

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



TESIS

**“APLICACIÓN DE LA FLOTACIÓN INSTANTÁNEA EN EL
BENEFICIO DE MINERALES POLIMETÁLICOS DE Cu, Pb Y
Zn EN PULPAS DÉBILMENTE ACIDAS EN COMPAÑÍA
MINERA KOLPA”**

PRESENTADO POR:

Bach. ALANYA QUISPE, Linkol Angel
Bach. TOVAR LLACUA, Jhordy Daniel

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO METALURGISTA
Y DE MATERIALES**

HUANCAYO – PERÚ
2023



OFICIO N° 016-2023-JPEG-FIMM/UNCP

A : Dr. M.Sc. Jaime Alfonso GONZALEZ VIVAS
Director de la Escuela Académico Profesional de la FIMM

DE : Ms. Jean Pierre ESPEZA GAVILÁN
Docente asesor

ASUNTO : Remito informe de ORIGINALIDAD (TURNITIN)

ASUNTO : Oficio N° 128-2023-TR-DEAP/FIMM

FECHA : Huancayo, 23 de noviembre del 2023

Es grato dirigirme a usted, para expresarle mis cordiales saludos e informarle que la tesis Titulada "APLICACIÓN DE LA FLOTACIÓN INSTANTÁNEA EN EL BENEFICIO DE MINERALES POLIMETÁLICOS DE Cu, Pb Y Zn EN PULPAS DEBILMENTE ACIDAS EN COMPAÑÍA MINERA KOLPA", ejecutada por los Bachilleres: **ALANYA QUISPE, Linkol Angel y TOVAR LLACUA, Jhordy Daniel**, fue sometida a la revisión de originalidad obteniendo un **11 % de porcentaje de similitud**; estando ello conforme con el reglamento de Grados y Títulos es pertinente que prosiga con los tramites respectivos.

Es todo lo que informo para su conocimiento y aprovecho la oportunidad para reiterarle las muestras de mi mayor estima personal.

Atentamente,


Ing. Jean Pierre ESPEZA GAVILÁN
Docente Asesor

TESIS_ALANYA-TOVAR

por Jean Pierre Espeza Gavilán

Fecha de entrega: 16-oct-2023 11:47a.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 2197641871

Nombre del archivo: TESIS_FLOTACI_N_FLASH_CU,_PB,_ZN_MINERA_KOLPA....pdf (2M)

Total de palabras: 14148

Total de caracteres: 76414

A handwritten signature in black ink, consisting of several loops and strokes, located in the bottom right corner of the page.

TESIS_ALANYA-TOVAR

INFORME DE ORIGINALIDAD

16%	15%	4%	5%
INDICE DE SIMILITUD	FUENTES DE INTERNET	PUBLICACIONES	TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.unsa.edu.pe Fuente de Internet	4%
2	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	4%
3	Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru Trabajo del estudiante	3%
4	www.mdpi.com Fuente de Internet	2%
5	vsip.info Fuente de Internet	<1%
6	patents.google.com Fuente de Internet	<1%
7	docplayer.es Fuente de Internet	<1%
8	hdl.handle.net Fuente de Internet	<1%
9	www.cio.mx Fuente de Internet	



<1 %

10 documents.mx
Fuente de Internet

<1 %

11 ettheses.uin-malang.ac.id
Fuente de Internet

<1 %

12 hoteles-de-paso.com.mx
Fuente de Internet

<1 %

13 vdocuments.net
Fuente de Internet

<1 %

14 fdocuments.ec
Fuente de Internet

<1 %

15 idoc.pub
Fuente de Internet

<1 %

16 vdocumento.com
Fuente de Internet

<1 %

17 www.researchgate.net
Fuente de Internet

<1 %

18 www.scribd.com
Fuente de Internet

<1 %

19 Fan Feng, Wenbiao Liu, Siqing Liu, Siyu Chen.
"Mineralogy and Innovative Flash Flotation
Separation of Cu-Pb-Zn Polymetallic Ore in
Weak Acidic Pulp", Minerals, 2022
Publicación

<1 %



Excluir citas Activo
Excluir bibliografía Activo

Excluir coincidencias < 15 words



M.Sc. ESPEZA GAVILÁN, Jean Pierre
ASESOR

Dedicatoria

El presente va dedicado a mi familiares que hicieron todo lo posible para poder cumplir satisfactoriamente una de nuestras metas y que nos acompañaron en este camino, brindándonos su apoyo incondicional

A mi madre Dometila Quispe Corilla, por guiarme y llevarme por el camino del bien.

A mi difunto padre Saturnino Alanya Ccente por sus enseñanzas.

A mi querida esposa Lina Chávez Ortega por lograr sacar la mejor versión

A mi querida hija Sheira Cielo Alanya Chávez por ser el motor y motivo de seguir adelante.

Linkol Angel Alanya Quispe

Mis agradecimientos

Agradezco de manera especial a mis padres; Raúl Lucio Tovar Ponce y Mercedes Lucia LLacua Coronel quienes me apoyaron de manera incondicional y son la base fundamental de mis valores.

A mis hermanos; Ruth Tovar LLacua, Jimmy Tovar LLacua y Daysi Tovar LLacua, por los consejos que siempre me dieron y quienes también fueron mi soporte en el día a día de mi vida profesional.

Jhordy Daniel Tovar LLacua

INTRODUCCIÓN

Los tres metales no ferrosos más comunes, el cobre, el plomo y el zinc que se producen en nuestro país, se aplican ampliamente en diversos campos industriales y en todos los aspectos de la vida moderna, incluido el uso en la industria médica, aleaciones, galvanoplastia, cauchos, galvanización e ingeniería química. Con un rápido desarrollo industrial y económico, el consumo de recursos está aumentando y los depósitos de un solo metal están disminuyendo gradualmente. A medida que los minerales de alta ley disminuyen y los minerales aumentan en complejidad, el desarrollo y la utilización de minerales refractarios complejos de baja ley se ha convertido en una tendencia inevitable, siendo esta una de las características de los minerales polimetálicos en el Perú. En la naturaleza, hay pocos depósitos de minerales de sulfuro individuales. Los minerales oxidados, que generalmente están relacionados con los minerales de sulfuro, comprenden principalmente minerales de silicato y carbonato de cobre, plomo y zinc.

La flotación por espuma se aplica ampliamente en el procesamiento de minerales para la producción de concentrados de cobre, plomo y zinc. Los minerales mixtos son difíciles de recuperar a través de operaciones de beneficio; por lo tanto, enormes cantidades de estos recursos permanecen sin explorar, se acumulan en minas a cielo abierto o se drenan en depósitos de relaves, lo que genera un desperdicio masivo. Muchos investigadores han adoptado procesos de lixiviación o de beneficio metalúrgico para recuperar cobre, plomo y zinc de dichos minerales. Se investigó la lixiviación de plomo y

cobre de la escoria de fundición instantánea usando ácido cítrico; los resultados mostraron que este método hidrometalúrgico podría reemplazar con éxito el tratamiento existente de escoria en un horno eléctrico y convertidor. La soldadura en pasta sin plomo que contenía Sn, Bi y Cu se trató mediante lixiviación con amoníaco seguida de lixiviación con ácido clorhídrico para separar con éxito los elementos objetivo. Se estudió la recuperación mejorada de cobre a partir de minerales refractarios de óxido de cobre mediante separación magnética de alto gradiente, seguida de molienda secundaria y lixiviación; los resultados demostraron una recuperación eficaz del cobre. En otro trabajo de investigación se lixivian zinc de una muestra de relaves de flotación de plomo-zinc utilizando sulfato férrico y ácido sulfúrico. Los resultados mostraron que el grado de influencia sobre la lixiviación de zinc de varios parámetros experimentales fue del siguiente orden: temperatura > agitación > relación líquido/sólido > relación ácido/sulfato férrico > concentración de ácido sulfúrico. En condiciones óptimas se logró una recuperación de zinc del 94.3%. También se investigaron la lixiviación selectiva de zinc a partir de un concentrado complejo de Cu-Pb-Zn y demostraron el comportamiento del cobre y el zinc en la solución de lixiviación, mientras que el plomo y el hierro permanecieron en el residuo insoluble. La recuperación selectiva de zinc aumentó con el aumento de la superficie de reacción.

El mineral de cobre, plomo y zinc que se encuentra en el área minera de Kolpa tiene propiedades complejas, por lo que es difícil separar el cobre, el plomo y el zinc utilizando una sola tecnología de flotación. Por lo tanto, es necesario desarrollar un proceso alternativo para lograr la separación de estos.

Considerando estos aspectos, se plantea como objetivo principal de esta tesis: Determinar cómo se puede mejorar en la eficiencia de la flotación de los minerales polimetálicos de cobre, plomo y zinc en la Compañía Minera Kolpa y la hipótesis planteada es El conocimiento particular del conjunto mineralógico del mineral rico en Cu, Pb y Zinc de la Compañía Minera Kolpa es esencial para llevar a cabo un proceso de separación eficiente, con la ayuda de instrumentación moderna de análisis.

La “estructura de redacción considerada en esta tesis considera un primer capítulo donde se reseñan las generalidades, en el segundo se formula la investigación, en el tercero consideramos el marco teórico y en el cuarto la parte fundamental en la cual se incluye la investigación experimental, finalmente se exponen las conclusiones y recomendaciones”.

Nuestra” finalidad, al presentar esta tesis es la de aportar en el cumplimiento de las expectativas técnicas de su aplicación, así como las expectativas científicas de la investigación, por esta razón se pone a disposición de nuestros señores jurados la presente tesis que nos permita obtener el título de Ingeniero Metalurgista y de “Materiales.

Los Autores

RESUMEN

El conocimiento íntimo del conjunto mineralógico del mineral del complejo rico de la Compañía Minera Kolpa en Cu, Pb y Ag es esencial si se desea realizar un procesamiento de separación eficiente. Con la ayuda de instrumentos de prueba, como el microscopio electrónico de barrido (SEM), el difractor de rayos X (XRD) y el analizador de liberación mineral (MLA) combinados con el análisis de rayos X de dispersión de energía (EDX), se investigó la textura, así como la distribución del tamaño, la diseminación y la asociación de los minerales. Los resultados demuestran que el mineral consta de 35 categorías de minerales, con un contenido de Cu 7.99 %, Pb 9.39 % y Zn 1.96 % en las formas de calcopirita, galena y esfalerita, respectivamente, y la plata con un contenido de 157.9 g/t está estrechamente asociada con estos sulfuros; los sulfuros están presentes en cantidades del 80.31% del total, las gangas tradicionales solo el 19.69% y la pirita como mineral portador de Cu-Pb-Zn-Ag hasta el 44.80%. De acuerdo con las características del mineral, se desarrolló el proceso innovador de flotación flash de cobre en pulpa ácida débil y flotación de plomo, seguido de una mayor recuperación de cobre. La prueba de circuito cerrado muestra que el concentrado de cobre analiza Cu 16.33 %, Pb 7.98 %, Ag 242 g/t con una recuperación de Cu de 86.67 %; el concentrado de plomo contiene Pb 46.23%, Cu 3.75%, Ag 165 g/t con una recuperación de Pb de 56.84%; la recuperación total de plata en ambos concentrados es de 75.57%.

INDICE

CAPITULO I	11
GENERALIDADES	11
1.1 Acerca de la Compañía Minera Kolpa S.A.	11
Historia.....	11
Ubicación	12
Ubicación Geológica	12
Clima 14	
Accesibilidad	14
1.2 Operaciones en Compañía Minera Kolpa.....	15
Sistema de Extracción de Mineral	15
Transporte de Mineral de Mina a Planta.....	15
Descripción de Procesos en la Planta Concentradora.....	15
Disposición de Pasivos Mineros (Relaves).....	16
Laboratorio Metalúrgico y Laboratorio Químico.....	17
CAPITULO II	19
FORMULACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	19
2.1 El problema.....	19
FORMULACION DEL PROBLEMA	20
2.2 Objetivos.....	21
2.3 Justificación	21
2.4 Planteamiento de la Hipótesis.....	22
2.5 Variables:.....	23
CAPITULO III	24
MARCO TEÓRICO	24
3.1 Fundamentación teórica.....	24
Fundamentos de flotación	28
Adhesión de partículas a las burbujas.....	31
Reactivos de flotación	35
Colectores.....	36
Depresores	37
Generación de burbujas.....	39
Cinética de flotación.....	41
3.2 Análisis del Proceso Propuesto.....	43
CAPITULO IV	47
METODOLOGÍA EXPERIMENTAL DE LA INVESTIGACIÓN	47
4.1 Métodos de Investigación.....	47
Materiales	47
Equipos.....	48
Método49	
4.2 Procedimiento Experimental	50
Materiales y métodos.....	50
Estudio mineralógico.....	50
Flotación y Reactivos.....	50
4.3 Presentación y Discusión de Resultados	51
Composición, Contenido y Tamaño de Partículas Diseminadas.....	51
CONCLUSIONES	80
RECOMENDACIONES	82
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	83

INDICE DE FIGURAS

Figura 1. resultados de xrd de muestras de mineral.	54
Figura 2. imágenes y análisis eds de calcopirita (abreviaturas utilizadas: gn = galena, clp = calcopirita, py = pirita, bn = bornita, po = pirrotita, tt = tetrahedrita, sp = esfalerita, cc = calcocita, bet = betekhtinita y str = estromeyerita (las flechas verdes indican minerales); (a–c) representa la relación simbiótica entre la calcopirita y otros minerales); (d) representa el análisis eds de calcopirita.	56
Figura 3. imágenes y análisis eds de bornita (py = pirita, bet = betekhtinita, cc = calcocita, str = estromeyerita, bn = bornita); (a) representa la imagen microscópica del valioso mineral; (b) representa el análisis eds de bornita.	58
Figura 4. imágenes y análisis eds de galena (po = pirrotita, bn = bornita, py = pirita, clp = calcopirita, tt = tetrahedrita, gn = galena, sp = esfalerita); (a) representa la imagen microscópica del valioso mineral; (b) representa el análisis eds de galena	60
Figura 5. imágenes y análisis eds de esfalerita (gn = galena, clp = calcopirita, bn = bornita, po = pirrotita, sp = esfalerita); (a) representa la imagen microscópica del valioso mineral; (b) representa el análisis eds de la esfalerita.	62
Figura 6. imágenes y análisis eds de estromeyerita (bn = bornita, cc = calcocita, str = estromeyerita). (a) representa la imagen microscópica del mineral de plata; (b) representa el análisis eds del mineral de plata.	63
Figura 7. imágenes de gangas principales (abreviaturas utilizadas: qtz = cuarzo, ms = moscovita, sd = siderita, mlc = malaquita, fc = arcilla ferruginosa, kln = caolinita y mm = minerales metálicos. las flechas verdes indican minerales). las subfiguras (a–c) muestran imágenes microscópicas de ganga y otros minerales en la mena.	66
Figura 8. efectos de los parámetros de flotación en la recuperación de cu-pb: (a) ph de la suspensión, (b) dosificación de na ₂ so ₃ + znso ₄ ,	75
figura 9. diagrama de flujo del proceso de circuito cerrado de flotación (x significa agitación).	78

CAPITULO I

GENERALIDADES

En este capítulo se realiza una descripción general de los aspectos vinculados a la Compañía Minera Kolpa.

1.1 Acerca de la Compañía Minera Kolpa S.A.

La Compañía Minera Kolpa S.A. es una minera de capital peruano que tiene una producción polimetálica de Pb, Cu, Zn y Ag con más de 76 años en el rubro minero, dedicada a la extracción de minerales polimetálicos. ubicada en la región Huancavelica denominada Huachocolpa Uno, se realizan operaciones mineras de exploración y explotación, y su respectivo procesamiento metalúrgico en su planta concentradora.

En la compañía minera Kolpa S.A. se realizan operaciones mineras de explotación por métodos subterráneos y procesamiento polimetálicos por flotación. El Proceso metalúrgico, es realizado mediante el empleo del Método de Flotación Convencional, el mismo que ha venido originando algunas desventajas en el procesamiento de los minerales explotados por la compañía.

Historia.

La conocida mina Caudalosa fue trabajada hasta el año 1942 por pequeños mineros. En 1946 nace la planta concentradora del Banco Minero, en 1980 es vendida a los pequeños mineros, formando Comihuasa y en 1989 es vendida a Caudalosa. En el año de 1989 los señores Juan Francisco Raffo

y Mario Suito adquieren las acciones de los pequeños mineros pasando a ser accionistas mayoritarios. En marzo de 1999 La L.P.Holding S.A del grupo Raffo pasa a ser accionista principal con el 99,25%. La Compañía Minera Kolpa S.A. es el resultado de la Reorganización Societaria que entró en vigencia el 1° de mayo de 2015, por la cual Compañía Minera Caudalosa S. A. transfirió el bloque patrimonial conformado por los activos y pasivos que conforman la Unidad Minera Huachocolpa Uno; hasta la actualidad la compañía minera Kolpa está a la modernización y automatización de su planta concentradora con la visión de ser líder en producción a gran escala a nivel de la región



Planta Concentradora Kolpa

Ubicación

La Minera Kolpa S.A.de Huachocolpa Uno, se encuentra ubicada en el paraje Comihuasa, distrito de minero de Huachocolpa, Provincia y Departamento de Huancavelica. Geográficamente, se ubica en la cordillera central de los Andes del Centro del Perú. La Minera Kolpa S.A. se encuentra ubicada en el lado Oriente de la Cordillera occidental, a una altitud aproximada de 4,400 msnm.

