

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

**Evaluación de la recuperación de concentrados de cobre y plomo
de grado comercial mediante la flotación de minerales mixtos
polimetálicos**

Para obtener el título profesional de Ingeniero Metalurgista

Elaborado por

Marcos Abigail Montes Robles

 [0009-0000-0622-7888](https://orcid.org/0009-0000-0622-7888)

Asesor

Dr. Ricardo Castillo Úngaro

 [0000-0001-8044-3079](https://orcid.org/0000-0001-8044-3079)

LIMA – PERÚ

2025

Citar/How to cite	Montes Robles [1]
Referencia/Reference	[1] M. Montes Robles, <i>“Evaluación de la recuperación de concentrados de cobre y plomo de grado comercial mediante la flotación de minerales mixtos polimetálicos”</i> [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Montes, 2025)
Referencia/Reference	Montes, M. (2025). <i>Evaluación de la recuperación de concentrados de cobre y plomo de grado comercial mediante la flotación de minerales mixtos polimetálicos</i> . [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

*A mi esposa Yesenia, quien ha sido mi mayor inspiración,
dándome amor, confianza y respaldo incondicional,
creyendo siempre en mis capacidades y mostrándome que
los desafíos de la vida se enfrentan con perseverancia.*

Agradecimientos

A Dios, quien me brinda salud, amor y fortaleza en la vida. Sin su bendición no sería posible el desarrollo de este proyecto.

A mi alma Mater, Universidad Nacional de Ingeniería, que me brindó y forjó los conocimientos que ahora son las herramientas que me ayudan a sobresalir en el entorno profesional.

A los ingenieros Kely Santos Pérez y Sergio Gallesi Guanilo, quienes son mis mentores, guías y ejemplos a seguir en mi desarrollo profesional.

A mis asesores, Ing. Ricardo Castillo Úngaro e Ing. Lily Ponce Gago, por su constante orientación, la dedicación de su tiempo y los valiosos aportes que hicieron posible el desarrollo de este trabajo.

Resumen

La flotación de minerales mixtos polimetálicos representa un desafío técnico para la industria minera, especialmente cuando se busca obtener concentrados de calidad comercial en menas de compleja composición. En este contexto, el presente estudio tuvo como objetivo evaluar la recuperación de concentrados de cobre y plomo con grado comercial a partir de los minerales mixtos del tajo norte de la Sociedad Minera El Brocal, mediante pruebas metalúrgicas a nivel de laboratorio.

Inicialmente se caracterizó mineralógicamente el mineral MAT 4, identificándose especies como galena, calcopirita, esfalerita y enargita, con grados de liberación variables y asociaciones complejas, que justifican el uso de flotación secuencial y reactivos específicos.

En la etapa de flotación bulk, la aplicación del reactivo complejo en proporción 3:1 (400 g/TM) permitió obtener un concentrado mixto con recuperaciones globales favorables para Pb y Cu. Posteriormente, en la flotación diferencial, el empleo de 300 g/TM de NaCN posibilitó la separación selectiva de ambos metales. Considerando ello, en la prueba de circuito cerrado N°1 se alcanzó una recuperación de 74.70% con una ley de 27.13% para el cobre, y una recuperación de 55.64% con una ley de 46.45% para el plomo.

Finalmente, se realizó la valorización económica de los concentrados, donde el impacto de la distribución de plata fue determinante: el concentrado de Pb alcanzó un valor de 4308.80 \$/TM y el de Cu 4372.24 \$/TM. Los resultados demuestran que es técnica y económicamente viable obtener concentrados comerciales de cobre y plomo mediante el diseño adecuado del esquema de flotación, aportando criterios aplicables en operaciones industriales similares.

Palabras clave — Flotación, minerales mixtos, recuperación, cobre, plomo, reactivos depresores, valorización económica.

Abstract

The flotation of mixed polymetallic minerals represents a technical challenge for the mining industry, especially when seeking to obtain commercial grade concentrates from ores with complex composition. In this context, the present study aimed to evaluate the recovery of commercial-grade copper and lead concentrates from the mixed minerals in the northern pit of Sociedad Minera El Brocal, using laboratory-level metallurgical tests.

Initially, the mineral MAT 4 was mineralogically characterized, identifying species such as galena, chalcopyrite, sphalerite, and enargite, with varying degrees of liberation and complex associations, justifying the use of sequential flotation and specific reagents.

In the bulk flotation stage, the application of the complex reagent in a 3:1 ratio (400 g/MT) produced a mixed concentrate with favorable overall recoveries for Pb and Cu. Subsequently, in differential flotation, the use of 300 g/MT of NaCN enabled the selective separation of both metals. Consequently, in closed-circuit test No. 1, a recovery of 74.70% was achieved with a grade of 27.13% for copper, and a recovery of 55.64% with a grade of 46.45% for lead.

Finally, the concentrates were valued economically, with the impact of silver distribution being decisive: the Pb concentrate reached a value of \$4,308.80/MT and the Cu concentrate, \$4,372.24/MT. The results demonstrate that obtaining commercial copper and lead concentrates is technically and economically feasible through the proper design of the flotation scheme, providing criteria applicable to similar industrial operations.

Keywords — Flotation, mixed minerals, recovery, copper, lead, depressant reagents, economic valorization.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xiv
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Generalidades.....	1
1.1.1 Ubicación	1
1.1.2 Accesibilidad	1
1.2 Descripción del problema de investigación.....	1
1.2.1 Definición del problema.....	1
1.2.2 Formulación del problema	3
1.3 Objetivo de estudio	3
1.3.1 Objetivo general	3
1.3.2 Objetivos específicos	4
1.4 Antecedente investigativos.....	4
1.4.1 Antecedentes internacionales	4
1.4.2 Antecedentes nacionales	4
1.5 Justificación	6
1.6 Alcance y limitaciones	7
1.6.1 Alcances	7
1.6.2 Limitaciones	8
1.7 Hipótesis	8
1.7.1 Hipótesis general	8
1.7.2 Hipótesis específicas.....	8
1.8 Variables e indicadores	9
1.8.1 Variable independiente.....	9
1.8.2 Indicadores de la variable independiente	9

1.8.3	Variable dependiente	9
1.8.4	Indicadores de la variable dependiente	9
	Capítulo II. Marcos teórico y conceptual.....	10
2.1	Marco teórico	10
2.1.1	Geología de la Sociedad Minera El Brocal SAA	10
2.1.2	Chancado y molienda.....	12
2.1.3	Fundamentos de flotación	14
2.1.4	Diseño y operación de celdas de flotación	20
2.1.5	Factores que afectan la eficiencia de flotación	23
2.1.6	Flotación de minerales polimetálicos	25
2.2	Marco conceptual.....	39
2.2.1	Mineral Mixto Polimetálico.....	39
2.2.2	Zona de transición mineralógica.....	40
2.2.3	Flotación	40
2.2.4	Flotación bulk.....	40
2.2.5	Concentrado	40
2.2.6	Ganga	40
2.2.7	Reactivos de flotación	41
2.2.8	Liberación mineralógica	41
2.2.9	Ley.....	41
2.2.10	Recuperación	41
2.2.11	Celda de flotación	41
2.2.12	Cinética de flotación.....	41
	Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación	42
3.1	Tipo de investigación.....	42
3.2	Enfoque de investigación	42
3.3	Diseño de investigación	42
3.4	Población y muestra.....	42

3.5	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	43
3.5.1	Técnicas de muestreo y homogenización.....	43
3.5.2	Análisis mineralógico.....	43
3.5.3	Análisis químico	43
3.5.4	Pruebas metalúrgicas de flotación.....	43
3.6	Procedimiento experimental	44
3.6.1	Caracterización inicial del mineral mixto.....	44
3.6.2	Diseño y ejecución de pruebas de flotación	44
3.6.3	Recolección y pesaje de productos metalúrgicos	44
3.6.4	Registro y sistematización de datos	44
	Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados	45
4.1	Análisis de resultados	45
4.1.1	Clasificación de la muestra mineral	45
4.1.2	Ensayos químicos del mineral MAT4	46
4.1.3	Caracterización mineralógica	47
4.1.4	Pruebas de flotación bulk Pb-Cu	53
4.1.5	Recuperación total de Pb y Cu.....	72
4.1.6	Evaluación de la comercialización de los concentrados	72
4.2	Discusión de resultados	74
	Conclusiones	76
	Recomendaciones	77
	Referencias bibliográficas	78
	Anexos	84

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Sustancias químicas empleadas en el proceso basado en cianuro	37
Tabla 2 : Análisis químico de las muestras de mineral en investigación (MAT 4)	47
Tabla 3 : Abundancia de especies minerales por DRX en la muestra mineral	48
Tabla 4 : Grado de liberación de las especies mineralógicas.....	51
Tabla 5 : Composición química de especies minerales predominantes en la muestra mineral.....	52
Tabla 6 : Caracterización física de las muestras de mineral en investigación	52
Tabla 7 : Flotación utilizando $ZnSO_4$ a 200 g/TM.....	53
Tabla 8 : Flotación utilizando $ZnSO_4$ a 300 g/TM.....	53
Tabla 9 : Flotación utilizando $ZnSO_4$ a 400 g/TM.....	54
Tabla 10: Flotación utilizando $ZnSO_4$ a 500 g/TM.....	54
Tabla 11: Resumen de los hallazgos del proceso de flotación utilizando $ZnSO_4$	55
Tabla 12: Flotación utilizando del complejo 3:1 a 400 g/TM.....	57
Tabla 13: Flotación utilizando del complejo 2:1 a 400 g/TM.....	57
Tabla 14: Flotación utilizando del complejo 1:1 a 400 g/TM.....	58
Tabla 15: Flotación utilizando del complejo 1:2 a 400 g/TM.....	58
Tabla 16: Resumen de los resultados de la flotación con el complejo.....	59
Tabla 17: Flotación utilizando NaCN a 150 g/TM.....	61
Tabla 18: Flotación utilizando NaCN a 300 g/TM.....	61
Tabla 19: Flotación utilizando NaCN a 450 g/TM.....	61
Tabla 20: Resumen de los resultados de la flotación con NaCN.....	62
Tabla 21: Flotación utilizando depresor (CMC + Fosfato trisódico) a 150 g/TM	64
Tabla 22: Flotación utilizando depresor (CMC + Fosfato trisódico) a 300 g/TM	65
Tabla 23: Flotación utilizando depresor (CMC + Fosfato trisódico) a 450 g/TM	65

Tabla 24: Resumen de los hallazgos del proceso de flotación empleando depresor (CMC + Fosfato trisódico)	66
Tabla 25: Prueba de ciclo cerrado N°1	69
Tabla 26: Prueba de ciclo cerrado N°2	70
Tabla 27: Prueba de ciclo cerrado N°3	71

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Disposición mineralógica en SMEB.....	10
Figura 2 : Formación geológica en SMEB.....	11
Figura 3 : Esquema de proceso usual para la flotación secuencial de Cu, Pb y Zn.....	26
Figura 4 : Impacto del NaHS sobre la presencia de plomo en el concentrado de cobre.	27
Figura 5 : Efecto del persulfato de amonio sobre la supresión de plomo y zinc en un concentrado de Cu.....	29
Figura 6 : Influencia del pH de flotación sobre el plomo en el concentrado de cobre empleando cal	30
Figura 7 : Esquema de flotación implementado para minerales sulfurados masivos de Cu, Pb y Zn.....	31
Figura 8 : Esquema operacional usual en la flotación de sulfuros Cu, Pb y Zn	32
Figura 9 : Diagrama de flujo empleado para la separación de Cu y Pb con depresión del Cu	36
Figura 10: Representación esquemática del proceso de flotación colectiva de Cu, Pb y Zn.....	38
Figura 11: Esquema de flotación colectiva (bulk) de Cu, Pb y Zn.....	39
Figura 12: Clasificación de materiales de la zona "mixtos de transición	45
Figura 13: Grano mixto de gangas, galena, enargita, calcopirita y esfalerita y grano mixto de gangas, pirita y calcopirita	51
Figura 14: Grano mixto de gangas, bornita y calcopirita y esfalerita y grano binario de bornita y calcopirita y partículas libres de gangas.....	51
Figura 15: Comparación de resultados de la recuperación de la flotación con $ZnSO_4$	56
Figura 16: Comparación de resultados de la ley de la flotación con $ZnSO_4$	56
Figura 17: Comparación de resultados de la recuperación de la flotación con el complejo	60
Figura 18: Comparación de resultados de la ley de la flotación con el complejo	60

Figura 19: Comparación de resultados de la flotación con NaCN	63
Figura 20: Distribución de los resultados de la recuperación y ley de Ag de la flotación con NaCN.....	64
Figura 21: Comparación de resultados de la flotación con CMC.....	66
Figura 22: Distribución de los resultados de la recuperación y ley de Ag de la flotación con CMC	67
Figura 23: Valorización de concentrado de plomo	73
Figura 24: Valorización de concentrado de cobre	74

Introducción

En el presente trabajo de investigación se tiene como propósito evaluar la recuperación de concentrados diferenciados de Cu y Pb mediante el proceso de flotación bulk, a partir del tratamiento de un mineral mixto polimetálico proveniente de la zona de transición mineralógica del Tajo Norte. Esta zona representa un nuevo horizonte mineralógico en la operación minera, el cual combina características de las mineralizaciones de las minas Marcapunta (Cu) y Tajo Norte (Pb-Zn-Ag), lo que plantea nuevos retos técnicos en la concentración selectiva de metales valiosos.

Este estudio parte de la necesidad de aprovechar de manera eficiente los recursos minerales descubiertos recientemente en la zona denominada “mixtos de transición”, que presentan un contenido significativo de cobre además de Pb y Zn. En la actualidad, la Planta Concentradora 02 de la unidad minera está orientada principalmente a la recuperación de plomo y zinc. Por ello, resulta necesario analizar e implementar nuevas alternativas de procesamiento que posibiliten la inclusión de la recuperación de cobre, asegurando al mismo tiempo que no se vea afectada la calidad del concentrado de plomo.

La investigación está estructurada en cuatro capítulos.

El Capítulo I desarrolla la parte introductoria del estudio, donde se presenta la problemática, los antecedentes, los objetivos, hipótesis y variables de investigación, así como la justificación técnica del trabajo.

El Capítulo II aborda el Marco Teórico y Conceptual, donde se describe en detalle el fundamento técnico y metalúrgico del proceso de flotación, los tipos de reactivos, las variables críticas del proceso, el diseño de celdas y los criterios de evaluación metalúrgica. También se incluye el marco conceptual, que define los términos clave recurrentes en el desarrollo del estudio.

El Capítulo III, titulado Desarrollo del trabajo de investigación, expone las etapas metodológicas del trabajo: recolección de datos mediante pruebas de flotación en laboratorio, selección de reactivos y diseño de pruebas.

Finalmente, el Capítulo IV corresponde al Análisis y Discusión de Resultados, donde se interpreta la información obtenida, se contrastan las hipótesis planteadas y se formulan conclusiones técnicas que permiten establecer recomendaciones para el tratamiento del mineral mixto de transición.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

1.1.1 Ubicación

La investigación se lleva a cabo utilizando mineral proveniente de la zona de transición mineralógica del Tajo Norte, que forma parte de la unidad minera de la Sociedad Minera El Brocal, ubicada en el distrito de Tinyahuarco, provincia y región de Pasco, Perú. Esta operación minera se encuentra a una altitud promedio de 4300 m.s.n.m., en el centro del país, y forma parte de la Faja Polimetálica del Perú, una de las más importantes a nivel geológico-minero por la concentración de sulfuros metálicos.

1.1.2 Accesibilidad

La unidad minera es accesible por vía terrestre desde la ciudad de Cerro de Pasco, conectada a través de carreteras afirmadas y asfaltadas que comunican con las principales rutas del centro del país. Desde Lima, se puede acceder en un viaje terrestre de aproximadamente 8 a 10 horas. Alternativamente, es posible llegar a través del aeropuerto de Jauja o Huánuco, y continuar por vía terrestre hacia el campamento minero. Las instalaciones cuentan con caminos internos que conectan los tajos, las plantas concentradoras y las áreas auxiliares, facilitando el transporte de mineral y personal entre las distintas áreas operativas.

1.2 Descripción del problema de investigación

1.2.1 Definición del problema

Sociedad Minera El Brocal S.A.A. es una empresa minera dedicada a la extracción, concentración y comercialización de minerales de plata, plomo, zinc y cobre. Las actividades se realizan en la Unidad Minera Colquijirca, situada en el distrito de Tinyahuarco, provincia y región de Pasco, Perú.

La Sociedad Minera El Brocal opera en dos yacimientos contiguos: Tajo Norte, un tajo abierto dedicado a la extracción de minerales sulfurados de plata, plomo y zinc; y Marcapunta, una mina subterránea enfocada en minerales sulfurados de cobre. El mineral

obtenido se procesa en dos plantas concentradoras, cuya asignación depende de su procedencia, alcanzando una capacidad total instalada de 21 600 TMSD. La Planta 01 se encarga del mineral procedente de la mina subterránea Marcapunta, con capacidad de 7 500 TMSD, mientras que la Planta 02 procesa el mineral proveniente del Tajo Norte, con una capacidad de 14 100 TMSD.

La explotación y procesamiento de minerales de EL BROCAL, considera una mina a tajo abierto y una mina subterránea con posteriores etapas de chancado, clasificación, molienda, flotación y espesado - filtrado de concentrados, para obtener actualmente tres productos separados que corresponden a un concentrado de cobre, en Planta 01, y concentrado de plomo y concentrado de zinc, en Planta 02.

La zona de explotación de minerales del Tajo Norte contiene una mena polimetálica conformada principalmente por sulfuros de plomo (galena y galena argentífera), sulfuros de zinc (esfalerita y marmatita) y sulfosales de plata; y ganga compuesta por baritina, pirita, siderita y hematita, finamente asociados entre sí, en formas de intercrecimiento, inclusión e incrustación. En la actualidad, debido a la exploración de nuevos flancos en el tajo (zona intermedia entre el Tajo Norte y mina Marcapunta), se evidencia el incremento de contenidos de minerales sulfurados de cobre (enargita, minerales secundarios de cobre y calcopirita).

La liberación de los minerales valiosos inicia en la etapa de chancado y concluye en la etapa de molienda para que, posteriormente, se realice la flotación de los minerales valiosos para la obtención de los concentrados de plomo y zinc. La Planta 02 tiene un tratamiento diario de 8000 a 8500 TMSD. Actualmente las reservas de Plomo - Zinc en el Tajo Norte han disminuido considerablemente, dando lugar a la explotación de las "nuevas zonas de transición mineralógica" ubicadas entre el Tajo Norte y la mina subterránea Marcapunta; un nuevo hallazgo de minerales polimetálicos que contiene sulfuros de Plata - Plomo - Zinc, pero con un incremento de minerales de cobre, denominado "zona de mixtos".

Todos los factores mencionados anteriormente nos permitirán evaluar la viabilidad de realizar la recuperación de los minerales cupríferos de la zona llamada “mineral mixto de transición”, en dónde se evidencia la presencia de minerales con considerable incremento de contenido de cobre junto a los minerales portadores de Plomo y Zinc. Por tal motivo, se realizará el tratamiento del mineral denominado “Mixtos de transición” mediante el proceso de flotación BULK y un posterior proceso de separación (flotación selectiva en las etapas de limpieza) que nos permita obtener un concentrado de cobre con valores comerciales.

La aplicación del proceso de flotación bulk posibilita la obtención de un concentrado de plomo con ley comercial y, al mismo tiempo, facilita la producción de un concentrado de cobre como producto adicional. De esta forma, se optimiza la capacidad de tratamiento diario de la Planta 02 y se asegura la generación de un concentrado de cobre con características adecuadas para su comercialización.

1.2.2 Formulación del problema

Con el fin de obtener concentrados separados de cobre y plomo, se plantea la optimización del circuito de flotación mediante la aplicación de la flotación bulk en la etapa Rougher-Scavenger y la flotación selectiva en la etapa Cleaner. Esta estrategia permite recuperar los minerales de cobre y plomo de manera más eficiente y, posteriormente, producir concentrados diferenciados de ambos metales con calidad comercial, favoreciendo el máximo aprovechamiento de la capacidad de la planta y generando nuevas oportunidades de comercialización.

1.3 Objetivo de estudio

1.3.1 Objetivo general

Evaluar la recuperación de concentrados de cobre y plomo con grado comercial en la flotación de minerales mixtos polimetálicos del tajo norte de la Sociedad Minera El Brocal.

1.3.2 *Objetivos específicos*

- Definir las especies de minerales, grados de liberación, y enlaces presentes en los minerales mixtos polimetálicos del tajo norte de la Sociedad Minera El Brocal.
- Evaluar la recuperación de concentrados de cobre de grado comercial en la flotación de minerales mixtos polimetálicos, a nivel de laboratorio.
- Evaluar la recuperación de concentrados de plomo de grado comercial en la flotación de minerales mixtos polimetálicos, a nivel de laboratorio.
- Valorizar los concentrados de Pb y Cu de grado comercial obtenidos por la mejor prueba a nivel de laboratorio.

1.4 Antecedente investigativos

1.4.1 *Antecedentes internacionales*

Yu et al. (2025) en el artículo “A novel eco-friendly depressant *Scutellaria Baicalensis* Extract SBE and its performance on flotation separation of chalcopyrite from sphalerite: A combined experimental and mechanism investigation”, emplearon extracto de *Scutellaria Baicalensis* (SBE) como depresor en la separación por flotación de esfalerita y calcopirita con amilxantato de potasio (PAX), demostrando que sus mejores resultados alcanzaron una recuperación del 92,55 % y una ley del 28,45 % de Cu, y un concentrado de Zn con una recuperación del 94,43 % y una ley del 57,30 % de Zn, empleando una concentración de SBE de 37,5 mg/L.

1.4.2 *Antecedentes nacionales*

Gamarra (2019), en su tesis “Flotación bulk de minerales sulfurados de plomo – zinc refractario de bajo grado en la planta concentradora de huari de la UNCP”, llevó a cabo un estudio sobre un mineral refractario de plomo y zinc, evaluando su desempeño en el proceso de flotación. Para ello, se analizó el efecto de la dosificación del activador sulfato de cobre (CuSO_4), los colectores xantato Z-6 y Z-11, así como de variables operativas como el tiempo de flotación, el tamaño de partícula y el pH. Los resultados experimentales evidenciaron que la dosificación del colector fue el factor de mayor incidencia en las recuperaciones de Zn y Pb. La investigación concluyó que la prueba de flotación bulk más

eficiente se obtuvo con una adición de 100 g/t de CuSO_4 y 150 g/t de xantato amílico, alcanzándose recuperaciones máximas de 94% para zinc y 83% para plomo.

Vera (2019), realizó la investigación: “Evaluación del efecto de nuevos reactivos colectores y depresores para mejorar la recuperación del proceso de flotación en los circuitos de plomo y zinc de la planta concentradora Antonio Raymondi”, demostrando que la granulometría fue la variable de mayor contribución en la recuperación de los valores metálicos económicos, el autor sugiere operar con una granulometría del mineral de 70 % - 200 Malla, con la finalidad de mejorar la cinética de flotación. El autor concluyó la mayor contribución de la dosificación del cianuro de sodio, con valores de 200 g/t y 45 g/t, para las etapas de flotación de Pb y Zn, respectivamente

Alanoca (2020) en sus tesis “Evaluación del depresor ra-058 mediante pruebas experimentales para sustituir al sulfato de zinc en la empresa minera Nexa Resources S.A.C. unidad el porvenir”, estudió un mineral con leyes de 0.33% Pb, 0.20% Cu, 3.35% Zn, 10.26% Fe, 1.65 oz Ag/TM y 0.41 g/t Au, llegando a la conclusión de que la utilización de un reactivo orgánico en reemplazo del sulfato de zinc mejoró el desempeño metalúrgico en términos de grado y recuperación, al disminuir la activación del hierro y reducir el arrastre de zinc hacia el circuito bulk. Los ensayos experimentales evidenciaron un incremento en la recuperación de plomo de 80% a 82%, y de zinc de 89% a 91%.

Condor & Huaman (2021) en la tesis “Evaluación metalúrgica para elegir el colector óptimo en la flotación de zinc en minerales polimetálicos en la Unidad Minera Alpamarca” determinaron que los reactivos específicos evaluados mostraron un desempeño favorable en la flotación de zinc, evidenciando adecuada selectividad frente a los minerales de hierro y la ganga asociada. Asimismo, se concluyó que existe la posibilidad de sustituir el xantato y otros colectores secundarios por un único reactivo especializado, lo que representaría un ahorro cercano a 20 000 dólares mensuales debido a la reducción en el consumo de reactivos dentro del proceso de flotación de zinc.

Asillo (2022) en su tesis “Evaluación de un circuito de recuperación de plomo y zinc mediante gravimetría y flotación” demostró la recuperación del 85% de Pb y 82.5% de Zn

empleando en un espiral Humphrey para recuperar óxidos de plomo y una celda de flotación para concentrar sulfuros de plomo y zinc, a nivel laboratorio. El investigador respaldó la obtención de dichos valores trabajando con un caudal de 65 L/min y un contenido de sólidos del 30%, empleando una granulometría de 80% menor a malla 150.

Zevallos (2024) en su tesis “Efecto de la molienda y dosificación de reactivo activador en la recuperación de zinc en la celda TC-30 N°2 de flotación rougher de zinc en empresa minera, Pasco 2023”, llevó a cabo la optimización del grado de liberación mediante el uso de CuSO_4 , aplicando un diseño octogonal en las evaluaciones metalúrgicas que consideraron dichas variables. Con este enfoque logró maximizar la recuperación de zinc y plata, al mismo tiempo que se redujo significativamente la activación de hierro y el desplazamiento de zinc. El estudio evidenció que con un grado de liberación de 66,73% - m200, el consumo de CuSO_4 alcanzó los 63,05 g/t, obteniéndose un desplazamiento de zinc hacia el relave final de solo 0,34%.

1.5 Justificación

El hallazgo de minerales polimetálicos en los nuevos flancos de exploración, denominados “mixtos de transición” con mayor contenido de cobre, enfoca la optimización del proceso en la obtención de concentrados diferenciados de Cu y Pb a nivel de laboratorio.

La flotación constituye la etapa clave dentro de la Planta Concentradora de El Brocal y representa a su vez uno de los mayores desafíos en la minería. Su finalidad principal es optimizar el proceso para elevar los índices de recuperación de los minerales de interés económico. En este sentido, la identificación y análisis de los minerales polimetálicos conocidos como “mixtos de transición” tiene como propósito obtener concentrados separados de cobre y plomo, aplicando una flotación bulk seguida de una flotación selectiva, en condiciones que garanticen productos con leyes aptas para su comercialización. Con el propósito de asegurar la continuidad de la producción en la Planta 02 y aumentar las reservas comprobadas de mineral en el Tajo Norte, EL BROCAL trabaja con yacimientos catalogados como “mixtos de transición”, caracterizados por su mayor

contenido de cobre. Para su aprovechamiento, se requiere aplicar un proceso de flotación apropiado que permita obtener concentrados separados de cobre y plomo, optimizando así la capacidad de tratamiento diario de la Planta 02.

