulfuros de depósitos de pórfidos de cobre. Esto genera grandes cantidades de relaves que deben

almacenarse en instalaciones de almacenamiento de relaves. Estos relaves mineros son la roca triturada de grano fino restante (1–600  $\mu\text{m}$ ) después de que se hayan extraído los minerales de importancia económica, mezclados con el agua de proceso asociada que incluye metales disueltos y reactivos de procesamiento. Dado que la fase sólida de los relaves puede contener metales valiosos remanentes que no se recuperaron en el pasado, representan recursos potenciales y, por lo tanto, son objeto de estudios de evaluación y, eventualmente, de reprocesamiento.

El reprocesamiento implica que el material de relaves se utiliza como materia prima para producir productos valiosos, como minerales y metales recuperados. Según Gordon (2002), los relaves mineros pueden observarse como la fuente individual más grande de cobre en los depósitos de desechos en el ciclo del cobre de EE. UU. Se clasificaron los relaves como existencias valiosas de metales en la "tecnosfera", lo que indica que el reprocesamiento también podría ser una tecnología de recuperación innovadora.

El reprocesamiento de relaves para la recuperación de metales como oro, cobre o hierro es una práctica pasada y actual. Se brinda una descripción general de los desechos de la minería y el procesamiento de minerales como recurso; en 1994, por ejemplo, el 2% de la producción mundial total de cobre provino de relaves reelaborados. En Chile desde principios de la década de los noventa se han establecido empresas mineras dedicadas exclusivamente a reprocesar relaves de pórfido de cobre viejos y frescos para recuperar cobre y molibdeno.

El reprocesamiento de relaves viejos que contienen cantidades significativas de cobre podría resultar en una tasa de producción más alta que el procesamiento de minerales primarios, especialmente considerando que ya fueron extraídos y



procesados. Sin embargo, si los minerales de sulfuros de cobre están finamente diseminados e intercrecidos con pirita y asociados u ocluidos con minerales de ganga, el reprocesamiento puede no ser factible debido a los altos costos involucrados tanto en la separación como en la liberación. Además, la especiación resultante del cobre remanente de los relaves y los posibles cambios químicos que podrían afectar el cuerpo “mineral” desde su depósito condicionarán cualquier proceso de recuperación.

Con respecto a la razón detrás de las leyes de cobre relativamente altas que se pueden encontrar en los relaves antiguos, algunos autores han argumentado que esto podría deberse a una tecnología de recuperación ineficiente en el pasado. Para tal escenario, el reprocesamiento podría ser una apuesta ganadora considerando la tecnología disponible actualmente, pero la razón subyacente podría no ser las recuperaciones anteriores más bajas.

De hecho, según Gordon (2002), la recuperación promedio mundial de cobre lograda por la tecnología de flotación no ha cambiado desde su inicio en la década de 1920. Por lo tanto, se debe realizar un análisis particular y más profundo, ya que encontrar la razón detrás de las leyes más altas podría ser el punto de partida en cualquier diseño de reprocesamiento futuro.

Es una práctica actual evaluar el potencial de recuperación de metal de los relaves a través de la cantidad y las leyes del material almacenado en combinación con campañas de pruebas metalúrgicas, una empresa que consume tiempo y dinero. El propósito de este trabajo es realizar tales evaluaciones para viejos relaves de pórfido de cobre de Chile en un escenario de reprocesamiento por flotación, solo con base en conceptos teóricos especialmente desarrollados y datos operativos

históricos disponibles como un primer paso económicamente eficiente de una iniciativa de reprocesamiento o incluso remediación.

### **3.1.2 Reprocesamiento de minerales de cobre**

El cobre es ampliamente utilizado en el mundo moderno. Excelente conductor de la electricidad, se utiliza en la industria eléctrica, en la industria de la construcción por su buena resistencia a la corrosión y en la fabricación de intercambiadores de calor en sistemas de calefacción y refrigeración por su excelente conductividad térmica. La producción de cobre ha aumentado a lo largo del siglo XX y esta tendencia ha continuado durante los últimos veinte años. Se espera que la demanda de cobre aumente significativamente para el año 2030. Debido a los altos precios de este metal y la falta de yacimientos, parte de la demanda puede cubrirse con la extracción de relaves que contienen cobre. En el pasado, debido al menor nivel de desarrollo tecnológico y los precios más bajos del cobre, los materiales comparables en contenido de cobre a los minerales de cobre extraídos en la actualidad terminaron en relaves. Dado que estos son materiales ya procesados, los costos de extracción, trituración y molienda se eliminan en gran medida, lo que los convierte en materias primas prometedoras.

En el pasado, los precios de varios metales no ferrosos eran algo más bajos que en la actualidad, y esta es la razón principal por la que la industria minera dejaba cantidades significativas de esos metales en presas de relaves en todo el mundo. Los precios de los metales no ferrosos simplemente no permitían un compromiso excesivo en lo que respecta al procesamiento y beneficio de minerales. La segunda razón, igualmente importante, de la baja eficiencia del procesamiento del mineral era el equipo, que no era tan avanzado como lo es hoy.

El cobre se considera uno de los primeros metales extraídos y utilizados por la humanidad, y ha contribuido significativamente a la mejora de la sociedad desde el comienzo de la civilización. Más concretamente, el cobre es un metal que se ha utilizado durante unos 10.000 años y no hay indicios de que vaya a ser sustituido por un material similar en un futuro próximo. El precio del cobre ha alcanzado su punto máximo recientemente debido a que las preocupaciones sobre las interrupciones del suministro y la fuerte demanda han aumentado las expectativas de un mercado ajustado. Este metal de transición energética clave, que también se usa ampliamente en la construcción, se cotiza a alrededor de \$ 10,000 por tonelada. El precio se encuentra en su nivel más alto desde julio de 2011, cuando el cobre se cotizaba aproximadamente al mismo precio. Los analistas de Goldman Sachs esperan que los precios del cobre alcancen los \$15 000 por tonelada en 2025, impulsados por la alta demanda, que se prevé que crezca casi un 600 % para 2030. Es probable que la demanda proyectada genere un déficit de suministro y precios más altos del cobre, lo que a su vez es probable que desencadenen nuevos ciclos de inversión.

A pesar del hecho de que los seres humanos han utilizado el cobre durante 10 000 años, antes de 1900 se extraía una cantidad insignificante de cobre. Aproximadamente la mitad de la cantidad total de cobre se produjo en 1998, mientras que otra mitad se extrajo en el últimos 22 años. La producción total de cobre desde 1900 hasta finales de 2020 fue de unos 740 millones de toneladas. En una situación en la que la demanda mundial de cobre está creciendo y los precios del cobre aumentan constantemente, el reprocesamiento de los relaves de cobre se está convirtiendo en una decisión cada vez más lógica. En la mayoría de los relaves

de cobre depositados en el último siglo, hay un contenido suficientemente alto de componentes valiosos para que los relaves puedan ser económicamente explotados y considerados un recurso futuro potencial.

Hoy en día, el desarrollo de nuevas tecnologías permite la explotación del cobre, que en el pasado se disponía junto con los relaves debido a procesos ineficientes de extracción de cobre. Otro motivo que posibilita la explotación de relaves de cobre es el alto precio del cobre en el mercado mundial. En el pasado, los relaves, que ahora se consideran una valiosa fuente de metales, se trataban como desechos debido al bajo precio del cobre.

En el siglo pasado, el contenido de cobre de algunos relaves llegó al 0,75 %, lo que significa que estos relaves históricos pueden tener un contenido más alto que los depósitos actuales, que en su mayoría contienen entre 0.2 % y 0.8 % de cobre. Sin embargo, como cada depósito individual es al menos un poco diferente de todos los demás, y en consecuencia también lo es la presa de relaves, es imposible predecir de antemano el procedimiento óptimo para el reprocesamiento.

Un efecto secundario significativo y, sobre todo, positivo del reprocesamiento de relaves es la protección del medio ambiente al eliminar o al menos reducir la exposición a sustancias peligrosas.

El equilibrio económico del reprocesamiento de relaves también se puede mejorar a través de la protección ambiental si un gobierno o comunidad está interesado en rehabilitar un área degradada por relaves y está dispuesto a asignar fondos a dicho proyecto. Si se eliminan del material metales pesados y otras sustancias potencialmente dañinas, también se puede considerar la venta del material remanente para uso cotidiano en consumo masivo.

Dado que el material en las presas de relaves ya está acumulado en grandes cantidades y ha sido objeto de extracción y cierto procesamiento de minerales, como trituración y molienda del mineral original, se espera que los costos sean más bajos que los asociados con la extracción de metales de los depósitos.

En la explotación de yacimientos, la minería representa el costo más alto y junto con los costos de chancado y molienda en el caso de una concentradora de cobre de 100.000 t/día, los costos de minería representan la mayor parte de todos los costos.