Coordenadas UTM:

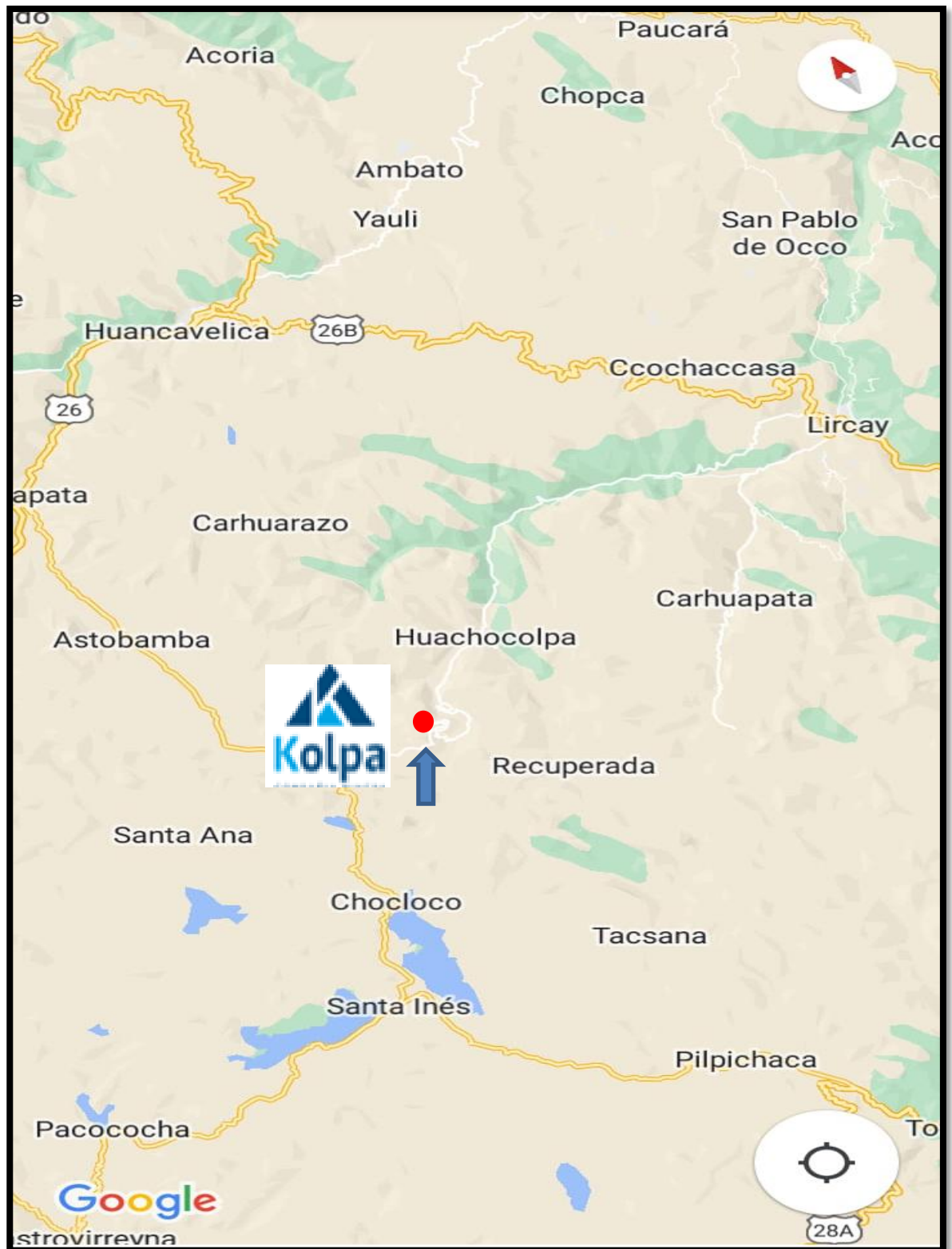
- **Este:** 502,230.550
- **Norte:** 8'555,752.860

Altitud:

- Entre 4340 a 4800 msnm

Ubicación Geológica

Geológicamente se encuentra ubicada en volcánicos terciarios, comprendiendo parte de los cuadrángulos de Huancavelica, Castrovirreyna, Huachocolpa y Conayca.



Ubicación de la Unidad Minera Kolpa

Clima

El área del proyecto se ubica a una altitud aproximada de 4,400 msnm en la sierra central del Perú. Las condiciones estacionales son bastante definidas, pero en general las condiciones climáticas del área en estudio son homogéneas existiendo ligeras variaciones entre puntos cercanos por condiciones orográficas a menor escala. Los factores que tienen mayor influencia en esta área son:

- Zona de convergencia intertropical. - En los meses de diciembre a abril, presenta precipitaciones intensas en lapsos cortos de tiempo y en algunos casos con tempestades eléctricas. En el período de julio a noviembre, se visualiza la presencia de nubosidad estable.
- Frentes extratropicales.- Durante los meses de junio a setiembre, estos frentes ocasionan el descenso abrumadores de la temperatura de hasta de 15 a 6 °C, produciéndose en las partes alto andinas fuertes heladas meteorológicas, con intensas olas de frío.

Accesibilidad

Acceso desde Lima y Junín (Huancayo)

TRAYECTO	DISTANCIA	TIEMPO
1.- Lima-Huancayo-Huancavelica -Mina	565 Km	15
2.- Huancayo-Huancavelica- Mina	265 Km	7

1.2 Operaciones en Compañía Minera Kolpa

Sistema de Extracción de Mineral

La actividad diaria dentro de la mina subterránea, es de preparar galerías de base y cabeza, subniveles de explotación dejando puentes de 2m., chimeneas para ventilación, relleno y servicios. El método de explotación es de corte y relleno ascendente convencional, a partir de los subniveles, se efectúan cortes de explotación de 1.50 m, siendo la altura de los tajeos de 3.50 m. después de la voladura. La secuencia de minado es perforación, voladura, acarreo y relleno. La voladura se realiza con dinamita. La ventilación de la mina es natural.

Transporte de Mineral de Mina a Planta

En el acarreo del mineral hacia la planta de beneficio se utiliza carros. Este mineral se acumula en pilas de mineral desde donde se acarrean con camiones volquete de 25 TM de capacidad hasta la tolva de gruesos de la Planta Concentradora Comihuasi.

Descripción de Procesos en la Planta Concentradora

El mineral que es extraído de mina hacia planta concentradora son pesados en una balanza de piso metálico 40 TM de capacidad, luego es transportado hacia una tolva de gruesos, de 250 TM de capacidad, ubicada al costado de la balanza, por la parte superior de la Chancadora Primaria Allis Chalmer 24" x 10".

En planta concentradora se realiza las siguientes operaciones:

- Chancado primario y secundario.
- Molienda primaria y secundaria.
- Flotación Bulk (Pb/Cu) Flotación separación (Cu/Pb) y flotación Zn
- Espesamiento y filtrado
- Almacenamiento de concentrados Cu, Pb y Zn
- Despacho final de concentrado en volquetes de 25TM.

Disposición de Pasivos Mineros (Relaves)

El método de deposición de la Cancha de relaves es de Aguas arriba, los gruesos conforman el muro de contención y los finos van dirigidos hacia la zona de decantación y drenaje, formando previamente un espejo de agua, las aguas son drenadas de manera de rebose mediante tuberías de polietileno, las aguas cristalinas son bombeadas a un estanque de concreto. En la cual llega a la planta de tratamiento de aguas de mina (PTAM) y NCD para su limpieza de iones pesados, eliminación de reactivos remanentes de flotación, etc. finalmente agua tratada es descargada al río Escalera

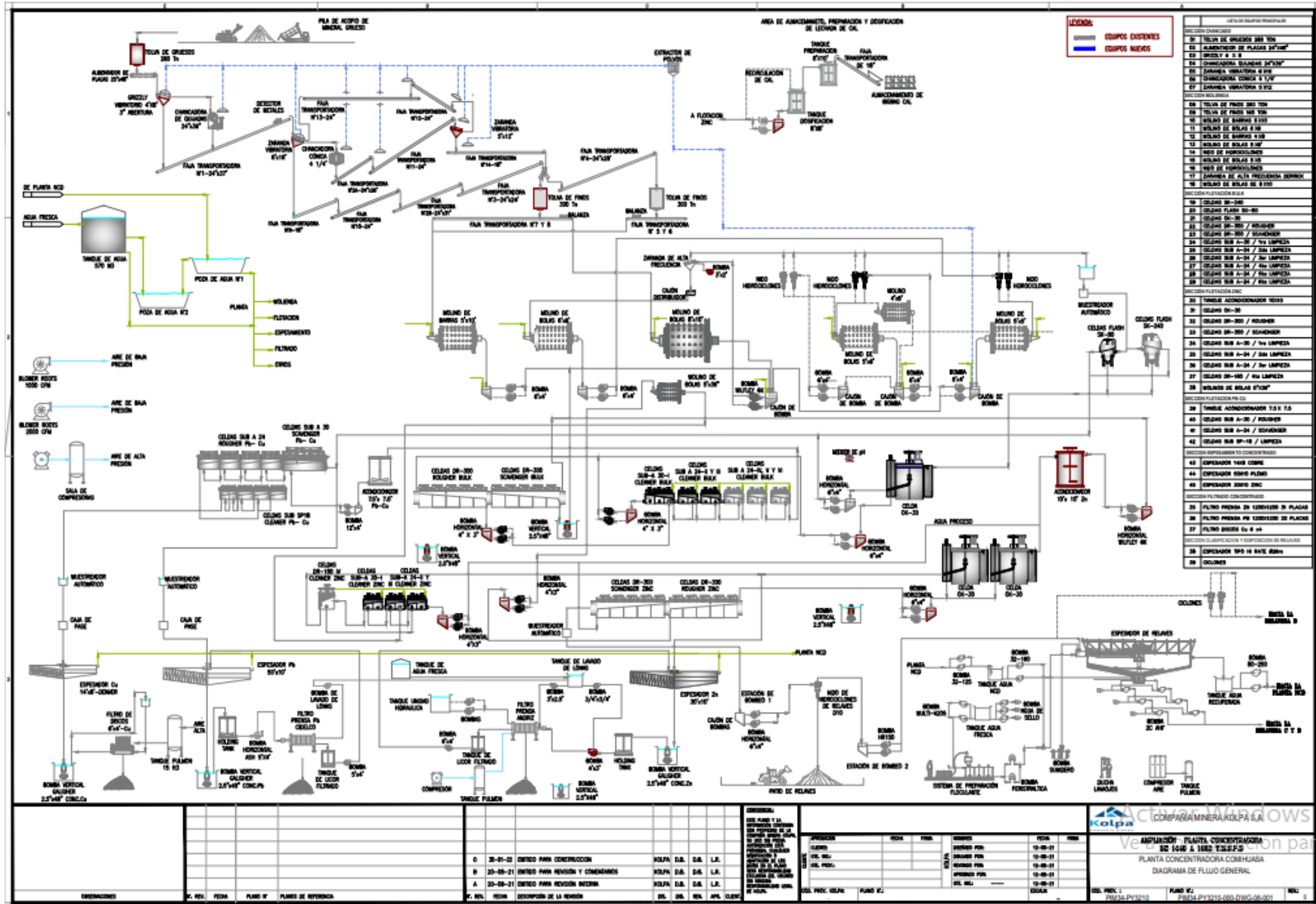


Planta de Tratamiento de Agua de Mina

Laboratorio Metalúrgico y Laboratorio Químico.

En el Área de laboratorio Metalúrgico se llevan a cabo las pruebas metalúrgicas tales como cinética de flotación, carga molturante, collar de bolas, corte de faja, D50 de los ciclones, D80 óptimo de chancado P80 óptimo de molienda, factores de reactivos, concentraciones óptimas de reactivos y de más parámetros llevados a pruebas metalúrgicas en planta concentradora.

En laboratorio químico se realizan a diario de inicio de guardias las pruebas de análisis químico por volumetría y demás que necesite la planta concentradora para reportar contantemente las leyes de cabeza, leyes de concentrado del Pb,Cu,Zn y Ag, elementos valiosos en Relave, Entre otras pruebas como la de la humedad de los concentrados.



LEYENDA:
 EQUIPOS EXISTENTES
 EQUIPOS NUEVOS

SECCION CHANCADO	
01	TOLVA DE GRANOS 200 TON
02	ALAMBRON DE PLACAS 20"x20"
03	GRUPO 4 x 2 x 2
04	CHANCADORA 600MM ØTxD
05	BARANCA VIBRATORIA 6000
06	CHANCADORA CONICA 1'1/4"
07	LAMPARA VIBRATORIA 1'1/2"
SECCION BARRAS	
08	TOLVA DE PASE 200 TON
09	TOLVA DE PASE 200 TON
10	SELO DE BARRAS 1'1/2"
11	SELO DE BARRAS 1'1/2"
12	SELO DE BARRAS 1'1/2"
13	SELO DE BARRAS 1'1/2"
14	SELO DE BARRAS 1'1/2"
15	SELO DE BARRAS 1'1/2"
16	SELO DE BARRAS 1'1/2"
17	SELO DE BARRAS 1'1/2"
18	SELO DE BARRAS 1'1/2"
SECCION FLOTACION	
19	CELDA 30-300
20	CELDA FLUJO 30-300
21	CELDA 30-30
22	CELDA 30-300 / SOPELADOR
23	CELDA 30-300 / SOPELADOR
24	CELDA SUB A-20 / 1/2 LAMPERA
25	CELDA SUB A-20 / 3/4 LAMPERA
26	CELDA SUB A-20 / 1/2 LAMPERA
27	CELDA SUB A-20 / 3/4 LAMPERA
28	CELDA SUB A-20 / 1/2 LAMPERA
29	CELDA SUB A-20 / 3/4 LAMPERA
30	CELDA SUB A-20 / 1/2 LAMPERA
SECCION FILTRACION	
31	TINDE ADICIONADOR 1000
32	CELDA 30-30
33	CELDA 30-300 / SOPELADOR
34	CELDA 30-300 / SOPELADOR
35	CELDA SUB A-20 / 1/2 LAMPERA
36	CELDA SUB A-20 / 3/4 LAMPERA
37	CELDA SUB A-20 / 1/2 LAMPERA
38	CELDA SUB A-20 / 3/4 LAMPERA
SECCION FLOTACION DE COQUE	
39	TINDE ADICIONADOR 1.5 T 7.5
40	CELDA SUB A-20 / SOPELADOR
41	CELDA SUB A-20 / SOPELADOR
42	CELDA SUB 30-18 / LAMPERA
SECCION ESPESADOR DE CONCENTRADO	
43	ESPESADOR 1400 CONE
44	ESPESADOR 3000 FLUJO
45	ESPESADOR 3000 ZINC
SECCION FILTRO DE COQUE	
46	FILTRO PRESA 20 1000000 30 PLACA
47	FILTRO PRESA 20 1000000 30 PLACA
48	FILTRO BARRAS Cu 4 x 4
SECCION DE ALMACENAMIENTO Y DESPESADO DE RELAVES	
49	ESPESADOR 300 10 BATE 6000
50	COLONIA

OPERACIONES	N.º DEL PLAN	FECHA	PLANO N.º	PLANOS DE REFERENCIA	N.º DEL PLAN	DESCRIPCION DE LA REVISION	EL. DEL PLAN	APL. DEL PLAN	CLASE
	0	20-01-22		ENTRADA PARA CONSTRUCCION	KOLPA, S.A.	D.S. L.E.			
	B	20-09-21		ENTRADA PARA REVISION Y COMANDOS	KOLPA, S.A.	D.S. L.E.			
	A	20-09-21		ENTRADA PARA REVISION INTERNA	KOLPA, S.A.	D.S. L.E.			

Activa Windows
 COMPAÑIA MINERA COLPA S.A.
 Verificación y control país
AMPLIACION PLANTA CONCENTRADORA
 82 1040 & 1082 T.S.F.F.S
 PLANTA CONCENTRADORA COMBUSTIVA
 DIAGRAMA DE FLUJO GENERAL

SECCION: PLAN N.º
 PLAN N.º: PLAN-PY310
 PLAN N.º: PLAN-PY310-000-FWJ-08-001

CAPITULO II

FORMULACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

En este capítulo presentamos la formulación de la investigación, basado en el método científico.

2.1 El problema

a) Planteamiento del problema

El cobre y el plomo son metales comunes e importantes, juntamente con el zinc, que se utilizan ampliamente en muchos campos de la producción y la vida humana. En la actualidad, los recursos de mineral de sulfuro siguen siendo la principal fuente de metal de cobre, plomo y zinc, y los minerales de sulfuro de cobre, plomo y zinc generalmente se refieren a calcopirita (CuFeS_2), galena (PbS) y esfalerita (ZnS). La flotación tiene las ventajas de los bajos costos de producción y el respeto al medio ambiente y juega un papel insustituible en el procesamiento de los recursos minerales de sulfuros de cobre, plomo y zinc. Casi todo el procesamiento del mineral de sulfuro polimetálico de cobre y plomo es inseparable de la flotación. Sin embargo, debido a la flotabilidad natural similar de la galena y la calcopirita, en la separación por flotación de sulfuro de cobre y plomo suelen existir problemas como bajas eficiencias de separación, bajas leyes de concentrado y baja recuperación. Con el consumo de recursos minerales de sulfuro de alta ley y fáciles de separar,

los investigadores han comenzado a centrarse en la utilización de recursos de cobre y plomo a partir de mineral de sulfuro refractario de baja ley, lo que conduce a desafíos y pruebas cada vez más rigurosos en la separación por flotación de cobre y plomo. mineral de sulfuro de plomo. La dificultad de separar el mineral de sulfuro de cobre y plomo es un problema común en la producción actual. Por lo tanto, la separación por flotación del mineral de sulfuro polimetálico de cobre y plomo siempre ha sido un punto clave de investigación en la industria.

En este sentido, es de preocupación en muchas plantas concentradoras como es el caso de la planta concentradora de la Compañía Minera Kolpa, que procesa minerales polimetálicos de cobre, plomo y zinc, siendo una de las dificultades la selectividad para obtener concentrados limpios de cobre y plomo, independientemente de la metalurgia del zinc por esto se plantean las siguientes interrogantes.

FORMULACION DEL PROBLEMA

General

¿Cómo se puede mejorar en la eficiencia de la flotación de los minerales polimetálicos de cobre, plomo y zinc en la Compañía Minera Kolpa?

Específicos

- a) ¿Qué variables de flotación son críticas para el proceso preferencial de Cu – Pb, para lograr las eficiencias esperadas?

- b) ¿Qué proceso será el adecuado para lograr las mejores performances en la tecnología a proponer?

2.2 Objetivos

Objetivo General

Determinar cómo se puede mejorar en la eficiencia de la flotación de los minerales polimetálicos de cobre, plomo y zinc en la Compañía Minera Kolpa.

Objetivos Específicos

- a) Determinar las variables de flotación que son críticas para el proceso preferencial de Cu – Pb, para lograr las eficiencias esperadas.
- b) Determinar el proceso será el adecuado para lograr las mejores performances en la tecnología a proponer.

2.3 Justificación

Este trabajo se justifica teniendo en cuenta las siguientes consideraciones:

- a) Muchas unidades mineras que poseen yacimientos de sulfuros polimetálicos, como es el caso de la Compañía Minera Kolpa, tienen la necesidad de mejorar sus performances de extracción metalúrgica y esto justifica implementar este tipo de proyectos.

- b) La flotación de minerales polimetálicos implica un reto para los metalurgistas en las diferentes plantas, debido a la diversidad de complejidades en el manejo de sus variables operativas y a la aparición y desarrollo de nuevas tecnologías.

- c) Las empresas dedicadas a la extracción y beneficio de los recursos minerales tienen la obligación de mejorar y en el mejor de los casos optimizar sus operaciones, para el efecto es importante aplicar nuevas estrategias de investigación de procesos.