El óptimo aprovechamiento de los “minerales mixtos de transición” en la obtención de concentrados diferenciados de Cu y Pb, con la implementación de condiciones adecuadas en la flotación BULK (etapa Rougher-Scavenger) y la flotación selectiva (etapa de limpieza) y el uso de reactivos adecuados, permitirá obtener productos de calidad comercial.

El área de procesos solicita la evaluación metalúrgica y la viabilidad de tratamiento del mineral denominado “mixtos de transición”, con la obtención de concentrados diferenciados de Cu y Pb, debido a que este mineral cuenta con leyes de cabeza en plomo y cobre, superiores a 0.6%. Se estima aumentar las reservas probadas de mineral y poder cotizar en la bolsa de valores.

1.6 Alcance y limitaciones

1.6.1 Alcances

El objetivo de esta investigación es analizar el desempeño metalúrgico del mineral polimetálico mixto procedente de la zona de transición del Tajo Norte, empleando inicialmente flotación BULK y posteriormente flotación selectiva. Con esta metodología se busca la obtención de concentrados separados de cobre y plomo que cumplan con los estándares de calidad comercial. El trabajo experimental se ejecutará a nivel de laboratorio, lo que permitirá evaluar el comportamiento del mineral en condiciones controladas y reproducibles.

Dentro del alcance del trabajo se incluye la caracterización mineralógica y química de la muestra mediante técnicas como difracción de rayos X, microscopía óptica y electrónica, con el fin de identificar las especies minerales, su asociación y grado de liberación. Asimismo, se contemplan pruebas de flotación que permitirán determinar las condiciones óptimas operativas, como pH, tipo y dosificación de reactivos, tiempo de residencia y densidad de pulpa. A partir de estas pruebas, se obtendrán concentrados que

serán evaluados en función de su ley y recuperación, calculando indicadores como relación de concentración, distribución y eficiencia metalúrgica. Finalmente, se propondrá un diagrama de flujo preliminar adaptable al tratamiento del mineral mixto en planta, con una valoración técnica y económica de los concentrados obtenidos.

1.6.2 Limitaciones

Una de las principales limitaciones del estudio es que este se realiza en condiciones de laboratorio, lo que implica que los resultados obtenidos pueden no reflejar de manera exacta el comportamiento del mineral a nivel industrial, donde influyen variables como la escala del proceso, la variabilidad del mineral y la estabilidad operativa. Las muestras utilizadas provienen de zonas específicas del tajo, por lo que existe un margen de incertidumbre respecto a la representatividad del mineral en otras áreas del depósito.

Además, debido al tiempo disponible para la investigación y a la capacidad limitada de ensayos, solo se ejecutará un número determinado de pruebas metalúrgicas, lo cual puede restringir el análisis completo de todas las combinaciones posibles de variables operativas. A esto se suma la disponibilidad limitada de algunos reactivos especializados o instrumentos analíticos de alta precisión, lo que condiciona la profundidad de ciertos análisis complementarios. Finalmente, las condiciones de flotación empleadas, como temperatura, aireación y agitación, estarán controladas en laboratorio, pero no necesariamente replican las fluctuaciones que pueden ocurrir en el entorno industrial, lo que debe considerarse al momento de extrapolar los resultados.

1.7 Hipótesis

1.7.1 Hipótesis general

La evaluación de la flotación de minerales polimetálicos mixtos permitirá recuperar concentrados de cobre y plomo con grado comercial.

1.7.2 Hipótesis específicas

- La microscopía óptica y DRX permitirá definir las especies de minerales, grados de liberación y enlaces presentes en los minerales mixtos polimetálicos del tajo norte de la Sociedad Minera El Brocal.

- La evaluación del proceso de flotación de minerales mixtos polimetálicos del tajo norte permitirá recuperar concentrado de Cobre con grado comercial, a nivel de laboratorio de la Sociedad Minera El Brocal.
- La evaluación del proceso de flotación de minerales mixtos polimetálicos del tajo norte permitirá recuperar concentrado de Plomo con grado comercial, a nivel de laboratorio de la Sociedad Minera El Brocal.
- La valorización de los concentrados de Cobre y Plomo obtenidos a nivel de laboratorio, permitirán definir la viabilidad económica de la explotación de los minerales polimetálicos del tajo norte de la Sociedad Minera El Brocal.

1.8 Variables e indicadores

1.8.1 Variable independiente

Flotación de minerales polimetálicos mixtos

1.8.2 Indicadores de la variable independiente

- Grado de liberación de especies mineralógicas
- Tipo y dosificación de reactivos
- pH de flotación
- Tiempo de flotación
- Densidad de pulpa

1.8.3 Variable dependiente

Recuperación de concentrado de cobre y plomo

1.8.4 Indicadores de la variable dependiente

- Ley del concentrado de cobre (%)
- Ley del concentrado de plomo (%)
- Recuperación de finos de plomo (%) en el concentrado de plomo
- Recuperación de finos de cobre (%) en el concentrado de cobre.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

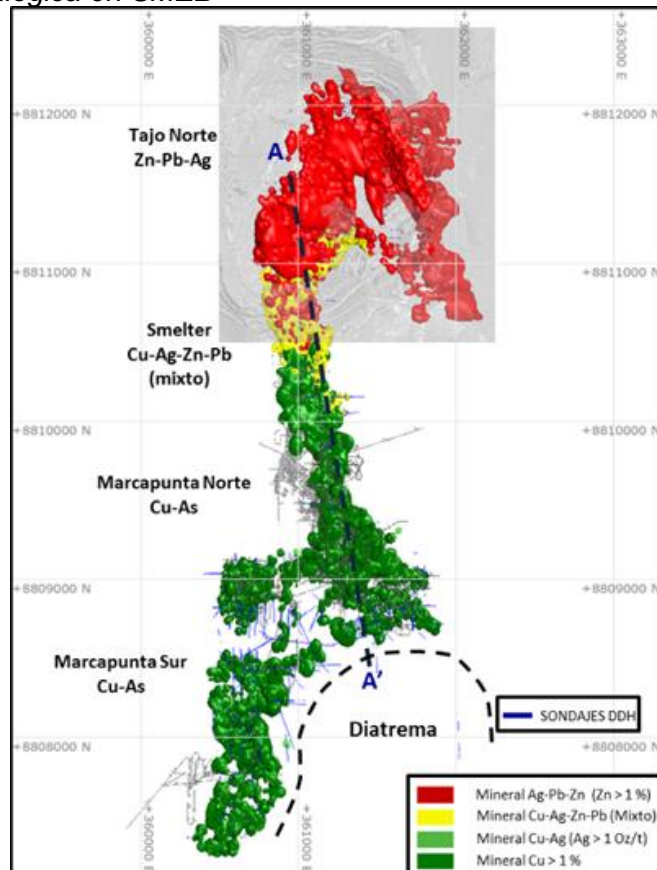
2.1 Marco teórico

2.1.1 Geología de la Sociedad Minera El Brocal SAA

La zona minera de Colquijirca se caracteriza por una estructura geológica donde predomina el Diatrema Marcapunta, un cuerpo central clasificado como depósito epitermal de alta sulfuración, con presencia significativa de oro y plata, emplazado en formaciones rocosas de origen subvolcánico. A medida que se avanza hacia el norte desde este centro mineralizado, se identifica una franja enriquecida en metales base, característica de un sistema tipo cordillerano. Esta zona contiene asociaciones minerales complejas como cobre-oro y combinaciones de cobre, zinc, plomo, plata y oro, encontrándose principalmente en formaciones carbonatadas pertenecientes a la unidad geológica Calera (Duran, 2018).

Figura 1

Disposición mineralógica en SMEB

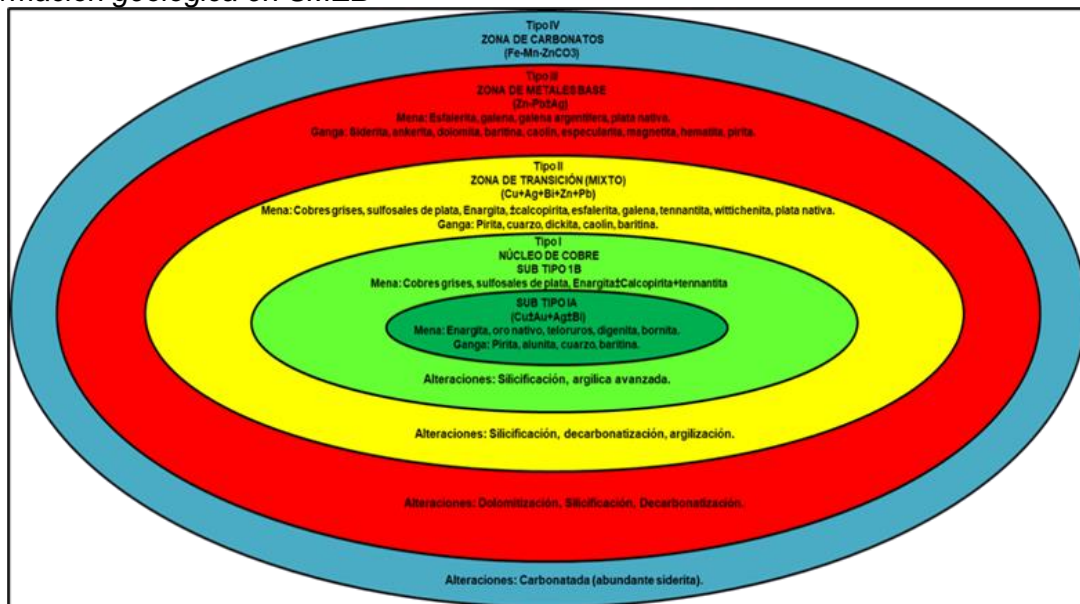


Fuente: Duran (2018)

En el distrito de Colquijirca, específicamente entre las zonas de Marcapunta Norte y Colquijirca, la distribución de los minerales muestra un patrón de zonificación claramente definido en dirección tanto horizontal como vertical. Esta disposición lateral está determinada por la influencia del cuerpo intrusivo de Marcapunta, que genera una secuencia metalogénica de sur a norte, iniciando con una zona rica en cobre y plata (Marcapunta), seguida por una franja central con presencia combinada de cobre, plomo, plata y zinc, y culminando en la parte correspondiente al tajo abierto, donde predominan el plomo, zinc y plata (Olivera, 2016).

Figura 2

Formación geológica en SMEB



Fuente: Olivera (2016).

Desde el núcleo hacia las áreas más periféricas, la mineralización en Colquijirca se organiza en distintas zonas que reflejan una secuencia evolutiva bien definida, caracterizada por asociaciones minerales específicas en cada etapa:

- **Zona enargita – oro:**

Zona enargita – oro: Representa el centro del sistema, dominado por enargita y acompañado de minerales como luzonita, pirita, colusita, tennantita, goldfieldita, ferberita, oro-plata, telururos, bismutinina, además de minerales de alteración como alunita, zunyita, caolinita, dickita, esmectita, illita, moscovita y cuarzo.

- **Zona de enargita:**

Constituida principalmente por enargita, junto con pirita, cuarzo y bismutinita, además de minerales de alteración similares como alunita, dickita, caolinita, esmectita, illita y moscovita.

- **Zona con presencia de bornita:**

Aquí, la bornita es el mineral dominante, asociada a pirita y cuarzo. También se identifican fases de alteración como alunita, dickita, caolinita y barita.

- **Zona de tennantita:**

En esta franja, predomina la tennantita junto con barita, así como minerales acompañantes como dickita, caolinita y calcopirita.

- **Zona de calcopirita:**

Caracterizada por una mezcla de calcopirita, esfalerita y galena, acompañada por pirita y cuarzo, además de minerales de alteración como dickita, caolinita y barita.

- **Zona esfalerita-galena:**

En esta sección, las especies dominantes son esfalerita, galena y pirita. Se reconocen también fases oxidadas como hematita, así como caolinita, siderita, magnetita y marcasita.

- **Zona de zinc- carbonatos:**

Representa el sector externo del sistema, en el que los minerales de zinc aparecen en asociación con carbonatos, indicando condiciones más oxidantes y alejadas del centro del sistema hidrotermal (Rodríguez et al., 2023).

2.1.2 Chancado y molienda

El procesamiento primario de un mineral generalmente se inicia con la conminución, que abarca las fases de chancado y posterior molienda. El propósito principal de estas operaciones es reducir el tamaño del mineral para lograr la liberación de las partículas que contienen los elementos de valor. La decisión sobre el método de procesamiento adecuado ya sea mediante hidrometalurgia o pirometalurgia, depende fundamentalmente de la composición mineralógica del mineral, es decir, si contiene óxidos

o sulfuros, así como de otros factores técnicos y operacionales. Por lo general, los minerales oxidados solo pasan por la etapa de chancado, quedando listos para su tratamiento mediante lixiviación. En contraste, los minerales sulfurados necesitan tanto chancado como molienda, a fin de prepararlos adecuadamente para la flotación. Es importante considerar que pueden existir situaciones particulares en las que estas secuencias varíen de acuerdo con las características del yacimiento o las necesidades del proceso (Córdor & Huamán, 2017).

Según lo expuesto por Sutulov en 1963, el proceso de conminución previo a la flotación sigue una secuencia estructurada. El mineral extraído directamente del yacimiento, denominado mineral de cabeza es enviado inicialmente a una planta de chancado. En esta etapa, el material es triturado en seco a través de dos o tres fases sucesivas, hasta alcanzar un tamaño promedio de aproximadamente 10 milímetros. Posteriormente, el mineral chancado se dirige a la sección de molienda, donde se somete a reducción de tamaño en circuitos húmedos de molienda fina. Esta operación permite alcanzar tamaños de partícula que varían entre 50 y 100 micras, dependiendo de cuán dispersos estén los minerales de interés dentro de la matriz rocosa. La finalidad de esta reducción granulométrica es asegurar que los componentes valiosos del mineral queden completamente liberados, facilitando su posterior recuperación mediante flotación.

En los procesos de lixiviación, el chancado del mineral debe atender a ciertos criterios fundamentales para asegurar la eficiencia del tratamiento. De acuerdo con lo señalado por Cáceres en 2007, existen tres aspectos esenciales que deben cumplirse. Primero, el material debe alcanzar un tamaño de partícula lo suficientemente reducido como para permitir que la mayor parte de los metales valiosos quede expuesta al contacto con la solución lixivante. Como referencia operativa, se busca que el total del mineral pase por debajo de tres cuartos de pulgada. En segundo lugar, es crucial evitar una producción excesiva de partículas demasiado finas, ya que estas podrían afectar negativamente la permeabilidad de la masa lixiviada. En este contexto, se considera como partícula fina aquella que pasa por la malla número 100, y como material arcilloso aquel con partículas

menores al 10 por ciento. Finalmente, el tamaño de las partículas obtenidas tras el chancado debe ser lo más uniforme posible, con el objetivo de mantener una distribución granulométrica estrecha que favorezca un comportamiento homogéneo durante el proceso de lixiviación.

2.1.3 Fundamentos de flotación

En la industria minera actual, la flotación se ha consolidado como un procedimiento fundamental para concentrar minerales, sobre todo los de naturaleza sulfurada. Su mecanismo se basa en la separación selectiva entre especies útiles y material estéril, sustentada en la distinta afinidad de las partículas hacia las fases acuosa y gaseosa. Se trata de un proceso versátil que puede adaptarse a menas complejas, con múltiples especies metálicas asociadas, y que permite obtener concentrados de alta ley con eficiencia operativa (Bhatti et al., 2014).

Desde una perspectiva integral, la flotación es un proceso de múltiples etapas que comprende fenómenos fisicoquímicos, electroquímicos, mecánicos e hidrodinámicos. Las partículas finamente molidas se suspenden en una pulpa acuosa, a la cual se le agregan diversos reactivos químicos que modifican selectivamente la superficie de los minerales. Las partículas con carácter hidrofóbico se fijan a las burbujas de aire generadas en la celda de flotación y ascienden hasta la superficie, donde conforman una espuma enriquecida en minerales de interés. Dicha espuma se extrae como concentrado, en tanto que las partículas hidrofílicas permanecen en la pulpa y se eliminan como relaves (Farrokhpay & Ndlovu, 2013).

La flotación se lleva a cabo en tres fases simultáneas (Akdemir & Sonmez, 2003):

- **Fase sólida:**

Representada por las partículas minerales, tanto valiosas como de ganga.

- **Fase líquida:**

Agua, que actúa como medio de suspensión, reacción y transporte

- **Fase gaseosa:**

Burbujas de aire, que sirven como vector de transporte para las partículas hidrofobizadas.

Un adecuado control de las condiciones fisicoquímicas del sistema, así como de las características operativas del equipo, es esencial para lograr un rendimiento óptimo. El rendimiento del proceso se encuentra influenciado principalmente por factores como la proporción y secuencia en la adición de reactivos, la calidad del agua empleada, la granulometría del mineral y las variables operativas de mezcla, suministro de aire y tiempo de residencia (Bada & Suarez, 2019).

Adicionalmente, la flotación se destaca por ser un método limpio en términos ambientales, en comparación con otros métodos de concentración, ya que no requiere de energía térmica ni disolventes orgánicos tóxicos. Sin embargo, su eficiencia puede verse afectada por la presencia de minerales de oxidación superficial, arcillas, carbón, óxidos de hierro, entre otros factores que interfieren con la selectividad del proceso (Delgado, 2016).

En suma, la flotación representa la confluencia de la química de superficies, la electroquímica y la ingeniería de procesos, permitiendo separar minerales en función de sus propiedades interfaciales. Este principio básico se adapta y se complejiza en función de las particularidades de cada sistema mineralógico (Delgado, 2016).

2.1.3.1 Principios fisicoquímicos de la flotación. El fundamento fisicoquímico de la flotación se basa en las propiedades de mojabilidad de los sólidos frente al agua. Las partículas minerales pueden clasificarse como hidrofóbicas (repelen el agua y tienen afinidad por el aire) o hidrofílicas (se mojan fácilmente y tienden a hundirse en la pulpa). La flotación explota esta diferencia para separar de manera selectiva los minerales de valor económico (Aikawa et al., 2020).

- **La química de superficies:**

Para que una partícula mineral flote, debe adherirse a una burbuja de aire. Esta adhesión depende de que la superficie del mineral sea hidrofóbica. En su estado natural, muchos minerales metálicos no lo son, por lo que se requiere modificar

químicamente su superficie mediante colectores. Las burbujas, al subir, colisionan con las partículas. Si estas tienen suficiente hidrofobicidad, se adhieren a las burbujas. De lo contrario, simplemente se deslizan y regresan a la pulpa.

- **Ángulo de contacto:**

Ángulo de contacto: Es el ángulo que forma la burbuja con la superficie del sólido en presencia de agua. Mientras mayor sea el ángulo de contacto (más $> 90^\circ$), mayor es la hidrofobicidad y la probabilidad de adhesión burbuja-partícula.

- **Energía interfacial:**

Determina la estabilidad del sistema. Se requiere una energía libre mínima para que la burbuja se adhiera a la partícula.

- **El potencial zeta:**

Define la magnitud de la carga eléctrica superficial de una partícula mineral. Esta carga determina la atracción o repulsión electrostática entre la superficie del mineral y los reactivos. Un potencial zeta muy negativo, por ejemplo, puede impedir la adsorción de colectores aniónicos.

- **Doble capa eléctrica:**

Alrededor de las partículas condiciona la forma en que se comportan en suspensión y cómo interactúan con los iones del medio. Esta capa influye en la floculación o dispersión, así como en la cinética de adsorción de reactivos.

- **La tensión superficial:**

Influye directamente en el tamaño, velocidad de ascenso y estabilidad de las burbujas de aire. Reactivos espumantes y condiciones del medio modifican esta propiedad, ajustando el rendimiento del proceso.

- **El tamaño de partícula:**

Existe un rango óptimo de tamaño para la flotación (generalmente entre $10 \mu\text{m}$ y $150 \mu\text{m}$), ya que partículas demasiado gruesas no se adhieren bien a las burbujas y las demasiado finas tienden a permanecer suspendidas o dispersarse.

- **Cinética de flotación:**

Hace referencia a la rapidez con la que las partículas se fijan a las burbujas y logran ascender a la superficie, lo cual está influenciado por características como densidad, morfología, tamaño, grado de liberación y la efectividad del contacto entre partícula y burbuja. Se pueden modelar mediante curvas de recuperación que definen la eficiencia del proceso en función del tiempo (Asghari et al., 2019).

Estos principios permiten diseñar procesos metalúrgicos adecuados para diferentes tipos de mineral, ajustando las condiciones de pH, dosificación de reactivos y tiempo de flotación (Aikawa et al., 2020).

2.1.3.2 Reactivos de flotación: función y selección. El rendimiento del proceso de flotación está condicionado principalmente por la adecuada selección y proporción en la aplicación de los reactivos químicos. Estos compuestos son esenciales para modificar selectivamente la superficie de los minerales, controlar el comportamiento de las burbujas y regular el entorno químico de la pulpa. Cada tipo de reactivo cumple una función específica y su selección está determinada por la mineralogía del yacimiento, el tipo de mena, la etapa del circuito y los objetivos del proceso (Bulatovic, 2007).

2.1.3.2.1 Colectores. Los colectores son compuestos químicos orgánicos que tienen afinidad por la superficie de los minerales sulfurados. Se adsorben sobre estos, generando una superficie apolar (hidrofóbica) que favorece la adhesión a las burbujas de aire. Los más usados en sulfuros de cobre son:

- Xantatos: Son los más comunes; económicos, versátiles y efectivos. Actúan formando complejos químicos con los cationes metálicos de la superficie.
- Ditiocarbamatos y tioureas: Más selectivos y potentes. Útiles en minerales refractarios o cuando se necesita mayor rendimiento en circuitos complejos (Rivera, 2016).

2.1.3.2.2 Activadores. Cuando la superficie del mineral no responde de manera efectiva al colector, se usan activadores para modificar su química superficial. Los más

comunes son los iones de cobre (Cu^{2+}), especialmente efectivos para activar la galena, permitiendo su flotación en presencia de xantatos (Cardenas & Huaman, 2022).

2.1.3.2.3 Espumantes. Su función principal es favorecer la generación de una espuma uniforme y estable en la parte superior de las celdas de flotación, influyendo tanto en la dimensión de las burbujas como en la estabilidad de la columna espumosa. Los principales son:

- MIBC (metil isobutil carbinol): Produce espumas de tamaño medio, buena selectividad y fácil control.
- Aceite de pino: Más espumoso, útil en etapas de limpieza donde se requiere espuma más estable (Cardenas & Huaman, 2022).

2.1.3.2.4 Depresores. Son necesarios para evitar la flotación de minerales no deseados. Actúan inhibiendo la adsorción de colectores en esas superficies. Entre los más comunes están:

- Sulfato de zinc: Para deprimir esfalerita en circuitos de plomo.
- Cianuro de sodio: Inhibe la flotación de pirita y esfalerita.
- Bicromato de sodio: Depresor potente de pirita (Ramirez, 2023).

2.1.3.2.5 Mecanismo químico y electroquímico. El funcionamiento de los reactivos no se limita a la adsorción superficial, sino que incluye procesos como oxidación-reducción y transferencia de electrones. La interacción entre colector y mineral depende del pH, del potencial de oxidación y de la presencia de oxígeno disuelto. Por ejemplo, en sulfuros de cobre, la superficie debe oxidarse ligeramente para que el colector forme una película hidrofóbica eficaz (Cardenas & Huaman, 2022).

2.1.3.3 Tipos de flotación y su aplicación industrial. La flotación puede adaptarse a diversas estrategias, dependiendo de la mineralogía de la mena, el valor económico de los minerales, la presencia de impurezas y los requerimientos metalúrgicos. A continuación, se describen los principales tipos de flotación con sus respectivas aplicaciones (Chirio, 2018):

2.1.3.3.1 Flotación por espuma. Se trata del método más habitual de flotación, fundamentado en la unión selectiva de las partículas con burbujas de aire que ascienden y generan una espuma concentrada en mineral valioso. Esta técnica es aplicable tanto a minerales polares como no polares, siendo especialmente efectiva para sulfuros metálicos, carbones, sales y minerales industriales (Higidio, 2018).

2.1.3.3.2 Flotación bulk (masiva). Consiste en recuperar varios minerales valiosos en un solo concentrado, sin distinguir entre ellos. Es común en etapas de desbaste, donde el objetivo es maximizar la recuperación inicial de metales. Por ejemplo, se puede flotar conjuntamente cobre y plomo, para luego separarlos mediante flotación diferencial. Su ventaja es su simplicidad operativa y alta recuperación, aunque puede requerir etapas posteriores de limpieza (Guillen, 2017).

2.1.3.3.3 Flotación diferencial. Este método busca separar secuencialmente cada mineral valioso, ajustando las condiciones químicas y los reactivos en cada etapa. Requiere mayor control y dosificación precisa de reactivos. Es ampliamente usada cuando se desea obtener concentrados separados de cobre, plomo y zinc, cada uno con alta ley y baja penalización (Quispe & Pantoja, 2023).

2.1.3.3.4 Flotación selectiva. Se aplica cuando se desea recuperar un solo mineral valioso de una mena compleja, suprimiendo activamente la flotación de los demás. Esto se logra con la ayuda de depresores y control del pH. Es particularmente útil cuando solo un metal tiene valor comercial o cuando es necesario eliminar penalizaciones por impurezas (como la pirita en concentrados de cobre) (Monsivais, 2022).

En la aplicación industrial, cada tipo de flotación puede organizarse en circuitos que incluyan:

- Rougher (desbaste): primera etapa de recuperación bruta.
- Cleaner (limpieza): mejora la ley del concentrado.
- Scavenger (agotamiento): recupera remanentes del mineral valioso.

La elección del tipo de flotación depende de estudios mineralógicos, pruebas de flotación batch y pruebas piloto, además de consideraciones económicas y ambientales (Babel et al., 2018).

2.1.4 Diseño y operación de celdas de flotación

El proceso de flotación requiere de equipos especializados que permitan el contacto efectivo entre las partículas minerales y las burbujas de aire, la formación de una espuma estable y la separación eficiente del concentrado respecto al relave. Las celdas de flotación constituyen el núcleo físico donde ocurre este proceso, y su diseño, tipo y configuración influyen directamente en la eficiencia metalúrgica y operativa.

El diseño óptimo de una celda debe garantizar una adecuada dispersión del aire, una agitación homogénea de la pulpa, un entorno químico controlado y un transporte eficiente de las partículas hacia la espuma. Asimismo, debe ser flexible frente a variaciones del mineral, fácil de operar, mantener y escalar industrialmente (Duarte et al., 2024).

