

**UNIVERSIDAD DE CONCEPCION**

Facultad de Ingeniería

Departamento de Ingeniería Metalúrgica

**Profesor Patrocinante**

Dr. Andrés Ramírez Madrid

**Ingeniero Supervisor**

Rodrigo Ceballos

Santiago Honores

**ESTUDIO DEL PROCESO DE FLOTACIÓN CLEANER EN  
DIVISIÓN CHUQUICAMATA, CODELCO**

**MATÍAS IGNACIO ACUÑA CARES**

Informe de memoria de título

Para optar al Título de

Ingeniero Civil Metalúrgico

Enero 2025

## Agradecimientos

Agradecer primeramente a las personas más importantes en mi vida, mi familia, empezando por mi madre, por ayudarme siempre en cualquier momento, enseñarme a ser la excelente persona en la que me eh convertido y darme los valores con los cuales me desempeñaré en todo ámbito de la vida, a mi padre por enseñarme lo que es el esfuerzo, trabajo duro y como superarse en la vida, tías, tíos, abuelos que aprecio y son lo más importante en mi vida junto a mis hermanos pequeños Amanda y Benjamín que me dan la fuerza para lograr mis objetivos en la vida y me motivan a ser una mejor persona y un ejemplo para ellos.

A mi pareja que me ha acompañado a lo largo del proceso y ha sido un pilar fundamental en este camino que eh tomado siempre apoyándome.

Agradecer por la oportunidad que se me dio al poder desarrollar mis capacidades en CODELCO, a todo el personal de gerencia concentradora, equipo completo de laboratorio de caracterización metalúrgico, al equipo de flotación y recuperación de agua por la ayuda brindada en especial a Rodrigo Ceballos, Santiago Honores, Waldo Silva, Claudio Blaña, Osvaldo Escobar, Mauricio Inostroza, Luis Paycho. Grandes profesionales y aún más grandes personas que me ayudaron a formarme como profesional en estos meses de investigación.

Agradecer a grandes amigos que me ha dado la vida y son un apoyo en lo académico como en lo personal, gracias Basti, Nico, Marco, Javi, Juan, Bat por marcar mi etapa universitaria y enseñarme la metalurgia champagne.

Finalmente agradecer al profesor Andrés Ramírez por la ayuda brindare para culminar mi etapa universitaria, la ayuda constante y los consejos tantos académicos como personales.

## Resumen

La presente investigación se enfocó en el análisis del proceso de flotación cleaner en la División Chuquicamata de CODELCO, con el objetivo principal de maximizar la recuperación de cobre y optimizar los parámetros operacionales de la planta concentradora. A través del estudio de datos históricos y la realización de pruebas de laboratorio, se identificaron las principales áreas de pérdida de cobre, prestando especial atención al impacto de variables como el pH, la dosificación de reactivos y el porcentaje de sólidos en la eficiencia del proceso.

Los resultados indicaron las pérdidas principales de Cobre están presentes tanto en la flotación Rougher A-2 tanto como flotación cleaner con un 64% de pérdidas acumuladas entre estos dos procesos. Se observó que un ajuste del pH en un rango de 11,0 a 11,5 incrementó la recuperación de cobre hasta un 97% en el proceso cleaner, se determinó que un porcentaje de sólidos entre 25% y 30% es óptimo para mejorar la eficiencia en el proceso cleaner debido a las mejores recuperaciones en relación a porcentaje de sólidos más altos.

Los datos sugieren que el uso de reactivos, como el xantato isobutílico y/o el espumante experimental aero, en combinación con un ajuste preciso del pH, podría incrementar significativamente la eficiencia del proceso.

En base a estos hallazgos, se recomienda:

1. Estandarizar el pH operativo en un rango de 11,0 a 11,5 para maximizar la recuperación de cobre.
2. Realizar pruebas industriales que validen el uso de reactivos adicionales, como el xantato isobutílico y espumantes como el aero que mejoren el colchón de espuma y la estabilidad de esta.
3. Mantener el porcentaje de sólidos entre 25% y 30% para el proceso cleaner y entre 17% y 23% para el proceso scavenger, asegurando un equilibrio óptimo entre recuperación de cobre y reducción de ganga.

Este estudio proporciona una base sólida para futuras optimizaciones en la flotación cleaner de Chuquicamata, ofreciendo recomendaciones aplicables a nivel industrial para mejorar la rentabilidad y eficiencia del proceso de concentración de cobre.