2.4 Planteamiento de la Hipótesis

General

El conocimiento particular del conjunto mineralógico del mineral rico en Cu, Pb y Zinc de la Compañía Minera Kolpa es esencial para llevar a cabo un proceso de separación eficiente, con la ayuda de instrumentación moderna de análisis.

Específicas

- a) El tiempo de flotación y el valor de pH de la pulpa son críticos para la flotación preferencial de Cu-Pb y así se logran las eficiencias esperadas.

- b) El proceso innovador de flotación instantánea de cobre en pulpa ácida y flotación de plomo, seguido de una mayor recuperación de cobre, se desarrolla para encontrar la solución para el mineral refractario.

2.5 Variables:

Variables Independientes:

- Composición mineralógica
- Distribución granulométrica
- Grado de molienda
- Tiempo de flotación
- Dosis de reactivos de flotación

Variable Dependiente:

- Recuperación de cobre
- Recuperación de plomo
- Recuperación de zinc

CAPITULO III

MARCO TEÓRICO

A continuación, se presenta la fundamentación teórica que va a permitir comprender y luego a analizar los resultados de la investigación experimental realizada.

3.1 Fundamentación teórica

Caracterización multianálisis de propiedades mineralógicas de minerales mixtos de cobre, plomo y zinc e implicaciones para la recuperación integral

Los recursos minerales no solo son materiales indispensables para la construcción económica nacional moderna, sino también la base material para el desarrollo económico. Con el desarrollo de la economía, los minerales fáciles de manejar se han agotado gradualmente y la utilización de recursos minerales refractarios polimetálicos complejos se ha vuelto inevitable. La complejidad del proceso de beneficio de un mineral polimetálico está determinada por la naturaleza compleja del mineral. En el proceso de separación de minerales, se pueden usar equipos avanzados, circuitos y nuevos sistemas de reactivos para mejorar la calidad y la tasa de recuperación de los minerales refractarios, pero para seleccionar un proceso racional, se necesita una investigación exhaustiva para determinar la ubicación y distribución de los elementos objetivo. así como los estados de ocurrencia de los minerales objetivo y los tipos y características de distribución de los minerales. Los pasos de procesamiento de minerales se

determinan sobre la base de un estudio mineralógico detallado del mineral complejo. Por lo tanto, se requieren estudios mineralógicos detallados para proporcionar orientación mineralógica para las operaciones de separación posteriores. En los últimos años, con el rápido desarrollo de la ciencia y la tecnología, se han aplicado al campo de la mineralogía de procesos el análisis de liberación de minerales, microsondas electrónicas, microscopía de luz Leica DMLP y otros métodos de detección. Los depósitos de cobre, plomo y zinc están ampliamente distribuidos en todo el mundo especialmente en el Perú. Tienen un gran valor de desarrollo, pero estos minerales suelen ser estrechamente simbióticos, lo que hace que la separación del mineral de cobre-plomo-zinc sea muy difícil, la calidad del concentrado sea pobre y la tasa de recuperación sea baja.

Como ha sido bien establecido, los minerales de cobre, plomo y zinc están naturalmente asociados entre sí, ya sea en minerales oxidados o en minerales sulfurados. Convencionalmente, dichos minerales mixtos han sido tratados mediante preconcentración y flotación diferencial de espuma. En la actualidad, más del 50% del cobre, plomo y zinc en el mundo son producidos por procesos pirometalúrgicos. Se ha desarrollado un interés significativo en la extracción de cobre, plomo y zinc a partir de minerales y concentrados de baja ley/baja calidad mediante procesos hidrometalúrgicos, especialmente para la separación de relaves de cobre-plomo-zinc. La tecnología de procesamiento de minerales de Wills introdujo varias técnicas de procesamiento de minerales, desde materias primas hasta concentrados. Los minerales de óxido de cobre-plomo-zinc son fácilmente lixiviados por

cualquier solución ácida y biolixiviación oxidativa. Para mejorar la tasa de lixiviación, se necesitan altas temperaturas de lixiviación y altas concentraciones de oxidantes fuertes para aumentar la cinética de oxidación. Sin embargo, la mayoría de los minerales de sulfuro se recuperan por flotación. El comportamiento depresor de la flotación y el mecanismo de adsorción de la galena han sido investigados mediante una serie de experimentos; los resultados mostraron que el polímero macromolecular poliacrilamidaaliltiurea (PAM-ATU) era un depresor eficaz para la galena en la separación de la calcopirita. La investigación de flotación en galena indicó que se logró una mayor recuperación de flotación en las condiciones de xantatos de cadena lineal como colector y metil isobutil carbinol como espumante. Para un mineral compuesto de sulfuro de plomo y zinc de la mina Rosh Pinah, Seke y Pistorius utilizaron la flotación por lotes para la flotación selectiva de galena y esfalerita. Los resultados mostraron que los complejos de cianuro cuproso pueden activar la esfalerita, y la activación y posterior flotación de la esfalerita fue mayor cuando el compuesto se molió en seco que cuando se molió en húmedo. La flotación de pirita oxidada se realizó después de un pretratamiento ultrasónico (5–60 min) o en agua saturada de CO₂ con un rango de pH de 3–10; los resultados mostraron que más del 90 % de las partículas minerales se lograron en menos de 30 s después de 15 min de sonicación en agua DI saturada de CO₂ a 4–7 °C. Muchos factores, como el movimiento difusioforético, la unión a través de la rotación de partículas angulares, los ángulos de contacto dinámicos, las superficies más antiguas, la solubilidad, la tensión superficial y la tasa de adsorción influyeron en la recuperación de la flotación. Además, un ambiente

apropiado podría mejorar la separación por flotación de los ultrafinos. Con el desarrollo de nuevos yacimientos, los tamaños de grano y el intercrecimiento de minerales valiosos y de ganga han seguido siendo temas de creciente interés, y los reactivos y la tecnología se han utilizado con éxito para la separación selectiva de minerales complejos de cobre, plomo y zinc.

La composición mineral del mineral en bruto es muy compleja, y los principales elementos valiosos son Cu, Pb y Zn, y los minerales de cobre existen principalmente en forma de sulfuro de cobre y óxido de cobre. Entre ellos, el sulfuro de cobre y el óxido de cobre libre son los principales objetos a recuperar. Los minerales de plomo existen principalmente en forma de carbonatos, sulfatos y sulfuros, y el carbonato de plomo y el sulfuro de plomo son los principales objetos a recuperar. Los minerales de zinc existen principalmente en forma de óxido de zinc, seguido del sulfuro de zinc, entre los que se deben recuperar principalmente la smithsonita y la esfalerita. Las altas tasas de oxidación del cobre, el plomo y el zinc pueden atribuirse a una razón importante de la baja recuperación de los minerales objetivo. Las estructuras principales de los minerales metálicos son estructuras de inclusión, estructuras de borde de reacción, estructuras radiales y estructuras coloidales. La distribución de elementos valiosos es relativamente dispersa, y existen diferentes minerales en forma de diseminación de grano fino, a partir de los cuales es difícil lograr la liberación de minerales. Por lo tanto, la finura de molienda debe determinarse estrictamente para garantizar el grado de liberación de minerales y facilitar la recuperación eficiente de minerales valiosos. Estos resultados indican que

los minerales valiosos en el mineral pueden enriquecerse primero mediante flotación a granel, y el cobre, el plomo y el zinc obtenidos en el concentrado de flotación pueden separarse aún más mediante tostado por oxidación e hidrometalurgia.

Fundamentos de flotación

El procesamiento de partículas finas en la industria minera y de minerales ha sido un desafío dinámico desde el desarrollo de tecnologías de extracción de mayor producción y la continua disminución de las leyes del mineral. Considerada como la técnica de separación más utilizada en aplicaciones de procesamiento de minerales, la flotación se ha convertido en un proceso eficiente para mejorar las fracciones de tamaño fino (menos de malla 100) de mineral en bruto a altas capacidades. La flotación aprovecha las diferencias en las propiedades superficiales de las partículas a través de la humectabilidad. Las partículas que muestran afinidad por el agua se clasifican como hidrofílicas, mientras que las partículas que tienden a repeler el agua se consideran hidrofóbicas. Esta propiedad fundamental de la superficie se aprovecha para crear un contacto adecuado entre las burbujas y las partículas mediante el uso de celdas de columna y convencionales, la adición de reactivos químicos y nuevos diseños de generación de burbujas para aumentar la cinética de flotación de las partículas hidrofóbicas y producir un producto de calidad.

Las máquinas de flotación convencionales y de columna logran el mismo objetivo de recuperar partículas hidrofóbicas finas pero varían en sus

métodos y eficiencia de separación (Figura 1). Por lo general, una máquina convencional consta de una celda grande donde la alimentación de flotación ingresa a la parte inferior y se mezcla axialmente mediante un impulsor giratorio. El estator giratorio atrae aire y lodo para dispersar las burbujas en la celda. En una celda de columna, la alimentación de flotación ingresa cerca de la parte superior de la celda y se generan burbujas a través de un sistema de rociado externo o interno. Además de las diferencias de diseño físico, la celda de columna y la celda mecánica convencional contrastan en su efectividad respectiva de recolección de burbujas y partículas, contacto de partículas y burbujas, y arrastre de partículas finas de ganga. En las celdas convencionales, la zona de recolección de burbujas y partículas es esencialmente el área que rodea al impulsor mecánico donde las burbujas se dispersan originalmente. Sin embargo, las celdas de columna utilizan todo el volumen de la celda para permitir el contacto de burbujas y partículas. La gran área de recolección de la celda de la columna también permite puntos de entrada separados para la suspensión y las burbujas generadas. La ubicación del punto de generación de burbujas permite que las burbujas se eleven y choquen directamente con las partículas suspendidas. Por el contrario, la partícula depende del impulsor giratorio para proporcionar un contacto adecuado con la partícula de la burbuja, pero la acción del impulsor a menudo crea turbulencia que puede provocar el desprendimiento de la partícula. Finalmente, la flotación en columna es superior a las máquinas convencionales a través de la práctica de lavar la espuma con agua para proporcionar un flujo a contracorriente en la fase de espuma y reducir el

arrastre de partículas ultrafinas de ganga que se reportan con el concentrado.

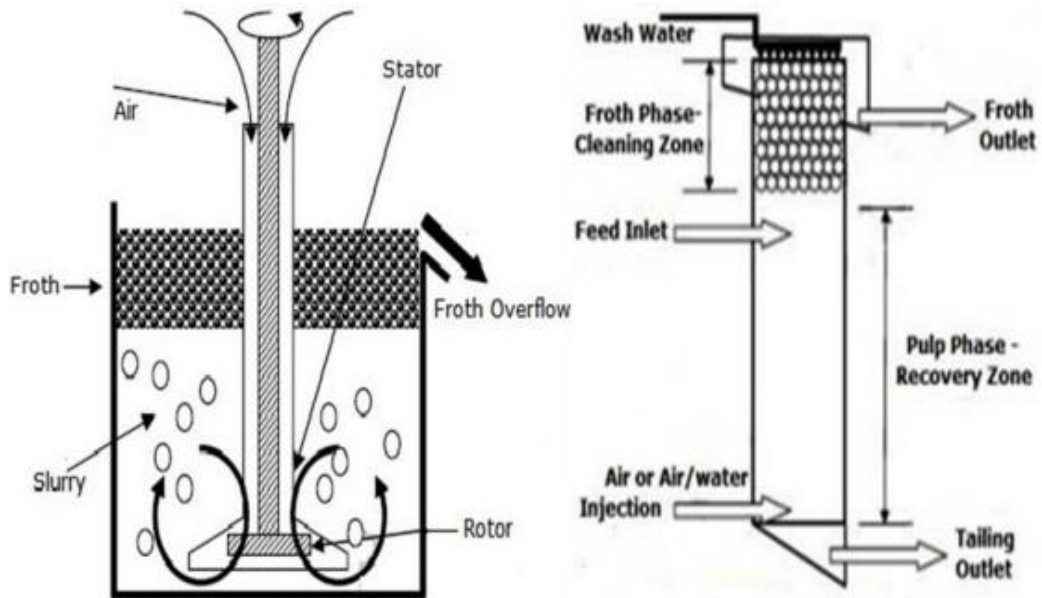


Figura 1. Comparación de celda convencional y de columna

En cualquier caso, estas burbujas ascienden hacia la fase de espuma chocando con partículas hidrofóbicas e hidrofílicas. Debido a las propiedades superficiales de estas partículas, las partículas hidrofóbicas se adhieren a la burbuja de aire y viajan hacia el producto espumoso, mientras que las partículas hidrofílicas no se adhieren y se comunican con el flujo inferior. La capacidad de cada máquina de flotación para recuperar las partículas hidrofóbicas depende de la adherencia de las partículas de burbujas, los reactivos de flotación y la generación de burbujas.

Adhesión de partículas a las burbujas

La unión entre la burbuja y la partícula en el caso de la flotación es el principio más crítico en la separación de minerales hidrofóbicos de partículas hidrofílicas. La termodinámica de una partícula que se une a una burbuja de gas se muestra en la Figura 2. La relación termodinámica entre la partícula y la burbuja se puede describir mediante la ecuación de Young. La ecuación de Young describe el equilibrio de energía interfacial requerido para la adhesión de partículas de burbujas y relaciona las siguientes interfaces: tensión interfacial entre líquido y vapor (γ_{LV}), tensión interfacial entre sólido y líquido (γ_{SL}) y tensión interfacial entre sólido y vapor (γ_{SV}). Usando estas relaciones de energía, la unión de burbujas de partículas ocurrirá ya que la diferencia entre las energías interfaciales da como resultado un valor negativo.

$$\gamma_{sv} - \gamma_{lv} - \gamma_{sl} < 0 \quad (1)$$

Continuando con el análisis y utilizando el diagrama que se muestra en la Figura 2, el ángulo de contacto θ entre la tensión en la interfase vapor del lodo y las otras tensiones interfaciales será el parámetro principal en la partícula adherida a la burbuja.

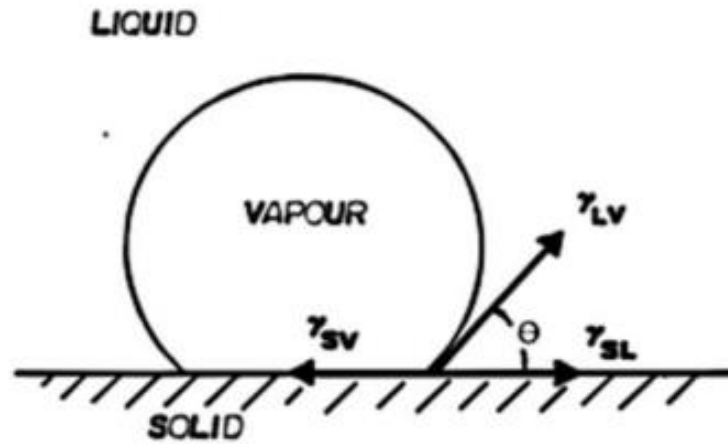


Figura 1.2. Descripción termodinámica de la adhesión de las partículas a la burbuja

$$\gamma_{sv} = \gamma_{lv} \cos \theta + \gamma_{sl} \quad (2)$$

Así, para obtener la adhesión de las partículas, será necesario un ángulo de contacto de 90 grados para reducir la diferencia entre las energías interfaciales por debajo de cero.

Desde el desarrollo de la flotación en la industria de procesamiento de minerales, se han estudiado varios modelos para predecir la adhesión de burbujas de partículas. En el modelo de probabilidad de recolección de partículas de Sutherland en "Cinética del proceso de flotación", Sutherland concluyó que la recuperación de la partícula depende de la probabilidad de colisión entre una burbuja y la partícula, la probabilidad de que la partícula se adhiera a la burbuja y la probabilidad asociada de la burbuja desprendiéndose de la burbuja a través del proceso de flotación. Con base

en el marco de Sutherland, los trabajos realizados por otros han concluido que la probabilidad de colisión de partículas es una función de la relación entre el diámetro de la partícula y el diámetro de la burbuja, y los efectos de El tamaño de partícula en la recuperación se puede ver en la Figura 3.

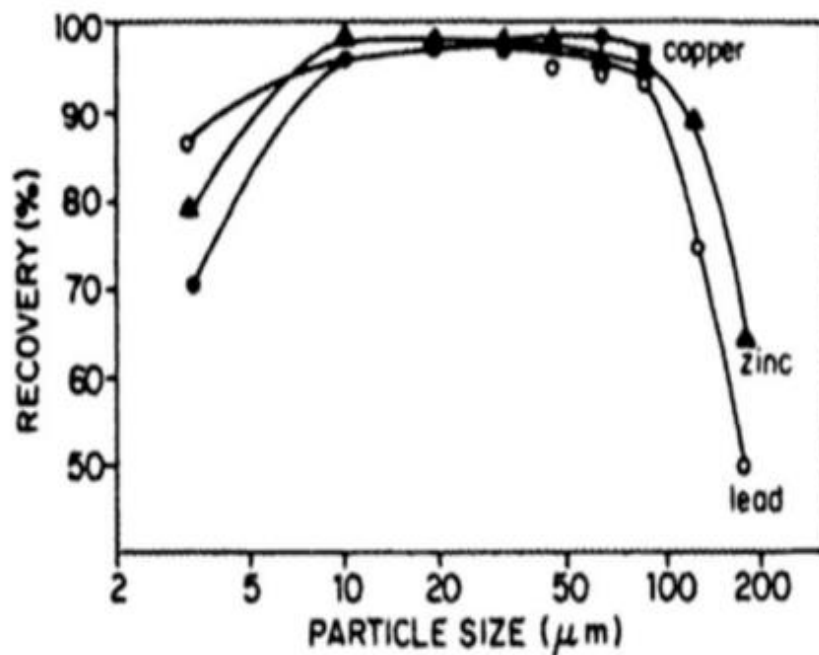


Figura 1.3. Recuperación por flotación versus tamaño de partícula

Una vez que la partícula choca con la burbuja, la partícula tiene la oportunidad de adherirse a la burbuja para permitir la recuperación y se conoce como probabilidad de adhesión. Después de esta colisión, la partícula permanece en la superficie de la burbuja durante un período de tiempo mientras las partículas se deslizan una distancia específica. El período de tiempo que la partícula se desliza sobre la burbuja es el tiempo de deslizamiento y está relacionado con la velocidad del líquido circundante a medida que la burbuja asciende hacia el producto espumoso. Sutherland detalló el tiempo necesario para que una partícula se adhiriera a una burbuja

como el período de inducción, definiendo así un período de tiempo específico para que la partícula se deslice a lo largo de la burbuja, rompa la superficie y se adhiera. Yoon y Luttrell derivaron ecuaciones de probabilidad de unión para varias condiciones de flujo y concluyeron que los parámetros críticos de unión son el radio de la burbuja, el radio de la partícula, la velocidad de la burbuja y el tiempo de inducción. En la validación de sus conclusiones, a medida que disminuye el tiempo de inducción para una burbuja y un tamaño de partícula determinados, aumenta la probabilidad de adhesión y se produce el mismo resultado a medida que disminuye el diámetro de la partícula (Figura 4).