2.1.4.1 Tipos de celdas. Existen diversos tipos de celdas de flotación, cada una con principios de funcionamiento y características particulares. La elección de un tipo sobre otro responde a criterios técnicos como el tipo de mineral, el tamaño de partícula, la velocidad de flotación, la ley del mineral, los costos de operación y mantenimiento, entre otros (Duarte et al., 2024).

2.1.4.1.1 Celdas mecánicas. Son las más utilizadas en plantas industriales. Estas celdas cuentan con un sistema de agitación mecánica (impulsor) que mezcla la pulpa e introduce el aire, promoviendo la formación de burbujas y su contacto con las partículas minerales.

- Ventajas: Buena dispersión de aire, control operativo sencillo, alta eficiencia para partículas gruesas, facilidad de escalado modular.
- Desventajas: Mayor consumo de energía, desgaste de partes móviles, generación de burbujas de mayor tamaño y menor estabilidad de espuma en algunos casos (Zevallos, 2024).

2.1.4.1.2 Celdas neumáticas. Utilizan aire comprimido inyectado directamente en la pulpa, sin necesidad de un sistema de agitación mecánica. Algunas variantes modernas combinan sistemas de aire y agitación.

- Ventajas: Bajo consumo energético, menor mantenimiento mecánico, operación silenciosa, buena eficiencia en partículas finas.
- Desventajas: Menor flexibilidad de operación, sensibilidad a variaciones de alimentación, menor robustez frente a variaciones de densidad (Fonseca, 2012).

2.1.4.1.3 Columnas de flotación. Son equipos verticales alargados que separan las fases por diferencia de velocidad de ascenso, con flujo contracorriente de aire y pulpa. Utilizan aire dispersado por boquillas o difusores y no presentan agitación mecánica.

- Ventajas: Alta selectividad, mejor ley de concentrado, operación continua y estable, menor arrastre de ganga.
- Desventajas: Menor velocidad de flotación, no aptas para desbaste, mayor sensibilidad a sólidos gruesos, requieren control fino del sistema de espuma (Torres, 2016).

En la práctica, muchas plantas combinan estos tipos de celdas según las etapas del circuito (rougher, cleaner, scavenger), maximizando la recuperación y la calidad del concentrado (Duarte et al., 2024).

2.1.4.2 Variables operativas en flotación. La eficiencia del proceso de flotación depende de múltiples variables físicas, químicas y de operación. Estas variables deben ser cuidadosamente monitoreadas y controladas para asegurar condiciones óptimas de separación. Entre las principales destacan (Bu et al., 2019):

2.1.4.2.1 pH de la pulpa. El pH tiene una influencia directa en la química de los reactivos, en la solubilidad de especies metálicas y en el potencial de superficie de los minerales. Afecta la adsorción de colectores, la estabilidad de la espuma y la actividad de activadores o depresores. Por ejemplo, la flotación de galena se favorece en medios ligeramente alcalinos, mientras que la pirita se deprime más fácilmente a pH elevados (Cardenas & Huaman, 2022).

2.1.4.2.2 Tiempo de flotación. El tiempo determina la exposición de las partículas a las burbujas y la posibilidad de que se adhieran y sean transportadas a la espuma. Un tiempo corto puede resultar en baja recuperación, mientras que un tiempo excesivo puede generar arrastre de ganga o desestabilización de la espuma. En general, se busca un equilibrio entre recuperación y selectividad (Paz, 2016).

2.1.4.2.3 Densidad de pulpa. La cantidad de sólidos en la pulpa influye en la viscosidad del sistema, el régimen de agitación y la colisión entre partículas y burbujas. Una densidad muy baja reduce el contacto entre fases, mientras que una muy alta dificulta el transporte de burbujas y puede inhibir la flotación de partículas finas. Usualmente, la flotación opera con pulpas entre 25% y 35% de sólidos (Yekeler & Yekeler, 2006).

2.1.4.2.4 Cinética de flotación y curvas de recuperación. La flotación es un proceso cinético en el que la recuperación aumenta con el tiempo hasta un punto de equilibrio. Este comportamiento se representa mediante curvas de recuperación, que permiten analizar la eficiencia de cada etapa del proceso. Se pueden utilizar modelos matemáticos (como el de orden uno o dos) para describir y predecir el comportamiento cinético de distintos minerales bajo condiciones variables.

Una curva que alcanza rápidamente un alto porcentaje de recuperación indica una flotabilidad alta, mientras que una curva lenta puede indicar la presencia de partículas finas, superficies oxidadas o inadecuada dosificación de reactivos (Yalcin & Kelebek, 2011).

2.1.4.3 Espumado y transporte de partículas. El proceso de flotación no termina en la adhesión de la partícula a la burbuja. Para lograr una separación eficiente, es necesario que esa burbuja ascienda, permanezca estable y transporte las partículas hasta la superficie donde serán recolectadas. Aquí, el espumado y el transporte de partículas juegan un papel fundamental (Finch et al., 2008).

2.1.4.3.1 Formación y estabilidad de la espuma. La espuma es el medio en el que se acumulan las partículas flotadas. Su formación depende de la concentración y tipo de espumante, la velocidad de aireación, el tipo de celda y la naturaleza del mineral. Una

espuma demasiado delgada se rompe fácilmente, mientras que una espuma demasiado estable puede dificultar el desprendimiento del concentrado.

La estabilidad de la espuma está relacionada con la tensión superficial del sistema, la presencia de sólidos finos, iones en solución y la viscosidad de la pulpa. Un control adecuado evita el colapso prematuro o el arrastre excesivo de impurezas (Yoon, 2000).

2.1.4.3.2 Transporte de partículas hidrofóbicas. Una vez adherida a la burbuja, la partícula hidrofóbica es transportada hacia la superficie mediante el ascenso de la burbuja por flotación. Este transporte depende de:

- El tamaño de la burbuja (más pequeñas, mayor área de contacto).
- La velocidad de burbujeo.
- La masa de la partícula (partículas pesadas o grandes pueden desprenderse).
- La fuerza de adhesión entre partícula y burbuja.

Durante el ascenso, las condiciones turbulentas pueden provocar el desprendimiento de las partículas. Por tanto, se debe mantener un equilibrio entre agitación suficiente para generar burbujas finas y condiciones suaves para evitar la desestabilización del agregado burbuja-partícula (Finch et al., 2008).

2.1.5 Factores que afectan la eficiencia de flotación

La eficiencia del proceso de flotación depende no solo del diseño del circuito y los reactivos usados, sino también de una serie de variables relacionadas con la naturaleza del mineral y las condiciones químicas del sistema. Estos factores pueden potenciar la flotación o, por el contrario, provocar pérdidas importantes si no son adecuadamente controlados (Akdemir & Sonmez, 2003).

2.1.5.1 Caracterización del mineral de cabeza. El tipo de mineral procesado condiciona la respuesta del sistema de flotación. Algunos factores críticos incluyen:

- **Mineralogía compleja:**

Minerales con múltiples especies sulfuradas, inclusiones finas o asociaciones con ganga activa presentan flotabilidad limitada y requieren etapas diferenciadas de acondicionamiento y flotación secuencial.

- **Presencia de arcillas:**

Las arcillas provocan varios problemas como la alta viscosidad de la pulpa, interferencia con la espuma y encapsulamiento de partículas valiosas, lo que reduce la recuperación y contamina el concentrado.

- **Ganga activa:**

Algunos minerales de ganga, como la pirita, presentan propiedades superficiales similares a los minerales valiosos y pueden flotar junto a ellos. Esto reduce la ley del concentrado y obliga al uso de depresores específicos.

En todos estos casos, la caracterización mineralógica y granulométrica previa es esencial para establecer una estrategia adecuada de flotación (Canchanya & Yance, 2019).

2.1.5.2 Condiciones químicas del medio. El comportamiento de los minerales en flotación es altamente sensible a las condiciones químicas del medio acuoso. Algunos de los factores más importantes incluyen:

- **pH:** Controla la ionización de los reactivos, la carga superficial de los minerales y la solubilidad de especies metálicas. Un pH mal ajustado puede inhibir la flotación deseada o favorecer la de especies no deseadas.
- **Eh (potencial redox):** Afecta la oxidación superficial de los sulfuros. Un potencial demasiado oxidante puede formar capas hidrofílicas en los minerales, mientras que uno reductor puede dificultar la activación necesaria.
- **Potencial zeta:** Influye en la adsorción de reactivos. Si el potencial zeta es muy negativo, puede generar repulsión entre partículas y burbujas, dificultando la adhesión.
- **Oxidación superficial:** La presencia de óxidos o capas alteradas sobre sulfuros dificulta la adsorción del colector y reduce la eficiencia de flotación. Es común en minerales expuestos al aire o con alta humedad.

El control de estas variables exige monitoreo constante y ajuste en la dosificación de reactivos, aireación y agitación (Cardenas & Huaman, 2022).

2.1.5.3 Interacciones entre especies metálicas. En menas polimetálicas, los distintos minerales valiosos pueden interactuar químicamente entre sí, modificando su flotabilidad:

- **Activación de esfalerita por cobre:**

Cuando se usan iones Cu^{2+} como activadores para galena, estos también pueden activar la esfalerita (ZnS), provocando su flotación no deseada y contaminación del concentrado de plomo.

- **Competencia entre Cu y Pb por colectores:**

Tanto los sulfuros de cobre como la galena presentan afinidad por los mismos colectores (por ejemplo, xantatos), por lo que un exceso de colector puede causar flotación conjunta no controlada. Se requiere un diseño cuidadoso de etapas y reactivos.

Estas interacciones hacen indispensable un control estricto de secuencia de flotación, tipo de colectores, y uso de depresores para lograr una separación efectiva (Agheli et al., 2018).

2.1.6 Flotación de minerales polimetálicos

2.1.6.1 Separación de sulfuros Cu-Pb. Según lo señalado por Bulatovic (2007), el beneficio de minerales polimetálicos con presencia de Cu, Pb y Zn se considera un reto significativo dentro de la flotación, debido a que cada mena presenta un comportamiento distinto según su composición mineralógica. En términos generales, existen tres enfoques principales para procesar este tipo de minerales:

- Flotación secuencial Cu-Pb-Zn, en la que se recuperan primero el cobre, luego el plomo y finalmente el zinc, obteniendo así tres concentrados separados.
- Flotación bulk Cu-Pb con separación posterior del Zn, el proceso inicia con la producción de un concentrado mixto de cobre y plomo, quedando el zinc para ser extraído posteriormente de las colas. Posteriormente, se separan el cobre y el plomo del concentrado bulk. Este es uno de los métodos más empleados para menas Cu, Pb y Zn.

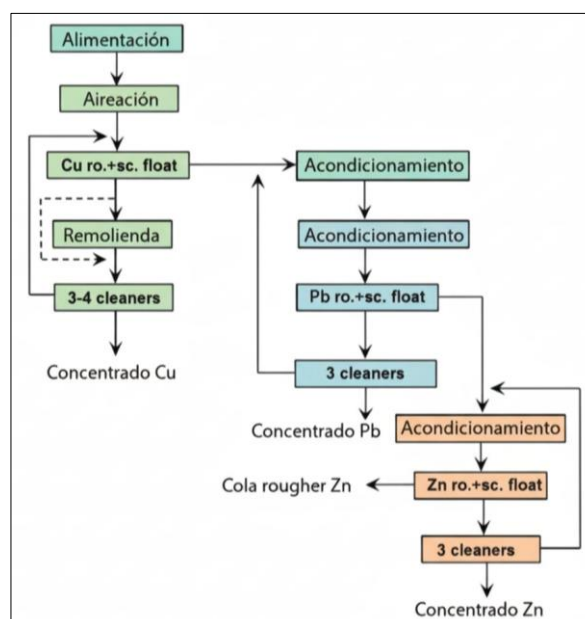
- Flotación bulk de cobre, plomo y zinc, con separación posterior, se usa con poca frecuencia y se destina sobre todo a minerales con sulfuros secundarios de cobre, como la bornita o la covelina, o cuando el mineral contiene arcillas (Sehlotho et al., 2018).

Entre estos procesos, el método de flotación bulk cobre-plomo suele ser el más rentable y se prioriza cuando las condiciones mineralógicas lo permiten. La elección del esquema de reactivos apropiado depende en gran medida del tipo de mena y su caracterización mineralógica, lo que puede generar diferencias notables entre un esquema secuencial y uno bulk (Bulatovic, 2007).

2.1.6.1.1 Método de flotación secuencial Cu-Pb-Zn. Casi el 10% de las plantas dedicadas al tratamiento de minerales Cu-Pb-Zn emplean este esquema, ya que la flotación bulk de Cu-Pb se considera una opción más económica. Este método suele aplicarse principalmente en dos casos: cuando se pretende optimizar la recuperación de metales preciosos, como el oro y la plata, presentes en cantidades relevantes en el mineral, y cuando los resultados del proceso bulk Cu-Pb no alcanzan el desempeño esperado (Gamarra, 2019). La Figura 3 muestra un diagrama de flujo de este tipo de operación.

Figura 3

Esquema de proceso usual para la flotación secuencial de Cu, Pb y Zn



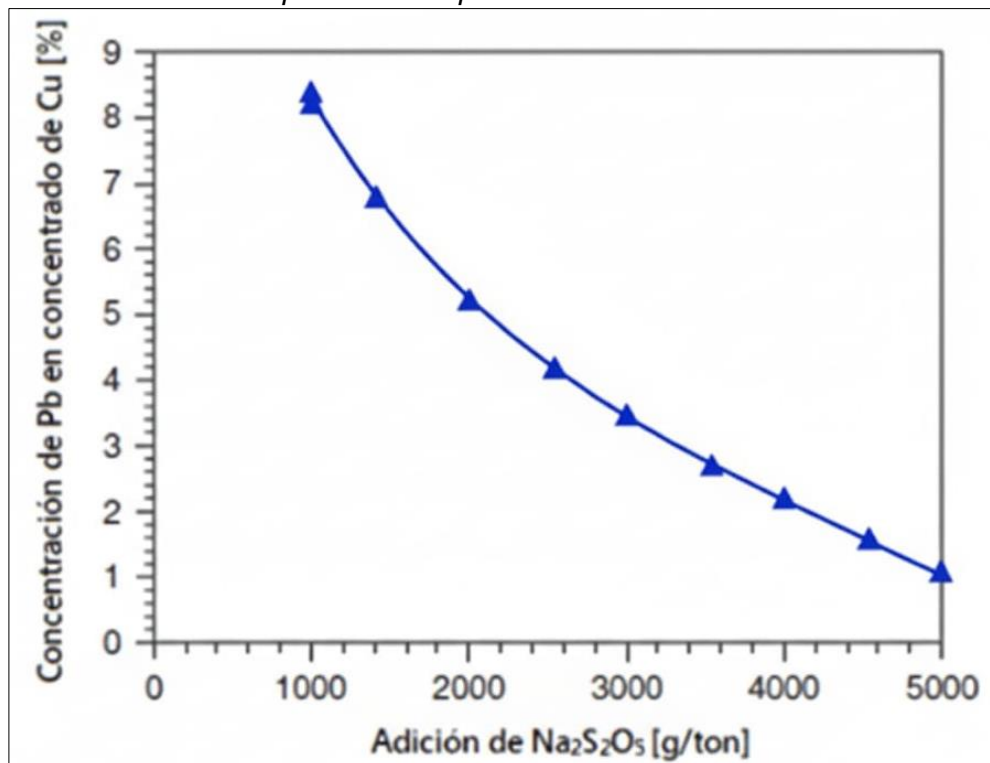
Fuente: Bulatovic (2007).

Flotación usando bisulfuro de sodio

Este esquema toma su denominación por el uso de metabisulfito de sodio ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$) como agente depresor del plomo durante la etapa de flotación del cobre. Este reactivo se incorpora generalmente en la etapa de molienda, y puede ser complementado con sulfato de zinc (ZnSO_4) para inhibir la flotación de la esfalerita. Posteriormente, el cobre se recupera empleando colectores como ditioposfatos o ditiocarbamatos. La dosificación de $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$ varía comúnmente entre 2,000 y 5,000 g/ton. Como se observa en la Figura 4, existe una correlación entre la cantidad de $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$ adicionada y el contenido de Pb en el concentrado de Cu, siendo los 5,000 g/ton el nivel que generalmente proporciona la mayor selectividad, aunque este valor puede ajustarse según las características mineralógicas del material (Cardenas & Huaman, 2022).

Figura 4

Impacto del NaHS sobre la presencia de plomo en el concentrado de cobre



Fuente: Bulatovic (2007).

En el proceso de flotación del cobre, el pH del circuito se regula normalmente dentro del intervalo de 6.2 a 6.5. Sin embargo, valores de pH superiores a este rango tienden a

disminuir la capacidad de diferenciación entre cobre y plomo durante la flotación. La inclusión de bisulfito de sodio ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$) en esta etapa presenta ciertas ventajas operativas que favorecen la flotación posterior del plomo, tales como:

- El plomo puede ser reactivado con mayor facilidad en comparación con el uso de almidón, ya que un aumento en el pH favorece esta reactivación sin necesidad de cambiar los reactivos presentes.
- Además, la necesidad de cianuro para inhibir la flotación de la esfalerita disminuye, ya que el $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$ conserva su efecto depresor durante la etapa de recuperación del plomo (Bu et al., 2019).

Flotación usando el método almidón/cal

Este método ha sido empleado para el tratamiento de minerales con contenidos apreciables de metales preciosos, especialmente plata, y en casos donde la esfalerita se presenta preactivada. El proceso comienza con la molienda en presencia de cal y almidón, manteniendo un pH entre 10.5 y 11.2, seguido por un acondicionamiento con dióxido de azufre (SO_2) que reduce el pH a un rango de 5.5 a 4.5.

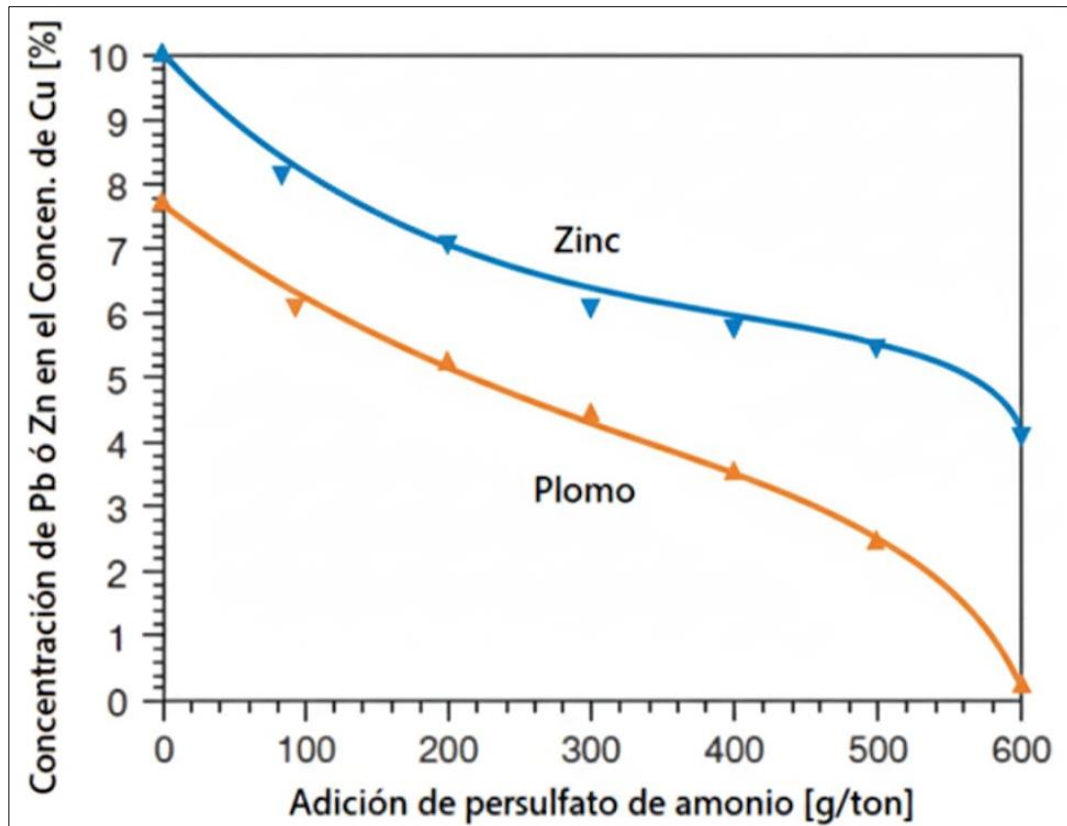
La flotación del cobre se realiza utilizando colectores como etilditiocarbamato y ditiofosfatos, logrando así una buena selectividad. El uso de persulfato de amonio como depresor combinado mejora notablemente la separación entre los sulfuros de cobre y los de plomo-zinc.

Para recuperar el plomo desde los relaves de cobre, se emplea un circuito con carbonato de sodio y ZnO/NaCN como depresores del zinc, operando a pH 7–7.5 y utilizando ditiofosfatos y xantatos como colectores.

Finalmente, la flotación de zinc se efectúa convencionalmente con cal y CuSO_4 , manteniendo el pH entre 10.5 y 11, según la presencia de piritita en el mineral (Kar et al., 2013).

Figura 5

Efecto del persulfato de amonio sobre la supresión de plomo y zinc en un concentrado de Cu



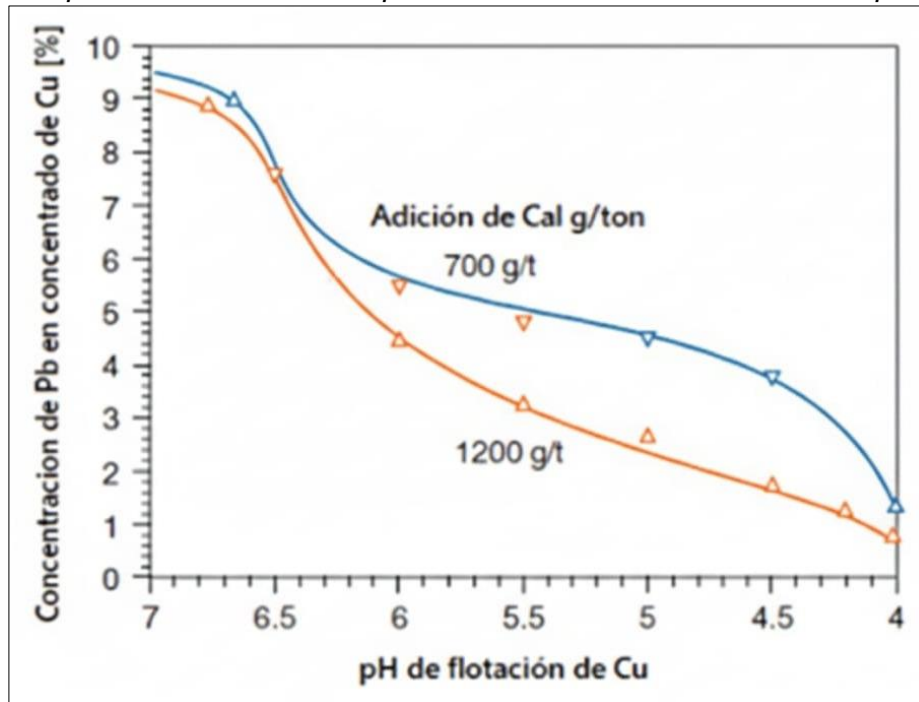
Fuente: Bulatovic (2007).

Flotación usando el método de carbonato de sodio $\text{Na}_2\text{CO}_3/\text{SO}_2$ o cal/SO_2

En este enfoque, el mineral se muele junto con carbonato de sodio (Na_2CO_3) y posteriormente se acondiciona con dióxido de azufre (SO_2), manteniendo un pH entre 4.5 y 6. La selección del colector está estrechamente relacionada tanto con el pH de flotación como con las características del mineral tratado. Es fundamental controlar el pH durante la flotación para asegurar una adecuada separación entre el cobre y el plomo, ya que este parámetro influye directamente en la calidad del concentrado de cobre, como se observa en estudios donde se empleó cal en lugar de carbonato de sodio en la molienda. En cuanto a la recuperación de plomo y zinc, el procedimiento es similar al aplicado cuando se utiliza bisulfito de sodio ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$) como depresor del plomo (Cai et al., 2021).

Figura 6

Influencia del pH de flotación sobre el plomo en el concentrado de cobre empleando cal



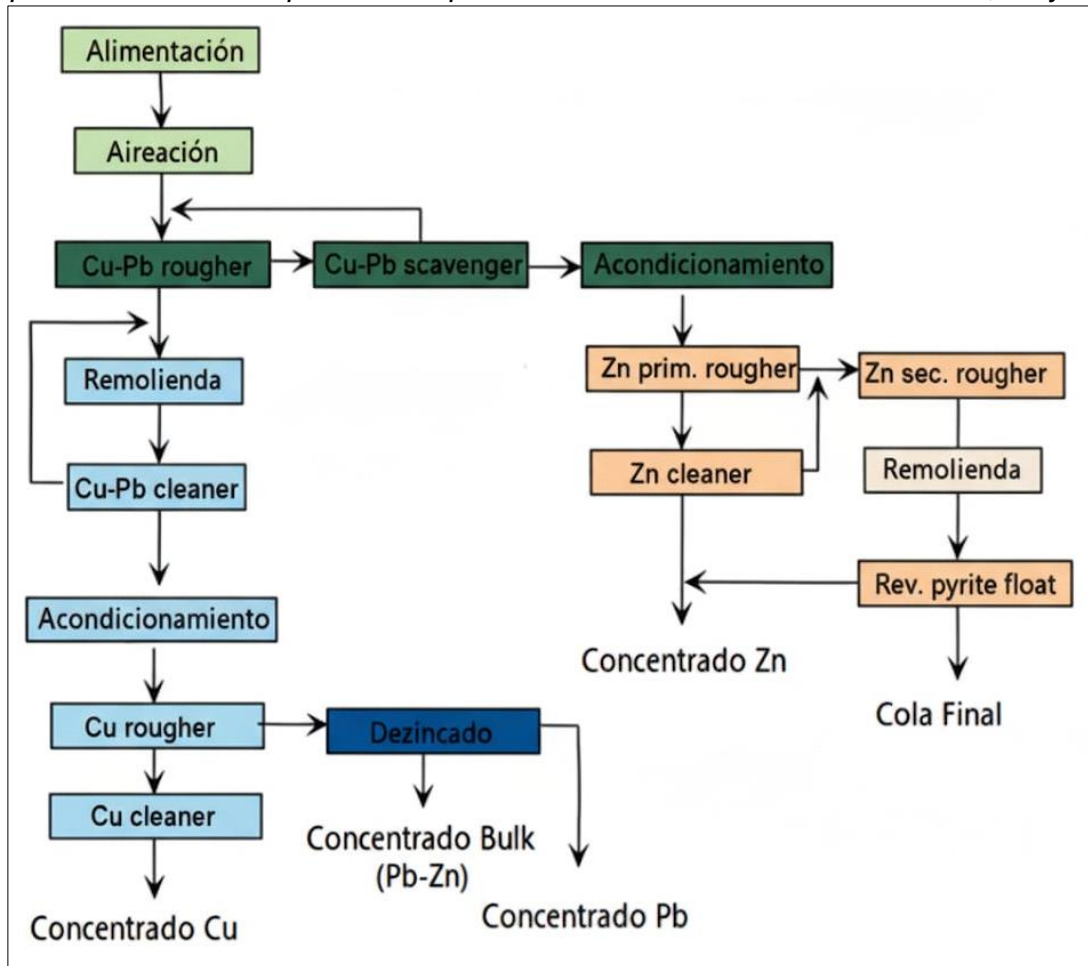
Fuente: Bulatovic (2007).