## Abstract

This research focused on analyzing the cleaner flotation process at CODELCO's Chuquicamata Division, with the main objective of maximizing copper recovery and optimizing the operational parameters of the concentrator plant. Through the study of historical data and laboratory testing, the main areas of copper loss were identified, with special attention to the impact of variables such as pH, reagent dosage, and solids percentage on process efficiency.

The results indicated that the primary copper losses occur in the Rougher A-2 and cleaner flotation stages, accounting for 64% of the accumulated losses between these two processes. It was observed that adjusting the pH within a range of 11.0 to 11.5 increased copper recovery up to 97% in the cleaner process. Additionally, it was determined that maintaining a solids percentage between 25% and 30% is optimal for improving cleaner flotation efficiency due to better recoveries compared to higher solids percentages.

The data suggest that the use of reagents, such as isobutyl xanthate and/or the experimental frother Aero, in combination with precise pH adjustments, could significantly enhance process efficiency.

Based on these findings, the following recommendations are proposed:

1. Standardize the operational pH within a range of 11.0 to 11.5 to maximize copper recovery.
2. Conduct industrial trials to validate the use of additional reagents, such as isobutyl xanthate and Aero frothers, which improve the foam layer and its stability.
3. Maintain solids percentages between 25% and 30% for the cleaner process and between 17% and 23% for the scavenger process, ensuring an optimal balance between copper recovery and gangue reduction.

This study provides a solid foundation for future optimizations in Chuquicamata's cleaner flotation process, offering recommendations applicable at an industrial level to enhance the profitability and efficiency of the copper concentration process.

# Índice

<b>1</b>	<b>INTRODUCCIÓN.....</b>	<b>1</b>
1.1	DIVISIÓN CHUQUICAMATA .....	1
1.2	DESCRIPCIÓN DEL TEMA.....	2
1.3	ORIGEN MINERAL.....	3
1.4	OBJETIVOS GENERALES.....	6
1.5	OBJETIVOS ESPECÍFICOS.....	6
<b>2</b>	<b>ANTECEDENTES .....</b>	<b>7</b>
2.1	FLOTACIÓN .....	7
2.2	ADHESIÓN PARTÍCULA-BURBUJA .....	7
2.3	REACTIVOS EN PROCESO DE FLOTACIÓN .....	8
2.3.1	<i>Modificadores de pH</i> .....	8
2.3.2	<i>Colectores</i> .....	8
2.3.3	<i>Colectores aniónicos</i> .....	9
2.3.4	<i>Colectores no polares</i> .....	10
2.3.5	<i>Espumantes</i> .....	10
2.3.6	<i>Porcentaje de sólidos</i> .....	11
2.3.7	<i>Liberación</i> .....	11
2.4	FLUORESCENCIA DE RAYOS X (FRX) .....	11
2.5	MICROSCOPIA QEMSCAN.....	12
2.5.1	<i>Flotación Rougher A1</i> .....	12
2.5.2	<i>Flotación Rougher A2</i> .....	13
2.5.3	<i>Flotación Rougher A0</i> .....	15
2.5.4	<i>Remolienda de concentrado Rougher</i> .....	16
2.5.5	<i>Flotación Cleaner y Scavenger</i> .....	17
<b>3</b>	<b>METODOLOGÍA .....</b>	<b>19</b>
3.1	DATA HISTÓRICA.....	19
3.1.1	<i>Herramientas de recolección de datos</i> .....	19
3.1.2	<i>Procedimiento de obtención de datos</i> .....	19
3.2	MINERAL.....	20
3.2.1	<i>Descripción del mineral</i> .....	20
3.3	MUESTREO GENERAL PROCESO FLOTACIÓN COLECTIVA .....	20
3.4	MUESTREO PROCESO FLOTACIÓN CLEANER .....	21