Debido a las muchas ventajas del retratamiento de relaves, varias plantas de retratamiento de relaves ya están en funcionamiento en todo el mundo, y se espera que muchas más comiencen a producir cobre en un futuro próximo.

Si se van a extraer minerales metálicos de minerales o relaves, existen varias opciones químicas. Los minerales pueden estar sujetos a pirometalurgia, lo que implica la exposición a altas temperaturas; hidrometalurgia, que requiere solventes; o la electrometalurgia, que utiliza alta potencia eléctrica, aunque también son posibles combinaciones de diferentes procesos. Con mucho, el proceso más común entre los mencionados es la pirometalurgia, o más específicamente, la fundición. Todos estos procesos son, por lo demás, bastante intensivos en energía.

Esta es la razón principal por la cual la fundición no se lleva a cabo hasta que el mineral de cobre se haya concentrado al máximo mediante los procedimientos de procesamiento del mineral, por ejemplo, hasta un 25%. Esto también reduce los costos de transporte. Los procesos físicos para separar minerales valiosos y de ganga son exactamente lo contrario de los procesos químicos en términos de entrada de energía.

### **3.1.3 Mejora potencial del procesamiento integral de mineral de cobre-molibdeno mediante la participación parcial de relaves**

Los relaves de plantas complejas de procesamiento de minerales que utilizan diagramas de flotación selectiva a granel se componen de una serie de productos. El contenido de metal de los relaves de concentración final es comparable con el contenido de metal del mineral inicial, por lo tanto, estos relaves pueden ser un suministro de recursos para las plantas de procesamiento. Se describe el enfoque para seleccionar circuitos de procesamiento y usar sus relaves como fuente de alimentación para etapas de proceso independientes.

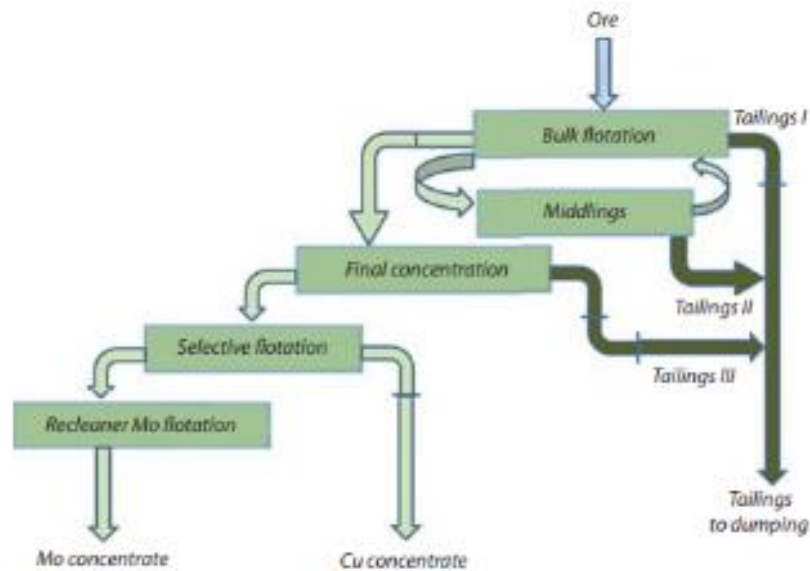
En tales etapas del proceso, es posible producir concentrados a granel para mezclarlos con algunos otros productos de una planta de procesamiento u organizar la producción autosostenida de concentrados comercializables. Se ejemplifica la implementación del enfoque en una planta de procesamiento de mineral de cobre y molibdeno. El diagrama de flujo desarrollado permite la producción de concentrados de cobre, molibdeno y pirita de calidad.

Los desechos de minería y procesamiento actuales y antiguos se componen de estériles, minerales subeconómicos y relaves. Estas acumulaciones localizadas y su contenido de componentes comerciales, a menudo comparables con el contenido mineral comercial del mineral producido actualmente, sugieren considerarlas como reservas de reserva. Al mismo tiempo, la naturaleza y las propiedades del proceso de los componentes de los desechos mineros varían considerablemente; por esta razón, si una planta de procesamiento utiliza sus diagramas de flujo habituales para el tratamiento de relaves viejos, el producto final tendrá una capacidad de manejo baja. Entonces, desde el punto de vista de la

tecnología y considerando el cambio drástico en la composición de fases (en primer lugar, formas sulfuradas y oxidadas) de los residuos mineros antiguos, es preferible procesar los relaves actuales.

Los métodos reales de reextracción de metales de los relaves actuales se basan principalmente en la clasificación mecánica de los relaves con "atrapamiento" de productos espumosos enriquecidos con metales no ferrosos. El rendimiento de los relaves varía en este caso dentro de los límites del error estadístico, y el medio obtenido no puede asumirse como un producto comercializable debido a su calidad. Sin embargo, dado que los relaves totales están compuestos por relaves de unas pocas etapas del proceso, incluida la concentración final, es posible identificar los relaves de las etapas del proceso que se pueden utilizar como alimentación para las etapas del proceso independientes del ciclo.

En la actualidad, la planta de procesamiento de Erdenet opera el diagrama de flujo de preparación de mineral Cu-Mo de dos fases [2]. El diagrama de flujo incluye tres etapas secuenciales del proceso (Fig. 1): concentración a granel con producción de concentrado de Cu-Mo a granel con un contenido de Cu de 15 a 17 % y un contenido de Mo de 0,4 a 0,5 %; concentración final (flotación cobre-molibdeno según la terminología) con producción de concentrado de Cu-Mo con un contenido de cobre no inferior al 23.5%; concentración de molibdeno con producción de concentrado de molibdeno de calidad (no menos del 47% de contenido de Mo); el concentrado de cobre es el medio de la flotación de molibdeno rougher.



**Figura 1.** Diseño general del procesamiento de mineral de cobre-molibdeno en Erdenet PP

En consecuencia, los relaves de Erdenet PP se componen de tres productos de proceso:

- relaves de flotación a granel del reciclador (relaves I);
- relaves de ciclo intermedio (relaves II);
- Relaves de flotación Cu–Mo (relaves III).

Estructuralmente, el ciclo de concentración final es un diagrama de flujo canónico de las flotaciones rougher, cleaner y scavenger. La espuma de flotación del eliminador es el concentrado de Cu-Mo bulk.

Los medios de flotación scavenger son relaves III. Dado que la alimentación de esta etapa del proceso es un concentrado bulk comparativamente rico, los relaves de concentración final son el producto con un contenido de cobre de 0.2 a 0.5 % y un contenido de molibdeno de 0.1 a 0.2 %. Dicho contenido de cobre se



explica por la presencia de agregados, régimen reactivo o violaciones de procedimiento, pero el mayor grado (del orden de 10) de concentración de molibdeno está condicionado ante todo por la depresión de pirita en el ciclo final de concentración. El objetivo del ciclo es el concentrado de Cu–Mo con contenido de calidad de cobre (23,.5%).ç

Este objetivo se alcanza mediante la flotación de concentración final en medio de cal: el contenido de CaO es de 400–500 mg/l en la flotación más gruesa y hasta 700 mg/l en la flotación depuradora. Bajo tales condiciones, la depresión de poco molibdeno es inevitable.

Ese rango de contenidos permite asumir los relaves de concentración final como alimentación para el ciclo de flotación autónomo con la producción de concentrados de cobre y molibdeno.

El objetivo de esta investigación es el desarrollo de la tecnología para la producción de concentrados comercializables de cobre y molibdeno a partir de relaves III.

#### **3.1.4 Recuperación de valores de un flujo de relaves de cobre porfirítico**

Se sabe desde hace tiempo que la eficiencia del proceso de flotación por espuma depende en gran medida del tamaño de las partículas. Para los minerales de sulfuro, normalmente se logran buenas recuperaciones en los circuitos de flotación industrial para partículas en el rango de tamaño de 30 a 150 µm. Las partículas fuera de este tamaño crítico generalmente se pierden en las operaciones industriales y se rechazan en las corrientes de relaves debido a las limitaciones inherentes asociadas con las interacciones físicas que ocurren en las fases de pulpa y espuma de los equipos de flotación convencionales.

En respuesta a estas limitaciones, se llevó a cabo una serie de estudios experimentales para determinar si las partículas previamente perdidas como relaves podrían recuperarse económicamente utilizando un conjunto de tecnologías de flotación novedosas desarrolladas para mejorar partículas ultragrasas y ultrafinas en la industria de minerales industriales.

Para el caso de partículas ultra gruesas, se probó un sistema de flotación en lecho fluidizado denominado separador HydroFloat™. Los datos obtenidos con este novedoso dispositivo de flotación en ensayos a escala piloto y de laboratorio mostraron que se podía lograr una buena recuperación de los valores de sulfuro perdidos anteriormente hasta 850  $\mu\text{m}$  de diámetro. De manera similar, para partículas ultrafinas, se probó una celda de columna basada en cavitación de alta intensidad.