2.1.6.1.2 Método de Flotación Colectiva o Bulk de Cu-Pb. Actualmente, cerca del 90% de las plantas de procesamiento de minerales Cu-Pb-Zn a nivel global emplean este método como la alternativa principal (Bulatovic, 2007). Su aplicación inicia con una flotación colectiva de cobre y plomo, previa depresión del zinc, seguida por una etapa de separación entre cobre y plomo, y finalmente la flotación del zinc. La separación Cu-Pb desde el concentrado bulk puede realizarse mediante dos alternativas: la técnica de flotación de plomo mediante la inhibición del cobre, comúnmente denominada método del cianuro o la depresión del plomo con flotación de cobre. La elección del esquema de reactivos en este proceso varía desde formulaciones simples hasta combinaciones altamente complejas, dependiendo principalmente de la mineralogía del mineral, su estado de oxidación y la calidad del mineral de cabeza. Asimismo, los diagramas de flujo operativos presentan una diversidad considerable, la cual está determinada por la complejidad del mineral y el tipo de separación cobre-plomo adoptada. Un ejemplo típico

de estos flujogramas, aplicado en el tratamiento de sulfuros masivos complejos (Sehlotho et al., 2018).

Figura 7

Esquema de flotación implementado para minerales sulfurados masivos de Cu, Pb y Zn



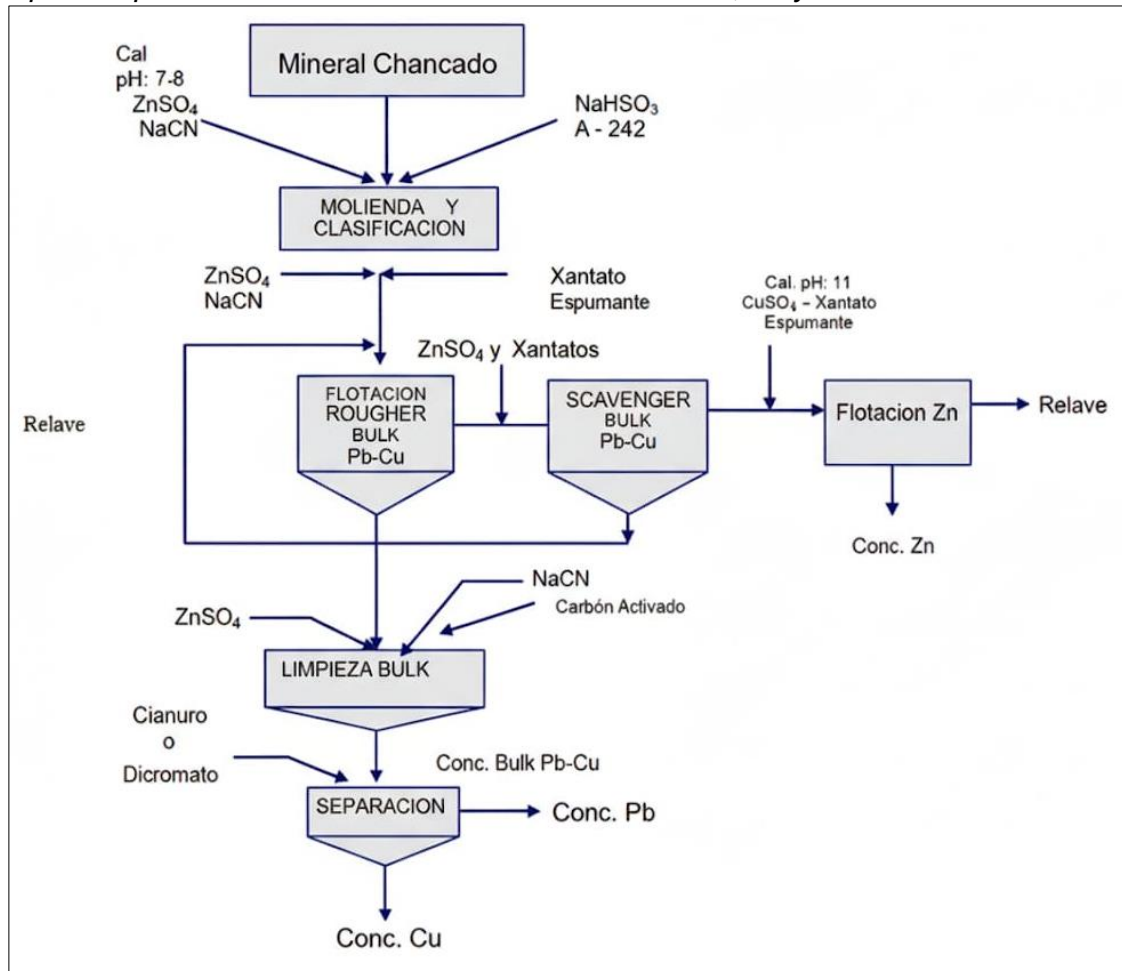
Fuente: Bulatovic (2007).

Azareño et al. (2010) señalan en su estudio referente a la flotación de minerales de cobre, plomo y zinc que la determinación del esquema de proceso y de los reactivos aplicados depende fundamentalmente de la mineralogía del yacimiento y de cómo responde el mineral a los diferentes tipos de reactivos, tales como colectores, activadores, depresores y espumantes.

Los autores también presentan un diagrama de flujo general junto con el esquema correspondiente de reactivos propuesto para cada etapa del proceso.

Figura 8

Esquema operacional usual en la flotación de sulfuros Cu, Pb y Zn



Fuente: Bulatovic (2007).

La mayoría de las plantas que tratan este tipo de minerales siguen tendencias definidas en la selección y aplicación de reactivos. Según Bulatovic (2007), los esquemas se pueden resumir de la siguiente manera:

- Para minerales de grano fino, se aplican sistemas de $\text{Na}_2\text{CO}_3\text{-SO}_2$ o cal-SO_2 , con o sin adición de NaCN . En algunos casos, se incorpora ZnSO_4 como depresor.
- Cuando el mineral contiene metales preciosos, se evita el uso de cal y ZnSO_4 , ya que ambos afectan negativamente la recuperación de Au y Ag. En estas circunstancias se privilegia el Na_2CO_3 junto con pequeñas dosis de NaCN .
- Para minerales parcialmente oxidados, con presencia de cobre alterado, se utilizan combinaciones $\text{cal/SO}_2 - \text{ZnSO}_4/\text{NaCN}$, trabajando a un pH ligeramente ácido (6 – 8).

De acuerdo con Azareño et al. (2010), este método contempla tres etapas principales:

Flotación bulk de Cu-Pb, se deprime el Zn en conjunto con la pirita:

La etapa inicial se lleva a cabo a un pH natural o levemente alcalino, empleando como colector principal el xantato, al que en algunos casos se adicionan ditiofosfatos o tionocarbamatos. Para deprimir los sulfuros de Zn y Fe (esfalerita y pirita) se utilizan reactivos como cal, cianuro, bisulfito de sodio y sulfato de zinc, cuidando que las dosificaciones no interfieran en la flotación de cobre y plomo. En este punto, la pirita se controla principalmente con NaCN y bisulfito, mientras que la esfalerita se deprime con ZnSO₄.

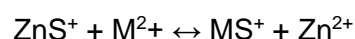
La flotación de sulfuros cupríferos ocurre entre pH 3–12, mientras que la galena flota en condiciones cercanas a la neutralidad o levemente alcalinas. Sin embargo, en presencia de altas concentraciones de Ag, el Pb se deprime a pH > 9.5.

Durante esta etapa, la aparición no deseada de esfalerita en la flotación puede deberse a: (i) asociaciones Cu-Zn o Pb-Zn, (ii) arrastre mecánico en la flotación bulk, o (iii) activación por iones metálicos (Cu, Ag, As, Sb, Cd) presentes en el mineral o el agua. Los dos primeros factores se atenúan regulando la molienda, la dosificación y la limpieza de espumas, el tercero requiere control mediante depresores (ZnSO₄, NaCN, bisulfito, Na₂S).

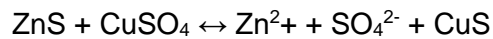
Activación y flotación del Zn deprimiendo pirita:

La recuperación de zinc se lleva a cabo mediante el método tradicional basado en cal y sulfato de cobre, empleándose como colectores xantatos, tionocarbamatos o ditiofosfatos. Asimismo, es frecuente el uso combinado de xantatos con ditiofosfatos (Bulatovic, 2007).

Según Azareño et al. (2012), la esfalerita necesita ser activada antes de poder captar colectores de cadena corta. Esto se logra mediante la formación de una capa superficial con un ion metálico activante, lo que permite la interacción con el xantato. La reacción principal es:



Cuando se usa CuSO_4 como activador:



En paralelo, la pirita se deprime elevando el pH (8.5–12) con cal, lo que inhibe la formación de dixantógenos, esenciales para su flotación.

Separación de Cu-Pb:

La elección del procedimiento depende de la relación Pb/Cu en el concentrado bulk. Si se aplica el método NaCN/ZnO, se considera el contenido de Cu, esfalerita, pirita e insolubles. En cambio, con el método de dicromato, se suma la galena junto con Zn y Fe.

La eficiencia de la separación Pb-Cu depende en gran medida de la calidad del concentrado bulk: altos contenidos de Zn y Fe disminuyen los resultados, esto suele ocurrir debido a una cantidad excesiva de colectores, la presencia de sales solubles o una insuficiente dosificación de depresores (Azareño et al., 2012).

La separación puede abordarse de dos formas: depresión de Pb o depresión de Cu.

▪ **Depresión de Pb:**

Es el método más utilizado (Bulatovic, 2007), especialmente cuando el Pb supera al Cu en el concentrado bulk o cuando este último no es suficientemente limpio.

Existen diferentes variantes:

- Uso de oxidantes (dicromato, hipoclorito, etc.): El dicromato se emplea para separar calcopirita y galena entre pH 5–8.5, mejorando la desorción del colector de la galena. Puede combinarse con almidón o carbón activado. Una desventaja es la posible depresión del Cu si se usa en exceso, aunque puede mitigarse con el reactivo RB ($\text{Na}_2\text{Cr}_2\text{O}_7:\text{Na}_2\text{SiO}_3$).
- En la separación de Cu-Pb utilizando dicromato, el tiempo de acondicionamiento resulta crucial, oscilando generalmente entre 10 minutos y alrededor de 4 horas.
- Uso de SO_2 , bisulfitos, sulfitos combinados con tiosulfatos, hiposulfitos o sulfato ferroso: Son una alternativa frente al NaCN/ZnO, ya que no afectan metales

preciosos ni cobres secundarios. Sin embargo, la presencia de cobre secundario puede reducir la selectividad, lo cual puede corregirse con azufre elemental (S°).

- Empleo de compuestos sulfoxílicos (como sulfatos, tiosulfatos o sulfitos), ya sea de manera individual o combinados con oxidantes o almidón, en concentrados de Cu-Pb de baja ley o en procesos de eliminación de zinc del plomo.
- Uso de SO₂/almidón con tratamiento térmico: Se aplica en minerales masivos Cu-Pb-Zn de baja ley, acondicionando la pulpa con almidón a alta temperatura (65–85 °C) y enfriándola luego en presencia de SO₂ a pH 5–5.5, antes de flotar el Cu.

▪ **Depresión de Cu:**

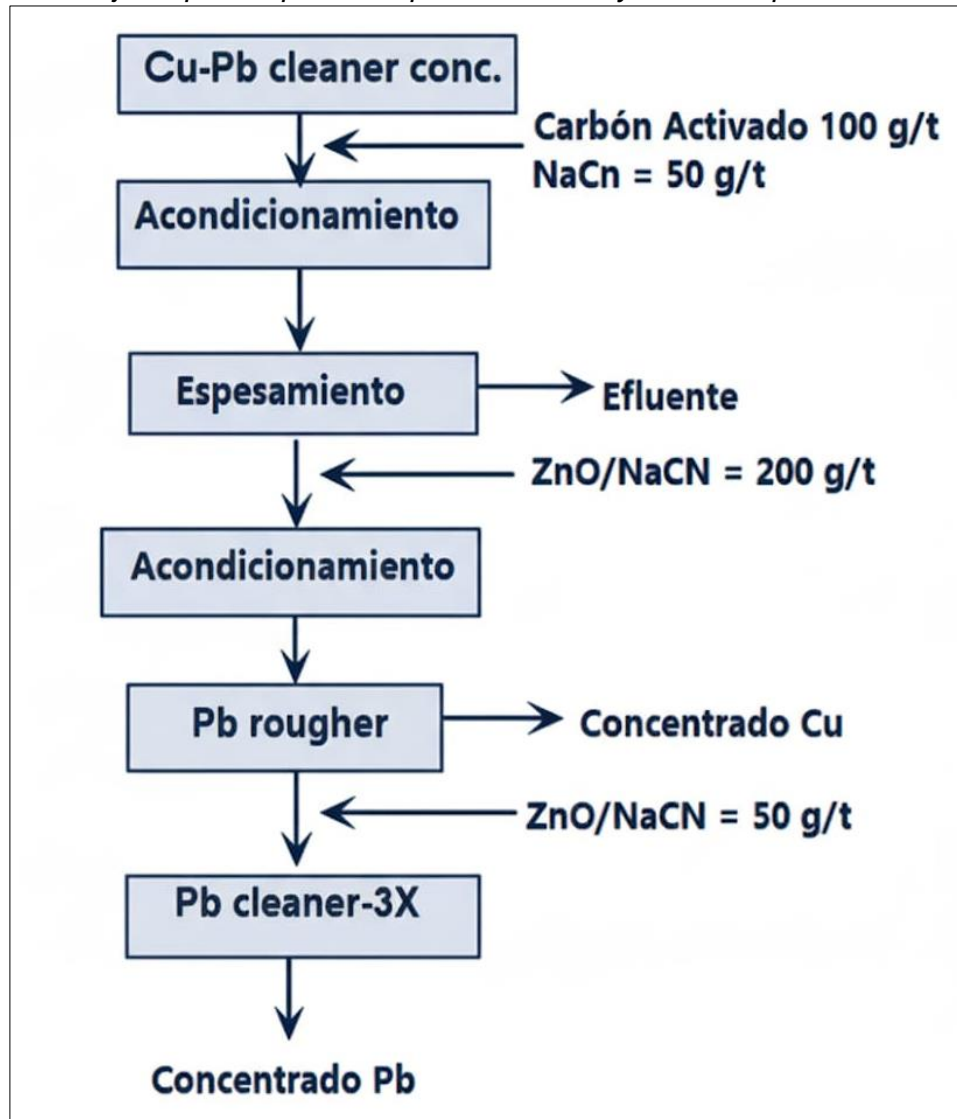
Este procedimiento, conocido como método cianuro, se utiliza cuando la calcopirita es dominante (razones Pb/Cu menores a 1:2). Para que funcione, el concentrado debe estar limpio y no contener minerales secundarios de Cu, pues retratar un concentrado deprimido con NaCN resulta costoso. Sus principales desventajas son el alto consumo de NaCN (>300 g/t en algunos casos) y la disolución de oro nativo. Para minimizar pérdidas de Au, se emplean complejos de cianuro con ZnSO₄ y álcalis (proporción 2:1:2) o ZnO:NaCN (1:3). Además, Na₂S o Na₂SO₃ pueden añadirse como modificadores de espuma.

Una mejora consiste en pre-acondicionar con carbón activado y una fracción pequeña de cianuro (20%) para desorber colectores de la calcopirita antes de la adición total de NaCN y la posterior flotación de Pb (Bulatovic, 2007).

La Figura 9 describe, mediante un diagrama de flujo, el método e incluye concentraciones de reactivos utilizadas normalmente.

Figura 9

Diagrama de flujo empleado para la separación de Cu y Pb con depresión del Cu



Fuente: Bulatovic (2007).

En el tratamiento de depresión del cobre, la cantidad de reactivos que se emplea suele ser relativamente baja. El cianuro de sodio (NaCN) es el reactivo más utilizado en la industria, pudiendo emplearse solo o combinado con sulfato de zinc ($ZnSO_4$) y óxido de zinc (ZnO). Según Azareño et al. (2012), los permanganatos constituyen una alternativa beneficiosa frente al NaCN o a la mezcla NaCN/ZnO, ya que reducen la disolución de minerales económicamente valiosos, como los minerales secundarios de cobre, así como de oro y plata. En la siguiente tabla se presentan los reactivos y las dosis habitualmente aplicadas en plantas de beneficio que utilizan procesos basados en cianuro.

Tabla 1*Sustancias químicas empleadas en el proceso basado en cianuro*

COMPOSICIÓN CONCENTRADO BULK Cu - Pb	REACTIVOS USADOS	CONCENTRACION DE DOSIS (g/ton)
Calcopirita, galena, baja esfalerita de grano grueso	NaCN o KCN	500 – 3000
Calcopirita, galena con minerales de grano fino, < 100 µm	NaCN o KCN	500 – 6000
	Na ₂ SiO ₃	700 – 1800
Calcopirita, galena contaminada con esfalerita	NaCN o KCN	600 – 7000
	Na ₂ S	300 – 500
Calcopirita, galena con oro y plata presente	NaCN/ZnSO ₄ /NaOH (razón 1:2:2)	900 – 8000
	Na ₂ SO ₃	400 – 1500
Calcopirita, galena con trazas de cobre secundario más sulfosales de plata	NaCN/ZnO (razón 3:1)	600 7000
	Carbón Activado	50 – 200
	Na ₂ S	100 – 600

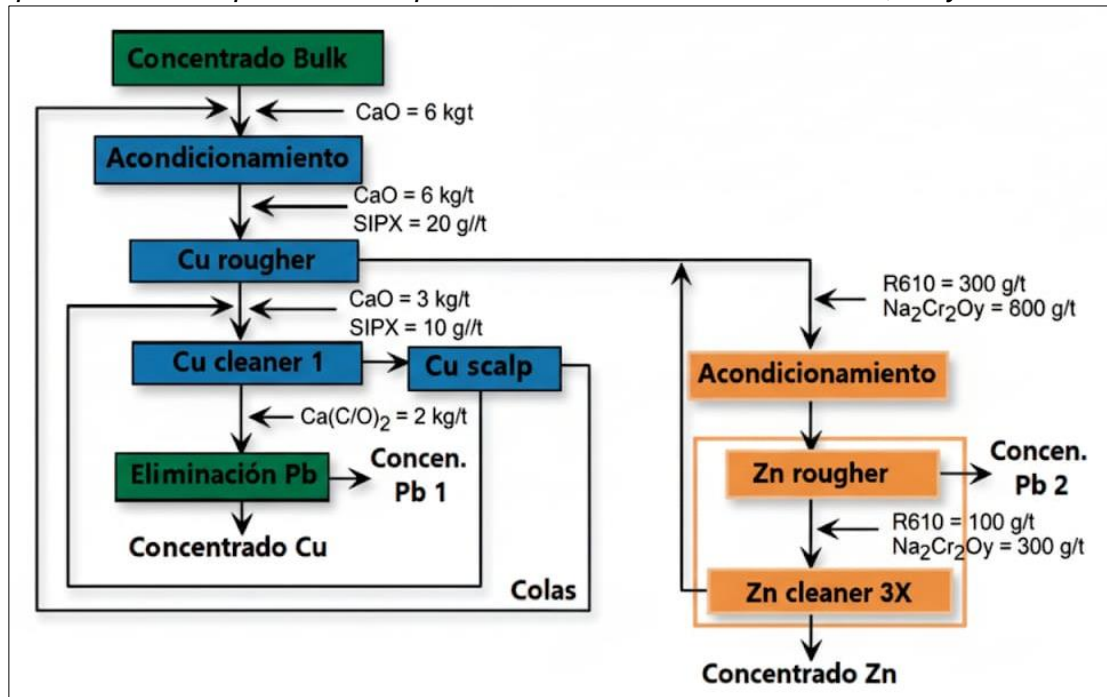
Fuente: Bulatovic (2007).

2.1.6.1.3 Proceso de flotación conjunta (Bulk) de Cu-Pb-Zn y posterior fraccionamiento de Cu, Pb y Zn a partir del concentrado Bul. Bulatovic (2007) propone este procedimiento como una alternativa viable para casos en los que el cobre se presenta en forma de minerales secundarios, tales como tennantita, calcosina, bornita o covelina. En la flotación de estos minerales, la esfalerita suele activarse de manera no deseada, lo que dificulta su depresión selectiva durante la flotación colectiva de Cu-Pb. Este método resulta particularmente útil en el tratamiento de minerales refractarios de baja ley de Cu-Pb-Zn. Asimismo, puede aplicarse cuando el mineral presenta elevados contenidos de arcilla, ya que en estas condiciones los depresores convencionales pierden eficacia. Describe la experiencia en dos plantas que aplican este enfoque. La concentradora de Tsumeb, ubicada en África, implementa un esquema de separación doble para separar Cu y Pb del Zn. En este proceso, el cobre —presente principalmente como tennantita— se flota de manera selectiva a partir del concentrado bulk. Posteriormente, el zinc se recupera mediante flotación, mientras que el plomo es deprimido utilizando dicromato y el reactivo

R610, se trata de un complejo compuesto por cianuro de amonio y sulfato de zinc, cuyo diagrama de flujo se presenta en la Figura 10.

Figura 10

Representación esquemática del proceso de flotación colectiva de Cu, Pb y Zn

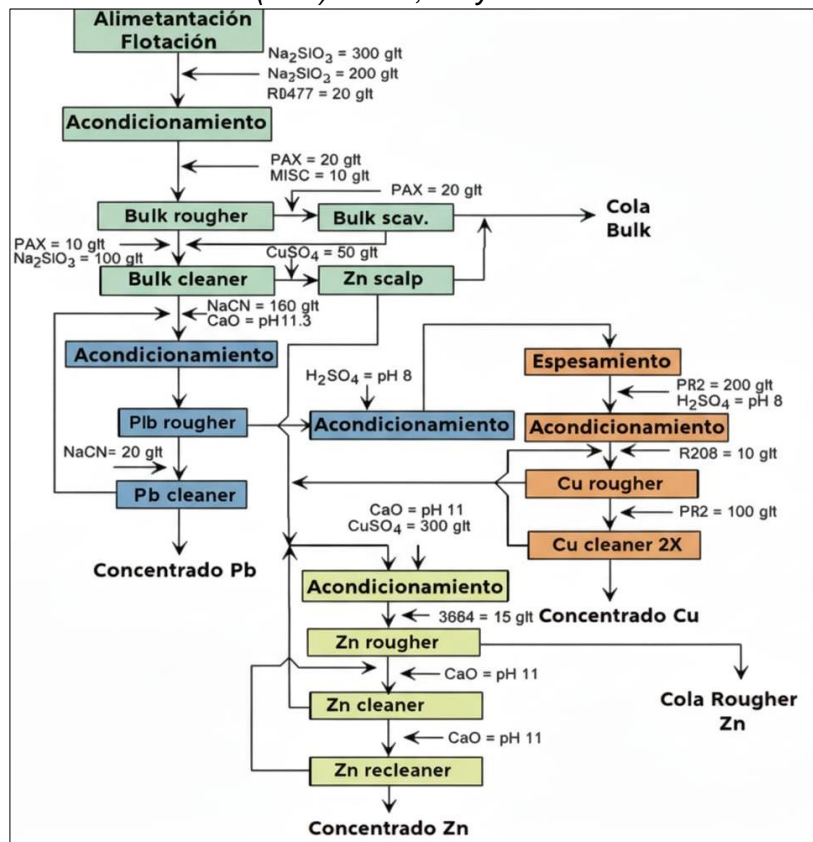


Fuente: Bulatovic (2007).

Un caso ejemplar es la planta Minas Conga en Perú, actualmente cerrada, donde el mineral con elevada proporción de arcillas se procesaba para separar Cu, Pb y Zn mediante un concentrado Bulk. Durante la flotación, el zinc tendía a preactivarse, mientras que la aplicación de depresores resultaba poco efectiva debido al efecto interferente de las arcillas. El concentrado bulk de Cu-Pb-Zn se obtenía empleando únicamente colectores, con la adición de silicato de amonio como dispersante. Posteriormente, la separación se llevaba a cabo mediante el uso de cianuro para deprimir Cu-Zn, mientras que en la etapa destinada a la flotación de plomo se aplicaban $ZnSO_4$ y H_2SO_4 con el fin de recuperar el cobre a partir del concentrado de zinc. En la Figura 11 se ilustra el diagrama de flujo junto con los reactivos aplicados en Minas Conga para el procesamiento de minerales ricos en arcillas durante su funcionamiento.

Figura 11

Esquema de flotación colectiva (bulk) de Cu, Pb y Zn



Fuente: Bulatovic (2007).

2.2 Marco conceptual

El marco conceptual permite definir, delimitar y comprender los principales términos técnicos y conceptos clave que sustentan la presente investigación. En el tratamiento de minerales mixtos mediante flotación, existen procesos fisicoquímicos complejos que requieren ser explicados con precisión para dar contexto a la metodología aplicada y a los resultados esperados.

2.2.1 Mineral Mixto Polimetálico

Hace referencia a un tipo de mineral que contiene varios metales económicamente aprovechables en una misma matriz. En los yacimientos de tipo polimetálico, es común encontrar sulfuros de cobre, plomo, zinc, plata y en ocasiones hierro, distribuidos en una ganga mineral no valiosa. El término “mixto” alude a la coexistencia de sulfuros primarios y óxidos o sulfosales, generando una transición mineralógica que complica el procesamiento.

2.2.2 Zona de transición mineralógica

Corresponde a una franja geológica entre la zona de oxidación superior y la zona sulfurada profunda. En esta zona, los minerales primarios empiezan a alterarse, generando asociaciones de sulfuros, óxidos, sulfosales, carbonatos y minerales intermedios. Esta variabilidad implica diferencias en flotabilidad, reactividad y liberación, lo que requiere ajustes constantes en el circuito de concentración.

2.2.3 Flotación

Este proceso de concentración mineral separa selectivamente los minerales valiosos de la ganga mediante sus propiedades superficiales, haciendo que ciertas partículas se adhieran a burbujas de aire y floten en forma de espuma, mientras que otras se hunden. La flotación moderna combina principios fisicoquímicos, hidrodinámicos y termodinámicos en presencia de reactivos específicos.