3.4.1	<i>Procedimiento de muestreo de pulpa flotación cleaner</i>	24
3.5	PRUEBAS DE LABORATORIO	24
3.5.1	<i>Pruebas de flotación</i>	24
3.5.2	<i>Reactivos químicos</i>	25
3.5.3	<i>Condiciones de flotación</i>	26
3.5.4	<i>Pruebas iniciales</i>	26
3.5.5	<i>Pruebas con reactivos</i>	27
3.5.6	<i>Pruebas con espumante experimental</i>	27
3.5.7	<i>Pruebas con porcentaje de sólidos etapa scavenger</i>	27
3.5.8	<i>Pruebas con porcentaje de sólidos etapa cleaner</i>	28
3.5.9	<i>Pruebas de Remolienda</i>	28
3.6	MICROSCOPIA QEMSCAN	29
3.6.1	<i>Distribución granulométrica</i>	29
<b>4</b>	<b>RESULTADOS Y DISCUSIONES</b>	<b>30</b>
4.1	RESULTADOS MUESTREO GENERAL FLOTACIÓN COLECTIVA	30
4.2	PRUEBAS INICIALES	33
4.2.1	<i>Efecto pH</i>	33
4.2.2	<i>Efecto adición de reactivos</i>	35
4.2.3	<i>Tiempo de remolienda y porcentaje de sólidos</i>	35
4.3	RESULTADOS PRUEBAS CON REACTIVOS	38
4.3.1	<i>Efecto de la dosificación de reactivos</i>	39
4.4	REACTIVO ESPUMANTE EXPERIMENTAL	40
4.5	BARRIDO DE SÓLIDOS FLOTACIÓN CLEANER	43
4.5.1	<i>Efecto porcentaje de sólidos en proceso cleaner</i>	43
4.6	BARRIDO DE SÓLIDOS FLOTACIÓN SCAVENGER	45
4.6.1	<i>Efecto porcentaje de sólidos en flotación scavenger</i>	46
4.7	LIBERACIÓN	48
4.8	RESULTADOS ANÁLISIS QEMSCAN	51
4.9	ESTADO MECÁNICO DE EQUIPOS	58
<b>5</b>	<b>EVALUACIÓN ECONÓMICA</b>	<b>59</b>
<b>6</b>	<b>CONCLUSIONES</b>	<b>61</b>
6.1	RECOMENDACIONES	62
	EVALUACIÓN PÉRDIDAS DE COBRE EN PROCESO FLOTACIÓN ROUGHER A-2	62

PRUEBAS INDUSTRIALES EN PROCESO FLOTACIÓN CLEANER .....	62
<i>pH</i> .....	62
<i>Porcentaje de sólidos</i> .....	62
<i>Control de malla #325</i> .....	63
<b>BIBLIOGRAFÍA .....</b>	<b>64</b>
<b>ANEXOS .....</b>	<b>66</b>
ANEXO 1 .....	66
ANEXO 1 .....	66
ANEXO 2.....	67
ANEXO 3.....	67
ANEXO 4.....	67
ANEXO 5.....	67
ANEXO 6.....	68
ANEXO 7.....	68

## Índice de tablas

<b>Tabla 1:</b> Equipos planta molienda A-1. ....	12
<b>Tabla 2:</b> Equipos planta molienda A-2. ....	14
<b>Tabla 3:</b> Equipos planta molienda A-0. ....	15
<b>Tabla 4:</b> Condiciones de laboratorio. ....	26
<b>Tabla 5:</b> Condiciones pruebas iniciales.....	26
<b>Tabla 6:</b> Condiciones pruebas con reactivos .....	27
<b>Tabla 7:</b> Condiciones pruebas con espumante.....	27
<b>Tabla 8:</b> Condiciones variando porcentaje de sólidos.....	28
<b>Tabla 9:</b> Pruebas con porcentaje de sólidos. ....	28
<b>Tabla 10:</b> Condiciones a diferentes tiempos de molienda.....	28
<b>Tabla 11:</b> Reporte de toneladas de mineral por corriente en muestreo flotación colectiva. .....	30
<b>Tabla 12:</b> Reporte de leyes muestreo general. ....	31
<b>Tabla 13:</b> Resultados recuperaciones, leyes de alimento, leyes de concentrado y condiciones pruebas de flotación. ....	33
<b>Tabla 14:</b> Resultados recuperación, ley de alimento, ley de concentrado en pruebas remolienda y porcentaje de sólidos. ....	36
<b>Tabla 15:</b> Resultados recuperaciones, ley de alimento, ley de concentrado en pruebas de dosificación de reactivos.....	38
<b>Tabla 16:</b> Resultados recuperación, ley de alimento, ley de concentrado para pruebas con espumante experimental. ....	41
<b>Tabla 17:</b> Resultados recuperación, ley de alimento, ley de concentrado para pruebas variando porcentaje de sólidos de alimentación a proceso flotación cleaner. ....	43
<b>Tabla 18:</b> Resultados recuperación, ley de alimento, ley de concentrado para pruebas variando porcentaje de sólidos al proceso de flotación scavenger.....	46
<b>Tabla 19:</b> Resultados recuperación, ley de alimento, ley de concentrado para pruebas de flotación variando porcentaje pasante a la malla Tyler #325, analizando condiciones de liberación de partículas.....	48
<b>Tabla 20:</b> Resultados análisis QEMSCAN .....	52
<b>Tabla 21:</b> Estadística tamaño grano (um) .....	53