Esta tecnología, que utiliza el contacto de alto cizallamiento de lodo y gas, fue capaz de recuperar valioso sulfuro ultrafino que anteriormente se perdía debido a la baja eficiencia de captura de los procesos de flotación convencionales. Los objetivos de este artículo son (i) describir los principios operativos únicos de estas dos tecnologías avanzadas de flotación y el equipo de clasificación auxiliar asociado, (ii) presentar datos de pruebas experimentales a escala piloto y de laboratorio que muestren los beneficios metalúrgicos del nuevo diagrama de flujo propuesto. para el procesamiento de relaves de sulfuro, y (iii) proporcionar un análisis genérico de costo-beneficio del sistema propuesto para recuperar los valores perdidos en las corrientes de relaves de sulfuro existentes

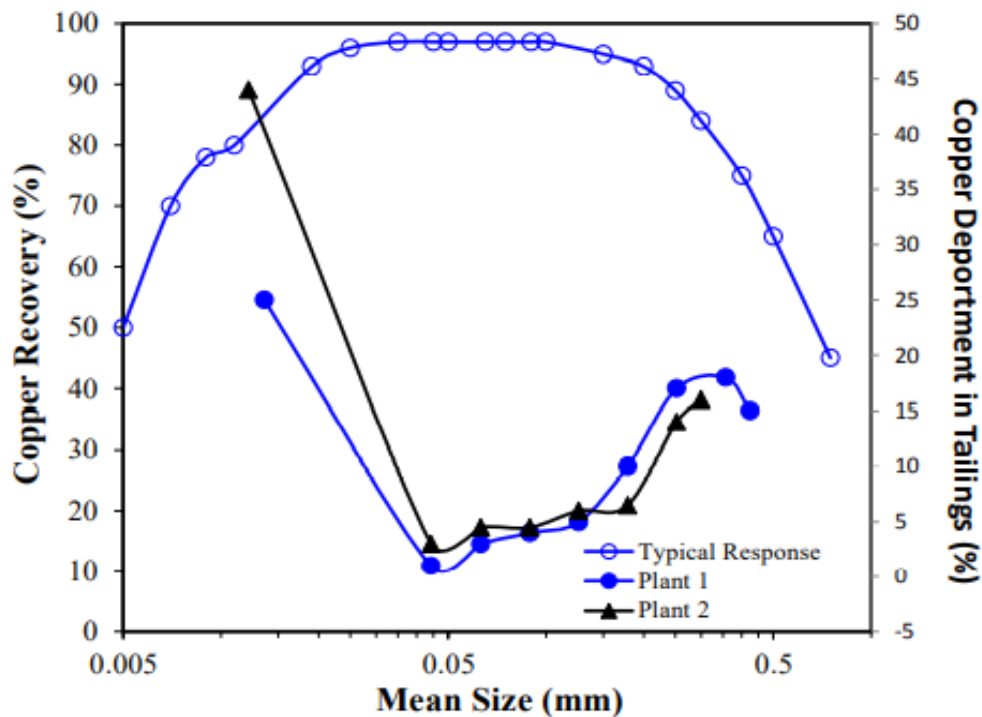
Mejorar la recuperación de partículas gruesas (+150  $\mu\text{m}$ ) y ultrafinas (-30  $\mu\text{m}$ ) en flotación ha sido un objetivo de larga data dentro de la industria de procesamiento

de minerales. La investigación sobre la relación entre el tamaño de las partículas y la flotabilidad comenzó a principios de la década de 1930 en un trabajo presentado por Gaudin y otros (1931) que demostró que las partículas gruesas y finas son más difíciles de recuperar que las partículas de tamaño intermedio.

Esta relación es cierta para la mayoría de los minerales, aunque el rango de tamaño óptimo puede cambiar dependiendo del mineral que se esté procesando. Este hallazgo se ilustra en la Figura 2, que muestra la respuesta de flotación del mineral de cobre en función del tamaño de partícula utilizando técnicas de flotación convencionales.

Este hallazgo ha sido confirmado a través de innumerables investigaciones que muestran que la recuperación se maximiza entre 30 y 150  $\mu\text{m}$ . La inspección de la Figura 2 muestra que hay una clara caída en la recuperación fuera de este rango cuando se usan técnicas de flotación convencionales, lo que da como resultado una concentración de metales en los relaves ultrafinos y gruesos. Esto se ilustra a partir de los datos de comportamiento que se trazan junto con los datos de recuperación en la Figura 2.

Estos datos se recopilaron de plantas operativas donde se analizaron muestras de la corriente de relaves tamaño por tamaño. Como se muestra, aún queda una cantidad significativa de valor en los relaves en las fracciones de tamaño más fino y más grueso.



**Figura 2.** Respuesta típica de flotación convencional y comportamiento correspondiente de metales productivos en relaves

Para partículas más finas, la recuperación más baja se atribuye típicamente a las bajas tasas de colisión de burbujas y partículas que reducen la probabilidad de unión. Las bajas tasas de colisión para material más fino generalmente se pueden superar utilizando equipos que mejoran la tasa de flotación.

La velocidad de flotación se puede aumentar aumentando el área superficial total del aire que asciende a través de la celda de flotación reduciendo el diámetro de la burbuja (es decir, microburbujas o picoburbujas) o aumentando la velocidad del gas. Incluso con la generación de burbujas más pequeñas, la recuperación aún puede ser un desafío, ya que normalmente se requieren tiempos de retención más largos para partículas más finas. Además, a medida que las plantas y los equipos continúan creciendo en tamaño, muchos de los ahorros de capital logrados al utilizar

menos celdas se pierden debido a una intensidad de mezclado ineficiente. Por el contrario, la reducción en la recuperación de partículas gruesas a menudo se atribuye al desprendimiento debido a la turbulencia excesiva dentro de las celdas de flotación mecánicas convencionales.

Este tipo de celdas de flotación operan con objetivos contradictorios. Una celda convencional necesita proporcionar suficiente agitación para mantener todas las partículas en suspensión, cortar y dispersar las burbujas de aire y promover la colisión entre burbujas y partículas. Sin embargo, este enfoque es contraproducente para la recuperación de partículas gruesas que requiere un sistema inactivo para minimizar el desprendimiento. Los datos muestran que el tamaño máximo de partículas flotantes cae drásticamente cuando las condiciones son turbulentas, pero puede aumentar varios milímetros cuando las condiciones son inactivas. Además de la turbulencia, la expresión superficial del mineral de interés también puede crear desafíos cuando se trata de partículas gruesas.

Se acepta comúnmente que la liberación, o más exactamente la expresión de la superficie mineral, aumenta con la disminución del tamaño de las partículas. Una expresión de superficie más alta proporciona más sitios para la unión de burbujas. Además, la expresión superficial mínima para partículas más gruesas que 150  $\mu\text{m}$  puede crear una situación en la que la fuerza de unión de burbujas/partículas sea baja. Esta condición refuerza la necesidad de un entorno de flotación no turbulento.

### **3.2 Análisis del proceso propuesto**

Muchos depósitos de mineral de sulfuro de cobre se encuentran con molibdeno, principalmente asociado con minerales de ganga de pirita y silicato. La

flotación se aplica principalmente para recuperar sulfuros de cobre y molibdeno y sus leyes generalmente se mejoran a más del 25% para alimentar las operaciones de fundición. En algunas minas de Cu y Mo de todo el mundo, durante la flotación a granel de Cu y Mo, la recuperación de Mo suele ser menor que la de Cu. Esto generalmente se atribuye a una liberación deficiente, recubrimiento de lodos, trastornos del proceso, lo que da como resultado que tanto el Cu como el Mo se presenten en las corrientes de relaves y queden grandes cantidades de estos desechos en muchas partes del mundo.

Debido a la mayor utilización de metales de Cu y Mo en muchas industrias y el rápido agotamiento de los depósitos de mineral existentes, la investigación sobre el desarrollo de procesos para tratar de forma económica los depósitos de baja ley, los relaves de la mina y del proceso, los recursos con alto contenido de impurezas y los desechos industriales seguirán exigiendo una mayor atención.

La molibdenita ( $\text{MoS}_2$ ) es altamente hidrofóbica y flota fácilmente entre otros minerales sulfurados, pero su enriquecimiento o concentración por flotación no siempre es sencillo. El enriquecimiento por flotación de minerales que contienen ganga de arcilla ha resultado en la disminución de la recuperación de molibdeno a poco menos del 40% de recuperación.

El tratamiento de dichos desechos por flotación constituye una reducción de la carga ambiental y es económicamente factible dado que el material ya se ha reducido al tamaño para el tratamiento directo, lo cual también se analiza ampliamente en la literatura.