2.2.4 Flotación bulk

Técnica de flotación en la que dos o más minerales valiosos son recuperados simultáneamente en un mismo concentrado, sin efectuar una separación entre ellos durante la primera etapa. Esta estrategia busca simplificar el proceso y concentrar los metales principales antes de una separación diferencial posterior. Es eficiente para minerales con flotabilidad similar.

2.2.5 Concentrado

Producto obtenido tras la flotación, que contiene una alta proporción del o de los metales de interés. Su valor comercial depende de la ley metálica (porcentaje de metal presente) y de las impurezas asociadas. El concentrado de cobre o plomo puede requerir etapas adicionales de limpieza para alcanzar los estándares de comercialización.

2.2.6 Ganga

Es el conjunto de minerales no valiosos que acompañan a los minerales metálicos en la mena. Su eliminación es uno de los objetivos del proceso de flotación. Algunas gangas, como la pirita o minerales silicatados, pueden interferir en la flotación si no son adecuadamente deprimidas o controladas.

2.2.7 Reactivos de flotación

Se trata de sustancias químicas que alteran las características superficiales de los minerales. Se clasifican en: Colectores, espumantes, depresores y activadores.

2.2.8 Liberación mineralógica

Se refiere al grado en que los minerales valiosos están separados de la ganga a nivel microscópico. Un mineral debe estar adecuadamente liberado para poder flotar de forma eficiente. Este aspecto depende del tipo de mineral y del grado de molienda alcanzado antes de la flotación.

2.2.9 Ley

Es la proporción de un metal en una muestra de mineral o concentrado, expresada usualmente como porcentaje. La ley en la alimentación, en el concentrado y en el relave es clave para evaluar la eficiencia del proceso.

2.2.10 Recuperación

Es el porcentaje del metal contenido en la alimentación que ha sido efectivamente recuperado en el concentrado. Es un parámetro fundamental para evaluar el rendimiento global del proceso y puede expresarse en función del flujo másico y las leyes metálicas.

2.2.11 Celda de flotación

Equipos donde se realiza el proceso de flotación. Pueden ser de tipo mecánico, neumático o de columna, y su diseño influye directamente en la agitación, aireación y separación de partículas. La elección de la celda depende de la naturaleza del mineral y de la estrategia de flotación empleada.

2.2.12 Cinética de flotación

Analiza la rapidez con la que las partículas de interés se adhieren a las burbujas y son recuperadas. Este estudio permite modelar el proceso y anticipar el comportamiento de diferentes especies minerales según el tiempo y las condiciones operativas.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Tipo de investigación

Esta investigación es de tipo aplicada, dado que tiene como objetivo solucionar un problema técnico particular dentro de la operación minera: la recuperación eficiente de concentrados de cobre y plomo a partir de un mineral mixto de transición, mediante la optimización del proceso de flotación. Su finalidad es generar soluciones prácticas que puedan ser implementadas a nivel planta, a partir de pruebas realizadas en laboratorio.

3.2 Enfoque de investigación

El estudio adopta un enfoque cuantitativo-experimental, ya que se realizarán ensayos metalúrgicos en condiciones controladas para evaluar el impacto de distintas variables operativas sobre la recuperación y calidad de los concentrados. Se medirán indicadores como el porcentaje de recuperación, las leyes de concentrado, la relación de concentración y la eficiencia total del proceso. Mediante análisis estadístico y comparativo de los resultados, se determinará la factibilidad técnica de la propuesta.

3.3 Diseño de investigación

El diseño adoptado es de tipo experimental de laboratorio con enfoque secuencial. Se contempla una fase de caracterización inicial (mineralógica y química), seguida de un conjunto de pruebas metalúrgicas orientadas a simular el proceso de flotación bulk con posterior flotación selectiva. Se empleará una metodología basada en pruebas en la etapa rougher y cleaner, variando parámetros como el pH, tipo y dosis de reactivos, y tiempo de residencia. Posteriormente, los resultados serán comparados para identificar las condiciones más favorables para obtener concentrados con calidad comercial.

3.4 Población y muestra

La población de este estudio está constituida por la totalidad del material mineralizado clasificado como 'mixto polimetálico de transición', procedente del Tajo Norte de la Unidad Minera El Brocal, una zona que contiene minerales de plomo, cobre, zinc y sulfosales de plata.

La muestra seleccionada para el trabajo experimental corresponde a un conjunto representativo de esta zona, recolectada de manera sistemática en frentes activos de explotación dentro de la zona de transición mineralógica. Se han tomado muestras compuestas de diferentes frentes con el objetivo de representar fielmente la variabilidad del mineral mixto, considerando aspectos como contenido metálico, tipo de ganga, mineralogía predominante y grado de oxidación. El peso total de la muestra tratada en laboratorio ha sido de aproximadamente 150 kg, distribuido en submuestras de 1–2 kg para las pruebas de flotación.

3.5 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Para la realización de esta investigación, se utilizaron las siguientes técnicas e instrumentos para la recopilación de datos:

3.5.1 Técnicas de muestreo y homogenización

Se aplicaron métodos de cuarteo y homogenización para garantizar que las muestras tratadas fueran representativas del mineral mixto original.

3.5.2 Análisis mineralógico

- Microscopía óptica de luz reflejada para observar texturas y asociaciones minerales.
- Difracción de Rayos X (XRD) para la identificación de fases cristalinas presentes.
- Microscopía Electrónica de Barrido (SEM) para determinar morfología superficial y posibles intercrecimientos.

3.5.3 Análisis químico

Se utilizó espectrometría de absorción atómica (AAS) y fluorescencia de rayos X (XRF) para la determinación de leyes de Cu, Pb, Zn, Ag y Fe en cabeza, concentrado y relave.

3.5.4 Pruebas metalúrgicas de flotación

- Celdas Denver de laboratorio de 1 a 2 litros de capacidad.
- Cronómetros para control de tiempo de flotación.
- Balanza analítica para la determinación de pesos de concentrados y relaves.

- pH-metro digital para ajuste y monitoreo de la acidez del sistema.

3.6 Procedimiento experimental

El procedimiento experimental se desarrolló en fases secuenciales, detalladas a continuación:

3.6.1 Caracterización inicial del mineral mixto

- Se realizó la trituración y molienda previa de las muestras hasta alcanzar una granulometría óptima (P80 \approx 150 μ m).
- Se determinó la composición química y mineralógica mediante las técnicas señaladas en el punto anterior.
- Se identificaron las especies valiosas (galena, calcopirita, esfalerita) y la ganga (pirita, baritina, siderita, hematita).

3.6.2 Diseño y ejecución de pruebas de flotación

- Se estableció un diagrama de flujo que considera una flotación bulk rougher–scavenger seguida de una etapa de flotación selectiva en cleaner.
- Se definieron variables operativas: pH, tipo y dosificación de colectores (xantatos, ditiocarbamatos), espumantes (MIBC, pine oil), depresores (sulfato de zinc, cianuro de sodio), tiempo de flotación y densidad de pulpa.
- Se ensayaron combinaciones de reactivos y condiciones operativas para analizar su influencia en la recuperación y calidad de los concentrados.

3.6.3 Recolección y pesaje de productos metalúrgicos

Se recolectaron los productos de flotación (concentrados y relaves), los cuales fueron filtrados, secados, pesados y enviados a análisis químico.

3.6.4 Registro y sistematización de datos

Los datos de cada prueba fueron registrados en fichas técnicas de laboratorio, incluyendo condiciones de operación, dosis de reactivos, pH, tiempo de flotación, pesos obtenidos y resultados de análisis.

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

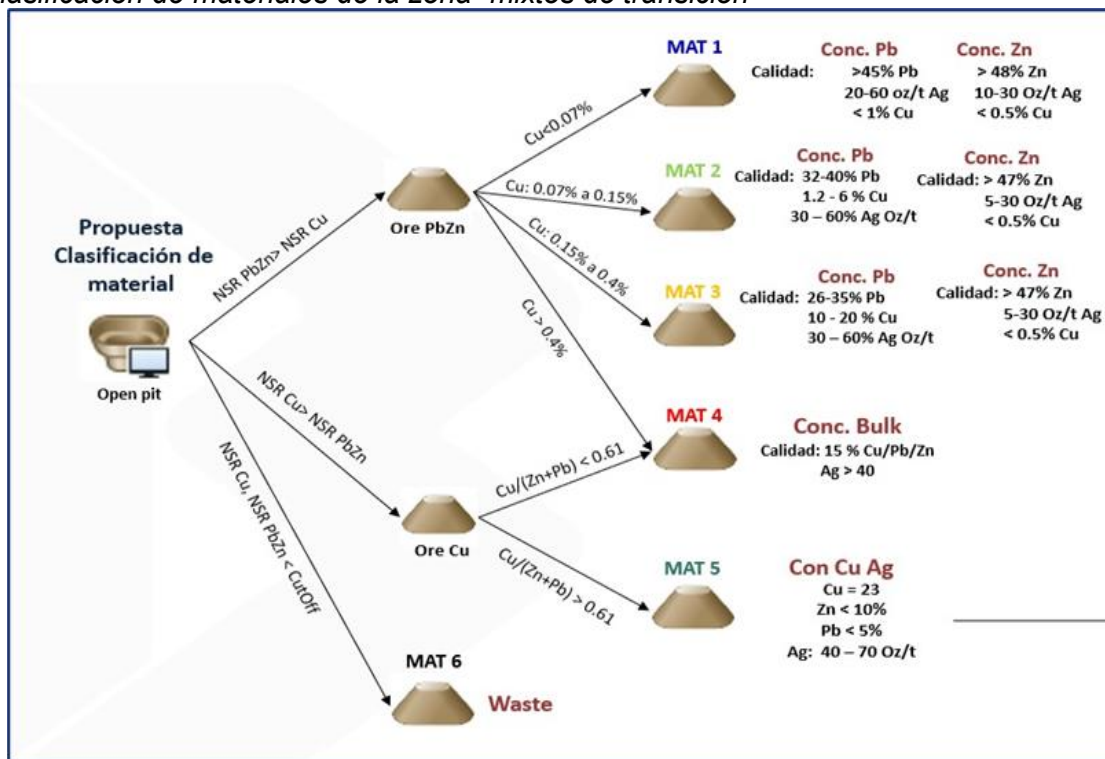
4.1 Análisis de resultados

4.1.1 Clasificación de la muestra mineral

Debido a que la ley de cobre es variable en los tajos de avance de la zona de “mixtos de transición”, según la zona de explotación, se realizó una clasificación de 5 tipos de materiales, en función al valor de las leyes de plomo - cobre - zinc.

Figura 12

Clasificación de materiales de la zona “mixtos de transición”



Fuente: Elaboración propia

El estudio se enfoca en el aprovechamiento de las especies minerales mixtas polimetálicas (minerales de plata, plomo, cobre y zinc) del tipo de material denominado “MAT 4”.

El material “MAT 4” es denominado así, teniendo en cuenta dos criterios: El primer criterio considera que la ley de cobre debe de ser mayor a 0.4% Cu; mientras que el segundo y principal criterio considera que la relación “LeyCu / (LeyPb + LeyZn)” debe de ser menor a 0.61.

4.1.2 Ensayos químicos del mineral MAT4

Para caracterizar la composición elemental del mineral mixto polimetálico proveniente del tajo norte de la Sociedad Minera El Brocal, y establecer una base para las pruebas de flotación, se realizaron ensayos químicos de cabeza en diversas muestras representativas. Estos análisis son fundamentales para determinar las leyes de los metales de interés (plata, plomo, cobre y hierro) y, en consecuencia, evaluar el potencial de recuperación de concentrados de grado comercial, tal como se establece en los objetivos de la presente investigación.

La Tabla 2 presenta los datos de los ensayos químicos realizados, para cada prueba específica. La tabla muestra las leyes de Plata (Ag) en onzas por tonelada métrica (Oz/tm), así como los porcentajes en peso de Plomo (Pb), Cobre (Cu) y Hierro (Fe). Además, incluye un "Criterio N°2 de clasificación" y una columna de "Prueba realizada", que contextualiza el objetivo de cada análisis, como "Estándar inicial", "Estimación de dosificación de ZnSO₄", "Evaluación de reactivos depresores de Pb y Cu", y "Pruebas finales".

Analizando los resultados, se observa una variabilidad en las leyes de los metales a través de las diferentes muestras, lo cual es esperable en un mineral polimetálico. Por ejemplo, la ley de plata varía desde 2.76 Oz/tm (PM070-21) hasta 7.32 Oz/tm (MET019-23). Similarmente, el plomo fluctúa entre 0.49% (MET021-23) y 1.00% (PM031-20), mientras que el cobre oscila de 0.60% (PM070-21) a 2.90% (MET019-23). Las leyes de hierro también presentan un rango considerable, desde 6.83% (MET144-23) hasta 15.49% (PM012-21). La columna de "Criterio N°2 de clasificación" proporciona un valor numérico asociado a cada muestra, que se utiliza para categorizar o priorizar las muestras en función de ciertas características de procesamiento. La diversidad en las "Pruebas realizadas" indica que estos ensayos de cabeza fueron parte de una campaña de caracterización y optimización progresiva de los reactivos de flotación, esto resulta directamente pertinente para el objetivo de determinar la recuperación de los concentrados de cobre y plomo. Los

análisis químicos de la muestra inicial constituyen la base para evaluar la ley de los concentrados obtenidos en las pruebas de flotación posteriores a nivel de laboratorio.

Tabla 2

Análisis químico de las muestras de mineral en investigación (MAT 4)

CÓDIGO DE LABORATORIO	ENSAYES DE CABEZA					CRITERIO N°2 DE CLASIFICACIÓN	PRUEBA REALIZADA
	Ag, Oz/tm	Pb, %	Zn, %	Cu, %	Fe, %		
PM031-20	5.10	1.00	2.22	1.02	9.76	0.32	Estándar inicial
PM069-21	3.23	0.64	1.53	0.67	13.10	0.31	Estimación de dosificación de ZnSO ₄
PM070-21	2.76	0.64	1.67	0.60	12.69	0.26	Evaluación de reactivos depresores de Pb y Cu
PM012-21	6.54	0.79	1.97	0.77	15.49	0.28	Evaluación de reactivos depresores de Pb y Cu
PM004-22	4.04	0.93	1.82	0.91	8.20	0.33	Pruebas finales
MET021-23	2.93	0.49	1.83	0.80	8.16	0.35	Pruebas finales
MET019-23	7.32	0.87	2.90	2.32	10.67	0.61	Pruebas finales
MET036-23	6.14	0.83	2.87	1.13	9.46	0.30	Pruebas finales
MET144-23	4.21	0.77	2.60	0.82	6.83	0.24	Pruebas finales

Fuente: Elaboración propia

4.1.3 Caracterización mineralógica

4.1.3.1 Análisis por difracción de rayos X. Se realizó el estudio por Difracción por Rayos X para poder estimar la concentración de las especies mineralógicas de la roca caja. El estudio indica que la muestra está constituida principalmente por: cuarzo, pirita, carbonatos, arcillas, esfalerita, enargita, calcopirita, bornita, micas, galena, fosfatos, minerales secundarios de cobre y cobres grises. Así mismo, las partículas libres de cuarzo representan el 72% aproximadamente, seguido de pirita con 9% aproximadamente, carbonatos con 6%, arcillas con 5%, esfalerita con 2%, enargita con 2%, calcopirita y bornita con valores aproximados de 1% y galena, micas, fosfatos, minerales secundarios de cobre y cobres grises como trazas menores al límite de detección (LD < 1%), tal y como se puede observar en la Tabla 3.

Tabla 3*Abundancia de especies minerales por DRX en la muestra mineral*

NOMBRE DEL MINERAL	FÓRMULA GENERAL	RESULTADO APROXIMADO (%)
CUARZO	SiO ₂	72
PIRITA	FeS ₂	9
CARBONATOS (SIDERITA)	Fe ²⁺ (CO ₃)	6
ARCILLAS (CAOLINITA)	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄	5
ESFALERITA	(Zn,Fe)S	2
ENARGITA	Cu ₃ AsS ₄	2
CARBONATOS (CALCITA)	CaCO ₃	1
CALCOPIRITA	CuFeS ₂	1
BORNITA	Cu ₅ FeS ₄	1
MICA (FLUOROFLOGOPITA)	KMg ₃ (AlSi ₃)O ₁₀ F ₂	< L.D.
GALENA	PbS	< L.D.
MINERALES SECUNDARIOS DE COBRE (COVELITA)	CuS	< L.D.
PLUMBOGUMMITA	PbAl ₃ (PO ₄) ₂ (OH) ₅ *(H ₂ O)	< L.D.
HIDROXIAPATITO	Ca ₅ (PO ₄) ₃ (OH)	< L.D.
COBRES GRISES (TETRAEDRITA)	(Cu,Fe) ₁₂ SB ₄ S ₁₃	< L.D.

Fuente: Elaboración propia

4.1.3.2 Grado de liberación por microscopía óptica. La Microscopía óptica de una muestra representativa identificó partículas libres de gangas, pirita, galena, calcopirita, esfalerita, marcasita y enargita.

Con respecto a las especies de hierro, se identificó a la pirita con una distribución de 7.92% en peso total de la muestra, el cual, 3.86% corresponde a partículas libres y, 4.06% como partículas mixtas, además, se determinó un grado de liberación de 66.55%, así también, se pudo identificar marcasita presente en un 0.70% en peso total de la muestra, donde el 0.39% se observaron como partículas libres y el 0.31% corresponde a partículas mixtas, y se determinó un grado de liberación de 87.53%, valores que se pueden observar en la tabla 4.

Con respecto a las especies de Pb, se determinó que la galena constituye el 0.62% en peso total de la muestra, de los cuales el 0.39% corresponde a partículas libres y el 0.23% a partículas mixtas, además su grado de liberación fue de 69.39%, tal y como se puede observar en la tabla 4.

Una de las especies de Cu que se pudo observar fue a la calcopirita presente en 0.63%, donde el 0.39% se observaron como partículas libres y el 0.23% como partículas mixtas, determinando un grado de liberación de 62.89%, así también, se identificaron minerales secundarios de cobre, como la covelita, digenita, y calcosita, las cuales se encuentran presentes en 0.10% en peso total de la muestra, donde la totalidad corresponde a partículas mixtas, además de ello, se estableció un grado de liberación del 2.1% para la primera especie. Otra especie mineral, los cobres grises tipo enargita, se encontró en un 0.66% del peso total de la muestra, distribuidos en 0.39% como partículas libres y 0.27% como partículas mixtas, presentando además un grado de liberación del 63.55%, tal y como se observa en la tabla 4.

El mineral de Zn que pudo identificarse fue a la esfalerita, se encontró en un 0.43% del peso total de la muestra, distribuyéndose en 0.39% de partículas libres y 0.04% de partículas mixtas, con un grado de liberación de 52%, tal y como se observa en la tabla 4.

Con respecto a las partículas mixtas, las más importantes económicamente fueron enlaces binarios del tipo bn-cp y GGs-en con 0.39%, para cada enlace, así también, se identificaron partículas ternarias del tipo GGs-py-en, GGs-bn-cp, GGs-py-cp, py-MsCu-bn, GGs-mc-MsCu con 0.39% cada uno y partículas mixtas de GGs-gn-en-cp-ef, GGs-py-en-bn-cp y GGs-py-cp-MsCu con un 0.39% del porcentaje real, tal y como se puede observar en la tabla 4.

Tabla 4

Grado de liberación de las especies mineralógicas

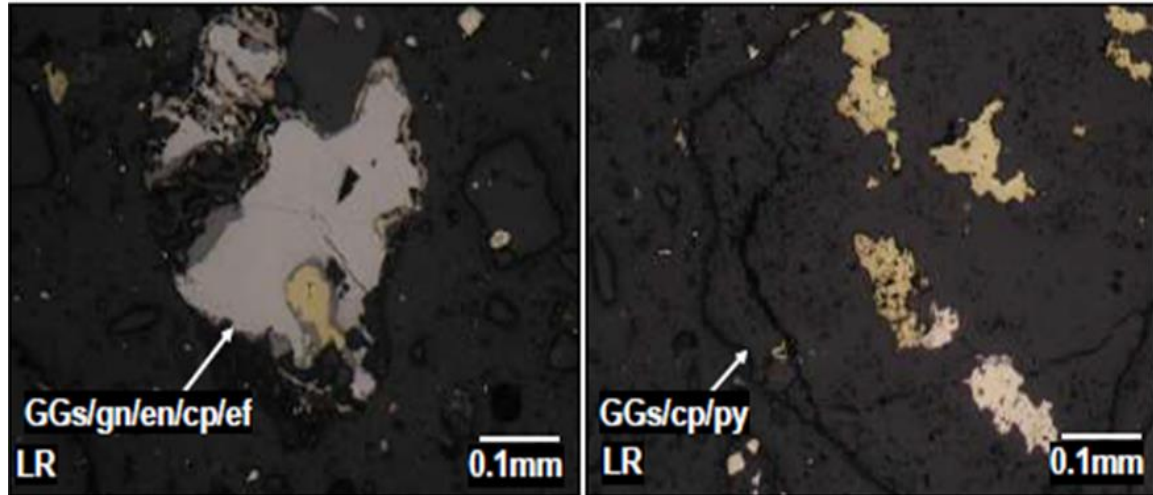
Partículas Libres	N° Part.	% Vol	Grado de Liberación	GGs	py	mc	gn	cp I	ef I	MsCu	bn	en
Gangas	218.00	84.17	96.49	84.17	100.							
Pirita	10.00	3.86	66.55		3.86	100.						
Marcasita	1.00	0.39	87.53			0.39	100.0	% Vol	G.L.P			
Galena	1.00	0.39	69.39				0.39	100.0				
Calcopirita I	1.00	0.39	66.50					0.39	100.0			
Esfalerita I	1.00	0.39	90.71						0.39	100.0		
MsCu	0.00	0.00	2.10							0.00	0.00	
Bornita	0.00	0.00	56.46								0.00	0.00
Enargita	1.00	0.39	63.55									0.39
Parcial	233.00	89.96		84.17	3.86	0.39	.39	0.39	0.39	0.00	0.00	0.39
Partículas Mixtas			Asociaciones (ver subtítulo IV)	GGs	py	mc	gn	cp I	ef I	MsCu	bn	en
GGs/py/en	1.00	0.39	1a(I) 3a(I)	0.15	20.00	0.19	22.50					0.04
GGs/bn/cp	1.00	0.39	1e(I)	0.31	80.00						0.06	0.00
GGs/py	16.00	6.18	1a(II) 1e(I) 4c(I)	2.78	17.69	3.40	35.81					
GGs/py/cp	1.00	0.39	1b(I) 1e(I)	0.33	80.75	0.04	0.50	0.02	0.00			
GGs/gn/en/cp/ef	1.00	0.39	1a(I) 2b(I)	0.10	7.50		0.23	18.00	0.04	0.50	0.04	1.00
bn/cp	1.00	0.39	1a(I) 1a(I)					0.04	0.50		0.35	85.50
GGs/py/en/bn/cp	1.00	0.39	1a(II) 2b(III)	0.19	37.50	0.06	1.50	0.02	0.25		0.08	0.00
GGs/en	1.00	0.39	1a(II)	0.23	30.00							0.15
GGs/py/cp/MsCu	1.00	0.39	1e(I) 1b(I)	0.23	30.00	0.06	0.00	0.08	4.00	0.02	1.50	
py/MsCu/bn	1.00	0.39	2b(I)			0.31	48.00			0.04	4.00	0.04
GGs/mc/MsCu	1.00	0.39	1a(I) 4c(II)	0.04	0.50		0.31	72.00		0.04	0.50	
Total	259.00	100.00										
	% Volumen			88.53	7.92	0.70	0.62	0.59	0.43	0.10	0.53	0.66
	Peso Específico			2.6	5.01	4.89	7.4	4.2	4	4.68	5.09	4.45
	% Peso			79.9	13.78	1.18	1.58	0.85	0.59	0.16	0.94	1.01
	Grado de Liberación			96.49	66.55	87.53	69.39	66.5	90.71	2.1	56.46	63.55

Fuente: Elaboración propia

En las figuras 13 y 14 se pueden observar las micrografías más representativas obtenidas por microscopía óptica de una muestra representativa del lote muestreado.

Figura 13

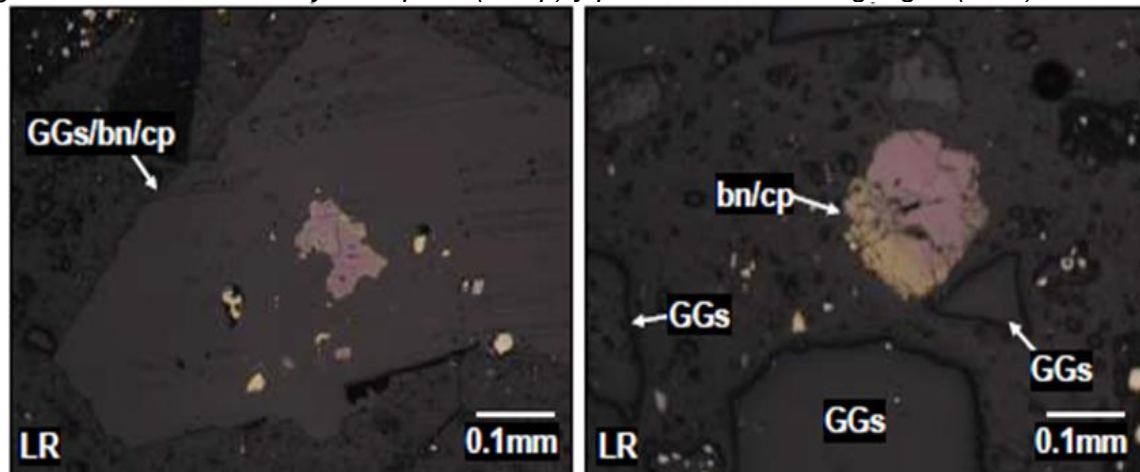
Grano mixto de gangas, galena, enargita, calcopirita y esfalerita (GGs/gn/en/cp/ef) y grano mixto de gangas, pirita y calcopirita (GGs/cp/py)



Fuente: Elaboración propia

Figura 14

Grano mixto de gangas, bornita y calcopirita (GGs/bn/cp) y esfalerita (GGs/gn/en/cp/ef) y grano binario de bornita y calcopirita (bn/cp) y partículas libres de gangas (GGs)



Fuente: Elaboración propia

4.1.3.3 Microscopía electrónica de barrido. Con la finalidad de contrastar los resultados obtenidos de caracterización, se realizó una microscopía electrónica de barrido, además de ello, nos permitió identificar la composición química de los minerales de mayor predominancia en el mineral denominado “MAT 4”, cuyos resultados se pueden observar en la Tabla 5.