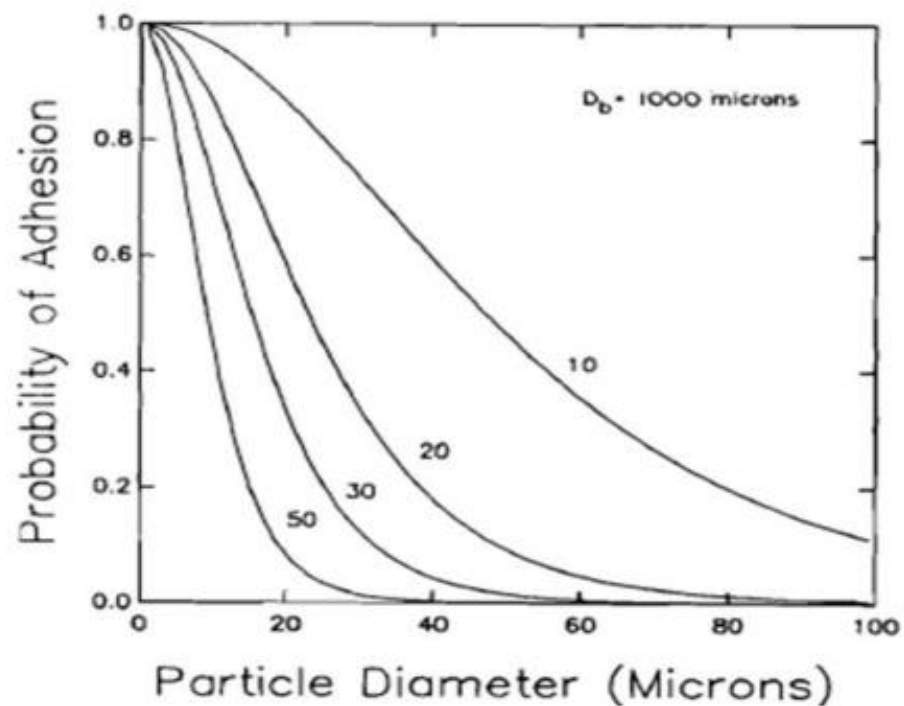


Figura 1.4. Análisis de la probabilidad de adhesión en flotación a tiempos de inducción variables

Reactivos de flotación

El proceso de flotación se puede modificar de manera eficiente con la adición de productos químicos que alteran la química de la suspensión o la superficie del mineral, ya que la mayoría de los minerales de alimentación no son ideales para la separación de partículas valiosas. Las categorías de reactivos de flotación incluyen colectores, espumantes y modificadores, y cada tipo tiene un propósito específico para permitir una separación óptima. Los colectores aumentan selectivamente la hidrofobicidad de los minerales proporcionando una fina película de hidrocarburos sobre la superficie seleccionada mediante quimisorción o adsorción. Este recubrimiento de hidrocarburos esencialmente aumenta el ángulo de contacto del agregado de partículas y burbujas, mejorando así la flotación. Los colectores generalmente se agregan aguas arriba de las máquinas de flotación para permitir un acondicionamiento adecuado. Aunque los colectores brindan una ventaja adicional al recubrir partículas no hidrofóbicas con una película de hidrocarburo, algunos minerales, como el carbón, requieren poca o ninguna adición de colector, lo que ahorra costos de flotación.

A menudo se utilizan junto con los colectores espumantes que actúan como estabilizadores de burbujas y espuma. Estos compuestos a base de alcohol o sintéticos reducen la tensión superficial del líquido y brindan la estabilidad necesaria para que las burbujas de aire permanezcan en la suspensión, capturen partículas y asciendan a la fase de espuma con las partículas adheridas. Además, los espumantes crean una fase de espuma estable que permite la recolección eficiente de los minerales recuperados y garantiza que

las partículas no se desprendan y desciendan nuevamente a la fase de pulpa del proceso de flotación. Con estas características de los espumantes, el efecto final de la adición de espumantes es un aumento en la tasa de flotación, aumentando así la recuperación. Sin embargo, el aumento en la recuperación conduce a una mayor recuperación de partículas de ganga.

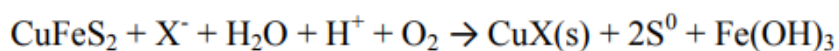
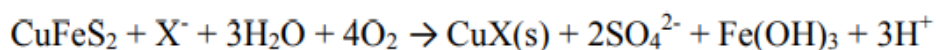
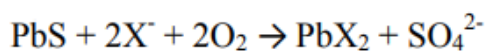
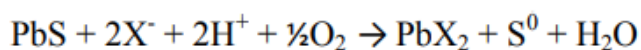
Se agregan a la lechada otros productos químicos de flotación, como modificadores, para controlar la selectividad del proceso de flotación. Estos modificadores pueden servir para múltiples propósitos como activadores y depresores de minerales controlando la forma en que un colector se adhiere a cada superficie mineral o regulando el pH de la pulpa para inducir la flotación de diferentes minerales. Específicamente, los activadores permiten la adhesión de un colector específico a un mineral que normalmente no se uniría, mientras que los depresores evitan la adhesión. Los modificadores de pH usan ácidos y álcalis para bajar o subir el pH de la pulpa y crear un ambiente efectivo para la flotación de minerales específicos.

Colectores

Las sustancias que se utilizan principalmente para inducir la hidrofobicidad en los sólidos y promover la adhesión a las burbujas de aire o las gotas de aceite se conocen como colectores. La especie colectora debe unir las partículas de manera que permanezca inmobilizada en la superficie de la partícula e imparta suficientes propiedades hidrofóbicas que le permitan resistir los efectos mecánicos y dinámicos del sistema de flotación. Los aniones de xantato se quimisorben fácilmente en la mayoría de los minerales

que contienen sulfuro, haciéndolos hidrofóbicos por su adición, por ejemplo, se requiere una cobertura superficial de solo 20-40 % para inducir la flotación de galena bajo ciertas condiciones. En este paso del proceso, tanto el cobre y las partículas de plomo reaccionan con el colector y ambas son inducidas a flotar. Hay muchos otros colectores que se pueden usar en flotación, por ejemplo, ditiofosfatos y tionocarbamatos. Los procesos de Boliden combinan varios colectores de estos con xantatos.

El mecanismo de adsorción de un tio-colector sobre la superficie de la galena no se comprende bien. Se supone que hay adsorción, con intercambio iónico entre aniones xantato y sulfuro, en la superficie del mineral y que, en condiciones de flotación, la reacción termodinámicamente favorecida es la quimisorción del colector al átomo metálico en la capa más externa de la red de sulfuros.



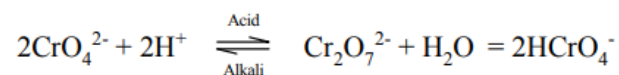
Depresores

Dado que tanto los sulfuros de cobre como los de plomo son hidrofóbicos en presencia del colector de xantato y, por lo tanto, flotarán, la eliminación de galena solo puede ocurrir cuando su hidrofobicidad se altera de manera que

se vuelve preferiblemente hidrofílica. Esto requiere una modificación adicional en su superficie, es decir, debe estar hundido. Así, se utiliza un reactivo adicional para modificar la superficie de la galena, impidiendo su flotación, volviéndola hidrofílica. La selección del reactivo se basa en las propiedades intrínsecas de los minerales específicos que se utilizan en el proceso, los minerales que se van a deprimir y también la de los minerales que es deseable que permanezcan hidrofóbicos. Los reactivos que realizan esta tarea se conocen como depresores.

El depresor utilizado en el paso de separación del concentrado de cobre y plomo en los concentradores Boliden Area y Garpenberg es el dicromato de sodio (EC 234-190-3; CAS 10588-01-9).

El dicromato, en una solución acuosa, está en equilibrio con el cromato, como se muestra a continuación,



Dado que el ambiente acuoso en las celdas de flotación de Boliden Area y Garpenberg es alcalino, el equilibrio se desplaza hacia la izquierda.

El dicromato deprime la galena (PbS), al tiempo que permite que floten otros minerales que contienen sulfuros. Aunque el mecanismo de esta reacción, una vez más, no se entiende completamente, las investigaciones han sugerido que la acción depresiva de los cromatos y dicromatos sobre la

galena se produce a través de las reacciones que se indican a continuación. Se supone que una cantidad de cromato, aproximadamente igual a una monocapa, se adsorbe sobre la superficie de la galena y que la acción depresora se debe a un aumento de la hidratación superficial, que supera la capacidad de flotación, a pesar de la presencia de xantato. A los pH del área de Boliden y de los procesos de Garpenberg, la depresión de la galena es más pronunciada; con CrO_4^{2-} siendo adsorbido a galena adsorbida en xantato. La partícula resultante ahora tiene una modificación superficial hidratada con plomo/cromato, lo que significa que se mojará y sedimentará en la celda de flotación.

Generación de burbujas

Teniendo en cuenta la necesidad crítica de generar burbujas durante todo el proceso de flotación, los principios de generación de burbujas en celdas convencionales y de columna se han analizado constantemente. Como se ha descrito, el lodo ingresa al impulsor de una celda convencional y el aire es aspirado por el vacío creado por el movimiento del lodo o lo proporciona un soplador instalado. El impulsor giratorio dispersa la mezcla de aire de lodo y genera burbujas para que se adhieran a las burbujas de partículas. Se muestra una vista transversal del movimiento del fluido y el aire en una celda agitada mecánicamente (Figura 5)

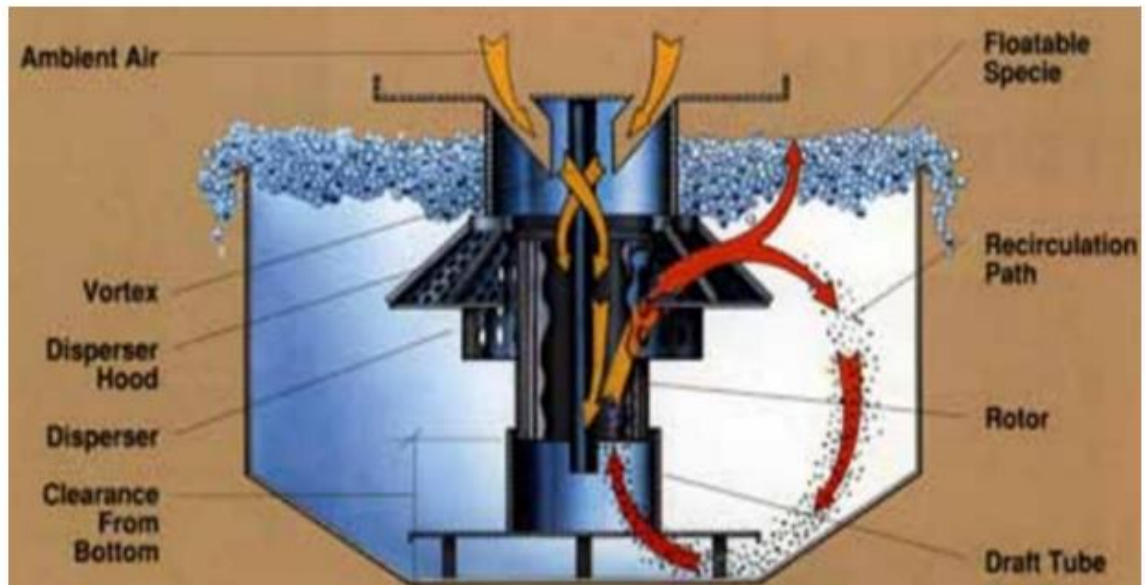


Figura 1.5. Celda de flotación WEMCO 1+1

Debido a la turbulencia creada por el impulsor giratorio y la longitud total, las columnas de flotación adoptaron sistemas de rociado como el principal sistema de generación de burbujas. Se han desarrollado varios sistemas de aspersion desde los difusores de aire hechos de material cerámico en las primeras aplicaciones de flotación en columna. Dichos sistemas incluyen mezcladores estáticos o en línea, tubos porosos y dispositivos que utilizan el principio venturi (Figura 6). En los primeros desarrollos se utilizó un rociador de tubo venturi poroso en el que el aire entraba en un tubo poroso y se generaban burbujas por la fuerza de corte de la suspensión que pasaba.

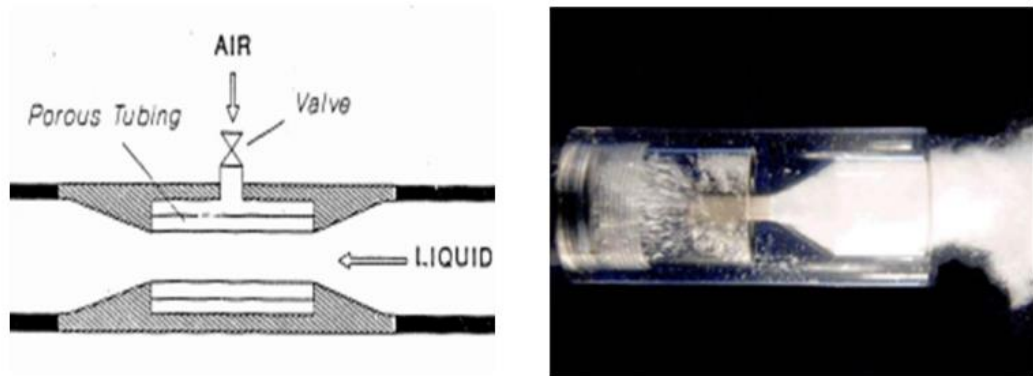


Figura 1.6. Sistema de aspersión Venturi poroso y sistema de tubo de cavitación CPT

Canadian Process Technologies Inc. desarrolló un sistema de rociado que utiliza las ventajas de la cavitación. Una mezcla de aire y líquido se somete a una rápida disminución de la presión a través de un pequeño orificio y se produce la cavitación. Con la presencia de espumante y el consiguiente aumento de área, se crean picoburbujas para el proceso de flotación.

Cinética de flotación

La flotación de partículas se puede describir como un modelo simple que tiene en cuenta la flotabilidad de la partícula y el tiempo que está expuesta al proceso de flotación. El modelo que se muestra a continuación representa la recuperación de una partícula específica y se describe como la relación entre la masa mineral recuperada y la masa mineral recuperable total.

$$R = \frac{kt}{1+kt} \quad (3)$$

Donde k es la constante de velocidad de flotación de la partícula y t es el tiempo de residencia.

La constante de flotación de un mineral depende de los parámetros físicos de las partículas, como el tamaño de las partículas, la hidrofobicidad, la composición del mineral y los parámetros operativos, como la tasa de aireación y la adición de reactivos. Como se describió anteriormente, la recuperación tiene un rango de tamaño de partícula óptimo y desciende drásticamente por debajo de la malla 400 y por encima de la malla 60. Por lo tanto, la constante de flotación se puede controlar a través de una trituración eficiente y clasificación de tamaño de partículas. Además, la recuperación de una partícula se verá afectada por la hidrofobicidad natural o químicamente alterada y, en consecuencia, aumentará o disminuirá la constante de flotación. La tasa de flotación de una partícula también depende de la composición del mineral y de si la partícula es un mineral puro libre o consiste en un mineral de ganga. Este factor es el menos controlable ya que gran parte de la composición depende del tamaño de partícula del mineral. La creación de partículas libres se puede lograr a través de circuitos de trituración, pero estos circuitos reducen el tamaño de las partículas y pueden ser costosos. Un aumento en los parámetros operativos, como la tasa de aireación o la concentración de espuma, conducirá a una mayor recuperación a medida que aumenta la probabilidad de que se adhieran partículas de burbujas con estos ajustes.

3.2 Análisis del Proceso Propuesto

La pirita en el mineral metálico complejo es un sulfuro ampliamente distribuido en la tierra, comúnmente asociado con sulfuros de cobre, plomo y zinc, así como con oro y plata. La producción de concentrados separados de minerales que contienen cantidades económicas de cobre, plomo y zinc es complicada, especialmente para minerales con alto contenido de pirita. Debido al cobre, el plomo y el zinc, los valiosos minerales de sulfuro están estrechamente intercrecidos con el mineral portador (pirita), y la pirita tiene una flotabilidad similar a la de estos valiosos minerales, por lo que es muy difícil separarlos entre sí. Por lo tanto, el mineral de sulfuro complejo con alto contenido de azufre también se denomina mineral "fácil de flotar" y "difícil de separar". Hasta ahora, la separación efectiva del complejo mineral de sulfuro polimetálico ha sido uno de los temas de investigación candentes para los procesadores de minerales en el mundo.

El mineral de sulfuro de Cu-Pb-Zn de Kolpa es un mineral polimetálico raro con un contenido extremadamente alto de azufre y metales como cobre, plomo y plata dentro del mineral, que tiene un alto valor económico en su utilización. El desempeño de separación de la flotación en promedio aritmético de 2016 a 2018 es el siguiente: el mineral ensaya Cu 9.05% y Pb 11.11%, y el concentrado de cobre contiene Cu 11.47% y Pb 15.42% en la recuperación de cobre de 85.40%; el concentrado de plomo contiene Pb 50.94% y Cu 6.64% con una recuperación de plomo de 33.91%. El concentrado de cobre ensaya un alto contenido de plomo y baja recuperación; en particular, la mala calidad de ambos concentrados dificulta

la utilización efectiva del mineral. En los últimos años, varios institutos de investigación han realizado numerosas pruebas de flotación en laboratorio para separar estos valiosos minerales entre sí; sin embargo, al final no se logró un rendimiento de separación satisfactorio del cobre y el plomo en el mineral, y el cobre y el plomo en los concentrados separados, ambos contenidos con baja ley y recuperación, no pudieron satisfacer la necesidad de las fundiciones.

En general, los sulfuros de hierro pirita (FeS_2) y pirrotina (Fe_{1-x}S) se asocian a menudo con galena (PbS), calcopirita (CuFeS_2) y esfalerita (ZnS) en minerales de sulfuro complejos. La pirita como principal mineral portador de cobre, plomo y zinc, en lugar de los minerales de ganga tradicionales, dificulta la separación por flotación porque los minerales de sulfuro de hierro pueden flotar fácilmente o hundirse con minerales valiosos, lo que da como resultados concentrados de mala calidad. Por lo tanto, se vuelve cada vez más importante la eliminación eficiente y rápida de estos minerales mientras se liberan adecuadamente. Para encontrar algunas soluciones para la separación de estos minerales valiosos, es necesario comprender no solo la naturaleza de los minerales valiosos y de ganga, sino también la "textura" del mineral. Por lo tanto, es necesario investigar la mineralogía del mineral complejo por todos los medios, como SEM, XRF, XRD, MLA, XPS, que brinda referencias técnicas para procesar el mineral en pruebas y producción adicionales.