**Tabla 1***Composición química de la muestra de relaves flotación original*

Elemento	Cu	Mo	Fe	SiO <sub>2</sub>	Otros
Contenido (wt %)	0.38	0.23	36.66	37.37	25.36

Sin embargo, los materiales también plantean otros desafíos, como cambios en la superficie durante la exposición al medio ambiente, finos, liberación deficiente, etc., que afectarán las condiciones de flotación, incluidas las selecciones y concentraciones de colectores/espumantes, extensión de la modificación de la superficie por desgaste o adición de promotores y depresores. entre otros. Tales desafíos son discutidos por muchos otros investigadores.

En este estudio, los recursos de Cu y Mo contenidos en los relaves de flotación de minerales sulfurados asociados con FeS<sub>2</sub> y SiO<sub>2</sub> se utilizaron como material de partida para desarrollar una opción de tratamiento de flotación para su posterior recuperación. Se investigaron los parámetros de flotación, incluidos el pH de la suspensión, las concentraciones del colector y del espumante, la adición de depresores de FeS<sub>2</sub> y SiO<sub>2</sub>, y el tiempo para evaluar la recuperación de Cu y Mo.

## **CAPITULO IV**

### **METODOLOGIA EXPERIMENTAL DE LA INVESTIGACIÓN**

Las operaciones mineras consisten en excavación (extracción en tajos y labores subterráneas) para remover el mineral; unidades de beneficio, como molinos e instalaciones de procesamiento para mejorar o concentrar el mineral; instalaciones de refinación para una mayor purificación del metal y fabricación de productos terminados. Sin embargo, las operaciones mineras generan cantidades extremadamente grandes de desechos.

La actividad minera metálica ha sido fuente de grandes volúmenes de relaves que deben almacenarse en depósitos de relaves. Dado que los relaves pueden contener metales valiosos residuales, a menudo son objeto de estudios de evaluación destinados a encontrar una forma factible de reprocesamiento; por esta razón queremos aplicar la metodología de investigación científica para demostrar las hipótesis planteadas desde una perspectiva experimental, luego llegar a las conclusiones finales.



## **4.1 Métodos de investigación**

### **4.1.1 Materiales**

Las muestras para el trabajo de investigación fueron obtenidas de los depósitos de relaves de la Planta Concentradora de la Empresa Chinalco, ubicada en el distrito de Yauli, Región Junín.

Los reactivos a emplear en la experimentación en laboratorio son los siguientes:

- \* Xantato amílico de potasio
- \* Metil isobutyl carbinol
- \* Sulfato dodecílico de sodio
- \* Alkil etil polietileno
- \* Kerosene
- \* Acido tánico
- \* Silicato de sodio
- \* Agua de grifo

### **4.1.2 Equipos**

Los equipos que se usarán para el propósito de este trabajo de investigación serán del tipo batch de laboratorio, consistiendo de una máquina de flotación de 0.5 L de capacidad, y el sistema de filtrado y secado de muestras. Para los análisis químicos se emplearán los métodos de difracción de rayos X y espectroscopia de emisión óptica-plasma acoplada inductivamente (ICP-OES).

### **4.1.3 Método**

El método experimental del trabajo de investigación consiste en primer lugar de una caracterización química analítica de las muestras sólidas mediante

difracción de rayos X, luego de acuerdo al diseño experimental clásico (una variable a la vez), se procede a realizar las pruebas de flotación para estudiar los efectos de las principales variables a estudiar, luego se procede a colectar los concentrados que son filtrados, secados y pesados. Las muestras son analizadas por espectroscopia de emisión óptica-plasma acoplada inductivamente (ICP-OES).

## **4.2 Procedimiento experimental**

### **4.2.1 Muestra**

Se obtuvieron muestras de relaves de flotación de un circuito de desbaste en una mina de cobre y molibdeno en operación en Asia. Los contenidos de Cu y Mo del análisis químico fueron 0.38% y 0.23% respectivamente (Tabla 1) y la caracterización por análisis de difracción de rayos X (XRD) mostró que la muestra contenía  $\text{FeS}_2$  y  $\text{SiO}_2$  como fases dominantes (Fig. 1). La distribución de Cu y Mo en fracciones de diferentes tamaños evaluadas por ICP se muestra en la Fig. 2.

### **4.2.2 Reactivos**

Todos los reactivos utilizados fueron de grado químico PAX (xantato de amilo y potasio,  $\text{C}_5\text{H}_{11}\text{OCSSK}$ ) y MIBC (metilisobutilcarbinol,  $\text{C}_6\text{H}_{14}\text{O}$ ) se utilizaron como colector y espumante estándar, respectivamente. Se mezclaron SDS (dodecilsulfato de sodio,  $\text{C}_{12}\text{H}_{25}\text{OSO}_3\text{Na}$ ), polietilentalquiletilo y querosene para preparar una mezcla colectora/espumante. La pureza tanto del SDS como del polietilentalquiletilo fue del 90 % y se dispersaron muestras de 0.11 g cada una en 100 ml de agua destilada para preparar una solución con una concentración de 0.1 %. Se añadieron 3 ml de querosene a la solución de 100 ml que contenía SDS y polietilentalquiletilo y se mezcló bien antes de usar como mezcla colectora/espumante. El ácido tánico ( $\text{C}_{34}\text{H}_{28}\text{O}_{21}$ ) y el silicato de sodio ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3 \cdot x\text{H}_2\text{O}$ ,  $n = 5, 6, 8, 9$ ) para la depresión de

FeS<sub>2</sub> y SiO<sub>2</sub> se prepararon por separado para usarse junto con la mezcla de colector/espumador en flotación.

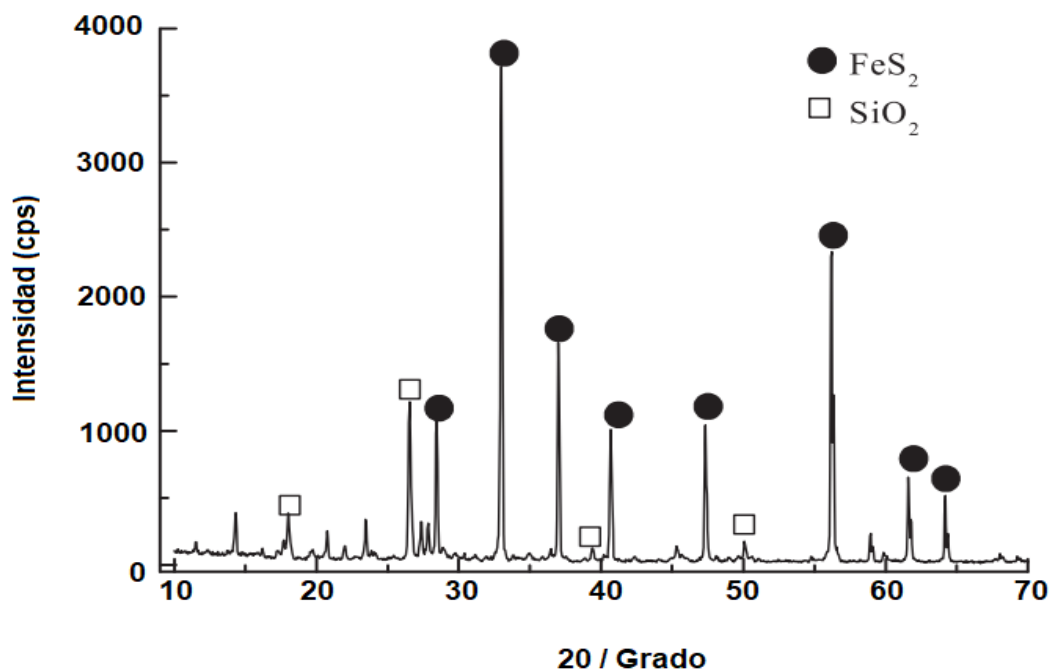


Figura 3. Patrón XRD característico de la muestra original de relaves de flotación.