<b>Tabla 22:</b> Ley por muestra. ....	55
<b>Tabla 23:</b> Ganancias de cobre fino .....	59
<b>Tabla 24:</b> Resultados pruebas pH.....	66
<b>Tabla 25:</b> Resultados variando dosificación de reactivos.....	67
<b>Tabla 26:</b> Resultados efecto molienda y %S.....	67
<b>Tabla 27:</b> Resultados pruebas a distintas dosificaciones de reactivos. ....	67
<b>Tabla 28:</b> Resultados al variar dosificación de reactivo .....	67
<b>Tabla 29:</b> Resultados variando %S.....	68

## Índice de Figuras

<b>Figura 1:</b> División Chuquicamata, Calama, Chile (CODELCO, 2024). .....	1
<b>Figura 2:</b> Esquema general planta molienda-flotación (elaboración propia). .....	2
<b>Figura 3:</b> Recuperación Cu plantas Rougher del año 2022-2024 (SIP, 2024). .....	3
<b>Figura 4:</b> Recuperación Cu vs %RT (SIP, 2024) .....	4
<b>Figura 5:</b> Variación recuperación cleaner Jul 2023- Dic 2023 (SIP, 2024). .....	4
<b>Figura 6:</b> Variación cola de barrido en proceso cleaner global (FRA, 2024). .....	5
<b>Figura 7:</b> Diagrama proceso de flotación (Elaboración propia) .....	7
<b>Figura 8:</b> Adhesión partícula-burbuja (elaboración propia) .....	8
<b>Figura 9:</b> Adhesión del colector a la superficie del mineral (adaptación gráfica) (Yianatos, 2005). .....	9
<b>Figura 10:</b> Efectividad de colectores según pH (Yianatos, 2005). .....	9
<b>Figura 11:</b> Hidrofobicidad molibdenita (MoS <sub>2</sub> ) (Wills, 2000). .....	10
<b>Figura 12:</b> Bosquejo teórico espumantes en flotación (Yianatos, 2005). .....	11
<b>Figura 13:</b> Técnica de fluorescencia de rayos X FRX (ResearchGate, 2024). .....	12
<b>Figura 14:</b> Flowsheet molienda A-1 (SIP, 2024). .....	13
<b>Figura 15:</b> Flowsheet Flotación Rougher A-1 (Elaboración propia). .....	13
<b>Figura 16:</b> Flowsheet molienda A-2 (SIP, 2024). .....	14
<b>Figura 17:</b> Flowsheet flotación Rougher A-2 (elaboración propia). .....	15
<b>Figura 18:</b> Flowsheet molienda A-0 (SIP, 2024). .....	16
<b>Figura 19:</b> Flowsheet flotación Rougher A-0 (elaboración propia). .....	16
<b>Figura 20:</b> Flowsheet proceso de remolienda (elaboración propia). .....	17
<b>Figura 21:</b> Flowsheet flotación Cleaner y Scavenger (SIP, 2024). .....	18
<b>Figura 22:</b> Etapas de investigación. ....	19
<b>Figura 23:</b> Blending promedio ene-ago. 2023 (SIP, 2024) .....	20
<b>Figura 24:</b> Puntos de muestreo general proceso flotación colectiva. ....	22
<b>Figura 25:</b> Esquema muestreo flotación cleaner .....	23
<b>Figura 26:</b> Cortador de profundidad. ....	24
<b>Figura 27:</b> Esquema celda (a) Celda laboratorio (b) .....	25
<b>Figura 28:</b> Pérdidas totales de cobre en proceso flotación colectiva (elaboración propia). ..	31