La separación por flotación del mineral común de cobre y plomo incluye depresión de cobre y flotación de plomo, o depresión de plomo y flotación de cobre. El primero a menudo usa cianuro para deprimir calcopirita, pirita y esfalerita; este último usa dicromato para deprimir la galena, y también tiene un efecto de depresión sobre la pirita. Sin embargo, los depresores anteriores utilizados en estos dos métodos son reactivos dañinos, por lo tanto, es particularmente importante encontrar depresores verdes y no tóxicos para el proceso de separación de cobre y plomo.

La dosis adecuada de depresor puede maximizar el efecto de depresión y reducir la influencia del mineral deprimido sobre otros minerales. Además, el valor de pH de la pulpa afectará la flotabilidad de los minerales en la pulpa y luego afectará el proceso de separación por flotación. La elección y dosificación de los depresores y el valor de pH en la flotación son críticos no solo para la flotación a granel sino también para la separación posterior, así como la flotación preferencial. De acuerdo con las características mineralógicas del proceso del mineral, se realizaron pruebas de flotación a granel de Cu-Pb-Zn, flotación a granel parcial de Cu-Pb y flotación preferencial. Los resultados de las pruebas preliminares demostraron que la flotación a granel de Cu-Pb-Zn y la flotación a granel parcial de Cu-Pb, seguidas de un tratamiento de separación con un diagrama de flujo de proceso complejo y un esquema de reactivos, eran difíciles de realizar con el propósito de "descartar minerales de ganga lo antes posible". posible" así como la separación Cu-Pb-Zn, debido a la buena flotabilidad de la pirita. Para la flotación preferencial, la calidad del concentrado en la flotación de cobre

primero es mucho mejor que la de la flotación de plomo primero, que necesita un tiempo de acondicionamiento más corto y ayuda a recuperar los minerales de cobre rápidamente, es decir, realizar la recuperación de cobre lo antes posible y reducir los efectos de separación. en la próxima recuperación de plomo, donde los minerales de cobre deben ser deprimidos.

Este estudio desarrolla una tecnología de flotación avanzada que utiliza la separación de sulfuro de cobre y plomo en una condición ácida débil mediante el uso de ácido sulfúrico para ajustar a $\text{pH} = 6$, sulfito de sodio y sulfato de zinc como un depresor combinado de PbS , ZnS y FeS_2 , y O - isopropil-N-etil tionocarbamato (Z-200) y amonio dibutil ditiofosfato (ADD) como un colector combinado para la flotación flash de cobre y sus relaves para la separación de plomo, seguida de una mayor recuperación de cobre. Finalmente, se espera producir los productos finales comercializables, como los concentrados separados de cobre y plomo.

CAPITULO IV

METODOLOGÍA EXPERIMENTAL DE LA INVESTIGACIÓN

Los minerales de sulfuro de cobre, plomo, zinc y hierro en los yacimientos generalmente se producen en forma de simbiosis o asociación, con minerales incrustados entre sí. En la producción industrial real, la tecnología de separación por flotación del mineral de sulfuro de cobre y plomo incluye principalmente (1) flotación mixta de cobre y plomo, en la que los minerales de cobre y sulfuro de plomo se flotan simultáneamente para producir un concentrado mixto de cobre y plomo, y luego el cobre y los minerales de sulfuro de plomo se separan además por flotación, y (2) flotación preferencial, en la que el concentrado respectivo se obtiene por flotación según la secuencia de sulfuro de cobre y sulfuro de plomo. El primero tiene las ventajas de bajas dosis de reactivo y procesamiento simple. Además, los minerales inhibidos en el proceso de flotación preferencial son difíciles de activar en el enriquecimiento por flotación posterior por esta razón queremos establecer el método científico como una alternativa para la demostración de nuestras hipótesis desde el punto de vista experimental, que nos permite discutir los resultados y llegar a las conclusiones de este trabajo de investigación.

4.1 Métodos de Investigación

Materiales

Las muestras representativas del mineral a emplear en este estudio se obtienen de la alimentación a la planta concentradora de la

Compañía Minera Kolpa, ubicada en la zona de Huachocolpa, en la Región Huancavelica.

Los principales reactivos que se usarán en este trabajo, son los siguientes:

- * Ácido sulfúrico
- * Cal
- * Sulfato de zinc
- * Sulfato de sodio
- * Dibutil ditiofosfato de amonio
- * O-isopropil-N-etil tionocarbamato (Z-200)
- * Dietilditiocarbamato
- * Xantato butílico
- * Terpileno
- * Agua de grifo

Equipos

Los equipos a usar en el desarrollo experimental son los siguientes: microscopio electrónico de barrido, equipo para preparar secciones pulidas, equipo para preparar muestras para análisis mineralógico, difractómetro de rayos X, chancadora de quijadas de laboratorio, molino de laboratorio, celdas de flotación de laboratorio de 0.5, 1.0 y 1.5 L de capacidad, medidor de pH.

Método

La primera parte de la parte experimental, consiste en el análisis mineralógico por microscopía SEM, luego el análisis de liberación de las partículas valiosas; la segunda parte es la del proceso convencional de laboratorio, para pruebas de flotación, es decir la secuencia de etapas desde chancado, molienda, acondicionamiento de la pulpa y la flotación. Los productos obtenidos son filtrados, secados, pesados, luego de los datos obtenidos se realizan las discusiones y se plantean las conclusiones del trabajo.

4.2 Procedimiento Experimental

Materiales y métodos

Estudio mineralógico

El propietario Compañía Minera Kolpa tomó muestras de mineral representativas de aproximadamente 800 kg a -100 mm y las entregó al Laboratorio de Análisis Químicos SGS. El mineral a granel utilizado para la investigación mineralógica se extrajo de la muestra anterior y las secciones pulidas se prepararon y examinaron utilizando el microscopio óptico y electrónico de barrido (SEM, FEI quanta-650, Portland, OR, EE. UU.). El resto de la muestra se trituró, mezcló y homogeneizó para producir alrededor de 400 kg de muestra de -2 mm para pruebas de flotación, de la cual se tomaron muestras para composición mineral, análisis químico y análisis de fase. La muestra molida a -0,074 mm 70% se utilizó para preparar muestras de resina mediante mosaico secundario, seguido de análisis de liberación mineral (MLA, FEI quanta-650, Portland, OR, EE. UU.). Los resultados del análisis de liberación mineral se obtuvieron mediante el análisis y las estadísticas de 179 335 partículas minerales en el mineral.

Flotación y Reactivos

La muestra de mineral se trituró finamente en el molino de laboratorio y la concentración de lodo se mantuvo al 65 %. Luego, las celdas de flotación de laboratorio de la serie XFD (volúmenes en 1,5 L, 1,0 L y 0,5 L) se utilizaron de acuerdo con diferentes propósitos. Para las operaciones de desbaste, barrido y limpieza, las concentraciones de pulpa estaban en un contenido

sólido de 25% a 45%. Los reactivos de flotación específicos se agregaron a la celda y se agitaron durante unos minutos antes de realizar las pruebas.

El ácido sulfúrico y la cal se utilizaron como reguladores de pH para la flotación instantánea de cobre, la flotación de plomo y la recuperación adicional de cobre, respectivamente; Se utilizaron sulfato de sodio y sulfato de zinc como depresores combinados para la galena, y dibutil ditiofosfato de amonio (ADD) y O-isopropil-N-etil tionocarbamato (Z 200) como colectores combinados de la flotación instantánea. Se utilizaron tioglicolato de sodio y dietilditiocarbamato (DDTC) como depresor y colector para la posterior flotación selectiva de plomo, y se utilizó xantato de butilo (SBX) como colector para la recuperación adicional de cobre. En todo el proceso se utilizó terpenol como espumante. Todos los reactivos anteriores eran químicamente puros y se diluyeron en agua a una concentración de 1 a 5 % antes de realizar las pruebas de flotación.

4.3 Presentación y Discusión de Resultados

Composición, Contenido y Tamaño de Partículas Diseminadas

La Figura 1 muestra los resultados XRD de muestras de mineral. Los principales minerales metálicos en el mineral incluyen pirita, calcopirita, galena y esfalerita, mientras que los minerales transparentes incluyen principalmente cuarzo, siderita, dolomita y calcita.

La composición química principal del mineral es Cu 7.99 %, Pb 9.39 %, Zn 1.96 %, Fe 32.93 %, Ag 157.9 g/t, S 33.68 %, SiO₂ 7.44 %, CaO 4.11 %, Sb

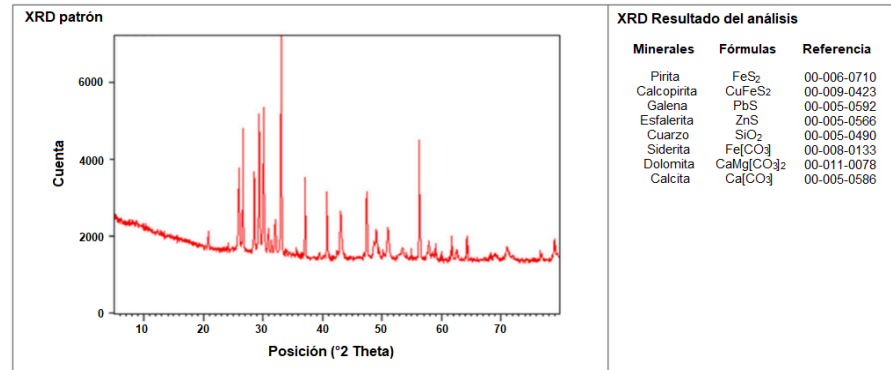
0.021 %, MgO 0.93 %, Al₂O₃ 0.57% y K₂O 0.13%. Usando el microscopio polarizador, SEM, XRD, EDX y MLA, se determinó que hay 35 categorías de minerales como sulfuro, óxido, carbonato, silicato y fosfato en el mineral que representa el 80.31 %, 9.70 %, 7.89 %, 1.78 % y, 0.32%, respectivamente. La composición mineral y el tamaño de las partículas diseminadas se presentan en la Tabla 1.

Tabla 1. Composición mineral y tamaño de partículas diseminadas.

Categoría	Mineral	Tamaño diseminado (mm)	Contenido (%)
	Calcopirita	0.001-2.0	17.70
	Bornita	0.005-3.5	2.50
	Tennantita	0.005-0.65	0.30
	Covellita	0.001-0.02	0.05
	Calcocita	0.005-0.85	0.15
	Digenita	0.001-0.03	Ocasionalmente
Sulfuro	Betekhtinita	0.01-0.5	0.03
	Estromeyerita	0.001-0.2	0.02
	Galena	0.005-5.0	10.84
	Esfalerita	0.005-2.2	2.80
	Pirita	0.001-1.6	44.80
	Pirrotita	0.001-0.4	1.10
	Polidimita	0.001-0.01	0.05

Tabla 1. Continuación

Categoría	Mineral	Tamaño diseminado (mm)	Contenido (%)
Óxido	Hematites	0.005-0.35	0.15
	Gahnita	0.001-0.08	0.08
	Rutilo	0.005-0.12	0.03
	Anatasa		
	Cuarzo	0.004-5.5	6.25
Carbonato	Malaquita	0.01-0.2	Ocasionalmente
	Siderita	0.004-0.8	6.28
	Dolomita	0.004-1.0	1.70
	Ankerita	0.004-1.0	1.10
	calcita	0.004-0.15	0.10
Silicato	Willemita	0.001-0.03	0.05
	Moscovita	0.004-1.1	0.90
	Biotita	0.01-1.5	0.10
	Hornblenda	0.004-0.3	0.18
	Caolinita	0.004-0.1	0.20
	Plagioclasa	0.004-0.1	0.15
	Piropo	0.004-0.1	0.20
	Circón	0.01-0.08	Ocasionalmente
	Talenita	0.004-0.06	0.22
Sulfato	Sardinianita	0.001-0.06	Ocasionalmente
Fosfato	Monacita	0.01-0.03	0.05
	Apatito	0.01-0.02	0.05
Total	/	/	100



**Figura 1.
Resultados
de XRD de
muestras de
mineral.**

Pos. [°2Th]	Altura [cts]	FWHMLeft [°2Th]	D-espaciado [Å]	Rel.Int. [%]	Pos. [°2Th]	Altura [cts]	FWHMLeft [°2Th]	D-espaciado [Å]	Rel.Int. [%]		
N°1	20.8510	418.55	0.1023	4.26034	8.08	N°11	37.0528	1858.19	0.1023	2.42630	35.89
N°2	25.9869	2149.42	0.1535	3.42884	41.51	N°12	39.4913	126.40	0.3070	2.28192	2.44
N°3	26.6486	3103.70	0.1023	3.34518	59.94	N°13	40.7474	1657.52	0.0768	2.21444	32.01
N°4	28.5292	2032.71	0.1279	3.12880	39.26	N°14	43.0586	1234.46	0.1791	2.10078	23.84
N°5	29.3647	6316.12	0.1535	3.04165	69.84	N°15	47.4159	1708.11	0.0768	1.91740	32.99
N°6	30.0718(9)	2658(56)	0.164(3)	2.96927	51.33	N°16	48.6600	422.99	0.1791	1.87124	8.17
N°7	30.911(6)	472(44)	0.23(2)	2.89056	9.12	N°17	49.0509	671.72	0.1023	1.85724	12.97
N°8	31.448(6)	301(44)	0.13(3)	2.84238	5.82	N°18	50.9889	724.39	0.1791	1.79111	13.99
N°9	32.067(3)	718(44)	0.18(1)	2.78890	13.86	N°19	53.4648	272.68	0.2558	1.71386	5.27
N°10	33.0346(5)	5178(76)	0.076(2)	2.70941	100.00	N°20	56.2640	3145.48	0.0936	1.63370	60.75

Pos. [°2Th]	Altura [cts]	FWHMLeft [°2Th]	D-espaciado [Å]	Rel.Int. [%]	
N°21	57.8695	433.39	0.2496	1.59214	8.37
N°22	59.0319	313.83	0.1872	1.56353	60.6
N°23	60.0092	128.26	0.3744	1.54038	2.48
N°24	61.6823	626.67	0.0936	1.50256	12.10
N°25	62.5939	234.93	0.3744	1.48285	4.54
N°26	64.2763	677.41	0.0936	1.44803	13.08
N°27	69.1082	127.43	0.7488	1.35811	2.46
N°28	71.0507	301.74	0.4992	1.32567	5.83
N°29	76.6000	270.34	0.0936	1.24286	5.22
N°30	78.9655	522.74	0.0936	1.21146	10.10

Se puede observar en la Tabla 1 que los minerales valiosos en el mineral que prometen ser recuperados son calcopirita, bornita, galena, esfalerita, así como la plata asociada; Los principales minerales de ganga son el cuarzo, la siderita, la dolomita, etc. Los tamaños de las partículas diseminadas de los minerales valiosos cambian mucho, desde un mínimo de 1 micra hasta un máximo de 5000 micras, al igual que el mineral de ganga.

Ocurrencia de minerales valiosos

El cobre se presenta principalmente en forma de calcopirita y bornita, que representan el 17.70 % y el 2.5 % del total de minerales, respectivamente.

Calcopirita. Se muestran gránulos alotriomorfos en pirita, galena y bornita. La calcopirita precipita junto con las fracturas en la pirita (Figura 2A) o es reemplazada por pirita, o se incluye en pirita, galena, esfalerita, bornita, pirrotita, etc. (Figura 2B), o Inter crecen entre sí (Figura 2C). La liberación "limpia" de calcopirita es bastante difícil para las prácticas de distribución en cadena con un recubrimiento superficial de pirita, que se puede recuperar de manera efectiva en un concentrado a granel mediante flotación de espuma. Es difícil producir concentrados "limpios" separados de cobre, plomo y zinc, y es probable que ocurra la contaminación de los concentrados con otros metales [3]. El tamaño de grano de la calcopirita generalmente varía de 0.001 mm a 2.0 mm.

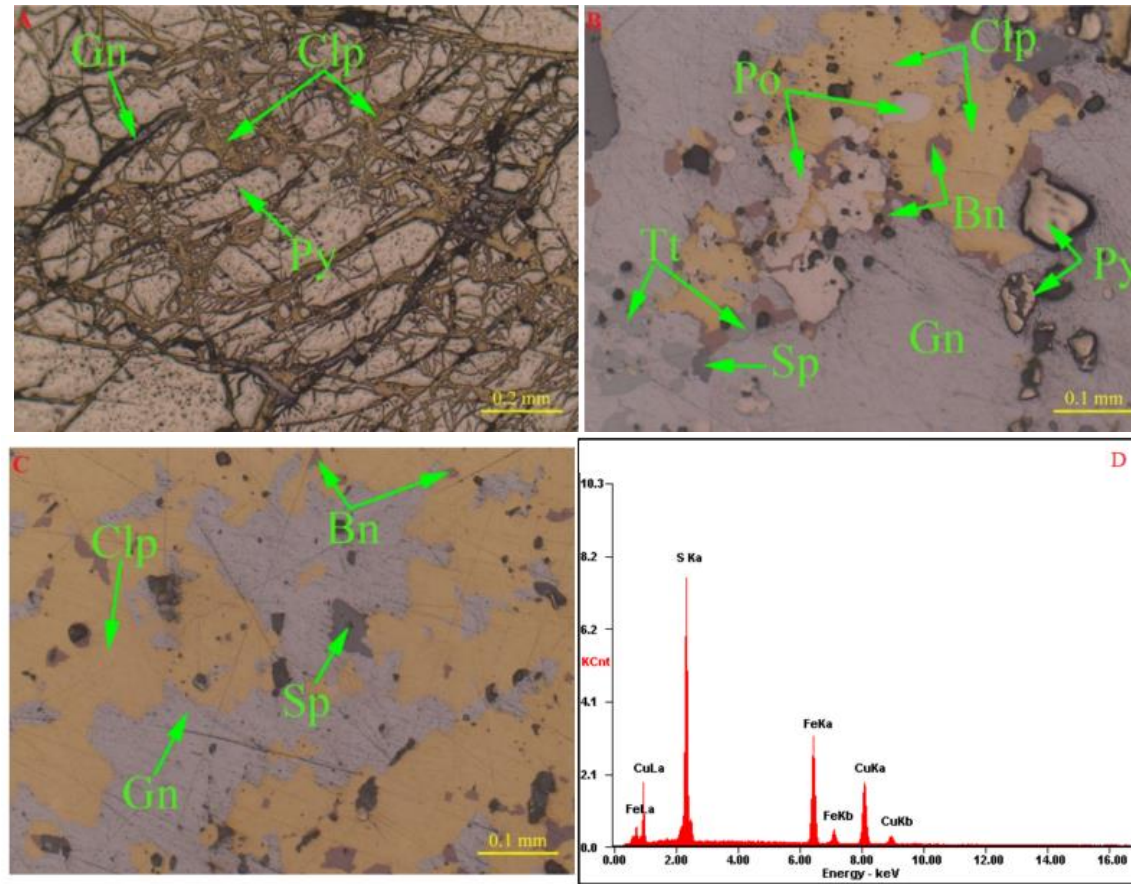


Figura 2. Imágenes y análisis EDS de calcopirita (Abreviaturas utilizadas: Gn = galena, Clp = calcopirita, Py = piritita, Bn = bornita, Po = pirrotita, Tt = Tetrahedrita, Sp = esfalerita, Cc = Calcocita, Bet = Betekhtinita y Str = estromeyerita (las flechas verdes indican minerales); (A–C) representa la relación simbiótica entre la calcopirita y otros minerales); (D) representa el análisis EDS de calcopirita.