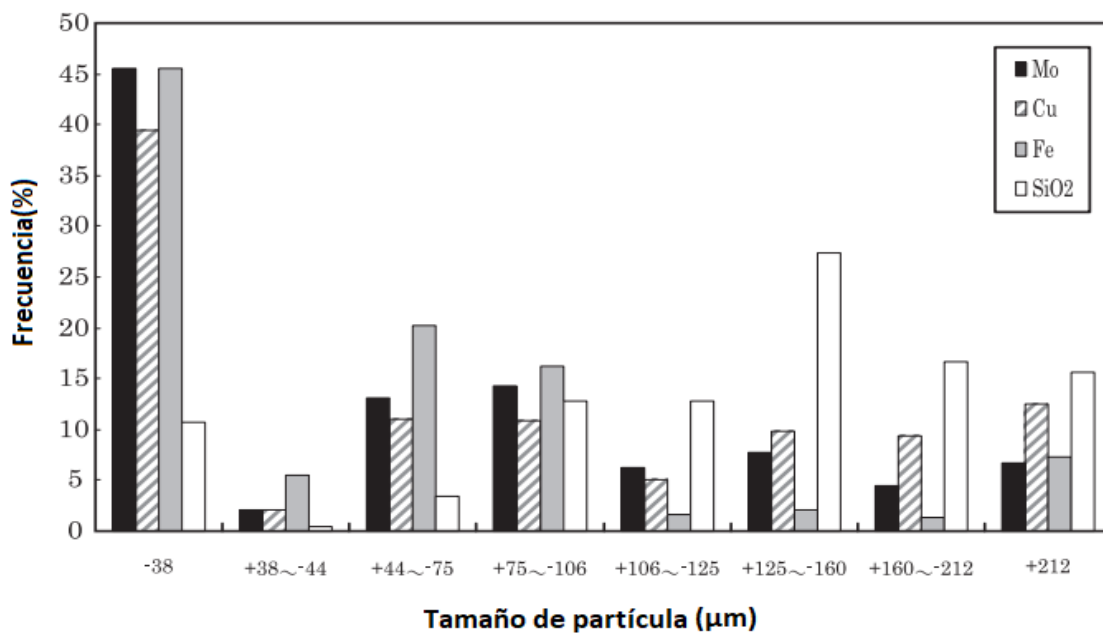


Figura 4. Distribución de metales en diferentes fracciones de tamaño.

### **4.2.3 Flotación**

Se utilizó una celda de flotación de laboratorio modificada de 0.5 L con secciones de mezcla y formación de espuma separadas por una pared con abertura en la parte inferior para el suministro de aire cuando sea necesario en todas las pruebas.

Las muestras se cargaron de 50 a 125 g en 500 ml de agua para obtener densidades de pulpa que oscilaban entre el 10 y el 25 %.

Se utilizó  $\text{H}_2\text{SO}_4$  o  $\text{NaOH}$  para ajustar el pH de la suspensión antes de agregar los reactivos para un mayor acondicionamiento y flotación.

Se realizaron diversas concentraciones de mezcla de PAX, MIBC y colector/espumador, pH de la suspensión, tiempo de flotación, adición de depresores de ácido tánico y silicato de sodio y sus concentraciones para investigar el comportamiento de flotación de Cu y Mo para su mejora y recuperación.

### **4.2.4 Caracterización y análisis químicos**

La caracterización de todas las muestras sólidas para la determinación de la fase se realizó utilizando un equipo de análisis de difracción de rayos X (XRD) con fuente de radiación  $\text{Cu K}\alpha$  y una velocidad de exploración estándar de  $5^\circ/\text{min}$  para analizar la muestra.

La composición química de todas las muestras sólidas después de disolverlas en agua regia se analizó utilizando una espectroscopia de emisión óptica de plasma acoplado inductivamente (ICP-OES, SPS 3000).

**Tabla 2**

*Efecto de la concentración de PAX en la recuperación de Cu y Mo (Condiciones de flotación: Densidad de pulpa al 20 % y pH de la suspensión 11, adición de MIBC a 40 g/t y tiempo a los 10 minutos)*

PAX suma (g/t)	Concentrado			
	Grado (%)		Recuperación (%)	
	Cu	Mo	Cu	Mo
40	0.21	0.05	13.98	7.97
100	0.18	0.05	21.6	13.65
200	0.17	0.05	16.4	12.8
400	0.2	0.05	22.17	16.18
800	0.11	0.06	22.29	24.07

### 4.3 Presentación y discusión de resultados

#### 4.3.1 Efecto de la concentración de PAX en la flotación

PAX como colector y MIBC como espumante comúnmente utilizado en la flotación de minerales de sulfuro se utilizó por primera vez para investigar su efecto en la flotación de Cu y Mo. Resultados de experimentos de flotación con concentraciones de PAX que oscilan entre 40 y 800 g/t y adición de MIBC fijada en 40 g/t, la densidad de la pulpa al 20 %, el pH de la lechada de 11 y el tiempo de 10 minutos se presentan en la Tabla 2. Las leyes de Cu y Mo no mostraron mejoras incluso con una mayor concentración de PAX y las leyes de ambos metales se mantuvieron por debajo del 0,2 % en la fracción concentrada. Este resultado indica que los minerales que albergan Cu y Mo están contenidos en FeS<sub>2</sub> y SiO<sub>2</sub>, donde ambos se reportan a la fracción de relaves ya que el FeS<sub>2</sub> también está deprimido a pH 11.

### 4.3.2 Efecto del pH sobre la flotación

Manteniendo las concentraciones de PAX y MIBC en 100 g/t y 200 g/t, respectivamente, se investigó el comportamiento de flotación de Cu y Mo a diferentes pH de la suspensión que oscilaron entre pH 3 y 11 y los resultados obtenidos se presentan en la Tabla 3 y la Fig. 3. La densidad de la pulpa se mantuvo al 20% y la flotación se realizó durante 10 minutos, el pH de la suspensión se ajustó agregando  $H_2SO_4$  o NaOH.

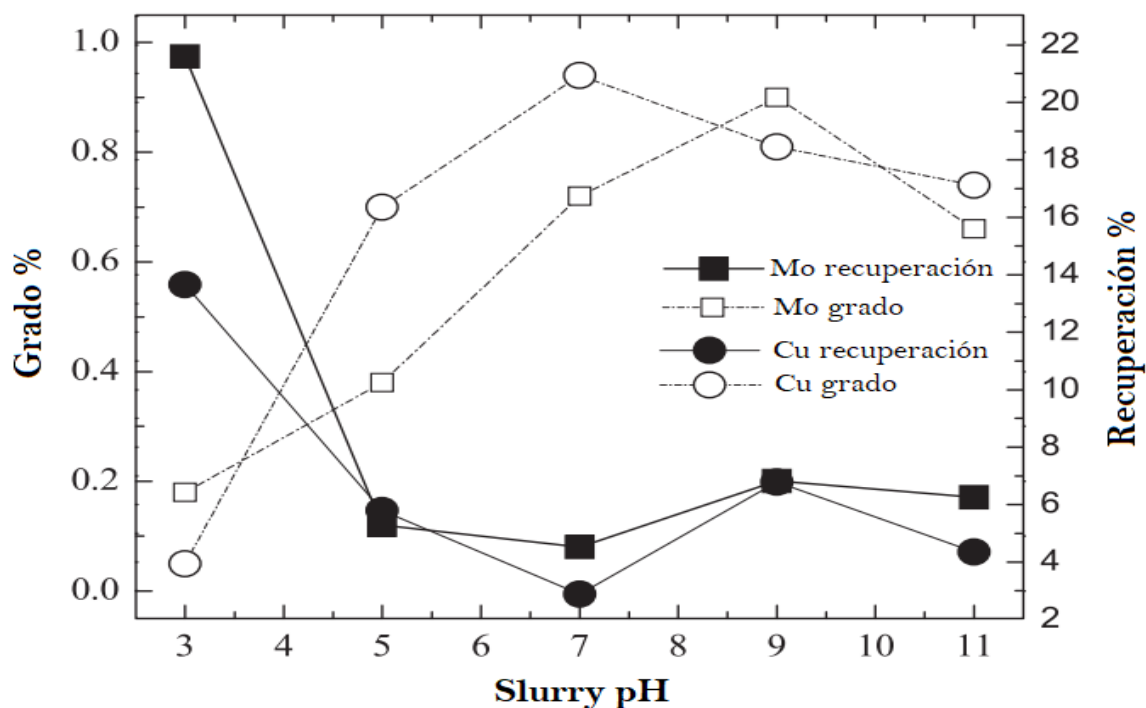
Las leyes de Cu y Mo a pH 3.0 en el concentrado fueron extremadamente bajas con 0.18 % de Cu y 0.05 % de Mo. Las leyes de ambos metales aumentaron a medida que el pH se elevó de pH 5.0 a pH 11.0, pero no mostraron ningún aumento significativo a por encima del 1%. Además, sus recuperaciones correspondientes se mantuvieron consistentemente bajas y en la mayoría de los casos por debajo del 10%.

La disminución en la recuperación podría deberse a la inestabilidad del xantato a pH ácido porque en condiciones ácidas la estabilidad del xantato no es estable y se descompone, lo que afecta el rendimiento del xantato, también las interacciones de las partículas de Cu y Mo con el mineral de ganga pueden causar recubrimientos de limo sobre las partículas de Cu y Mo, por lo tanto, reduciendo su recuperación de flotación al reducir su superficie de contacto con el colector. Sin embargo, un aumento en el pH tiene un efecto positivo en las leyes de Cu y Mo. En condiciones alcalinas, la flotabilidad del Cu también mejoró en comparación con el  $FeS_2$  debido al efecto de depresión en el  $FeS_2$  y otros minerales de ganga, incluido el silicato.