<b>Figura 29:</b> Recuperación Cu vs recuperación en peso, efecto pH en recuperación de Cu en flotación cleaner. ....	34
<b>Figura 30:</b> Resultados variando dosificación de reactivos en recuperación de Cu.....	35
<b>Figura 31:</b> Recuperación Cu vs Recuperación en peso para principales factores de flotación (pH, reactivos, porcentaje de sólidos, tiempo remolienda).....	37
<b>Figura 32:</b> Recuperación Cu vs tiempo de flotación, cinética obtenida para cada prueba realizada.....	38
<b>Figura 33:</b> Recuperación Cu vs recuperación en peso pruebas variando dosificación de reactivos.....	40
<b>Figura 34:</b> Recuperación Cu vs tiempo de flotación (8 minutos), pruebas y condiciones de flotación por prueba efectuada .....	40
<b>Figura 35:</b> Recuperación Cu vs recuperación en peso.....	42
<b>Figura 36:</b> Recuperación Cu vs tiempo flotación.....	42
<b>Figura 37:</b> Recuperación Cu vs recuperación en peso para pruebas de flotación variando porcentaje de sólidos en proceso flotación cleaner.....	44
<b>Figura 38:</b> Recuperación Cu vs porcentaje de sólidos al tiempo final de flotación (8 minutos).....	45
<b>Figura 39:</b> Recuperación Cu vs tiempo de flotación (cinética por prueba realizada).....	45
<b>Figura 40:</b> Recuperación Cu vs recuperación en peso para las pruebas de flotación variando porcentaje de sólidos en proceso flotación scavenger.....	47
<b>Figura 41:</b> Recuperación Cu vs Tiempo de flotación (cinética pruebas variando porcentaje de sólidos en alimentación proceso scavenger).....	48
<b>Figura 42:</b> Recuperación Cu vs recuperación en peso variando porcentajes pasantes malla tyler #325.....	49
<b>Figura 43:</b> Recuperación Cu vs tiempo flotación (cinética de cada prueba realizada).....	50
<b>Figura 44:</b> Recuperación vs %+#325.....	50
<b>Figura 45:</b> Composición mineralógica de las muestras.....	54
<b>Figura 46:</b> Distribución de Cobre por muestra.....	56
<b>Figura 47:</b> Imágenes partículas calcopirita.....	57
<b>Figura 48:</b> Distribución tamaño de partícula por muestra.....	58
<b>Figura 49:</b> Porcentaje de cobre en colas proceso cleaner por líneas de flotación.....	59
<b>Figura 50:</b> Reporte de flujos máxicos muestreo general flotación colectiva.....	66

## Nomenclatura

DCH: División Chuquicamata.

DRT: Radomiro Tomic

CODELCO: corporación nacional del Cobre.

SIP: Superintendencia ingeniería de procesos.

FRA: Superintendencia flotación y recuperación de Agua.

Cleaner: Proceso de limpieza en flotación de minerales.

Scavenger: Proceso de flotación de colas provenientes de flotación cleaner.

PI System ProcessBook: Sistema de extracción de datos en línea

AFP: Alimentación

CP: Concentrado

KP: Colas

Hostafлот: Colector primario usado en proceso de flotación.

Xantato: Colector secundario usado en proceso de flotación.

Std: Estándar.

%S: Porcentaje de sólidos.

Conc: Concentrado.

Esp: Espumante.

μm: Micrones.

ktpd: Miles de toneladas por día

# 1 INTRODUCCIÓN

## 1.1 División Chuquicamata

DCH es una de las minas de cobre a cielo abierto más grandes del mundo, ubicada a 15 km al norte de Calama, en la región de Antofagasta. Esta mina, que pertenece a la Corporación Nacional del Cobre (CODELCO), ha sido un pilar fundamental en la industria minera de Chile desde su puesta en marcha en mayo de 1915. A lo largo de más de un siglo de operación continua, Chuquicamata ha experimentado numerosas transformaciones para mantener su posición de liderazgo en la minería mundial.

Uno de los hitos más significativos en la historia reciente de Chuquicamata fue la inauguración de Chuquicamata Subterránea en agosto de 2019. Este proyecto es esencial para la continuidad operativa de la división, ya que permite la explotación de reservas de minerales sulfurados ubicadas a profundidades de hasta un kilómetro debajo del yacimiento original. La transición hacia una operación subterránea no solo busca modernizar y hacer más segura la explotación minera, sino también garantizar la sostenibilidad a largo plazo de esta división (CODELCO, 2024).

Las reservas del yacimiento de Chuquicamata se estiman en 1.028 millones de toneladas de mineral con una ley de cabeza de 0.82% de cobre. Estas reservas no solo sustentan la operación actual, sino que también desempeñarán un papel crucial en el desarrollo sostenible de Chile durante al menos cuatro décadas más. En 2021, la División Chuquicamata produjo 319.280 toneladas métricas de cobre fino y 265.842 kilogramos de plata, subrayando su importancia en la industria minera nacional (CODELCO, 2024)

En la Figura 1 se observa una vista panorámica de división Chuquicamata.