Bornita. Gránulos alotriomorfos. Los granos de pirita son reemplazados por bornita, y los fragmentos se presentan en forma subesférica, conservando los contornos de los granos de pirita alrededor de 0,005-3,5 mm. Bornite en una pequeña cantidad se asocia con calcocita, betekhtinite stromeyerita y pirita (Figura 3A).

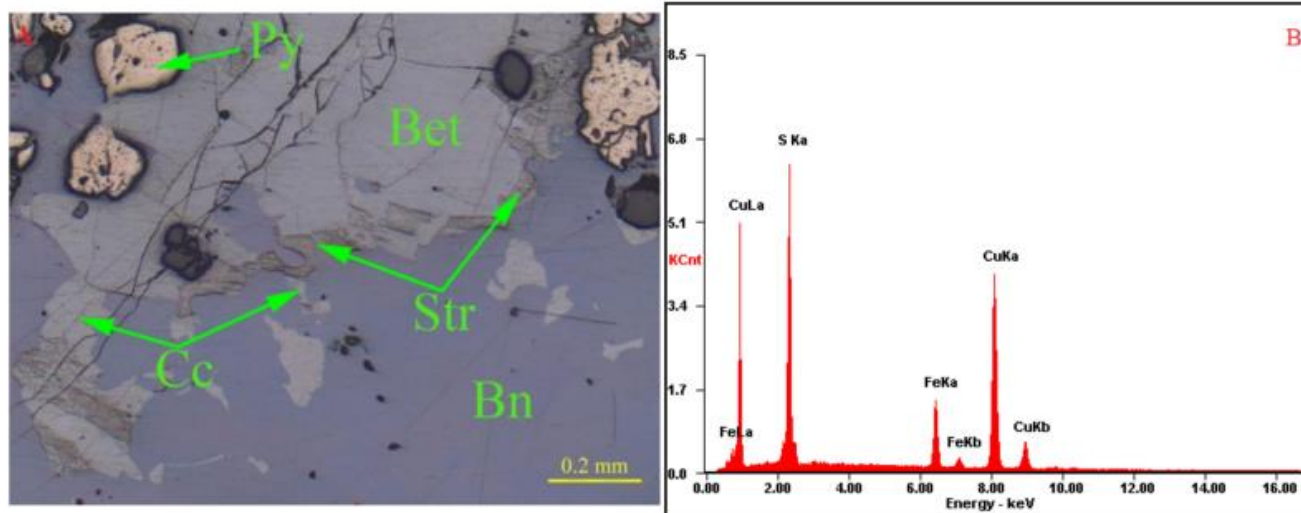


Figura 3. Imágenes y análisis EDS de bornita (Py = piritita, Bet = Betekhtinita, Cc = Calcocita, Str = Estromeyerita, Bn = bornita); (A) representa la imagen microscópica del valioso mineral; (B) representa el análisis EDS de bornita.

El plomo y el zinc en forma de galena y esfalerita, respectivamente, ocupan una tasa de distribución superior al 95%.

Galena. Gránulos alotriomorfos. La galena con un tamaño de grano que oscila entre 0.005 mm y 4.0 mm está encerrada en calcopirita, tenantita, esfalerita, bornita, pirita, pirrotita, etc. (Figura 4A). Los granos de galena a menudo se intercalan con pirita, calcopirita, esfalerita, bornita, tennantita, etc., o rellenan las fisuras de pirita con calcopirita.

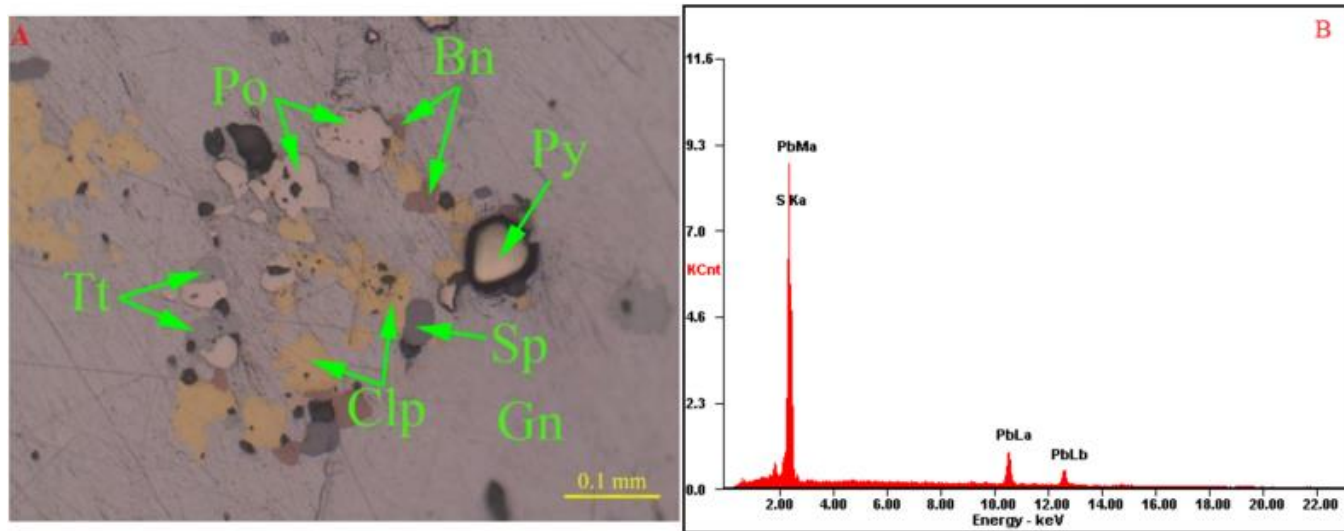


Figura 4. Imágenes y análisis EDS de galena (Po = pirrotita, Bn =bornita, Py = pirita, Clp = calcopirita, Tt = tetradrita, Gn = galena, Sp = esfalerita); (A) representa la imagen microscópica del valioso mineral; (B) representa el análisis EDS de galena.

Esfalerita. La esfalerita granular alotriomórfica generalmente se asocia con calcopirita y galena o se distribuye en algunos minerales transparentes (Figura 5A). Los granos de esfalerita de 0.005 mm a 2.2 mm están finamente diseminados y punteados en calcopirita.

Minerales de plata. La mayor parte del mineral de plata se encuentra en la estromeyrita con un tamaño de grano de 0.001 mm a 0.2 mm. La estromeyrita es alotriomórficamente granular, intercalada con calcocita e incluida en bornita (Figura 6A) o diseminada en formas foliadas y similares a vetas de calcocita y bornita.

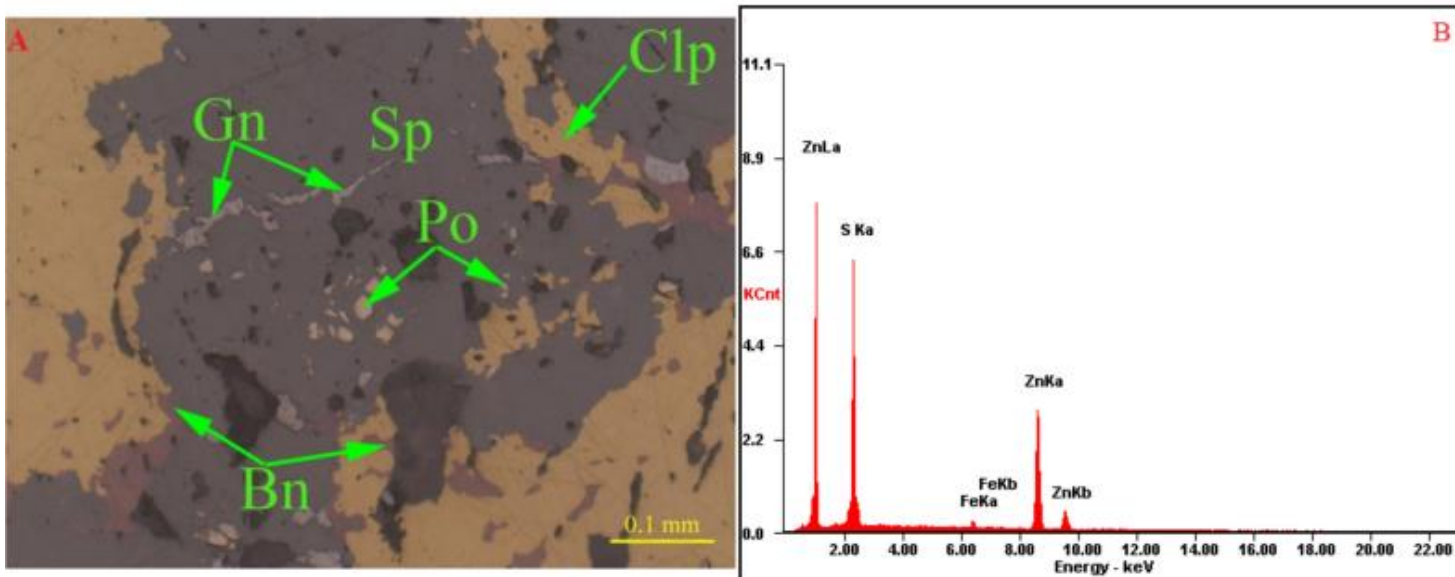


Figura 5. Imágenes y análisis EDS de esfalerita (Gn = galena, Clp = calcopirita, Bn = bornita, Po = pirrotita, Sp = esfalerita); (A) representa la imagen microscópica del valioso mineral; (B) representa el análisis EDS de la esfalerita.

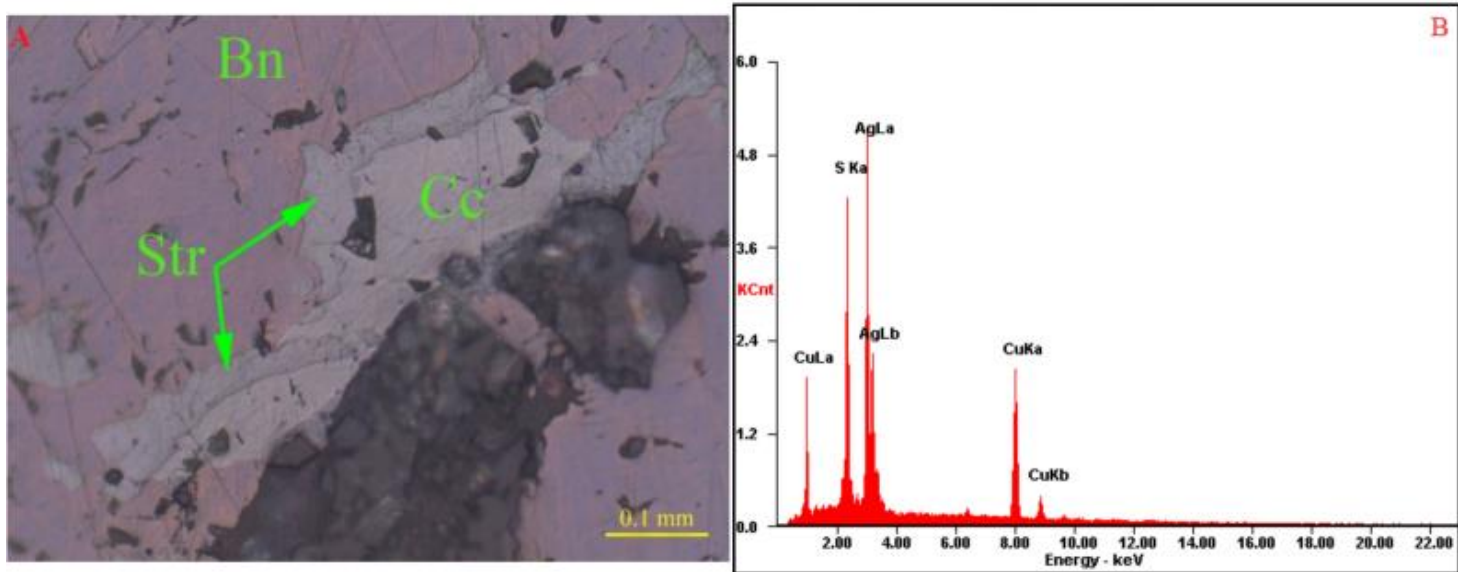


Figura 6. Imágenes y análisis EDS de estromeyrita (Bn = bornita, Cc = Calcocita, Str = Estromeyrita). (A) representa la imagen microscópica del mineral de plata; (B) representa el análisis EDS del mineral de plata.

Ocurrencia de otros minerales

Pirita. Los agregados granulares hemiédricos-allotriomorfos están presentes en formas fragmentadas, y las fracturas están rellenas con calcopirita y galena; en algunos casos, los granos de pirita se intercalan con calcopirita y bornita, conservando los contornos de grano de la pirita, o en forma de isla separada. Los tamaños de grano de pirita son generalmente de 0.001 mm a 1.6 mm.

El azufre se encuentra principalmente en la pirita con una tasa de distribución del 71.08 %, mientras que las tasas de distribución del azufre en la calcopirita, la galena y la esfalerita son del 18.35 %, 4.31 % y 2.73 %, respectivamente. El contenido de pirita llega al 44.80% con poca pirrotita y ambos representan el 45.90% del contenido total de minerales.

En comparación con los minerales de sulfuro de Cu-Pb-Zn comunes, una gran cantidad de pirita como mineral portador de Cu-Pb-Zn en lugar de ganga es la característica principal del mineral, donde la ganga tradicional representa solo el 19.69%. Dado que la flotabilidad de la pirita es similar a la de la calcopirita, la galena y la esfalerita, la separación de los sulfuros de cobre, plomo y zinc seguramente será un desafío mayor no solo de los minerales de ganga tradicionales sino también del mineral portador (pirita) en el proceso de flotación.

Minerales de ganga. Los principales minerales de ganga son el cuarzo y la siderita con una pequeña cantidad de 6.25% y 6.80%, respectivamente, seguidos de dolomita y ankerita, con un total de 2.8%. Las imágenes de microscopía óptica muestran que el cuarzo existe en granular alotriomorfo y se

distribuye en el mineral en forma de fragmentos. La moscovita recristalizada se distribuye en los fragmentos de cuarzo (Figura 7A) con un tamaño de partícula que oscila entre 0.004 mm y 5.5 mm. La siderita es un gránulo alotriomórfico infiltrado por arcilla ferruginosa, y ocasionalmente algo de malaquita está presente en la siderita no infiltrada (Figura 7B). Ocasionalmente, los agregados de siderita microcristalina, minerales metálicos y caolinita están intercrecidos en forma de vetas (Figura 7C), con un tamaño que varía de 0.004 mm a 0.8 mm.

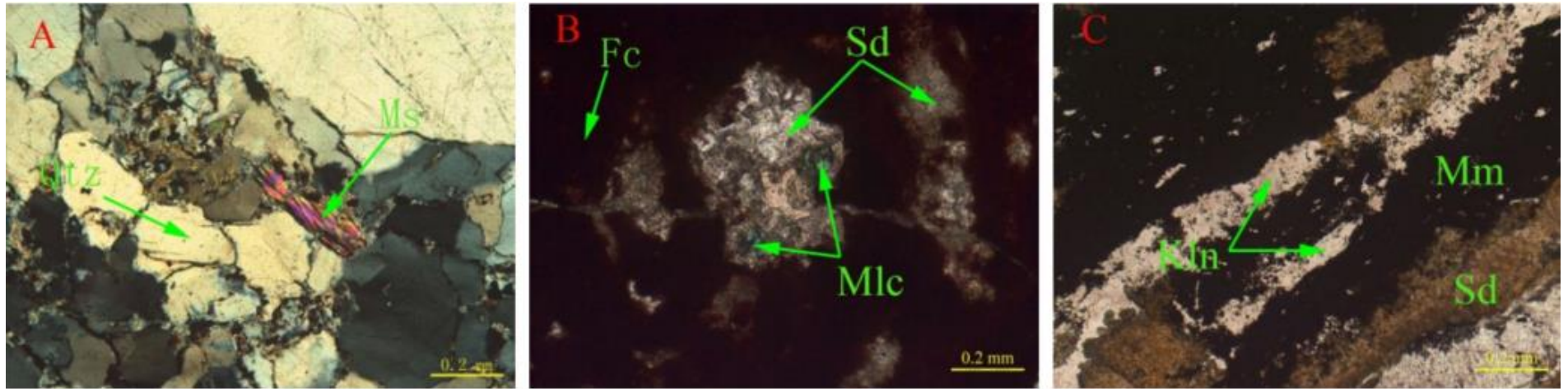


Figura 7. Imágenes de gangas principales (Abreviaturas utilizadas: Qtz = Cuarzo, Ms = Moscovita, Sd = siderita, Mlc = Malaquita, Fc = Arcilla ferruginosa, Kln = Caolinita y Mm = Minerales metálicos. Las flechas verdes indican minerales). Las subfiguras (A–C) muestran imágenes microscópicas de ganga y otros minerales en la mena.

En resumen, los minerales valiosos de Cu-Pb-Zn están estrechamente asociados con la pirita, principalmente en estructuras granulares alotriomórficas y la textura del mineral es compleja en múltiples patrones, como vetas, redes en forma de placas, angulares, finamente cristalinas, fragmento, metasomatismo, residual, solución sólida y vías de inclusión. Las partículas de pirita están en tamaño de grano fino y los otros minerales valiosos están en tamaño de grano grueso. En comparación con los minerales de cobre, plomo y zinc, el tamaño de grano de la pirita es solo la mitad de ellos. Incluso si estos minerales valiosos se liberan por completo con una cierta finura de molienda, debido a las relaciones de intercrecimiento entre la pirita y los minerales valiosos, se espera que se produzca una gran cantidad de partículas "bloqueadas" (medianas) durante el proceso de molienda, lo que afecta la separación de valiosos. minerales entre sí.