**Tabla 3**

Resultados que muestran el efecto del pH en la flotación de Cu y Mo (Condiciones de flotación: 20 % de densidad de pulpa, adiciones de PAX y MIBC a 100 g/t y 200 g/t, tiempo de flotación de 10 minutos)

Pulpa (pH)	Concentrado			
	Grado (%)		Recuperación (%)	
	Mo	Cu	Mo	Cu
3	0.18	0.05	21.6	13.65
5	0.38	0.7	5.29	5.79
7	0.72	0.94	4.52	2.88
9	0.9	0.81	6.83	6.78
11	0.66	0.74	6.25	4.35



**Figura 5.** Comportamiento de flotación de Cu y Mo en muestras de relaves de flotación en función del pH. El tiempo de flotación se fijó en 10 minutos, la adición de PAX en 100 g/t y la densidad de pulpa en suspensión en 20 %.

**Tabla 4**

*Comportamiento de flotación de Cu y Mo con mezcla colectora/espumante preparada a partir de dodecilsulfato de sodio, polietilentalquiletilo y querosene (Condiciones de flotación: Densidad de pulpa = 20 %, mezcla colectora/espumante = 50 a 100 g/t, tiempo = 10 a 30 minutos, pH de la suspensión = 11)*

Reactivo (g/t)		Concentrado				Tiempo de flotación (minutos)
		Grado (%)		Recuperación (%)		
		Cu	Mo	Cu	Mo	
SDS + Polietileno alquilo etilo + querosene	50	0.55	1.27	17.67	66.53	10
		0.72	0.78	32.5	57.38	20
		1.11	1.28	32.29	60.82	30
	100	1.19	1.45	42.25	66.34	25
Querosene	50	0.38	2.7	2.95	34.11	
SDS	50	1.21	0.5	18.8	12.71	
Polietileno alquil etilo	50	0.95	3.49	4.31	25.69	10
SDS + Querosene	50	1.02	0.87	45.02	62.85	

Reactivos

SDS (0,001 %) + Polietileno alquil etilo (0,001 %) + querosene (3 % en agua)

SDS (0,001 %) + Querosene (3 % en agua)



### **4.3.3 Efecto de la mezcla colector/espumante en la flotación**

Se investigó el efecto del querosene (comúnmente utilizado en la flotación del carbón), el dodecilsulfato de sodio (SDS) y el polietilentalquiletilo preparados como una mezcla colectora/espumante y utilizados para la flotación de Cu y Mo y los resultados se muestran en la Tabla 4. pH de la suspensión y la densidad de pulpa se mantuvo a pH 11 y 20% de sólidos, la mezcla colectora/espumante a 50 g/t mientras que el tiempo de flotación osciló entre 10 y 30 minutos.

Cuando se usó la mezcla colectora/espumante (querosene + SDS + polietileno alquil etilo), las leyes de Cu y Mo aumentaron a medida que el tiempo de flotación se incrementó de 10 a 30 minutos: A los 25 y 30 minutos, las leyes alcanzaron más del 1 % para ambos Cu y Mo con una recuperación de Cu que oscila entre el 32 y el 42% mientras que la de Mo oscila entre el 61 y el 66%. Se realizaron pruebas de flotación con querosene, SDS, polietileno alquiletilo por separado y mezcla de querosene + mezcla SDS para ver su efecto frente a la mezcla de los tres reactivos también mostrados en la misma tabla (Tabla 4). Cada uno de ellos no muestra ningún aumento de ley constante y las recuperaciones también son más bajas en comparación con la mezcla de colector/espumador.

### **4.3.4 Efecto de los depresores sobre la flotación**

#### **4.3.4.1 Ácido tánico**

En esta sección se investigó el uso de ácido tánico en concentraciones variables (50 a 130 g/t) para deprimir  $\text{FeS}_2$  y observar el comportamiento de flotación de Cu y Mo y los resultados se muestran en la Tabla 5.

La adición de la mezcla colectora/espumante (querosene + SDS + polietileno alquil etilo) se fijó en 50 g/t para todas las pruebas, la densidad de pulpa en 20 %,

pH 11 y el tiempo de flotación osciló entre 10 y 30 minutos. En todas las condiciones investigadas, las leyes de Cu y Mo aumentaron a más del 1%. Un tiempo de flotación de 10 minutos y una concentración de ácido tánico de entre 75 y 100 g/t fueron suficientes para lograr estos resultados con una ley de Mo que se acercó al 2 %. La recuperación de Cu osciló entre el 15 y el 28% mientras que la recuperación de Mo llegó hasta el 61%.

Una muestra de concentrado de flotación de 25 g obtenida de varias pruebas a 150 g/t de adición de ácido tánico y tiempo de flotación de 30 minutos se trató usando 75 g/t de ácido tánico y 10 minutos de tiempo de flotación.

Esto se hizo como un paso adicional para eliminar aún más la sílice y otros minerales de ganga atrapados con el concentrado como etapa de limpieza. Las leyes de Cu y Mo aumentaron aún más a 2.71 % Cu desde 1.32 % y 7.40 % Mo desde 1.85 % respectivamente, y las recuperaciones aumentaron a 48 % Cu y 85 % Mo. El patrón XRD del concentrado antes y después de la etapa de limpieza se muestra en Figura 4.

Después de la etapa de limpieza, los picos de  $\text{FeS}_2$  y  $\text{SiO}_2$  se redujeron a medida que el  $\text{FeS}_2$  y  $\text{SiO}_2$  se eliminaban más mediante la limpieza y, al mismo tiempo, los picos de  $\text{MoS}_2$  aumentaban a medida que aumentaba la pureza y el grado. Después de la limpieza, el  $\text{MoS}_2$  se convirtió en la fase más dominante, lo que indica que el Mo en la muestra de relaves se puede recuperar durante la flotación mediante el uso de la mezcla colectora/espumante para la flotación con ácido tánico como depresor de  $\text{FeS}_2$ .

**Tabla 5**

*Efecto de la adición de ácido tánico y el tiempo de flotación en la recuperación de Cu y Mo (Condiciones de flotación: 20 % de densidad de pulpa; tiempo de flotación de 10 a 30 minutos; adición de mezcla colectora y espumante fijada en (50 g/t) y pH 11)*

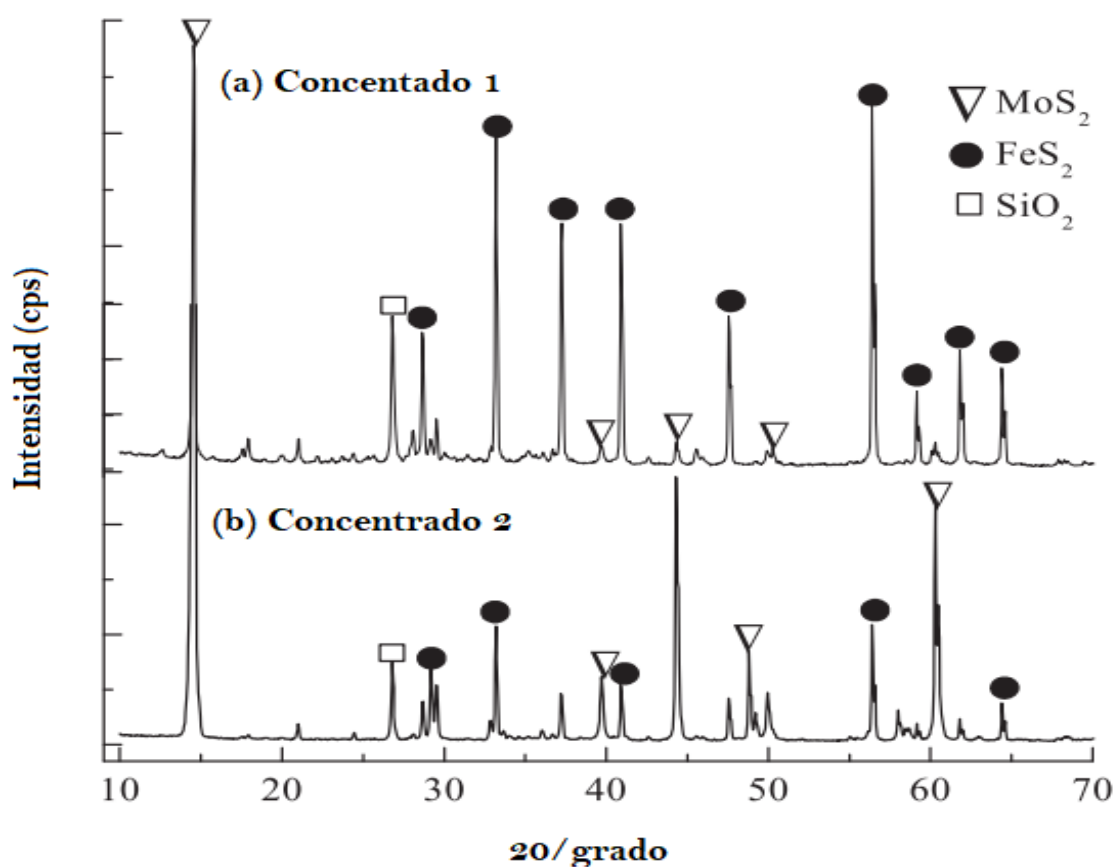
Tiempo de flotación (minuto)	Concentración de ácido tánico (g/t)	Concentrado			
		Grado (%)		Recuperación (%)	
		Cu	Mo	Cu	Mo
10	50	1.09	1.488	26.64	58.7
	75	1.14	1.99	14.74	41.95
	100	1.23	1.9	19.84	50.35
	125	1.42	1.61	27.62	51.02
			1.29	2.4	17.25
20	150	1.16	1.64	26.8	61.55
30		1.32	1.85	26.02	59.18