Tabla 5*Composición química de especies minerales predominantes en la muestra mineral*

MINERALES	COMPOSICIÓN QUÍMICA (%)											TOTAL
	S	Fe	Cu	Ag	Au	O	As	Mn	Ba	Zn	In	
Barita	15.22					28.78			56			100
Enargita con Pirita	40.01	7.68	37.57				14.74					100
Roquesita en Enargita	34.21		30.29				5.73			29.77		100
MnFeO		48.99				39.37		11.35				100
Esfalerita	35.65	4.18		0.4						59.77		100
Enargita	35.89		46.93				17.18					100
Calcopirita + Au	40.25	28.58	30.32		0.85							100
Pirita	55.83	44.17										100
Calcopirita + Au	37.89	28.3	32.39		1.42							100
	S	Fe	Cu	Ag	Au	O	As	Mn	Ba	Zn	In	

Fuente: Elaboración propia

4.1.3.4 Caracterización fisicoquímica del mineral. En la tabla 6 se puede observar, las características físicas de una muestra representativa del mineral estudiado, detallando pH natural, work index del mineral, y la gravedad específica, cuyos resultados se denotan en la tabla 6.

Tabla 6*Caracterización física de las muestras de mineral en investigación*

Código de laboratorio	Gravedad específica	pH Natural		Work Index Kw-h/tC	Moliendabilidad mim	
		pH Inicial t = 0'	pH Final t = 90'		P80 180 um	P80 105 um
PM031-20	3.16	5.84	6.04	14.02	12.58	26.57
PM069-21	3.18	7.44	7.25	-	12.61	23.57
PM070-21	3.13	7.30	7.38	-	11.60	22.31
PM012-21	3.15	6.47	6.78	-	15.64	29.45
PM004-22	3.17	6.55	7.17	13.08	9.04	18.06
MET021-23	3.07	7.22	7.45	-	15.09	26.56
MET019-23	3.14	6.82	6.99	-	9.72	17.06
MET036-23	3.14	6.38	6.72	13.40	8.19	15.29
MET144-23	3.09	-	-	-	11.77	22.50

Fuente: Elaboración propia

4.1.4 Pruebas de flotación bulk Pb-Cu

4.1.4.1 Evaluación de sulfato de Zn. Para mejorar la selectividad y evitar la flotación indeseada de zinc junto con el concentrado bulk de plomo-cobre, se realizó una evaluación sistemática de diferentes dosificaciones de sulfato de zinc (ZnSO₄), un depresor comúnmente utilizado para la esfalerita (mineral de zinc). Esta evaluación es crítica para maximizar la recuperación de los metales de interés (Pb y Cu) mientras se minimiza la contaminación por zinc, buscando optimizar tanto la cantidad recuperada como la calidad del concentrado final, los balances de las 4 pruebas realizadas se presentan en las Tablas 7, 8, 9 y 10.

Tabla 7

Flotación utilizando ZnSO₄ a 200 g/TM

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TM)	Pb	Cu	Zn	Ag	
Cabeza	1000.0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Conc. Pb-Cu	68.4	6.84	6.55	10.24	10.87	72.58	49.89	37.48	24.89	63.34	14.61
Medios Pb-Cu	94.6	9.46	1.01	4.58	5.94	1.75	10.63	23.17	18.80	2.11	
Conc. Zn	97.5	9.75	1.54	3.97	8.58	11.61	16.71	20.70	27.98	14.43	
Medios Zn	80.1	8.01	1.73	3.94	2.01	4.26	15.43	16.88	5.39	4.35	10.26
Relave final	659.4	65.94	0.10	0.05	1.04	1.88	7.34	1.76	22.94	15.77	
Cabeza Calculada		100.00	0.90	1.87	2.99	7.84	100.00	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 8

Flotación utilizando ZnSO₄ a 300 g/TM

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TM)	Pb	Cu	Zn	Ag	
Cabeza	1000.0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Conc. Pb-Cu	70.6	7.06	7.80	11.33	8.04	71.66	57.19	42.19	19.86	62.26	14.17
Medios Pb-Cu	87.4	8.74	1.13	5.47	2.94	1.55	10.27	25.24	9.00	1.66	
Conc. Zn	70.2	7.02	1.45	3.04	14.98	15.41	10.58	11.27	36.85	13.32	
Medios Zn	123.6	12.36	1.29	2.95	2.94	5.12	16.57	19.25	12.73	7.79	14.24
Relave final	648.2	64.82	0.08	0.06	0.95	1.88	5.39	2.05	21.56	14.97	
Cabeza Calculada		100.00	0.96	1.89	2.86	8.12	100.00	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 9*Flotación utilizando ZnSO₄ a 400 g/TM*

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TM)	Pb	Cu	Zn	Ag	
Cabeza	1000.0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Conc. Pb-Cu	67.6	6.76	9.04	12.68	3.12	79.08	61.53	43.37	7.08	67.50	14.80
Medios Pb-Cu	84.2	8.42	1.17	6.89	1.94	2.56	9.93	29.37	5.49	2.72	
Conc. Zn	69.9	6.99	1.44	2.78	30.58	10.12	10.14	9.84	71.81	8.94	
Medios Zn	105.6	10.56	1.22	2.94	1.03	3.73	12.98	15.72	3.65	4.97	14.30
Relave final	672.6	67.26	0.08	0.05	0.53	1.87	5.42	1.70	11.97	15.87	
Cabeza Calculada		100.00	0.99	1.98	2.98	7.92	100.00	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 10*Flotación utilizando ZnSO₄ a 500 g/TM*

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TM)	Pb	Cu	Zn	Ag	
Cabeza	1000.0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Conc. Pb-Cu	66.9	6.69	9.03	12.69	3.10	74.51	61.22	43.31	6.96	64.41	14.94
Medios Pb-Cu	82.5	8.25	1.20	6.87	1.89	1.79	10.02	28.89	5.23	1.91	
Conc. Zn	70.6	7.06	1.40	2.70	31.13	11.92	10.00	9.71	73.66	10.86	
Medios Zn	108.4	10.84	1.15	2.90	0.98	4.37	12.63	16.03	3.56	6.12	14.17
Relave final	671.6	67.16	0.09	0.06	0.47	1.93	6.12	2.05	10.59	16.70	
Cabeza Calculada		100.00	0.99	1.96	2.98	7.74	100.00	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

La Tabla 11, presenta los resultados detallados tanto de la ley como de la recuperación porcentual de plomo, cobre, zinc y plata para cuatro niveles de dosificación de sulfato de zinc, variando de 200 a 500 gramos por tonelada métrica (g/TM), evidenciando que a una dosificación de 400 g/TM se tienen los mejores resultados.

En cuanto a las leyes del concentrado, se observa que la dosificación de ZnSO₄ influye significativamente en la calidad del producto obtenido. La ley de Pb aumenta progresivamente desde 6.55% con 200 g/TM hasta alcanzar un pico de 9.04% con 400 g/TM, manteniéndose en un valor similar de 9.03% con 500 g/TM. De manera similar, la

ley de Cu muestra un incremento constante, partiendo de 10.24% con 200 g/TM y llegando a 12.68% y 12.69% con 400 y 500 g/TM, respectivamente. Este comportamiento indica que una mayor dosificación de ZnSO₄ contribuye a un concentrado más rico en plomo y cobre. Por otro lado, la ley de Zn en el concentrado disminuye drásticamente a medida que aumenta la dosificación de ZnSO₄, pasando de 10.87% con 200 g/TM a un valor mínimo de 3.10% con 500 g/TM. Esta reducción en la ley de zinc es un claro indicador del efecto depresor buscado, logrando un concentrado bulk Pb-Cu con menor contenido de Zn. La ley de Ag varía de 72.58 Oz/TM a 79.08 Oz/TM, mostrando el valor más alto a 400 g/TM de ZnSO₄.

Respecto a la recuperación, el plomo exhibe una recuperación creciente desde 60.52% con 200 g/TM hasta un máximo de 71.45% con 400 g/TM, estabilizándose en 71.25% con 500 g/TM. La recuperación de cobre sigue una tendencia similar, aumentando de 60.65% a 72.74% con 400 g/TM, y manteniéndose en 72.20% con 500 g/TM. La recuperación de plata aumenta inicialmente de 65.45% a 70.22% con 400 g/TM, para luego descender ligeramente a 66.32% con 500 g/TM. En contraste, la recuperación de zinc en el concentrado es baja a dosificaciones iniciales (33.37% a 200 g/TM), pero aumenta significativamente hasta 77.22% a 500 g/TM.

Tabla 11

Resumen de los hallazgos del proceso de flotación utilizando ZnSO₄

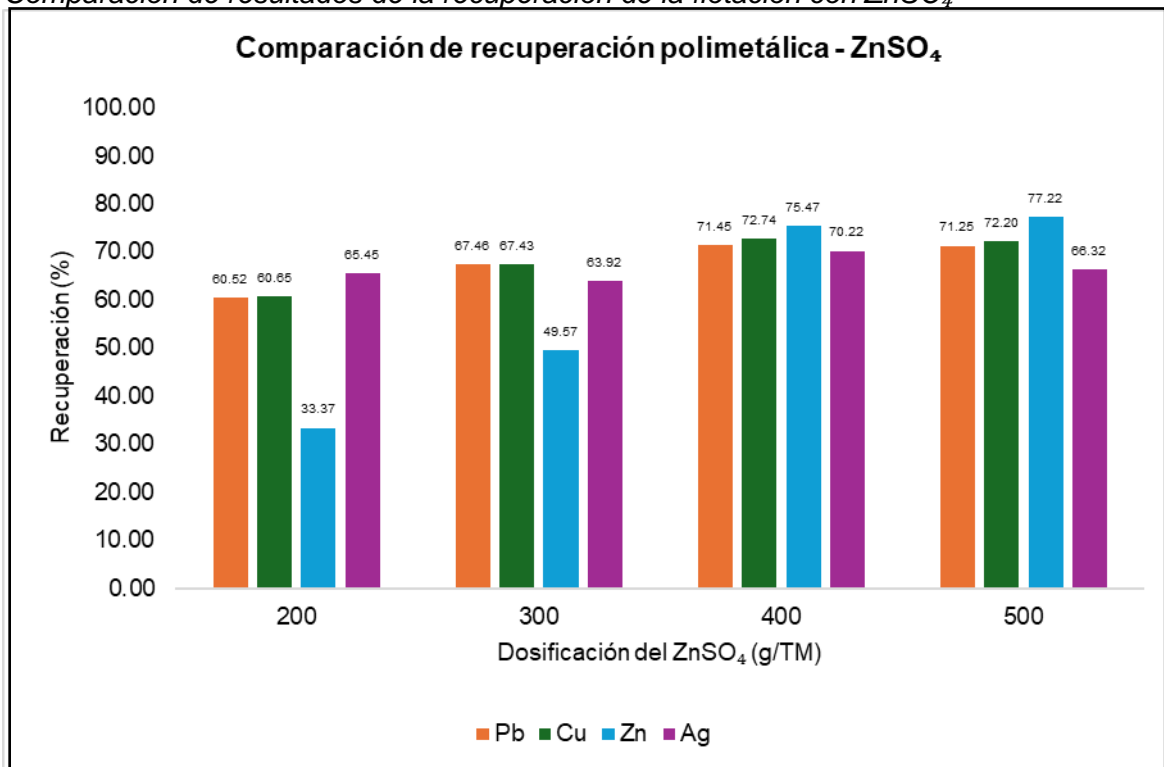
Dosificación ZnSO ₄ (g/TM)	Ley				Recuperación (%)			
	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TM)	Pb	Cu	Zn	Ag
200	6.55	10.24	10.87	72.58	60.52	60.65	33.37	65.45
300	7.80	11.33	8.04	71.66	67.46	67.43	49.57	63.92
400	9.04	12.68	3.12	79.08	71.45	72.74	75.47	70.22
500	9.03	12.69	3.10	74.51	71.25	72.20	77.22	66.32

Fuente: Elaboración propia

Las figuras 15 y 16 muestran la representación de la recuperación y ley en función de las diferentes dosificaciones de ZnSO₄ analizadas.

Figura 15

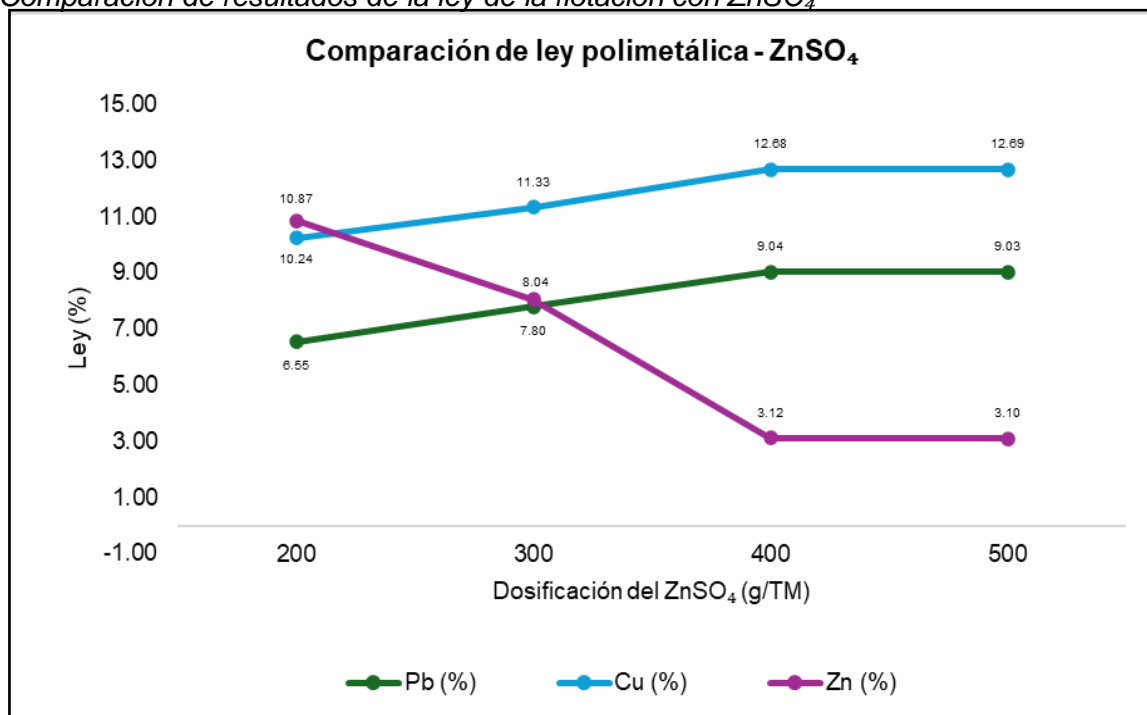
Comparación de resultados de la recuperación de la flotación con $ZnSO_4$



Fuente: Elaboración propia

Figura 16

Comparación de resultados de la ley de la flotación con $ZnSO_4$



Fuente: Elaboración propia

4.1.4.2 Evaluación del reactivo complejo (ZnSO₄ : NaCN). Como parte de la estrategia para optimizar la flotación bulk de plomo-cobre y alcanzar concentrados con grado comercial, se procedió a evaluar la influencia de diferentes dosificaciones de un reactivo complejo. Este estudio busca determinar la dosificación óptima que permita maximizar la recuperación de los metales valiosos (plomo, cobre y plata) a la vez que se logran concentrados de alta ley y se deprime eficazmente el zinc, los resultados de los balances de las cuatro pruebas realizadas se detallan en las Tablas 12, 13, 14 y 15.

Tabla 12

Flotación utilizando del complejo 3:1 a 400 g/TM

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TM)	Pb	Cu	Zn	Ag	
Cabeza	1000.0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Conc. Pb-Cu	62.3	6.23	10.28	14.81	2.80	90.30	66.23	45.95	6.55	60.69	16.04
Medios Pb-Cu	80.6	8.06	1.07	6.80	1.54	4.93	8.91	27.27	4.65	4.28	
Conc. Zn	65.4	6.54	0.90	2.87	28.49	14.84	6.08	9.35	69.90	10.47	
Medios Zn	150.3	15.03	0.91	2.16	2.50	5.78	14.14	16.16	14.09	9.36	15.29
Relave final	641.4	64.14	0.07	0.04	0.20	2.20	4.64	1.28	4.81	15.19	
Cabeza Calculada		100.00	0.97	2.01	2.67	9.27	100.00	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 13

Flotación utilizando del complejo 2:1 a 400 g/TM

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TM)	Pb	Cu	Zn	Ag	
Cabeza	1000.0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Conc. Pb-Cu	73.4	7.34	6.91	12.42	4.85	77.39	55.04	45.60	12.98	58.69	13.63
Medios Pb-Cu	110.2	11.02	1.04	3.44	3.63	3.54	12.44	18.98	14.60	4.04	
Conc. Zn	93.5	9.35	0.98	2.49	15.14	21.38	9.94	11.64	51.61	20.65	
Medios Zn	147.9	14.79	0.94	2.98	1.02	4.07	15.09	22.05	5.50	6.23	10.70
Relave final	575.1	57.51	0.12	0.06	0.73	1.75	7.49	1.73	15.31	10.40	
Cabeza Calculada		100.00	0.92	2.00	2.74	9.68	100.00	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 14*Flotación utilizando del complejo 1:1 a 400 g/TM*

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TM)	Pb	Cu	Zn	Ag	
Cabeza	1000.0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Conc. Pb-Cu	80.5	8.05	6.04	10.55	8.44	73.94	48.95	42.49	26.85	62.73	12.42
Medios Pb-Cu	100.4	10.04	0.97	4.13	4.63	2.41	9.80	20.74	18.37	2.55	
Conc. Zn	95.6	9.56	1.28	2.91	9.90	17.97	12.31	13.91	37.39	18.10	
Medios Zn	140.2	14.02	1.76	3.01	1.06	3.51	24.83	21.10	5.87	5.19	10.46
Relave final	583.2	58.32	0.07	0.06	0.50	1.86	4.11	1.75	11.52	11.44	
Cabeza Calculada		100.00	0.99	2.00	2.53	9.49	100.00	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 15*Flotación utilizando del complejo 1:2 a 400 g/TM*

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TM)	Pb	Cu	Zn	Ag	
Cabeza	1000.0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Conc. Pb-Cu	81.6	8.16	6.01	10.77	5.59	77.42	49.21	42.98	17.31	67.03	12.26
Medios Pb-Cu	102.3	10.23	0.85	3.94	4.57	1.86	8.73	19.73	17.76	2.02	
Conc. Zn	91.0	9.10	1.35	2.87	11.29	12.38	12.33	12.78	39.02	11.97	
Medios Zn	132.7	13.27	1.92	3.51	0.99	4.54	25.57	22.78	4.99	6.40	10.99
Relave final	592.4	59.24	0.07	0.06	0.93	2.00	4.16	1.74	20.92	12.58	
Cabeza Calculada		100.00	1.00	2.04	2.63	9.42	100.00	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

La Tabla 16, presenta de manera detallada las leyes y recuperaciones porcentuales en función de las diferentes dosificaciones del reactivo complejo ($ZnSO_4:NaCN$), expresadas en ratios de 3:1, 2:1, 1:1 y 1:2 (g/TM).

En lo que respecta a las leyes de los concentrados, se observa que la ley de Pb alcanza su valor más alto con una dosificación de relación 3:1, con 10.28%, para luego descender en las dosificaciones de 2:1 (6.91%), 1:1 (6.04%) y 1:2 (6.01%). Similarmente, la ley de Cu es máxima con la dosificación de 3:1, llegando a 14.81%, y luego disminuye a 12.42% (2:1), 10.55% (1:1) y 10.77% (1:2). Esto sugiere que la dosificación de relación

3:1 del complejo es la más efectiva para producir concentrados de plomo y cobre de mayor calidad. Por otro lado, la ley de Zn en el concentrado exhibe un patrón inverso, siendo la más baja con la dosificación 3:1 (2.80%), y aumentando a medida que cambia la dosificación del complejo, lo que indica que a 3:1 se logra la mayor depresión de zinc en el concentrado bulk. La ley de Ag, en Oz/TM, muestra un valor alto en la dosificación 3:1 (90.30 Oz/TM).

En cuanto a las recuperaciones, la dosificación 3:1 del complejo también se destaca. Para el plomo, se alcanza una recuperación del 75.14% con 3:1, valor que disminuye en las dosificaciones subsiguientes (67.48% para 2:1, 58.75% para 1:1, y 57.94% para 1:2). La recuperación de cobre sigue una tendencia similar, logrando un 73.22% con 3:1 y decreciendo en las otras dosificaciones. La recuperación de plata es máxima con la dosificación 1:2 (69.06%), pero también es notable con 3:1 (64.98%). La recuperación de zinc es considerablemente alta con la dosificación 3:1 (83.99%), para las dosificaciones 1:1 y 1:2, la recuperación de zinc disminuye drásticamente a 43.26% y 44.01% respectivamente, lo que es un indicio de que estas proporciones del complejo no es la adecuada para una correcta depresión de este metal en el concentrado bulk Pb-Cu.

Tabla 16

Resumen de los resultados de la flotación con el complejo

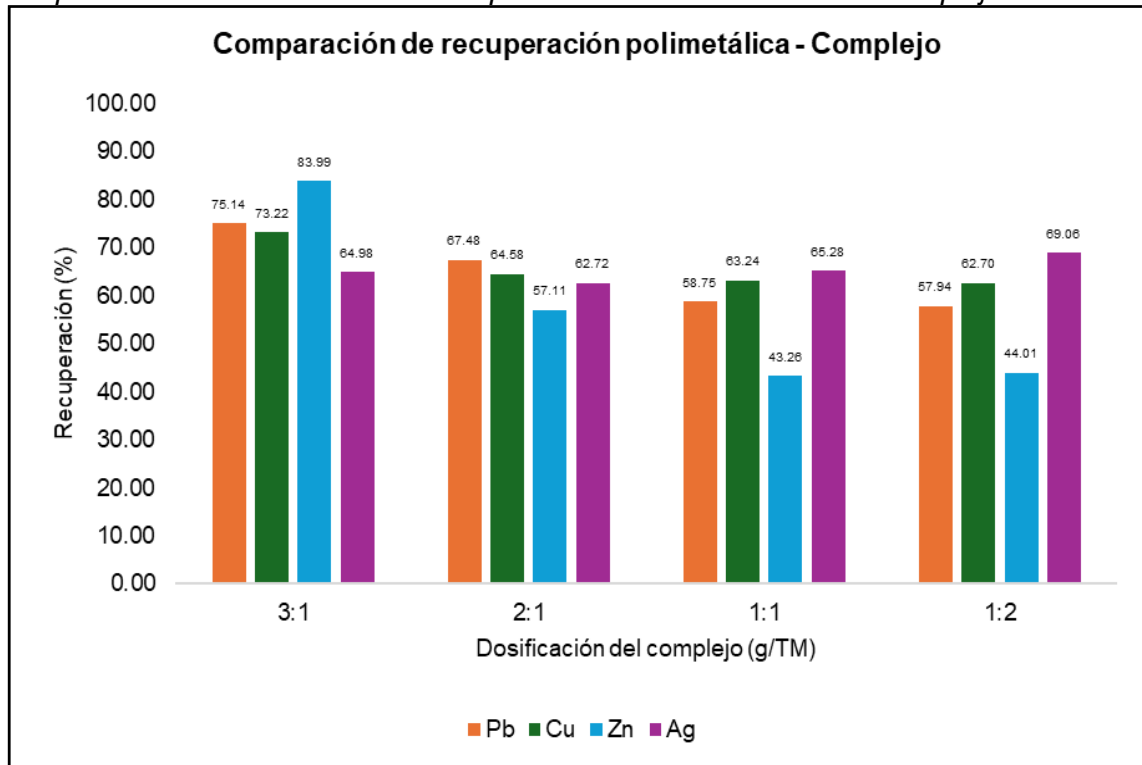
Dosificación del complejo (g/TM)	Ley				Recuperación (%)			
	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TM)	Pb	Cu	Zn	Ag
3:1	10.28	14.81	2.80	90.30	75.14	73.22	83.99	64.98
2:1	6.91	12.42	4.85	77.39	67.48	64.58	57.11	62.72
1:1	6.04	10.55	8.44	73.94	58.75	63.24	43.26	65.28
1:2	6.01	10.77	5.59	77.42	57.94	62.70	44.01	69.06

Fuente: Elaboración propia

Las figuras 17 y 18 muestran la representación gráfica de la recuperación y ley en función de las diferentes ratios de dosificación del reactivo complejo.

Figura 17

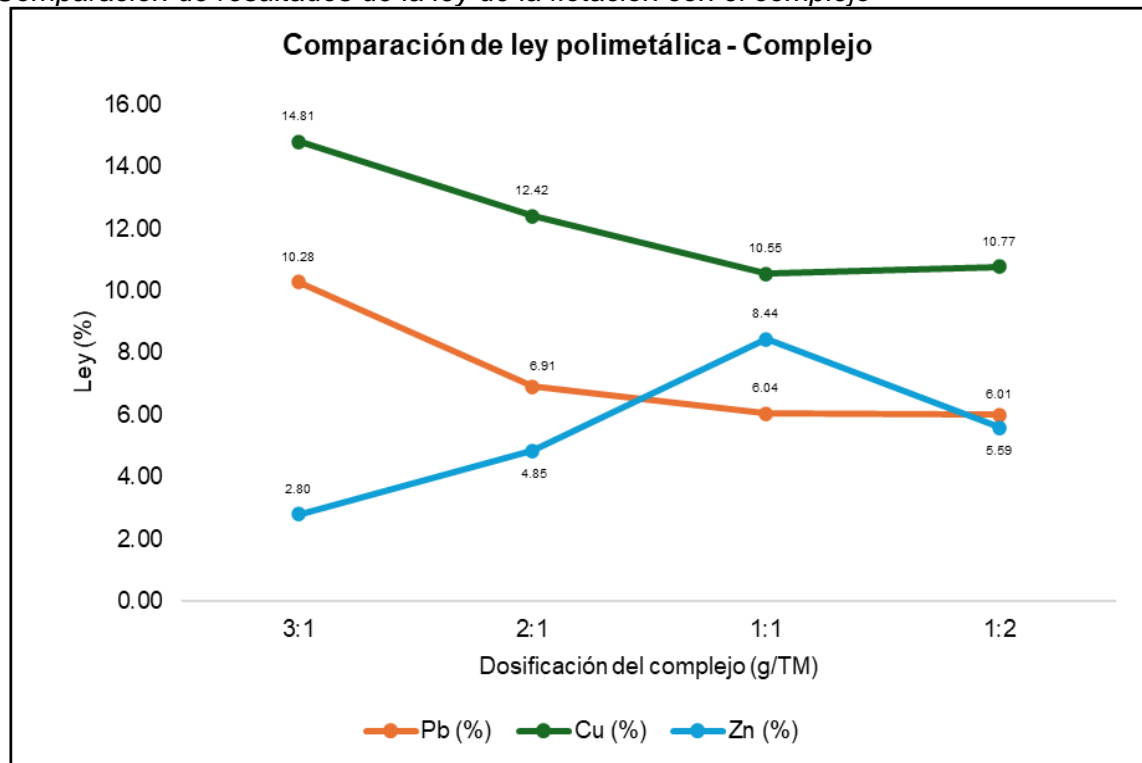
Comparación de resultados de la recuperación de la flotación con el complejo



Fuente: Elaboración propia

Figura 18

Comparación de resultados de la ley de la flotación con el complejo



Fuente: Elaboración propia

4.1.4.3 Separación Pb-Cu, evaluando NaCN. Para obtener la separación de plomo y cobre y mejorar la calidad de los concentrados individuales, se llevaron a cabo ensayos de flotación en laboratorio para evaluar distintas concentraciones de cianuro de sodio (NaCN). El NaCN es un reactivo comúnmente utilizado como depresor selectivo en los circuitos de flotación para controlar la flotabilidad de ciertos sulfuros, permitiendo una mejor separación de los metales de interés, los resultados de los balances de las tres pruebas realizadas se detallan en las Tablas 17, 18 y 19.