Desarrollo de tecnología innovadora de separación por flotación flash

Se estudió la mineralogía del proceso del mineral polimetálico en Kolpa. Se encuentra que una gran cantidad de pirita y minerales valiosos están asociados entre sí. Generalmente, el tamaño de grano de la pirita es más pequeño que el de los minerales valiosos. Las pruebas preliminares encontraron que se prefiere que los minerales de cobre con buena flotabilidad floten en unos pocos minutos, mientras que algunas calcopiritas con poca flotabilidad necesitan más tiempo para flotar, por lo que se propuso el proceso de flotación flash de cobre. El proceso de flotación flash de cobre puede aprovechar al máximo las características de la liberación y las diferencias de flotabilidad entre los minerales, y realiza la flotación

preferencial de la mayoría de los minerales de cobre con buena flotabilidad, lo que reduce en gran medida la dificultad subsiguiente en la separación del plomo. Por lo tanto, se introdujo la flotación instantánea para recuperar el cobre de manera efectiva lo antes posible, seguida de la recuperación de plomo en la flotación diferencial.

En flotación flash de cobre, las siguientes condiciones (finura de molienda -0.074 mm 80%, H_2SO_4 3000 g/t, Na_2SO_3 + $ZnSO_4$ 3000 + 2000 g/t, ADD + Z-200 10 + 40 g/t, terpilanol 10 g/t) son fijos y el tiempo de flotación se fijó en 2 min, 4 min y 6 min para producir concentrados de cobre bruto de 1, 2 y 3, respectivamente. El tiempo de flotación instantánea de la recuperación de cobre se muestra en la Tabla 2.

En la Tabla 2 se puede ver que el rendimiento del concentrado 1 en 2 min es 25.67 %, los ensayos de cobre son tan altos como 18.49 % con solo Pb 5.05 % en la recuperación de cobre de 59.08 %, lo que indica que la mayor parte del cobre se recuperan minerales con buena flotabilidad; sin embargo, la ley de Cu en el concentrado 2 obtenido en los 2dos minutos no cambia demasiado, pero el contenido de plomo aumentó obviamente, conteniendo Pb 8.42% en la recuperación de Cu de 15.07% solamente, lo que indica que una pequeña cantidad de galena comenzó a flotar. La ley de cobre en el concentrado 3 disminuye rápidamente y la ley de plomo aumenta bruscamente, al igual que la recuperación de cobre y plomo. En resumen, el tiempo óptimo de flotación del cobre se establece en 4 min, por lo que se planteó una innovadora flotación flash. En este caso, se puede obtener un

concentrado de cobre calificado que contiene 18.31 % de Cu y 5.77 % de Pb, con una recuperación de cobre de hasta 74.15 %.

Tabla 2. Tiempo de flotación flash de la recuperación de cobre.

Producto	Producir/%	Grado/%		Recuperación/%	
		Cu	Pb	Cu	Pb
Concentrado de cobre en bruto 1	25.67	18.49	5.05	59.08	13.91
Concentrado de cobre en bruto 2	6.86	17.65	8.42	15.07	6.19
Concentrado de cobre en bruto 3	5.29	12.28	14.04	8.09	7.96
Relaves de cobre	62.18	2.29	10.79	17.77	71.94
Alimentar	100.00	8.03	9.33	100.00	100.00

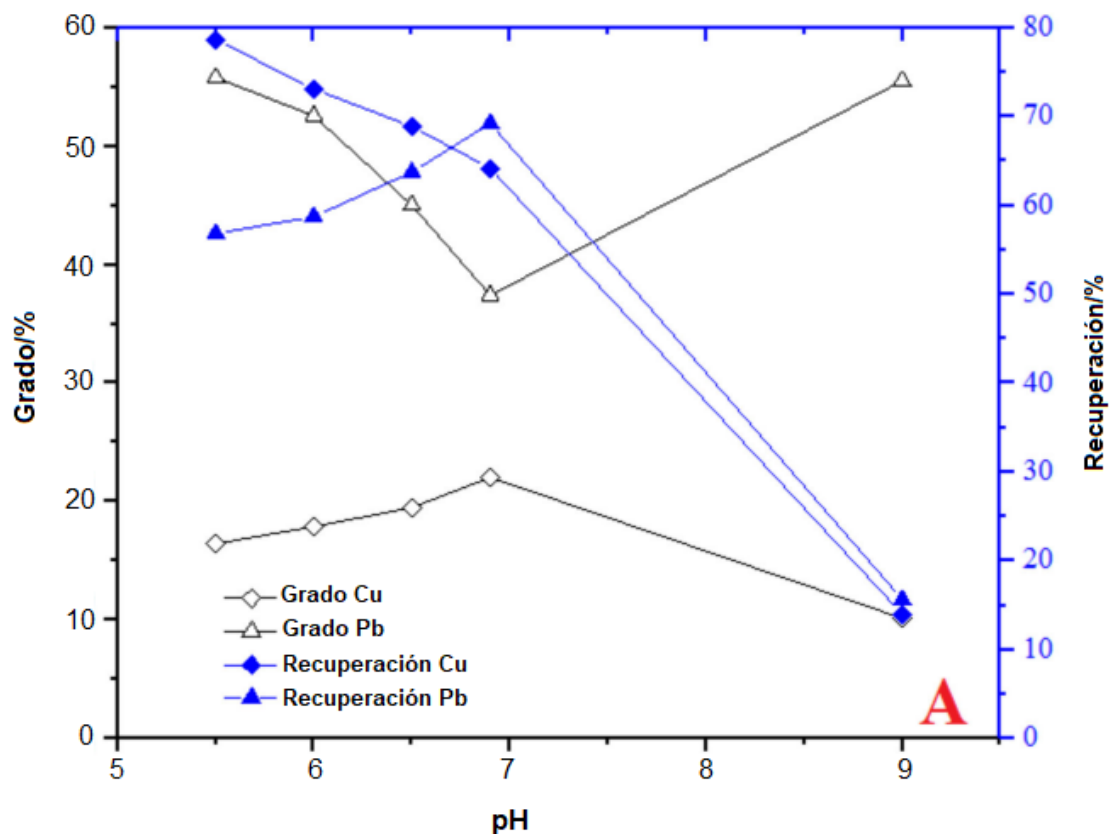
La influencia de la dosificación del reactivo de flotación en el rendimiento de la flotación se muestra en la Figura 8. Las siguientes condiciones (finura de molienda -0.074 mm 80 %, flotación instantánea: $\text{Na}_2\text{SO}_3 + \text{ZnSO}_4$ 3000 + 2000 g/t, ADD + Z-200 10 + 40 g /t, terpilanol 10 g/t; flotación de plomo: CaO 2000 g/t, tioglicolato de sodio 250 g/t, DDTC 250 g/t, terpilanol 10 g/t) son fijos. En la Figura 8A se puede observar que el rendimiento de separación del cobre y el plomo en un medio de pH natural es mejor que en un medio alcalino, mientras que el efecto de separación del cobre y el plomo en condiciones ácidas es mejor que en el medio de pH natural. Con la disminución del pH, el contenido de Cu también disminuye, pero el contenido de Pb y la recuperación de Cu aumentan gradualmente a medida que disminuye la recuperación de Pb. El pH más adecuado de la pulpa está en 6.

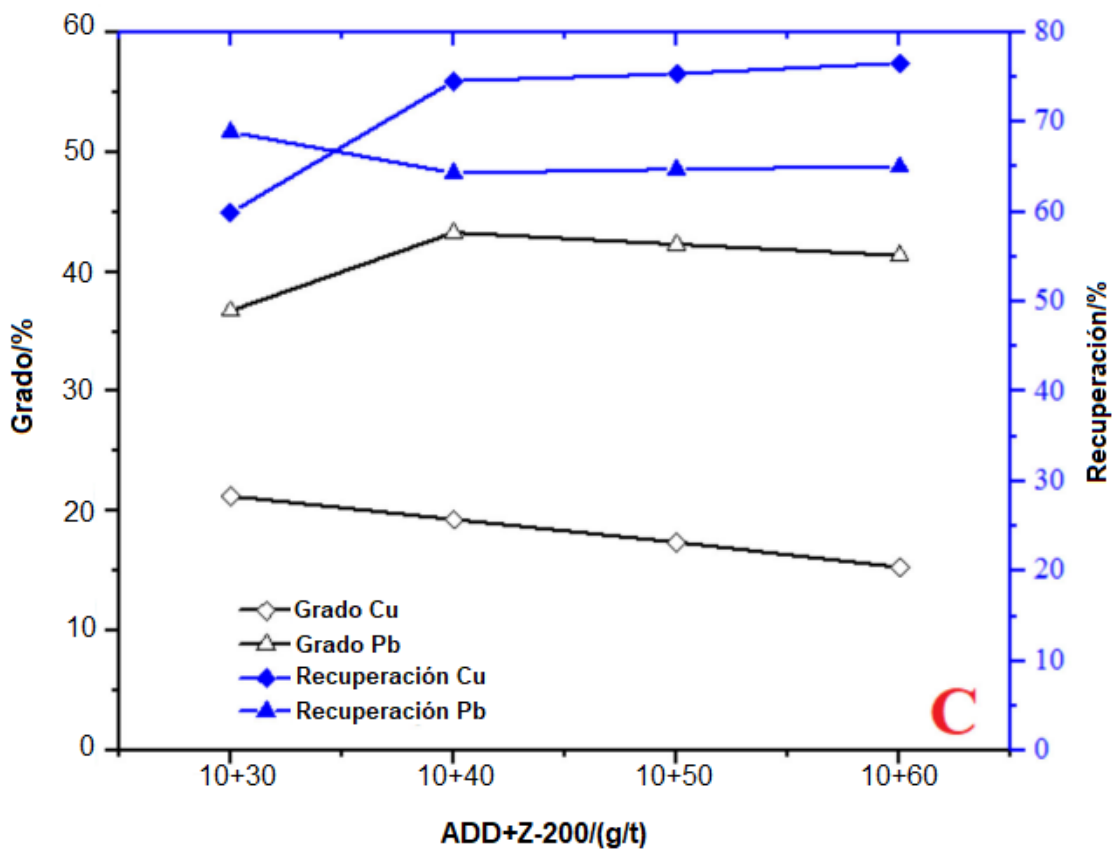
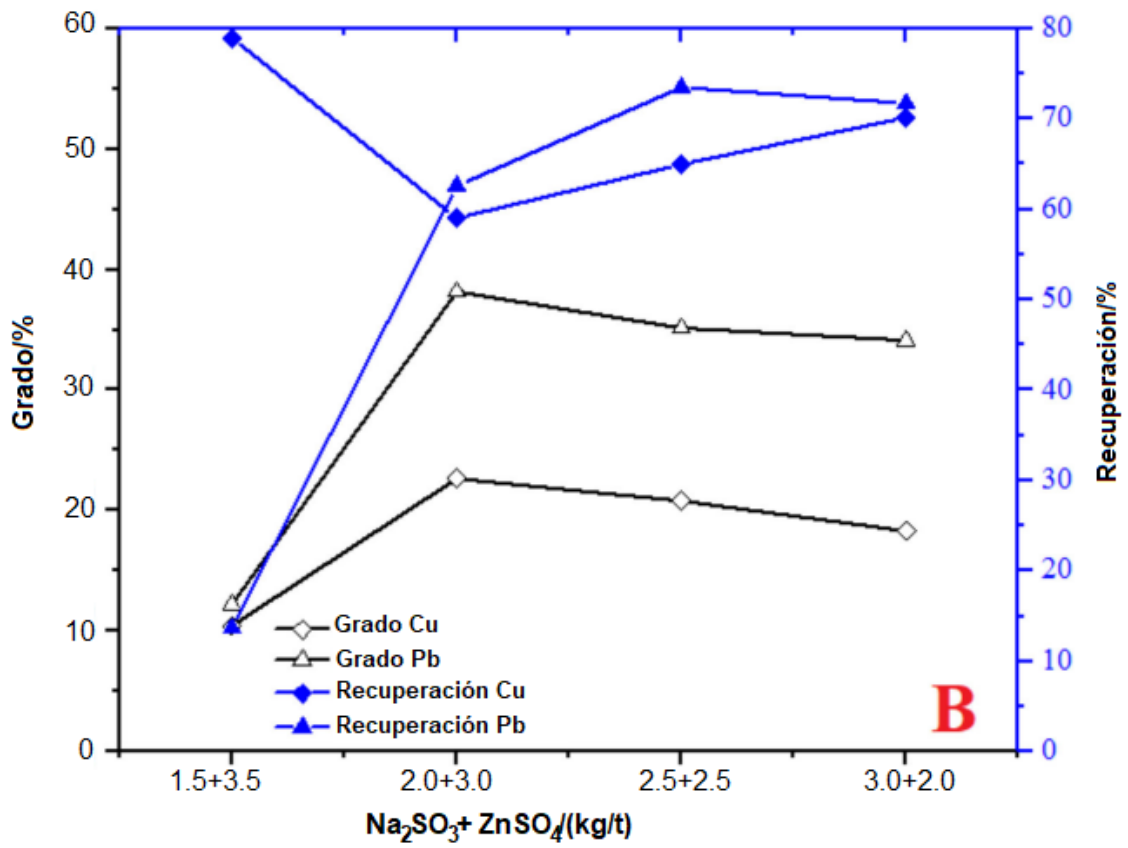
El efecto de la dosificación de la combinación depresora $\text{Na}_2\text{SO}_3 + \text{ZnSO}_4$ se muestra en la Figura 8B. Las siguientes condiciones (finura de molienda -0.074 mm 80%, flotación flash: pH = 6, ADD + Z-200 10 + 40 g/t, terpilanol 10 g/t; flotación de plomo: CaO 2000 g/t, tioglicolato de sodio 250 g /t, DDTC 250 g/t, terpilanol 10 g/t) son fijos. Como se puede observar en la figura, la diferente dosificación del depresor combinado tiene un impacto significativo en la separación de cobre y plomo, especialmente cuando la dosificación de $\text{Na}_2\text{SO}_3 + \text{ZnSO}_4$ es de 3000 + 2000 g/t, y mejores desempeños de flotación de cobre y plomo. se puede obtener plomo.

Z-200, un colector selectivo de cobre, y ADD, un colector selectivo débil para pirita, se utilizaron para estudiar el efecto sinérgico de su uso combinado. Las siguientes condiciones (finura de molienda -0.074 mm 80 %, flotación instantánea: pH = 6, $\text{Na}_2\text{SO}_3 + \text{ZnSO}_4$ 3000 + 2000 g/t, ADD 10 g/t, terpilanol 10 g/t; flotación de plomo: CaO 2000 g/t, sodio tioglicolato 250 g/t, DDTC 250 g/t, terpilanol 10 g/t) se fijan. Los resultados se presentan en la Figura 8C. Se puede observar en la figura que la ley de cobre disminuye y su recuperación aumenta a medida que la dosis de Z-200 aumenta gradualmente. Es de destacar que cuando la dosificación es de 40 g/t y 50 g/t, la recuperación no cambia demasiado. Teniendo en cuenta todos los aspectos, la dosis óptima de Z-200 es de 40 g/t.

Usando cal como regulador para la flotación de plomo, la cal puede deprimir de manera efectiva la pirita en el mineral. Las siguientes condiciones (finura de molienda -0.074 mm 80%, flotación flash: pH = 6, $\text{Na}_2\text{SO}_3 + \text{ZnSO}_4$ 3000 + 2000 g/t, ADD + Z-200 10 + 40 g/t, terpilanol 10 g/t; flotación de plomo: tioglicolato de sodio 250 g/t, DDTC 250 g/t, terpilanol 10 g/t) se mantienen constantes. Los resultados de la prueba de dosificación de cal se muestran en la Figura 8D. A medida que aumenta la dosis de cal, el grado de concentrado de plomo en bruto también aumenta gradualmente, pero su recuperación disminuye gradualmente. Cuando la dosis de cal es de 2000 g/t, la recuperación de plomo alcanza su punto máximo. Al aumentar la dosis de cal, el grado de plomo del concentrado sigue aumentando, pero la recuperación comienza a disminuir. Por lo tanto, se determinó la dosificación óptima de cal de 2000 g/t.

En el proceso de depresión de Cu durante la flotación de Pb, el tioglicolato de sodio, una sustancia orgánica amigable con el medio ambiente, se utiliza como depresor selectivo de minerales de cobre y piritita en dosis bajas. Las siguientes condiciones (finura de molienda -0.074 mm 80%, flotación flash: pH = 6, Na_2SO_3 + ZnSO_4 3000 + 2000 g/t, ADD + Z-200 10 + 40 g/t, terpilanol 10 g/t; flotación de plomo: CaO 2000 g/t, DDTTC 250 g/t, terpilanol 10 g/t) son fijos. Los resultados de la prueba de dosificación de tioglicolato de sodio se muestran en la Figura 8E. Con el aumento de la dosis de tioglicolato de sodio, el grado de concentrado de plomo en bruto mejora gradualmente y la recuperación disminuye gradualmente. Considerado de manera integral, la dosis óptima de tioglicolato de sodio es de 300 g/t.