La flotación selectiva de Mo se puede explicar de la siguiente manera: el querosene reacciona como petróleo y la flotabilidad del petróleo es el hecho físico de que la mayoría de los minerales pueden flotar. El aceite (querosene) tiene una gravedad específica menor que la del agua y cuando se mezcla con agua y se agita con un agitador, se forma espuma. Esta espuma que sube a la superficie de la mezcla líquida transporta partículas de sulfuros y esta flotabilidad no depende solo del aceite, necesita burbujas para adherirse a la superficie y transportar partículas a la superficie de la lechada, aquí es donde se necesita dodecilsulfato de sodio. por su espumante y reactivo colector.

El dodecilsulfato de sodio cuando se agitaba formaba pequeñas burbujas que se unían selectivamente al Mo. La adhesión selectiva del aceite a partículas con brillo metálico es un factor decisivo en el proceso. Este carácter decisivo es mayoritariamente de sulfuros. Aparentemente, el brillo metálico es el factor decisivo, ya que esto incluye minerales como el carbón y la molibdenita. El efecto de esta marcada preferencia del aceite por las superficies metálicas lustrosas se intensifica por el hecho de que los gases tienen una adhesividad similar al aceite. De manera que si están presentes en el agua se sumarán a evitar el mojado de las superficies metálicas. Esto es igualmente importante para el mineral de ganga por no tener superficies metálicas, son débilmente adhesivos a las películas de petróleo y gas, mientras que son fuertemente adhesivos al agua, por lo que se humedecen fácilmente y exhiben la preferencia opuesta.

También en la Fig. 5, se proporciona un flujo esquemático del procedimiento experimental y el análisis químico de las muestras de concentrado y cola cuando se usó ayuda tánica con la mezcla colectora/espumante. Los mismos datos se tabulan

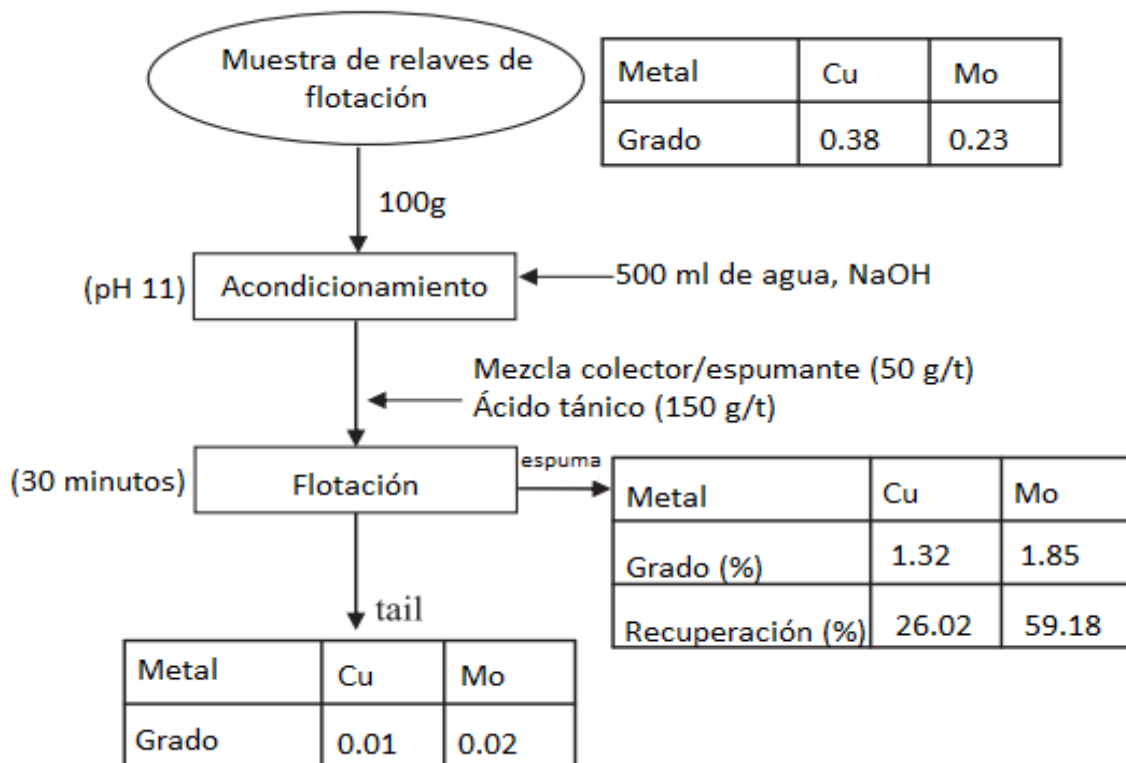
en la Tabla 5 (tiempo de flotación de 30 minutos, adiciones de ácido tánico y mezcla colectora/espumante fijadas en 130 g/t y 50 g/t). La mejor condición es a los 30 minutos de tiempo de flotación, una mezcla de querosene (3% en agua, SDS (100 g/t, éter de polietileno (100 g/t)) y ácido tánico (150 g/t) en 20% de densidad de pulpa.



**Figura 6.** Patrones característicos de XRD de muestras concentradas para pruebas realizadas con mezcla colectora/espumante + ácido tánico para recuperar Mo. (a) Concentrado 1 (mezcla colectora/espumante + 150 g/t de ácido tánico durante 30 minutos; (b) Concentrado 2 (limpieza/flotación del concentrado 1 con colector/espumante + 75 g/t de ácido tánico durante 10 minutos) pH del lodo, densidad de pulpa y adición de colector/espumante se fijaron en 11, 20% y 50 g/t respectivamente.

#### 4.3.4.2 Silicato de sodio

También se investigó el silicato de sodio como depresor del mineral de ganga de silicato y se comparó con los resultados del ácido tánico como depresor de la pirita. El procedimiento experimental fue similar al del ácido tánico, como se muestra en la Fig. 5. Se añadió silicato de sodio al 0,1 % (8 a 40 g/t) a una suspensión preparada con densidades de pulpa variables que oscilaban entre el 10 y el 25 %. Se añadió mezcla colectora/espumante (querosene + SDS + polietilen alquiletilo) a 50 ó 100 g/t y los resultados obtenidos se muestran en la Tabla 6.



**Figura 7.** Diagrama de flujo de la prueba de flotación utilizando una mezcla colectora/espumante de 50 g/t, ácido tánico de 150 g/t con análisis químico de las fracciones de espuma y cola (condiciones de flotación: densidad de pulpa del 20 %, pH 11 y tiempo de flotación de 20 minutos).

A densidades de pulpa por debajo del 20 %, las leyes de Cu se mantuvieron por encima del 1 %, pero las recuperaciones estuvieron muy por debajo del 10 %. Por otro lado, las leyes de Mo a 10 y 15% de densidad de pulpa alcanzaron 8% y recuperaciones superiores a 33%. La disminución en las leyes de los dos metales debido al aumento de la densidad de la pulpa se debió a la disminución en la concentración de la mezcla colector/espumante, ya que la adición se mantiene constante en 50 g/t. Mantener la densidad de la pulpa al 15 % y la adición de la mezcla colector/espumante a 50 g/t pero aumentar la adición de silicato de sodio de 8 a 40 g/t no mostró ninguna mejora significativa, y también aumentar la adición de la mezcla colector/espumante a 100 g/t. La diferencia en la recuperación de Cu y Mo en este caso podría atribuirse al hecho de que cuando se utilizó ácido tánico como depresor de pirita, algunos de los minerales de Cu asociados con la pirita también se deprimieron, lo que redujo la flotabilidad y la recuperación de Cu. La mejor condición fue a los 10 minutos de tiempo de flotación, una mezcla de querosene (3% en agua, SDS (100 g/t), polietilén alquil éter (100 g/t) y silicato de sodio (20 g/t) en 10% de pulpa densidad.