Tabla 17

Flotación utilizando NaCN a 150 g/TM

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TM)	Pb	Cu	Zn	Ag	
Conc. Cleaner Pb	11.3	10.69	50.36	6.48	3.68	144.46	52.52	5.51	14.35	18.79	9.36
Medios Cleaner Pb	20.1	18.97	15.14	5.49	2.77	43.43	28.02	8.29	19.18	10.03	
Conc. Cleaner Cu	34.4	32.42	3.17	23.87	3.15	125.95	10.03	61.57	37.26	49.68	3.08
Medios Cleaner Cu	40.2	37.92	2.55	8.16	2.11	46.59	9.44	24.63	29.20	21.50	
Cabeza (Conc. Bulk)	106.0	100.00	10.25	12.57	2.74	82.18	100.00	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 18

Flotación utilizando NaCN a 300 g/TM

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TM)	Pb	Cu	Zn	Ag	
Conc. Cleaner Pb	11.0	10.34	53.11	3.17	3.12	154.76	53.10	2.99	13.19	20.04	9.67
Medios Cleaner Pb	20.4	19.28	15.28	2.41	1.96	46.26	28.49	4.24	15.46	11.17	
Conc. Cleaner Cu	29.6	27.91	2.94	24.01	3.04	125.95	7.93	61.14	34.70	44.01	3.58
Medios Cleaner Cu	45.0	42.47	2.55	8.16	2.11	46.59	10.47	31.63	36.65	24.78	
Cabeza (Conc. Bulk)	106.0	100.00	10.34	10.96	2.45	79.86	100.00	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 19

Flotación utilizando NaCN a 450 g/TM

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TM)	Pb	Cu	Zn	Ag	
Conc. Cleaner Pb	7.4	7.06	50.07	2.98	2.68	97.23	34.37	1.85	6.91	8.61	14.17
Medios Cleaner Pb	19.3	18.37	11.44	2.03	1.77	62.78	20.44	3.28	11.89	14.47	
Conc. Cleaner Cu	33.4	31.77	9.17	19.87	4.15	104.65	28.34	55.53	48.19	41.71	3.15
Medios Cleaner Cu	44.9	42.80	4.05	10.45	2.11	65.57	16.86	39.34	33.01	35.21	
Cabeza (Conc. Bulk)	105.0	100.00	10.28	11.37	2.74	79.71	100.00	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

La Tabla 20 presenta las leyes y recuperaciones porcentuales de Pb y Cu en el concentrado obtenido, para tres dosificaciones de NaCN: 150, 300 y 450 gramos por tonelada métrica (g/TM).

En lo que respecta al plomo, se observa que la ley del concentrado de Pb presenta un incremento inicial, pasando de 50.36% con 150 g/TM a un máximo de 53.11% con 300 g/TM de NaCN. Sin embargo, al aumentar la dosificación a 450 g/TM, la ley de Plomo experimenta un descenso a 50.07%. En términos de recuperación de Pb, la tendencia es similar, con un aumento de 80.54% (150 g/TM) a 81.59% (300 g/TM), seguido de una caída significativa a 54.81% con 450 g/TM de NaCN. Estos resultados sugieren que una dosificación en el rango de 150 g/TM a 300 g/TM de NaCN es la más efectiva para incrementar de manera simultánea la ley y la recuperación de plomo durante esta etapa de separación.

Para el cobre, la ley del concentrado muestra una ligera variación: inicia en 23.87% con 150 g/TM, asciende marginalmente a 24.01% con 300 g/TM, y luego disminuye a 19.87% con 450 g/TM de NaCN. Por otro lado, la recuperación de Cu exhibe una tendencia ascendente consistente con el aumento de la dosificación de NaCN, pasando de 86.20% (150 g/TM) a 92.77% (300 g/TM) y alcanzando su valor más alto de 94.87% con 450 g/TM.

Tabla 20

Resumen de los resultados de la flotación con NaCN

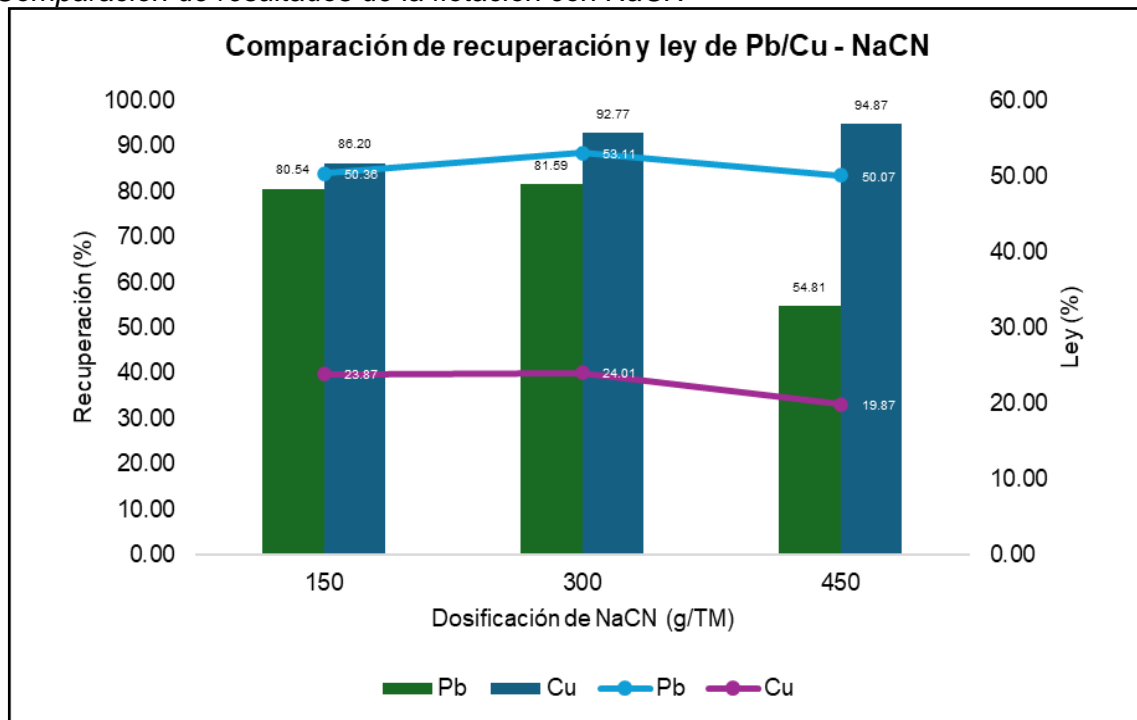
DOSIFICACIÓN DE NaCN (g/TM)	LEY		RECUPERACIÓN (%)	
	Pb (%)	Cu (%)	Pb	Cu
150	50.36	23.87	80.54	86.20
300	53.11	24.01	81.59	92.77
450	50.07	19.87	54.81	94.87

Fuente: Elaboración propia

La Figura 19, ilustra gráficamente estos resultados. El gráfico de barras confirma que la dosificación de 300 g/TM de NaCN es un punto óptimo para la recuperación y ley de Pb, mostrando las barras y líneas más altas para este metal en dicho punto. Para el Cu, aunque la ley presenta un ligero descenso en la dosis más alta, su recuperación continúa incrementándose.

Figura 19

Comparación de resultados de la flotación con NaCN



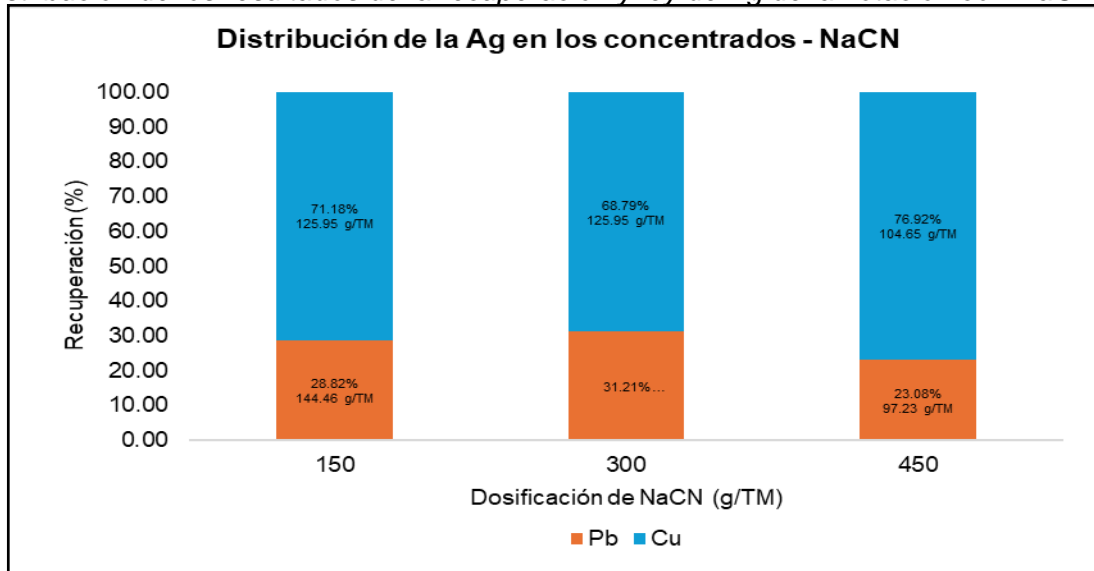
Fuente: Elaboración propia

Por otro lado, la Figura 20 muestra la distribución porcentual de la recuperación y la ley de plata (Ag) en los concentrados de plomo y cobre tras la etapa de separación, para cada dosificación de NaCN. Con 150 g/TM de NaCN, el 28.82% de la recuperación total de plata se localiza en el concentrado de plomo, que presenta una ley de 144.46 Oz/TM, mientras que el 71.18% restante se dirige al concentrado de cobre, con una ley de 125.95 Oz/TM. Al incrementar la dosificación a 300 g/TM de NaCN, la recuperación de plata en el concentrado de plomo aumenta ligeramente a 31.21%, alcanzando su ley máxima de 154.76 Oz/TM; en cambio, la recuperación en el concentrado de cobre disminuye a 68.79%, manteniendo su ley en 125.95 Oz/TM. Con la dosis más alta de 450 g/TM de NaCN, la recuperación de plata en el concentrado de plomo cae significativamente a 23.08%, acompañada de una disminución de su ley a 97.23 Oz/TM. Simultáneamente, la recuperación de plata en el concentrado de cobre aumenta a 76.92%, con una ley de 104.65 Oz/TM. Esta distribución dinámica de la plata es crucial para la valorización económica de los concentrados de Pb y Cu, y demuestra cómo la dosificación de NaCN

no solo afecta la separación de plomo y cobre, sino también la partición del subproducto valioso de la plata en el concentrado.

Figura 20

Distribución de los resultados de la recuperación y ley de Ag de la flotación con NaCN



Fuente: Elaboración propia

4.1.4.4 Separación Pb-Cu, evaluando depresor de Pb (CMC - Fosfato trisódico). Para optimizar la flotación diferencial de plomo y cobre, se realizaron ensayos de laboratorio para evaluar el efecto de distintas concentraciones de una mezcla 1:1 de Carboximetilcelulosa (CMC) y Fosfato Trisódico. Estas pruebas buscan determinar cómo el CMC influye en las leyes y recuperaciones de los concentrados de Pb y Cu, así como en la distribución de la plata, con el fin de alcanzar los estándares de grado comercial, resultados de los balances de las tres pruebas realizadas se detallan en las Tablas 21, 22 y 23.

Tabla 21

Flotación utilizando depresor (CMC + Fosfato trisódico) a 150 g/TM

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TM)	Pb	Cu	Zn	Ag	
Conc. Cleaner Pb	9.1	8.75	37.84	11.65	3.07	120.35	32.84	8.07	10.24	12.43	11.43
Medios Cleaner Pb	20.3	19.60	13.59	8.27	3.01	67.34	26.42	12.83	22.48	15.57	
Conc. Cleaner Cu	33.2	32.00	8.44	17.69	2.98	101.97	26.78	44.80	36.33	38.49	3.13
Medios Cleaner Cu	41.1	39.64	3.55	10.93	2.05	71.64	13.96	34.29	30.96	33.51	
Cabeza (Conc. Bulk)	103.8	100.00	10.08	12.63	2.63	84.76	100.00	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 22*Flotación utilizando depresor (CMC + Fosfato trisódico) a 300 g/TM*

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TM)	Pb	Cu	Zn	Ag	
Conc. Cleaner Pb	11.2	11.20	39.45	8.05	2.25	118.24	39.39	7.54	10.06	15.15	8.93
Medios Cleaner Pb	15.6	15.55	14.68	7.31	2.85	61.09	20.34	9.50	17.68	10.86	
Conc. Cleaner Cu	33.1	33.09	7.66	18.62	3.07	120.35	22.59	51.49	40.53	45.54	3.02
Medios Cleaner Cu	40.2	40.16	4.94	9.38	1.98	61.94	17.68	31.48	31.73	28.45	
Cabeza (Conc. Bulk)	100.2	100.00	11.22	11.97	2.51	87.44	100.00	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 23*Flotación utilizando depresor (CMC + Fosfato trisódico) a 450 g/TM*

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TM)	Pb	Cu	Zn	Ag	
Conc. Cleaner Pb	11.5	11.45	49.88	7.44	3.04	136.21	55.34	7.25	13.21	18.05	8.73
Medios Cleaner Pb	18.6	18.58	15.44	6.30	2.34	73.02	27.79	9.96	16.49	15.70	
Conc. Cleaner Cu	30.1	30.10	2.17	18.88	2.04	107.30	6.33	48.35	23.29	37.38	3.32
Medios Cleaner Cu	39.9	39.86	2.73	10.16	3.11	62.59	10.54	34.45	47.01	28.87	
Cabeza (Conc. Bulk)	100.1	100.00	10.32	11.76	2.64	86.42	100.00	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

La Tabla 24, presenta las leyes y recuperaciones porcentuales de Pb y Cu en el concentrado obtenido, para tres dosificaciones del depresor (CMC + Fosfato trisódico) 150, 300 y 450 gramos por tonelada métrica (g/TM).

En lo que respecta al plomo, se observa que la ley del concentrado se mantiene relativamente estable, con un valor de 37.84% a 150 g/TM, un ligero aumento a 39.45% con 300 g/TM, y llegando a 49.88% con 450 g/TM de depresor (CMC + Fosfato trisódico). De igual forma, la recuperación de plomo muestra una tendencia ascendente con el incremento de la dosificación de depresor de Plomo, pasando de 59.26% (150 g/TM) a 59.73% (300 g/TM) y alcanzando su máximo de 83.13% con 450 g/TM de depresor (CMC + Fosfato trisódico).

Para el cobre, la ley del concentrado es de 17.69% y 18.62% para dosificaciones de 150 y 300 g/TM, para luego aumentar ligeramente a 18.88% con 450 g/TM de depresor (CMC + Fosfato trisódico). En cuanto a la recuperación de cobre, esta se incrementa de

79.10% (150 g/TM) a 82.97% (300 g/TM), pero disminuye ligeramente a 82.79% con 450 g/TM de depresor (CMC + Fosfato trisódico).

Tabla 24

Resumen de los hallazgos del proceso de flotación empleando depresor (CMC + Fosfato trisódico)

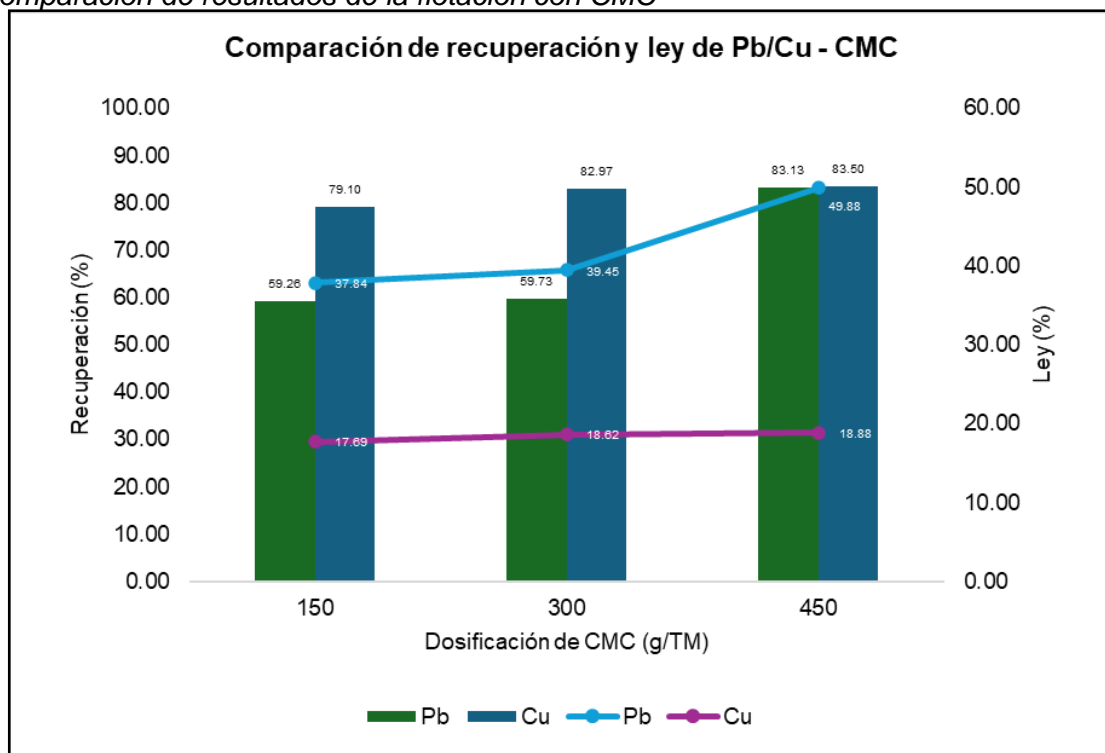
DOSIFICACIÓN DE CMC + FOSFATO (g/TM)	LEY		RECUPERACIÓN (%)	
	Pb (%)	Cu (%)	Pb	Cu
150	37.84	17.69	59.26	79.10
300	39.45	18.62	59.73	82.97
450	49.88	18.88	83.13	82.79

Fuente: Elaboración propia

La Figura 21, ilustra gráficamente estos resultados, reforzando las tendencias observadas en la tabla. Se visualiza cómo la recuperación de plomo (barras verdes) tiende a aumentar con la dosificación de depresor (CMC + Fosfato trisódico), mientras que la recuperación de cobre (barras azul oscuro) alcanza un pico en 300 g/TM antes de descender. Las líneas de ley (plomo en celeste y cobre en magenta) muestran su estabilidad o ligera variación a través de las dosificaciones.

Figura 21

Comparación de resultados de la flotación con CMC



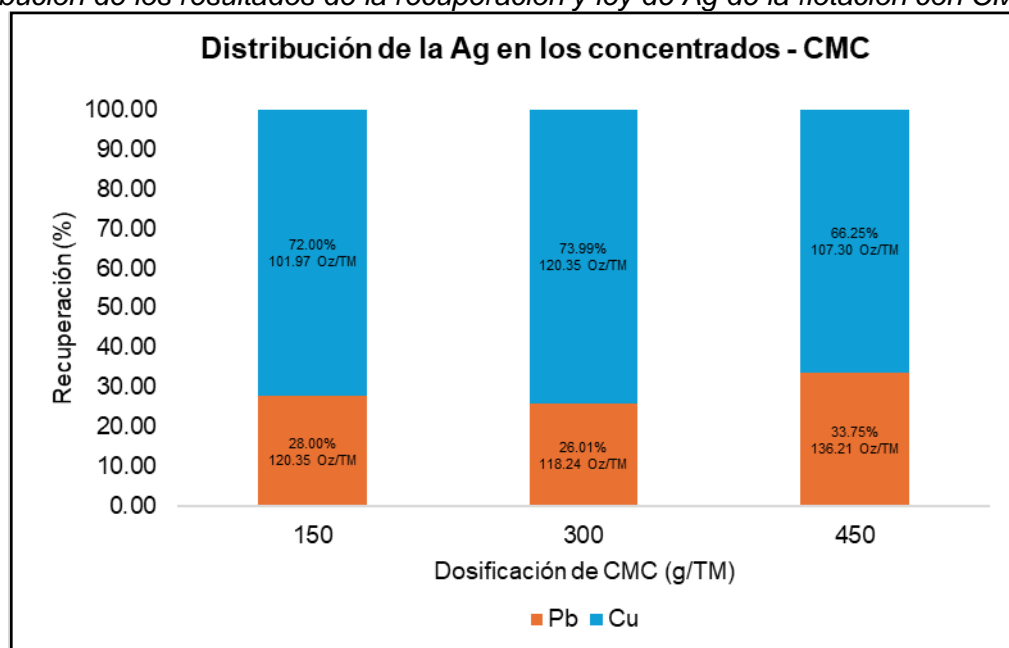
Fuente: Elaboración propia

Adicionalmente, la Figura 22 muestra la distribución porcentual de la recuperación y la ley de plata (Ag) en los concentrados de plomo y cobre para cada nivel de dosificación del depresor de Plomo.

Con 150 g/TM de depresor, el concentrado de plomo recupera el 28.00% de la plata con una ley de 120.35 Oz/TM. Mientras que el concentrado de cobre recupera el 72.00% de la plata con una ley de 101.97 Oz/TM. Al incrementar la dosificación a 300 g/TM de depresor, la recuperación de plata en el concentrado de plomo presenta una ligera disminución hasta 26.01%, manteniendo una ley de 118.24 Oz/TM. Por su parte, la recuperación de plata en el concentrado de cobre aumenta a 73.99%, con una ley de 120.35 Oz/TM. Al aplicar la dosis más alta de 450 g/TM de depresor, la recuperación de plata en el concentrado de plomo sube notablemente a 33.75%, con una ley de 136.21 Oz/TM, mientras que la recuperación en el concentrado de cobre disminuye a 66.25%, con una ley de 107.30 Oz/TM. Esta distribución dinámica de la plata es crucial para la valorización económica de los concentrados de Pb y Cu, y demuestra cómo la dosificación de CMC no solo afecta la separación de plomo y cobre, sino también en la comercialización de los concentrados.

Figura 22

Distribución de los resultados de la recuperación y ley de Ag de la flotación con CMC



Fuente: Elaboración propia

4.1.4.5 Pruebas de ciclo cerrado. Las Tablas 25, 26 y 27 muestran los resultados de las pruebas cíclicas de flotación, que simulan un circuito cerrado para evaluar la factibilidad del proceso.

▪ **En la Prueba N.º 1 (Tabla 25)**

Se obtuvo un concentrado de cobre de 319.1 g con una ley de 27.13% de Cu, y un concentrado de plomo de 52.2 g con una ley de 46.45% de Pb, logrando recuperaciones de 74.70% para el cobre y 55.64% para el plomo.

▪ **En la Prueba N.º 2 (Tabla 26)**

Se obtuvieron 103.5 g de concentrado de cobre con una ley de 23.01% de Cu y 30.2 g de concentrado de plomo con una ley de 41.55% de Pb, alcanzando recuperaciones de 59.17% para el cobre y 50.76% para el plomo.

▪ **Finalmente, en la Prueba N.º 3 (Tabla 27)**

Se lograron 160.3 g de concentrado de cobre con una ley de 22.08% de Cu y 50.6 g de concentrado de plomo con una ley de 45.75% de Pb, obteniéndose recuperaciones de 62.89% para el cobre y 55.98% para el plomo.

Tabla 25*Prueba de ciclo cerrado N°1*

COMPONENTES	PESO	% PESO	LEY						RECUPERACIÓN (%)						
			Ag (Oz/TM)	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	As (%)	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	As	
Cabeza	5000	100.0	7.32	0.87	2.90	2.32	10.67	0.10							
Concentrado Cu	319.1	6.4	76.99	2.55	3.65	27.13	19.50	1.32	67.16	18.72	8.02	74.70	11.67	84.39	
Concentrado Pb	52.2	1.0	83.39	46.45	2.35	8.53	7.75	0.31	11.89	55.64	0.84	3.84	0.76	3.27	
Relave	4628.7	92.6	1.66	0.24	2.85	0.54	10.09	0.01	20.95	25.64	91.13	21.46	87.57	12.34	
Cabeza calculada	5000	100.0	7.32	0.87	2.90	2.32	10.67	0.10	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 26*Prueba de ciclo cerrado N°2*

COMPONENTES	PESO	% PESO	LEY						RECUPERACIÓN (%)						
			Ag (Oz/TM)	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	As (%)	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	As	
Cabeza	5000	100.0	2.93	0.49	1.83	0.80	8.16	0.06							
Concentrado Cu	103.5	2.1	71.45	2.55	4.33	23.01	15.41	2.08	50.46	10.65	4.90	59.17	3.91	71.62	
Concentrado Pb	30.2	0.6	90.77	41.55	4.11	7.07	11.69	0.39	18.72	50.76	1.36	5.31	0.87	3.97	
Relave	4866.3	97.3	0.93	0.20	1.76	0.29	7.99	0.02	30.82	38.59	93.74	35.52	95.23	24.40	
Cabeza calculada	5000	100.0	2.93	0.49	1.83	0.80	8.16	0.06	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 27*Prueba de ciclo cerrado N°3*

COMPONENTES	PESO	% PESO	LEY						RECUPERACIÓN (%)						
			Ag (Oz/TM)	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	As (%)	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	As	
Cabeza	5000	100.0	6.14	0.83	2.87	1.13	9.46	0.23							
Concentrado Cu	160.3	3.2	89.87	4.33	6.55	22.08	11.02	3.78	46.93	16.78	7.31	62.89	3.73	51.56	
Concentrado Pb	50.6	1.0	116.00	45.75	2.92	6.49	6.02	0.92	19.12	55.98	1.03	5.83	0.64	3.94	
Relave	4789.1	95.8	2.18	0.24	2.75	0.37	9.45	0.11	33.95	27.24	91.66	31.28	95.62	44.50	
Cabeza calculada	5000	100.0	6.14	0.83	2.87	1.13	9.46	0.23	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

4.1.5 Recuperación total de Pb y Cu

En la prueba circuito cerrado N°3 se alcanzó una recuperación de 62.89% con una ley de 22.08% de cobre, en el caso del plomo la recuperación fue de 55.98% con una ley de 45.75%, siendo los valores promedios de recuperación. El esquema de esta prueba se aprecia en el Anexo 1.