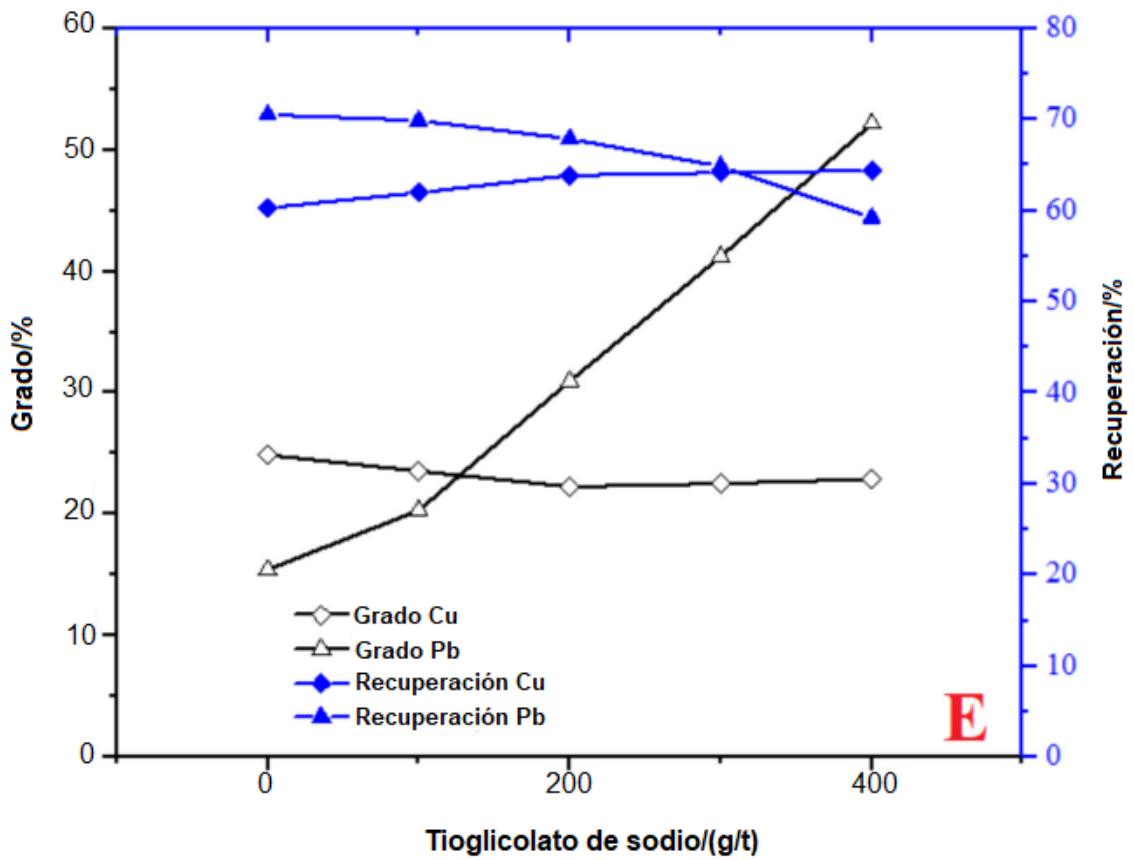
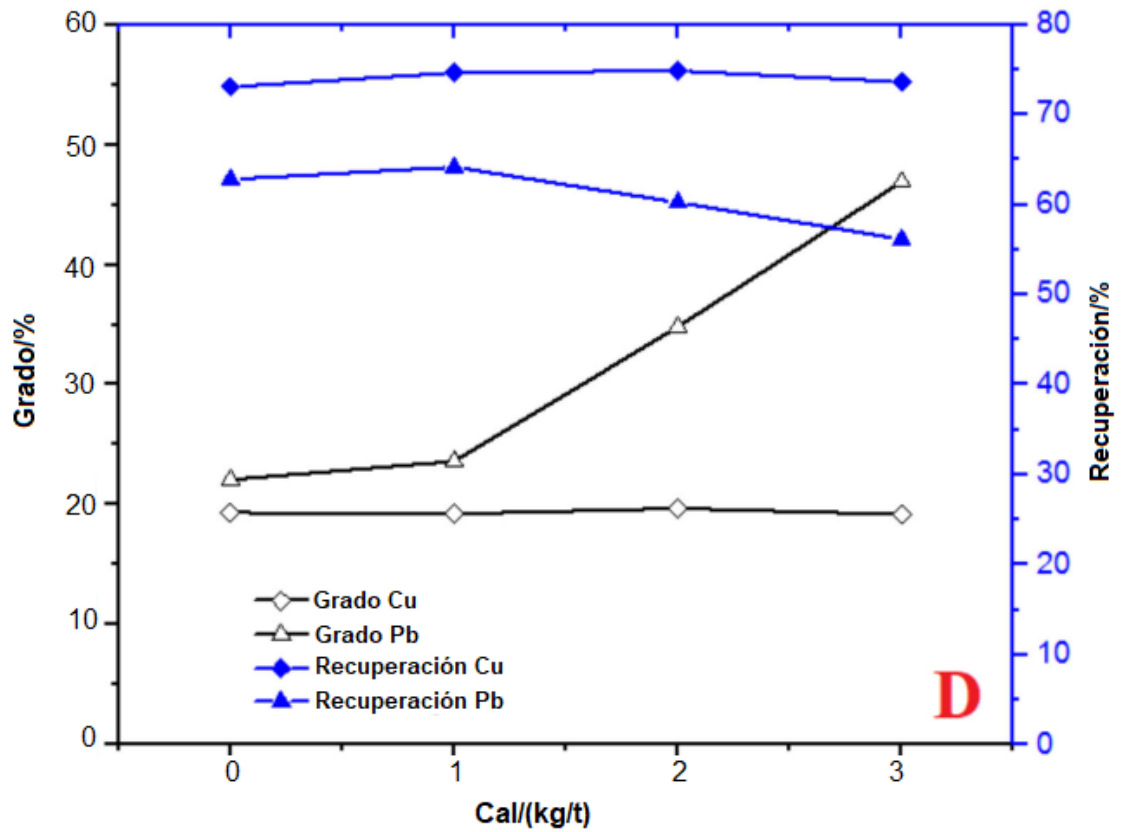


Figura 8. Efectos de los parámetros de flotación en la recuperación de Cu-Pb: (A) pH de la suspensión, (B) dosificación de Na₂SO₃ + ZnSO₄,

(C) dosificación de ADD + Z-200, (D) dosificación de cal y (E) dosificación de tioglicolato de sodio.

La inspección de los relaves de flotación de plomo con un microscopio óptico muestra que algo de calcopirita y un poco de bornita con baja flotabilidad todavía están altamente intercaladas con galena, esfalerita y pirita. Debido al bajo contenido de minerales de plomo y zinc en los relaves, la calcopirita y la bornita liberadas deben recuperarse en la medida de lo posible mediante el uso de cal para deprimir profundamente la pirita. En este caso, la harinilla que contiene cobre, plomo y zinc seguramente se producirá en una pequeña cantidad.

Prueba de circuito cerrado

En la Figura 9 se muestra un diagrama de flujo de la prueba de circuito cerrado, y los resultados se muestran en la Tabla 3. Los resultados de la prueba de la Tabla 3 muestran que el concentrado de cobre final analiza 16.33 % de Cu y 242 g/t de Ag con una recuperación de Cu del 86.67 % y recuperación de Ag 65.63%, respectivamente; ensayos de concentrado de plomo Pb 46.23% y Ag 165 g/t con recuperación de Pb 56.84% y recuperación de Ag 12.20%, respectivamente.

La ley de Cu, Pb y Zn en relaves es de 1.40%, 1.50% y 0.84% con una recuperación de 7.90%, 7.18% y 16.14% respectivamente. Dado que la mayor parte del Zn está enriquecido y distribuido uniformemente en concentrados de cobre y plomo, y el resto del zinc en los relaves es una pequeña cantidad, parece poco económico recuperar más el zinc de los

relaves en la actualidad. Sin embargo, debido a que la mayor parte de la pirita está deprimida en los relaves, se espera que la pirita se recupere más en el futuro.

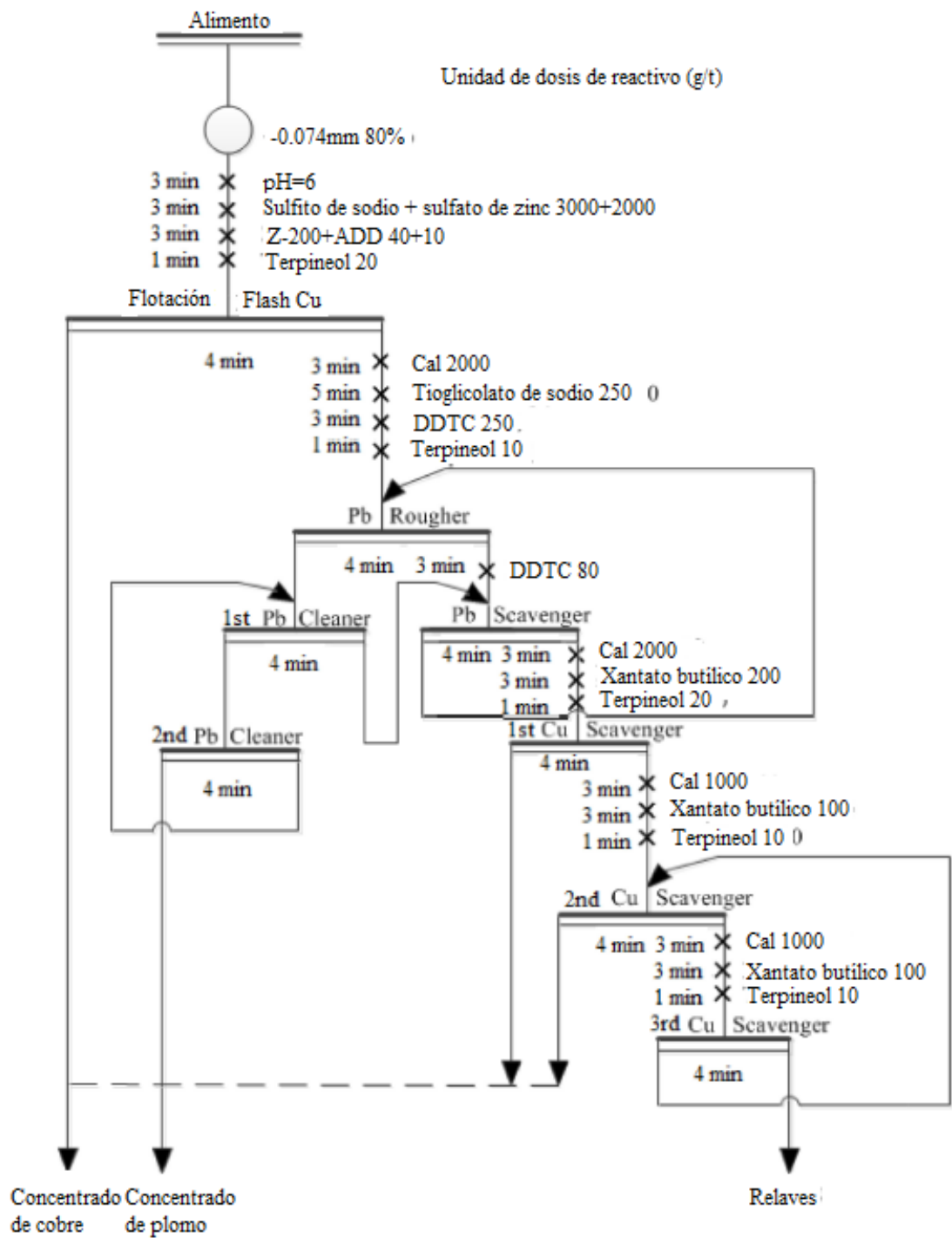


Figura 9. Diagrama de flujo del proceso de circuito cerrado de flotación (X significa agitación).

Tabla 3. Los resultados de la prueba de flotación en circuito cerrado (* Unidad: g/t).

Producto	Producir/%	Grado/%				Recuperación/%			
		Cu	Pb	Ag*	Zn	Cu	Pb	Ag*	Zn
Concentrado de cobre	42.82	16.33	7.98	242	2.59	86.67	35.98	65.63	65.37
Concentrado de plomo	11.68	3.75	46.23	165	3.59	5.43	56.84	12.20	18.49
Relaves	45.50	1.40	1.50	76.94	0.84	7.90	7.18	22.17	16.14
Alimentar	100.00	8.07	9.50	157.9	2.02	100.00	100.00	100.00	100.00

CONCLUSIONES

1. Esta investigación se realizó para investigar la mineralogía de los complejos minerales de sulfuro con la ayuda de modernos instrumentos de prueba. Caracterizado por altos contenidos de sulfuros metálicos y azufre, y bajo contenido de minerales de ganga tradicionales, el mineral es un mineral de sulfuro polimetálico raro, con un ensayo de Cu 7.99 %, Pb 9.39 %, Zn 1.96 %, S 33.68 % y Ag 157.9 g/t, respectivamente.
2. El tiempo de flotación y el valor de pH de la pulpa son críticos para la flotación preferencial de Cu-Pb, porque la mayoría de las calcopiritas con buena flotabilidad pueden flotar en poco tiempo, mientras que el resto de las partículas intercrecidas con poca flotabilidad necesitan más tiempo para flotar.
3. El proceso innovador de flotación flash de cobre en pulpa ácida y flotación de plomo, seguido de una mayor recuperación de cobre, se desarrolla para encontrar la solución para el mineral refractario. Los resultados demuestran que en condiciones de acidez débil, Na_2SO_3 y ZnSO_4 se usaron como depresores para deprimir galena, esfalerita y pirita, mientras que Z-200 y ADD se usaron como colectores para recuperar minerales de cobre con buena flotabilidad; agregando el depresor orgánico selectivo, tioglicolato de sodio, a los relaves de la flotación flash de cobre, puede deprimir el resto de los minerales de cobre con poca flotabilidad y una gran cantidad de pirita en la flotación de plomo; con el fin de recuperar aún más el cobre y el plomo, se llevó a cabo una operación de barrido de cobre con xantato para producir los medios, que se pueden mezclar con el concentrado de cobre para producir el producto final comercializable, es decir, concentrado de cobre en

los ensayos de circuito cerrado Cu 16.33 % , Pb 7.98% y Ag 242 g/t a una recuperación de Cu de 86.67%, ensayos de concentrado de plomo Pb 46.23%, Cu 3.75%, Ag 165 g/t a una recuperación de Pb de 56.84%, y la plata asociada fue enriquecida y recuperada en ambos concentrados con una recuperación total de 75.57%.

4. En comparación con los rendimientos de separación en las plantas de beneficio de práctica, los rendimientos de flotación en la flotación instantánea aumentaron en gran medida la ley de cobre y la recuperación de plomo en concentrados separados. Al mismo tiempo, también se incrementó el contenido de la plata asociada en el concentrado de cobre y plomo. Se puede obtener el producto final comercializable, los concentrados limpios separados.
5. La ley de Cu, Pb y Zn en relaves es de 1.40%, 1.50% y 0.84% con una recuperación de 7.90%, 7.18% y 16.14% respectivamente. Dado que la mayor parte del Zn está enriquecido y distribuido uniformemente en concentrados de cobre y plomo, y el resto del zinc en los relaves se encuentra en pequeñas cantidades, parece poco económico recuperar aún más el zinc de los relaves en la actualidad.

RECOMENDACIONES

1. Se debe continuar investigando con otros tipos de alternativas tecnológicas aplicadas a los procesos de flotación de minerales, ya sea estudiando nuevos colectores, depresores, modificadores de superficie, espumantes, floculantes, etc., adicionalmente a las condiciones operativas de la planta concentradora.
2. Los resultados obtenidos deben de ser verificados con otros tipos de mineral que tengan la presencia de pirita, de tal forma que adicionalmente se logre optimizar sus procesos de separación.
3. Dada las condiciones actuales de mercado de los metales son expectantes, es importante que se continúen realizando trabajos de investigación relacionados con las diferentes variables independientes relacionados con el proceso de flotación.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Astucuri, V. (1981). Fundamentos y Aplicaciones Principales De La Flotacion de Minerales. Colección Ciencias, Lima.
2. Bulatovic, S.M., Wyslouzil, D.M., (1999). Development and application of new technology for the treatment of complex massive sulphide ores case study-Faro lead/zinc concentrator-Yukon. Miner. Eng. 12 (2), 129–145.
3. Boulton, A., Fornasiero, D., Ralston, J., (2001). A comparison of methods to selectively depress iron sulphide flotation, In: Proceedings of the 4th UBC McGill International Symposium of Fundamentals of Mineral Processing-Interactions in Minerals Processing. Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum Montreal, 141-152.
4. Currie, JM.(1984). Operaciones Unitarias En Procesamiento De Minerales. Trad. por Chia Aquije, J. y Chia Aquije, L., Lima - Perú.
5. Cyanamid.(1988). Manual De Productos Químicos Para La Minería. Edición Comercial, México.
6. Finkelstein, N.P., Allison, S.A., (1976). The chemistry of activation, deactivation and depression in the flotation of zinc sulphide—a review. In: Fuerstenau, M.C. (Ed.), Flotation A.M. Gaudin Memorial Volume. AIME, pp. 414–457 (Chapter 14)
7. Fuerstenau, M.C., Miller, J.D., Kuhn, M.C., (1985). Chemistry of Flotation. Society of Mining Engineers, New York.

8. Grano, S.R., Johnson, N.W., Ralston, J., (1997). Control of the solution interaction of metabisulphite and ethyl xanthate in the flotation of the Hilton Ore of Mount Isa Mines Limited, Australia. *Miner. Eng.* 10 (1), 17–39
9. Kelly E. , Spottiswood D. (1990). *Introducción Al Procesamiento De Minerales*. Editorial Limosa S.A., México D.F.
10. Klassen, V.I.; and Mokrousov, V.A.(1963). *An introduction to the theory of flotation*. Butterworths, London, 241-242.
11. Kelvin, M.; Whiteman, E.; Petrus, J.(2022). Application of LA-ICP-MS to process mineralogy: Gallium and germanium recovery at Kipushi copper-zinc deposit. *Miner. Eng.* 2022, 176, 107322.
12. Microsoft Word – Mining. Eng. Handbook. (2009) Froth Flotation – Fundamental Principles.
http://www.chem.mtu.edu/chem_eng/faculty/kawatra/Flotation_Fundamentals.pdf
13. Ralston, O.C.; King, C.R.; and Tartaron, F.X. (1930). Copper sulfate as flotation activator for sphalerite. *Transactions of the AIME*, 87, 389-400
14. Sheldon, G.P., Johnson, N.W., 1988. Galena flotation with metabisulphite: solutions to problems from xanthate sulphony reactions. *The AusIMM Bull. Proc.* 283 (3), 49–52.
15. Sun, W., Zhang, Y., Qin, W.L., Hu, Y.H., (2010). Activated flotation of pyrite once depressed by lime, *Journal of Central South University (Science and Technology)* 41, 813-818.

16. Tang, Z.; Li, Z.; Song, X. (2013). Beneficiation Techniques Optimization and Production Practice of Refractory Polymetallic Copper-Lead- Zinc Ore. *Miner. Met. Proc.* 2013, 33, 74–77.
17. Wark, I.W.; and Cox, A.B.(1934). Principles of flotation part I. *Transactions of the AIME*, 112, 103-116
18. Wills, B. A. (1992). *Mineral Processing Technology*. 5th. Edition, Pergamon Press, Oxford.
19. Woods, R. (1976), *Electrochemistry of sulphide flotation*. (ed. Fuerstenau M.C.), AIME, New York, 1.
20. Xie, H.; Liu, Y.; Rao, B. (2021). Selective passivation behavior of galena surface by sulfuric acid and a novel flotation separation method for copper-lead sulphide ore without collector and inhibitor. *Sep. Purif.* 2021, 267, 118621.
21. Yarlugkal, A.; Cebeci, Y.; Sis, H. (2022). A Process Mineralogy Approach to the Flotation of Complex Lead–Zinc Ores from Görgü (Malatya) Region. *Min. Metall. Explor.* 2022, 39, 1219–1232.