A densidades de pulpa por debajo del 20 %, las leyes de Cu se mantuvieron por encima del 1 %, pero las recuperaciones estuvieron muy por debajo del 10 %. Por otro lado, las leyes de Mo a 10 y 15% de densidad de pulpa alcanzaron 8% y recuperaciones superiores a 33%. La disminución en las leyes de los dos metales debido al aumento de la densidad de la pulpa se debió a la disminución en la concentración de la mezcla colector/espumante, ya que la adición se mantiene constante en 50 g/t. Mantener la densidad de la pulpa al 15 % y la adición de la mezcla colector/espumante a 50 g/t pero aumentar la adición de silicato de sodio

de 8 a 40 g/t no mostró ninguna mejora significativa, y también aumentar la adición de la mezcla colectora/espumante a 100 g/t. La diferencia en la recuperación de Cu y Mo en este caso podría atribuirse al hecho de que cuando se utilizó ácido tánico como depresor de pirita, algunos de los minerales de Cu asociados con la pirita también se deprimieron, lo que redujo la flotabilidad y la recuperación de Cu. La mejor condición fue a los 10 minutos de tiempo de flotación, una mezcla de querosene (3% en agua, SDS (100 g/t), polietilén alquil éter (100 g/t) y silicato de sodio (20 g/t) en 10% de pulpa densidad.

A 10 y 15 % de densidad de pulpa, los grados de Cu y Mo en el concentrado mejoraron a más de 1,0 y 8,0 % respectivamente, cuando solo se recolectó la parte superior de la espuma para obtener un concentrado rico en  $\text{MoS}_2$ . La recuperación de Cu fue baja, por debajo del 6 %, pero la recuperación de Mo alcanzó entre el 33 y el 53 %. Se realizó una segunda prueba para una densidad de pulpa del 10 % para recolectar la espuma completa durante el tiempo de flotación, lo que resultó en la recolección de más peso de concentrado, lo que arrojó leyes de Cu y Mo inferiores a 0.89 y 1.36 %, respectivamente. De igual forma para 15% de densidad de pulpa dando leyes de Cu y Mo de 0.96 y 2.04% con recuperaciones de 7.90 y 17.00%. El peso de Mo en las fracciones de concentrado para los cuatro resultados se mantuvo similar.



**Tabla 6**

Los resultados muestran el efecto del silicato de sodio en la flotación de Cu y Mo a diferentes densidades de pulpa en suspensión. La adición de colector/espumante varió entre (40 a 130 g/t), la adición de  $\text{Na}_2\text{SiO}_3$  osciló entre (8 a 40 g/t), el pH de la suspensión fue de 11 y el tiempo de flotación fue de 10 minutos.

Densidad de pulpa (%)	Concentrado				Mezcla colector/espumador (g/t)	Adición de $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ (g/t)
	Grado (%)		Recuperación (%)			
	Cu	Mo	Cu	Mo		
10	1.28	8.02	5.15	52.33	100	20
	0.89	1.36	22.2	42.1		
15	0.96	2.04	7.9	17	67	13
	1.45	8.06	3.73	33.59		
20	1.20	4.95	5.00	33.43	50	10
25	0.62	4.7	4.22	51.98	40	8
15	0.2	0.48	11.96	46.29	67	27
	0.27	1.27	2.25	17.02		40
	0.62	1.31	15.47	53.22	133	8
	0.52	0.66	28.55	59.36		
25	1.06	2.48	16.77	63.83	80	

Reactivos : Mezcla colector/espumador: (3% de querosene en agua + dodecil sulfato de sodio (SDS) + polietilen alquil etil

## CONCLUSIONES

En esta tesis se investigó la aplicación de la flotación para mejorar y recuperar cobre (Cu) y molibdeno (Mo) contenido en relaves de flotación en la Empresa Minera Chinalco. Las conclusiones a las que se llegaron fueron las siguientes:

1. Este estudio se realizó para aplicar la técnica de flotación convencional para mejorar los metales de Cu y Mo contenidos en relaves de flotación de Cu y Mo y regresar al proceso para su posterior recuperación. Se observó que realizar una flotación normal solo con PAX y MIBC no mostró un impacto significativo en la recuperación tanto de Cu como de Mo. El uso de una mezcla de reactivos colectores y espumantes, depresores de  $\text{FeS}_2$  y sílice permitió mejorar la ley y la recuperación de ambos Cu y Mo.
2. A los 30 minutos de tiempo de flotación, una mezcla de querosene (3% en agua), dodecilsulfato de sodio SDS (50 g/t), y polietilen alquil etilo (50 g/t) como colector y espumante de flotación y ácido tánico (150 g/t) en 20% de densidad de pulpa para depresión de pirita mejoró la ley de Cu en el concentrado a 1.3% y Mo a 1.9%. La recuperación de los dos metales alcanzó 25% y 59% respectivamente.
3. A los 10 minutos de tiempo de flotación, una mezcla de querosene (3% en agua), dodecil sulfato de sodio SDS, (100 g/t) y polietilen alquil etilo (100 g/t) como colector de flotación y mezcla espumante y silicato de sodio (20 g /t) adición en 10% de densidad de pulpa para leyes mejoradas de Cu y

Mo de sílice a 1.3% y 8.0% respectivamente. Las recuperaciones de los dos metales son del 5% y 52%, respectivamente.

4. De acuerdo con los resultados experimentales, está claro que el efecto de los reactivos de flotación se puede mejorar mediante una mayor liberación de partículas utilizando el desgaste y otros métodos de separación necesarios para mejorar la eficiencia de separación.

## RECOMENDACIONES

1. El desarrollo de nuevos proyectos implica, en los inicios de las operaciones, pérdidas de valores metálicos debido al ajuste que se tiene que ir realizando para la optimización de sus operaciones, si consideramos, inclusive, el tamaño de las operaciones donde se realizan grandes movimientos de minerales, siendo necesario desarrollar este tipo de trabajos de investigación para la recuperación de dichos minerales valiosos.
2. La flotación es una técnica que generalmente se aplica para la recuperación de valores a partir de minerales frescos extraídos de mina, en este caso es importante investigar en esta tecnología, que indudablemente van a tener otras implicancias relacionados con sus variables operativas.
3. Las instituciones académicas y de investigación, tienen el reto de aprovechar al máximo los recursos naturales, no solo a partir de fuentes primarias, sino también de los desechos que aun contienen valores significantes de metales valiosos, por esta razón los ingenieros metalurgistas se tienen que dedicar para desarrollar nuevas tecnologías.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Agar, G.E.; Chia, J.; Requis, C.L. (1998). Flotation rate measurements to optimize an operating circuit. *Miner. Eng.*, 347–360.
2. Astucuri, V. (1981). *Fundamentos y Aplicaciones Principales De La Flotacion de Minerales*. Colección Ciencias, Lima.
3. Currie, JM.(1984). *Operaciones Unitarias En Procesamiento De Minerales*. Trad. por Chia Aquije, J. y Chia Aquije, L., Lima - Perú.
4. Cyanamid.(1988). *Manual De Productos Químicos Para La Minería*. Edición Comercial, México.
5. Dowling, E.C.; Klimpel, R.R.; Aplan, F.F. (1985). Model discrimination in the flotation of a porphyry copper ore. *Miner. Metall. Process.*, 2, 87–101.
6. Fuerstenau, M.C., Miller, J.D., Kuhn, M.C., (1985). *Chemistry of Flotation*. Society of Mining Engineers, New York.
7. Kelly E. , Spottiswood D. (1990). *Introducción Al Procesamiento De Minerales*. Editorial Limosa S.A., México D.F.
8. Klassen, V.I.; and Mokrousov, V.A.(1963). *An introduction to the theory of flotation*. Butterworths, London, 241-242.
9. Law, K.-Y.; Zhao, H. (2016). *Surface Wetting: Characterization, Contact Angle, and Fundamentals*, 1st ed.; Springer: Cham, Switzerland.
10. Microsoft Word – Mining. Eng. Handbook. (2009) *Froth Flotation – Fundamental Principles*.

df

11. Wark, I.W.; and Cox, A.B.(1934). Principles of flotation part I. *Transactions of the AIME*, 112, 103-116
12. Wills, B. A. (1992).Mineral Processing Technology. 5th. Edition, Pergamon Press, Oxford.
13. Woods, R. (1976), *Electrochemistry of sulphide flotation*. (ed. Fuerstenau M.C.), AIME, New York, 1.
14. Zhou, R.; Chander, S. (1993). Kinetics of sulfidization of malachite in hydrosulfide and tetrasulfide solutions. *Int. J. Miner. Process*, 37, 257–272.