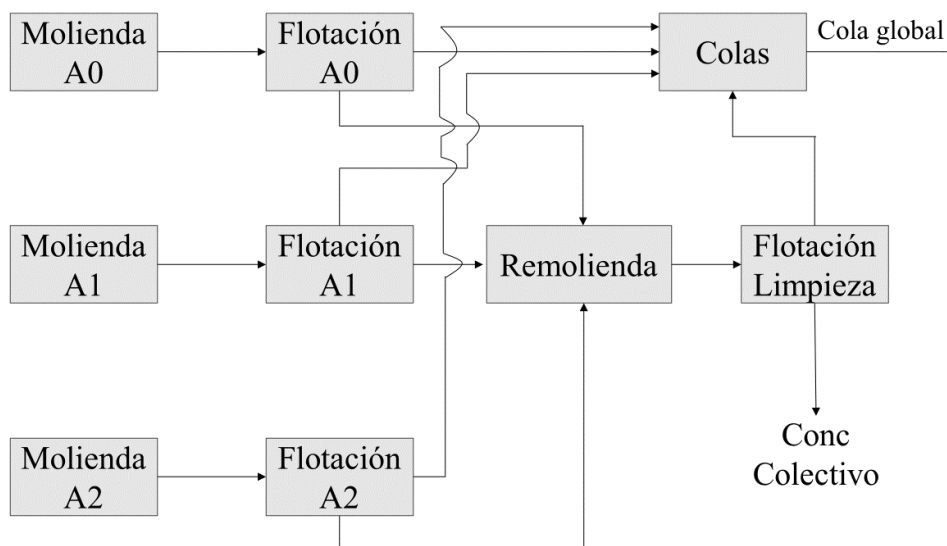


**Figura 1:** División Chuquicamata, Calama, Chile (CODELCO, 2024).

## 1.2 Descripción del tema

El proceso de flotación en la planta concentradora Chuquicamata ha desempeñado un papel de vital importancia a lo largo de su historia. En la actualidad, y proyectando el futuro, la disminución de las leyes minerales presenta desafíos operativos que requieren abordarse con el objetivo de mantener un rendimiento eficiente y asegurar la viabilidad del negocio.

Debido a la antigüedad operativa de la planta, existen áreas de mejora, con un enfoque específico en las etapas cleaner y scavenger del proceso de flotación, debido a la poca automatización del proceso (flujómetros, ley de pulpa en línea, etc.). Además, la baja en las leyes minerales impulsa la necesidad de procesar mayores volúmenes de mineral para mantener una producción acorde al plan establecido. En este contexto, el diagrama de flujos o flowsheet de la planta ha experimentado modificaciones a lo largo del tiempo, buscando constantemente optimizar la eficiencia del proceso. En la actualidad, la planta cuenta con tres líneas de flotación primaria o Rougher (A0, A1, A2), alimentadas con mineral previamente chancado y clasificado por medio de hidrociclones. La pulpa resultante de las flotaciones Rougher se somete a un proceso de remolienda antes de pasar a las etapas Cleaner y Scavenger, culminando en la obtención de un concentrado colectivo con una ley de cobre promedio del 28% (SIP, 2024). En la Figura 2 es visualizado el flowsheet general y resumido de la concentradora en la división Chuquicamata.

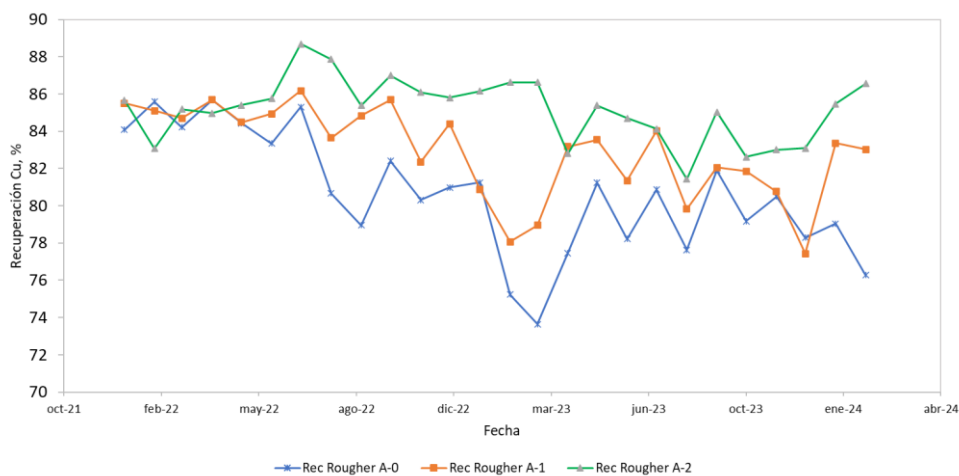


**Figura 2:** Esquema general planta moliente-flotación (elaboración propia).

### 1.3 Origen mineral

La planta concentradora Chuquicamata recibe su suministro de tres fuentes de alimentación: mina rajo, mina subterránea y mineral proveniente de la división Radomiro Tomic (RT). Cada una presenta características geo metalúrgicas diferentes lo que dificulta la operación. Entre los principales desafíos de cada mina se mencionan: altos índices de dureza del rajo Chuquicamata, altos niveles de arcilla y humedad del rajo Radomiro Tomic y finalmente, envíos de inchancables de fortificación de Chuquicamata Subterránea. Asimismo, la División se encuentra en un período de transición entre las operaciones a cielo abierto y subterránea, aumentando gradualmente la producción de Chuquicamata Subterránea hasta un régimen de 140 ktpd. En la actualidad, se vuelve crítico maximizar el rendimiento de los equipos mecánicos y las líneas de flotación para garantizar la eficacia operativa y la rentabilidad del proceso (SIP, 2024).