4.1.6 Evaluación de la comercialización de los concentrados

Continuando con el análisis de los resultados, se procede a la evaluación de la comercialización de los concentrados obtenidos, iniciando con el concentrado de plomo. Esta sección detalla los factores que determinan el valor comercial del concentrado, incluyendo leyes, cotizaciones de mercado, deducciones, costos de maquila, castigos por impurezas y posibles bonificaciones.

4.1.6.1 Comercialización del concentrado de Pb. Para la valorización económica del concentrado de plomo obtenido, se realizó un análisis detallado de la comercialización, siguiendo un modelo que considera el valor bruto de los metales pagables, las deducciones por maquila, los castigos por impurezas y las bonificaciones aplicables.

La Figura 23 presenta el desglose de este análisis. Se parte de un concentrado con una ley de 45.75% de Pb y 116.00 Oz/TM de Ag. En cuanto a las condiciones de pago, se establece un 95.00% de pago para el plomo y un 90.00% para la plata, aplicando deducciones de 3% para el plomo y 50 g/TM para la plata. Con una cotización de mercado de 1956.71 \$/TM para el plomo y 36.62 \$/Oz para la plata, el valor calculado por tonelada métrica de concentrado asciende a 794.60 \$/TM para el plomo y 3770.22 \$/TM para la plata, basados en sus respectivas leyes y porcentajes de pago.

En el apartado de descuentos por maquila, se consideran los costos asociados a la fundición y refinación del concentrado. La fundición representa un costo de 152.19 \$/TM. Los costos de refinación específicos son de 5.00 ctv/lb para el plomo, lo que se traduce en 44.77 \$/TM, y 0.40 \$/Oz para la plata, equivalente a 41.18 \$/TM. La maquila total por tonelada métrica de concentrado se establece en 238.14 \$/TM.

Respecto a los castigos por impurezas, se identifican al arsénico y zinc. Para el As, con una ley de 0.92% y una tolerancia de 0.20%, se aplica un descuento de 17.89 \$/TM. El zinc, con una ley de 2.92% y una tolerancia de 10.00%, no incurre en castigo (\$0.00 \$/TM). El total de castigos por impurezas asciende a 17.89 \$/TM.

Finalmente, en las bonificaciones, se registra una bonificación por Ag de 3770.22 \$/TM, siendo este el total de bonificaciones aplicadas. Tras considerar todos estos factores, el valor para una tonelada métrica de concentrado de plomo se determina en 4308.80\$.

Figura 23

Valorización de concentrado de plomo

Valor del lote del concentrado Pb		Pagables						VALORIZACIÓN DE CONCENTRADO DE PLOMO	
TMH	1.09	Elemento	Ley	Deducción (% - g/TM)	% Pago	Cotización (\$/TM - Oz)	\$/TM	Pagable elemento principal	794.60
%H2O	7%	Pb (%)	45.75	3	95.00	1956.71	794.60	Descuento por Maquila	238.14
TMS	1.01	Ag (Oz/TM)	116.00	50	90.00	36.62	3770.22	Penalizable	17.89
%Merma	3%	Descuentos (Maquilas)						Bonificación por elemento adicional	3770.22
TMSN	1.01	Fundición (\$/TM)				152.19	Valor 1TM de cc (\$)	4308.80	
Leyes		Costo de Refinación:					Valor del lote cc (\$)	4359.83	
Cu (%)	6.49	Pb (ctv/lb)	5.00	\$/TM	44.77				
Zn (%)	2.92	Ag (\$/Oz)	0.40	\$/TM	41.18				
Pb (%)	45.75	Refinación (\$/TM)				85.95			
As (%)	0.92	Maquila total				238.14			
Ag (Oz/TM)	116.00	Penalizables (Impurezas)							
		Elemento	Ley (%)	Tolerancia (%)	Descuento (\$/TM)	% Unidad	\$/TM		
		As	0.92	0.20	2.5	0.10	17.89		
		Zn	2.92	10.00	2.5	1.00	0.00		
							Total	17.89	

Fuente: Elaboración propia

4.1.6.2 Comercialización del concentrado de Cu. Para la evaluación económica del concentrado de cobre, se realizó un análisis de comercialización que considera los elementos pagables, los costos de maquila, los castigos por impurezas y las bonificaciones. Este proceso permite determinar el valor final del concentrado y del lote.

La Figura 24 detalla los componentes de esta evaluación. El concentrado de cobre presenta las siguientes leyes: 22.08% de Cu, 6.55% de Zn, 4.33% de Pb, 3.78% de As y 89.87 Oz/TM de Ag. En cuanto a las cotizaciones de referencia, se consideraron 9600

\$/TM para el Cobre y 36.6 \$/Oz para la Plata. A partir de estos valores y los porcentajes de pago, se calcularon los pagos por los metales valiosos presentes en el concentrado, resultando en \$1740.41 para el cobre y \$2909.06 para la plata.

En el apartado de descuentos por maquila, se contemplan los costos de procesamiento. La fundición tiene un costo de 152.19 \$/TM. Adicionalmente, los costos de refinación se desglosan en \$19.99/TM para el cobre y \$31.78/TM para la plata, sumando una maquila de refinación de \$51.76/TM. El costo total de maquila asciende a \$203.95/TM. En relación con los castigos por impurezas, se aplicaron para los elementos de As y Zn. El costo total de castigos por impurezas resultó en \$73.28. El valor total del concentrado se calcula en \$4372.24 por tonelada.

Figura 24

Valorización de concentrado de cobre

Valor del lote del concentrado Cu		Pagables						VALORIZACIÓN DE CONCENTRADO DE COBRE	
TMH	3.45	Elemento	Ley	Deducción (% - g/TM)	% Pago	Cotización (\$/TM - Oz)	\$/TM	Pagable elemento principal	1740.41
%H2O	7%	Cu (%)	22.08	3	95.00	9600.0	1740.41	Descuento por Maquila	203.95
TMS	3.21	Ag (Oz/TM)	89.87	50	90.00	36.6	2909.06	Penalizable	73.28
%Merma	3%	Descuentos (Maquilas)							
TMSN	3.21	Fundición (\$/TM)				152.19			
Leyes		Costo de Refinación:							
Cu (%)	22.08	Pb (ctv/lb)	5.00	\$/TM	19.99				
Zn (%)	6.55	Ag (\$/Oz)	0.40	\$/TM	31.78				
Pb (%)	4.33	Refinación (\$/TM)				51.76			
As (%)	3.78	Maquila total				203.95			
Ag (Oz/TM)	89.87	Penalizables (Impurezas)							
		Elemento	Ley (%)	Tolerancia (%)	Descuento (\$/TM)	% Unidad	\$/TM	Valor 1TM de cc (\$)	4372.24
		As	3.78	1.00	2.5	0.10	69.41	Valor del lote cc (\$)	14015.37
		Zn	6.55	5.00	2.5	1.00	3.87		
								Total	73.28

Fuente: Elaboración propia

4.2 Discusión de resultados

Los hallazgos de este estudio muestran que es posible lograr una recuperación destacable de los metales valiosos mediante el uso de reactivos depresores y colectores apropiados, junto con la optimización de las condiciones operativas del proceso de flotación. En comparación con estudios previos, se puede establecer un análisis crítico de

los hallazgos, considerando las condiciones particulares del mineral "MAT 4" de la zona de mixtos de transición.

La evaluación del sulfato de zinc como depresor muestra que una dosificación de 400 g/TM proporciona el mejor equilibrio entre recuperación y ley de Pb y Cu, minimizando la activación de Zn en el concentrado bulk.

Por otro lado, el uso del reactivo complejo ($ZnSO_4:NaCN$) en una proporción de 3:1 permitió obtener concentrados de mayor calidad en plomo y cobre, con una óptima depresión del zinc.

Asimismo, la evaluación del NaCN como reactivo de separación Pb-Cu mostró que una dosificación en el rango de 150 a 300 g/TM permite alcanzar una mayor ley y recuperación de Pb sin afectar negativamente al Cu.

En cuanto al uso de CMC y Fosfato trisódico, como depresor, con una dosificación de 300 g/TM, se observó una mejora progresiva en la recuperación de plomo, con un ligero descenso en la recuperación de cobre. La distribución de la plata entre ambos concentrados también se vio influenciada por la dosificación. Este comportamiento refleja la necesidad de un equilibrio en la dosificación para maximizar el beneficio económico.

La valorización de los concentrados obtenidos indica que los valores comerciales del concentrado de plomo (con 45.75% Pb y 116.00 Oz/TM Ag) alcanzan los 4308.80 \$/TM, mientras que el concentrado de cobre (con 22.08% Cu y 89.87 Oz/TM Ag) llega a 4372.24 \$/TM. Estos valores resaltan la importancia de lograr concentrados con leyes superiores, no solo en función del metal base, sino también del contenido de plata, lo cual es clave en la rentabilidad de la operación.

Conclusiones

La estrategia de flotación aplicada en minerales mixtos polimetálicos del tajo norte de la Sociedad Minera El Brocal permitió recuperar concentrados de cobre y plomo con leyes y recuperaciones que cumplen los estándares de grado comercial, validando la viabilidad técnica del esquema propuesto tanto en flotación bulk como diferencial, y confirmando su aplicabilidad para procesamiento industrial.

La caracterización química y mineralógica del mineral MAT 4 evidenció una composición compleja, con presencia dominante de esfalerita, calcopirita, galena, enargita y otros sulfuros. Esta condición justifica plenamente la necesidad de aplicar flotación secuencial y uso de reactivos selectivos, dada la diversidad de asociaciones mineralógicas y el grado de liberación observado.

La aplicación de flotación bulk con reactivo complejo 3:1 (400 g/TM) y la posterior flotación diferencial con NaCN en el rango de 150 a 300 g/TM, representan los parámetros de dosificación óptima. Los mejores resultados se alcanzaron en la prueba cíclica N°1, con una recuperación de 74.70% y ley de 27.13% de cobre, para el plomo la recuperación fue de 55.64% y la ley de 46.45%.

La valorización económica arrojó que el concentrado de Pb tiene un valor de 4308.80 \$/TM y el de Cu de 4372.24 \$/TM, demostrando que la adecuada recuperación y distribución de la plata (Ag) entre los concentrados de Pb y Cu es clave para maximizar la rentabilidad del proceso. Esto valida económicamente la estrategia de flotación propuesta en laboratorio como base para su posible implementación a escala industrial.

Recomendaciones

Validar a escala piloto o industrial la estrategia de flotación optimizada identificada en laboratorio (dosificación de reactivos, tipo de colectores y depresores) en minerales mixtos polimetálicos del Tajo Norte.

Implementar controles metalúrgicos continuos en la dosificación de CMC y NaCN, priorizando la selectividad entre Pb y Cu y evaluando la viabilidad de sustituir parcial o totalmente el cianuro por CMC por beneficios ambientales y de recuperación.

Optimizar la recuperación de subproductos valiosos, en especial la distribución de plata entre concentrados de Pb y Cu, mediante pruebas de afinamiento en reactivos y actualización de parámetros de valorización comercial de concentrados según mercado internacional.

Realizar estudios complementarios y representativos de caracterización mineralógica avanzada (QEMSCAN, MLA) y nuevas evaluaciones con muestras frescas de distintos sectores del tajo norte, para ajustar parámetros ante variaciones mineralógicas.

Referencias bibliográficas

- Agheli, S., Hassanzadeh, A., Vaziri, B., & Hasanzadeh, M. (2018). *Effect of pyrite content of feed and configuration of locked particles on rougher flotation of copper in low and high pyritic ore types*. International Journal of Mining Science and Technology, 28(2), 167-176. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2017.12.002>
- Aikawa, K., Ito, M., Segawa, T., Jeon, S., Park, I., Carlito, B., & Hiroyoshi, N. (2020). *Depression of lead-activated sphalerite by pyrite via galvanic interactions: Implications to the selective flotation of complex sulfide ores*. Minerals Engineering, 152. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106367>
- Akdemir, Ü., & Sonmez, I. (2003). *Investigation of coal and ash recovery and entrainment in flotation*. Fuel processing technology, 82(9), 1-9.
<http://pascalfrancis.inist.fr/vibad/index.php?action=getRecordDetail&idt=14810727>
- Alanoca, J. (2021). *Evaluación del depresor ra-058 mediante pruebas experimentales para sustituir al sulfato de zinc en la empresa minera Nexa Resources S.A.C. unidad el porvenir*. Huacho: Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión.
<http://hdl.handle.net/20.500.14067/4419>
- Asghari, M., Nakhaei, F., & VandGhorbany, O. (2019). *Copper recovery improvement in an industrial flotation circuit: A case study of Sarcheshmeh copper mine*. Energy Sources, Part A: Recovery, Utilization, and Environmental Effects, 41(6), 761-778. <https://doi.org/10.1080/15567036.2018.1520356>
- Azañero, A., Aramburu, V., Quiñones, J., Puente, L., Cabrera, M. R., Falconi, V., & Quispe, J. d. (2010). *Flotación de minerales polimetálicos sulfurados de Pb, Cu y Zn*. Revista del Instituto de investigación de la facultad de Minas, Metalurgia y Ciencias Geográficas, 13(26), 51-58. <https://doi.org/10.15381/iigeo.v13i26.429>
- Babel, B., Penz, M., Schach, E., Boehme, S., & Rudolph, M. (2018). *Reprocessing of a Southern Chilean Zn Tailing by Flotation—A Case Study*. Minerals, 8(7), 295. <https://doi.org/10.3390/min8070295>

- Bada, C., & Suarez, A. (2019). *Evaluación de los parámetros del proceso de flotación para incrementar la recuperación del oro utilizando diseños experimentales en la Compañía Minera Untuca S.A. Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú.*
- Bhatti, M., Kazmi, K., Mehmood, A., Mehmood, R., Ahad, A., & Akram, A. (2014). *Flotation study on low-grade antimony ore of qilla abdullah, Balochistan, Pakistan. Bangladesh Journal of Scientific and Industrial Research, 49(2), 95-102.*
<https://doi.org/10.3329/bjsir.v49i2.22003>
- Bu, X., Chen, F., Chen, W., & Ding, Y. (2019). *The effect of whey protein on the surface property of the copper-activated marmatite in xanthate flotation system. Applied Surface Science, 479, 303-310.* <https://doi.org/10.1016/j.apsusc.2019.02.113>
- Bulatovic, S. (2007). *Handbook of Flotation Reagents, Chemistry, Theory and Practice Flotation of Sulfide Ores.* Petersborough: Elsevier Science.
<https://doi.org/10.1016/B978-0-444-53029-5.X5009-6>
- Cáceres, G. (2007). *Hidrometalurgia y electrometalurgia.* Atacama: Universidad de Atacama.
<http://www.exalumnos.uda.cl/metalurgia/402/Hidrometalurgia/hidrometalurgia.pdf>
- Cai, B., Chen, Y., Du, L., Liu, Z., & He, L. (2021). *Spent mushroom compost and calcium carbonate modification enhances phytoremediation potential of *Macleaya cordata* to lead-zinc mine tailings.* *Journal of Environmental Management, 294.*
<https://doi.org/10.1016/j.jenvman.2021.113029>
- Canchanya, A., & Yance, N. (2019). *Selección del método de flotación separación cobre/plomo de acuerdo a la caracterización geometalúrgica del Concentrado Bulk en la Planta Concentradora Ana María Compañía Minera Brexia Goldplata Perú S.A.C. Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú.*
<http://hdl.handle.net/20.500.12894/5575>

- Cardenas, M., & Huaman, E. (2022). *Optimizar la recuperación de cobre por la influencia de P80, el PH y la dosificación de reactivos de flotación en la Cia. Minera Antapaccay S.A.* Cusco: Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.
<http://hdl.handle.net/20.500.12918/6363>
- Chirio, J. (2018). *Investigación para la optimización del proceso de flotación de concentrado de zinc en la Compañía Minera Yauliyacu S.A.* Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín. <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/7229>
- Condor, C., & Huaman, S. (2021). *Evaluación metalúrgica para elegir el colector óptimo en la flotación de zinc en minerales polimetálicos en la unidad minera Alpamarca.* Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú.
<http://hdl.handle.net/20.500.12894/10058>
- Cóndor, J., & Huamán, P. (2017). *Evaluación y determinación de parámetros para Molienda y flotación en minerales oxidados con contenido de oro y cobre.* Lima: Universidad Nacional de Ingeniería. <http://hdl.handle.net/20.500.14076/6147>
- Delgado, G. (2016). *Operaciones en planta concentradora de mineral polimetálico y óxidos de plomo-plata-cobre de Sociedad Minera Corona S.A.* Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín. <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/3355>
- Duarte, M., Ricaldi, A., Travieso, J., & Castro, R. (2024). *Design and Comparison of Fractional-Order Controllers in Flotation Cell Banks and Flotation Columns Used in Copper Extraction Processes.* Mathematics, 12(17).
<https://doi.org/10.3390/math12172789>
- Duran, J. (2018). *Mejoramiento de la ventilación en la mina subterránea - mina Colquijirca cia. de minas Buenaventura s.a.a.* Pasco: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion. <http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/512>
- Farrokhpay, S., & Ndlovu, B. (2013). *Effect of phyllosilicate minerals on the rheology, colloidal and flotation behaviour of chalcopyrite mineral.* Chemeca 2013: Australasian Conference on Chemical Engineering, Brisbane.

- Finch, J., Nasset, J., & Acuña, C. (2008). *Role of frother on bubble production and behaviour in flotation*. *Minerals Engineering*, 21(12-14), 949-957.
<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2008.04.006>
- Fonseca, J. (2012). *Análisis, modelación y simulación del proceso de flotación en una celda de contacto*. Santiago de Chile: Universidad de Chile.
<https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/111531>
- Gamarra, H. (2019). *Flotación bulk de minerales sulfurados de plomo – zinc refractario de bajo grado en la planta concentradora de huari de la UNCP*. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo.
<http://hdl.handle.net/20.500.12894/6490>
- Guillen, A. (2017). *Estudio de investigación para controlar la activación de zinc en el circuito bulk en la Mina Huanzala*. Arequipa: Universidad Nacional San Agustín.
<http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/5409>
- Higidio, J. (2018). *Proceso de flotación por espuma y su influencia en el aumento de la recuperación del concentrado de zinc y plomo, unidad minera Andaychagua de Volcan compañía minera S.A.A - Junin 2016*. Huacho: Universidad Nacional José Faustino Sanchez Carrión. <http://repositorio.unjfsc.edu.pe/handle/UNJFSC/2434>
- Kar, B., Sahoo, H., Rath, S., & Das, B. (2013). *Investigations on different starches as depressants for iron ore flotation*. *Minerals Engineering*, 49, 1-6.
<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2013.05.004>
- Monsivais, R. (2022). *Efecto de la relación molar de la mezcla cianuro de sodio (NaCN) y sulfato de zinc (ZnSO₄) en la separación selectiva Pb-Zn*. Zacatecas: Insituto Politécnico Nacional. <https://tesis.ipn.mx/handle/123456789/30527>
- Olivera, J. (2016). *La geomecanica en el minado masivo - Mina Marcapunta norte – Colquijirca*. Pasco: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.
<http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/220>

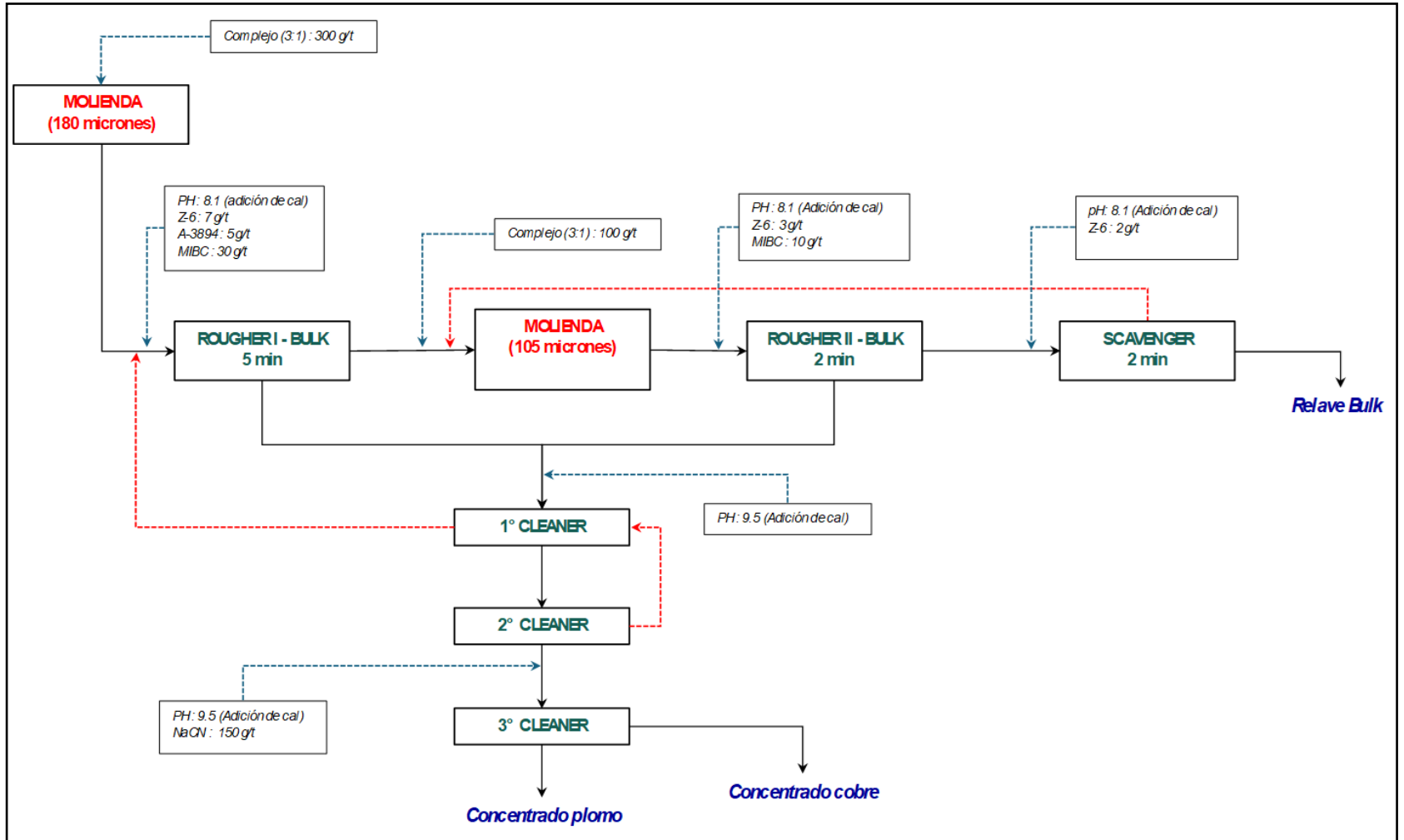
- Paz, A. (2016). *Influencia del tiempo de flotación y la dosificación de NaCN sobre la recuperación de Cu mediante flotación bulk en COMIVARIV S.A. – 2016*. Trujillo: Universidad Nacional de Trujillo. <https://hdl.handle.net/20.500.14414/8792>
- Quispe, F., & Pantoja, R. (2023). *Determinación del proceso de flotación diferencial y dimensionamiento de equipos para una planta de flotación para un mineral complejo de plomo, plata y zinc, para la Cooperativa Minera Amporio R.L. del departamento de La Paz*. La Paz: Universidad Mayor de San Andrés. <http://repositorio.umsa.bo/xmlui/handle/123456789/35017>
- Ramirez, C. (2023). *Selección del reactivo depresor para flotar cobre a partir de minerales polimetálicos con alta carga de piritas*. Arequipa: Universidad Nacional San Luis Gonzaga. <https://hdl.handle.net/20.500.13028/5395>
- Rivera, M. (2016). *Optimización a nivel laboratorio del reemplazo total del depresor cianuro de sodio en la flotación de chalcopirita-molibdenita mediante un colector selectivo*. Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín. <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/2584>
- Rodríguez, I., Acosta, J., Tumialán, P., Sempere, T., Bustamante, C., Huanacuni, D., Villarreal, E., Trelles, G., & Torre, J. (2023). *Compendio minería y yacimientos minerales del Perú*. Lima: Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico. <https://hdl.handle.net/20.500.12544/4751>
- Sehlotho, N., Sindane, Z., Bryson, M., & Lindvelt, L. (2018). *Flowsheet development for selective Cu-Pb-Zn recovery at Rosh Pinah concentrator*. Minerals Engineering, 122, 10-16. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2018.03.001>
- Sutulov, A. (1963). *Flotación de minerales*. Concepción: Instituto de Investigaciones Tecnológicas.
- Torres, J. (2016). *Implementación de celdas columna en la flotación de minerales de estaño*. Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín. <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/3210>

- Vera, C. (2019). *Evaluación del efecto de nuevos reactivos colectores y depresores para mejorar la recuperación del proceso de flotación en los circuitos de plomo y zinc de la planta concentradora Antonio Raymondi*. Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín. <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/9207>
- Yalcin, E., & Kelebek, S. (2011). *Flotation kinetics of a pyritic gold ore*. International Journal of Mineral Processing, 98(1-2), 48-54.
<https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.minpro.2010.10.005>
- Yekeler, M., & Yekeler, H. (2006). *A density functional study on the efficiencies of 2-mercaptobenzoxazole and its derivatives as chelating agents in flotation processes*. Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects, 268(1-3), 121-125. <https://doi.org/10.1016/j.colsurfa.2006.03.012>
- Yoon, R. (2000). *The role of hydrodynamic and surface forces in bubble–particle interaction*. International Journal of Mineral Processing, 58(1-4), 129-1423.
[https://doi.org/10.1016/S0301-7516\(99\)00071-X](https://doi.org/10.1016/S0301-7516(99)00071-X)
- Yu, J., Zhang, X., & Liu. (2025). *A novel eco-friendly depressant Scutellaria Baicalensis Extract SBE and its performance on flotation separation of chalcopyrite from sphalerite: A combined experimental and mechanism investigation*. Chemical Physics, 591(112541). <https://doi.org/10.1016/j.chemphys.2024.112541>
- Zevallos, P. (2024). *Efecto de la molienda y dosificación de reactivo activador en la recuperación de zinc en la celda TC-30 N°2 de flotación rouguer de zinc en empresa minera, Pasco 2023*. Cerro de Pasco: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion. <http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/4495>.

Anexos

	Pág.
Anexo 1: Esquema de las pruebas cíclicas.....	1
Anexo 2: Participantes de la investigación.....	2
Anexo 3: Desarrollo de las pruebas de flotación	3

Anexo 1: Esquema de las pruebas cíclicas



Anexo 2: Participantes de la investigación



Anexo 3: Desarrollo de las pruebas de flotación