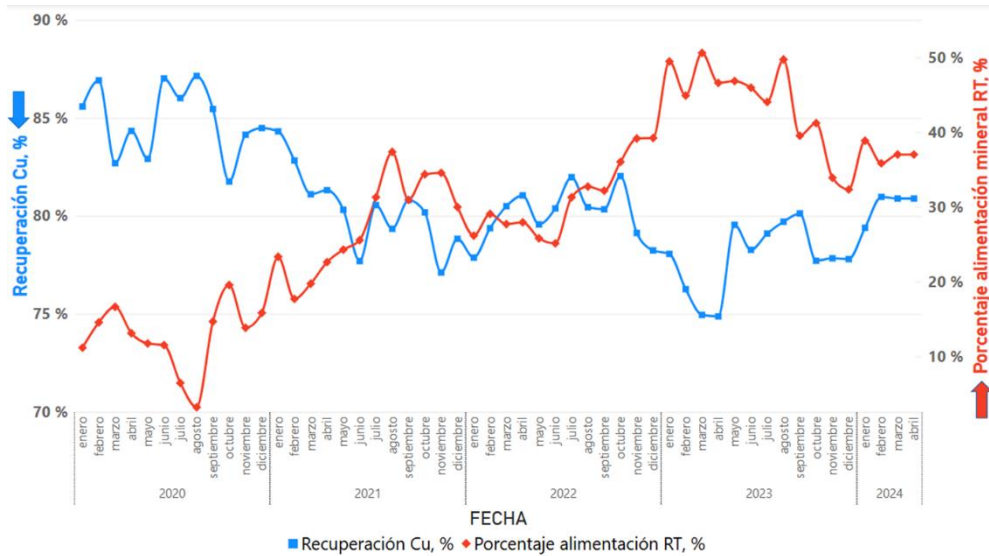
En la Figura 3 se presentan las recuperaciones históricas desde el año 2022 hasta 2024 de cobre en las flotaciones Rougher A-0, A-1, A-2 respectivamente, en la cual se observa una baja en la recuperación desde diciembre del 2022 debido al aumento de alimentación de mineral proveniente desde división Radomiro Tomic. La planta A-2 presenta mejores recuperaciones debido al blending mineral distribuido en la planta concentradora, priorizando mineral proveniente de mina subterránea con leyes cercanas al 1% de Cu, sin embargo, la planta A-0 presenta menores leyes de alimentación al alimentarse con mezcla de mineral proveniente de DRT y mina rajo Chuquicamata con leyes promedio de 0,7%Cu



**Figura 3:** Recuperación Cu plantas Rougher del año 2022-2024 (SIP, 2024).

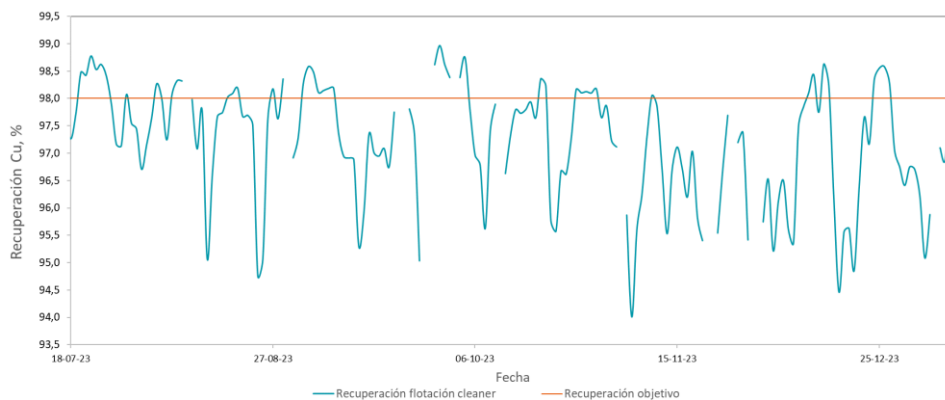
La baja recuperación de las plantas A-1/A-0 con relación a la planta A-2 se debe además al mineral alimentado proveniente de DRT en las plantas mencionadas anteriormente, mineral conocido por presentar problemas al momento de querer recuperar partículas valiosas en el proceso de flotación.

Esto es apreciado de mejor forma en la Figura 4, en donde se relaciona directamente la recuperación de cobre versus el porcentaje de alimentación de RT, se aprecia el aumento del porcentaje de alimentación a la concentradora por parte de RT en diciembre del 2022, lo que explicaría las pérdidas y la baja en la recuperación de cobre en las etapas Rougher para esa misma fecha.



**Figura 4:** Recuperación Cu vs %RT (SIP, 2024)

Correlacionado con la tendencia a la baja en el proceso de flotación Rougher. En la Figura 5 se presenta la variabilidad desde Julio 2023 hasta diciembre 2023 en la recuperación de cobre en el proceso de flotación cleaner-scavenger, donde se puede observar una tendencia de datos bajo un 98% que sobre o igual a este valor, siendo el valor estándar de recuperación.

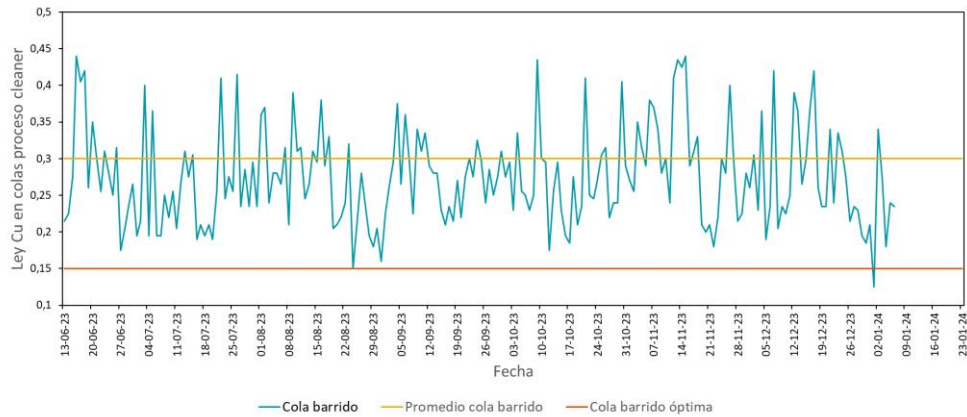


**Figura 5:** Variación recuperación cleaner Jul 2023- Dic 2023 (SIP, 2024).

Debido a la disminución en la recuperación global durante el proceso de flotación cleaner-scavenger, lógicamente se ha observado un aumento en las pérdidas de cobre en las colas del

proceso. Esto se refleja en una tendencia al alza en las colas del proceso cleaner, con una ley promedio de cobre de 0,3% Cu, como se muestra en la Figura 6.

Con estos antecedentes, es crucial identificar dónde se están produciendo las pérdidas de cobre en el proceso para mejorar su recuperación. Se investigará en qué etapa del proceso de flotación colectiva se están registrando pérdidas significativas de cobre, las cuales pueden estar distribuidas tanto en las colas del proceso Rougher como en las del proceso Cleaner.



**Figura 6:** Variación cola de barrido en proceso cleaner global (FRA, 2024).

## **1.4 Objetivos Generales**

- Evaluar alternativas para la mejora del proceso de flotación cleaner colectiva en la planta concentradora de la División Chuquicamata, con el fin de optimizar los parámetros operacionales y mejorar la recuperación de cobre.

## **1.5 Objetivos Específicos**

- Estudio del circuito de flotación para encontrar puntos críticos de pérdidas de cobre.
- Realizar muestreos de operación de la planta considerando los flowsheet actuales y las variaciones propuestas a partir de resultados de laboratorio, con el fin de plantear recomendaciones que permitan ajustar y optimizar el proceso.
- Ajustar parámetros operacionales y dosis de los reactivos utilizados en el proceso buscando minimizar las pérdidas de cobre.

## 2 ANTECEDENTES

### 2.1 Flotación

La etapa de flotación es el proceso más utilizado en la concentración de minerales, es un proceso fisicoquímico que consiste en adherir selectivamente burbujas de gas (aire, nitrógeno) a partículas minerales valiosas las que son colectadas como un “concentrado” rico en el elemento de interés (Cu, Mo), la corriente de partículas no valiosas o ganga se denomina “cola” (relave) de flotación y tiene una baja concentración del elemento valioso (Gutiérrez, 2022). En la Figura 7 se presenta el esquema general del proceso de flotación de minerales valiosos.

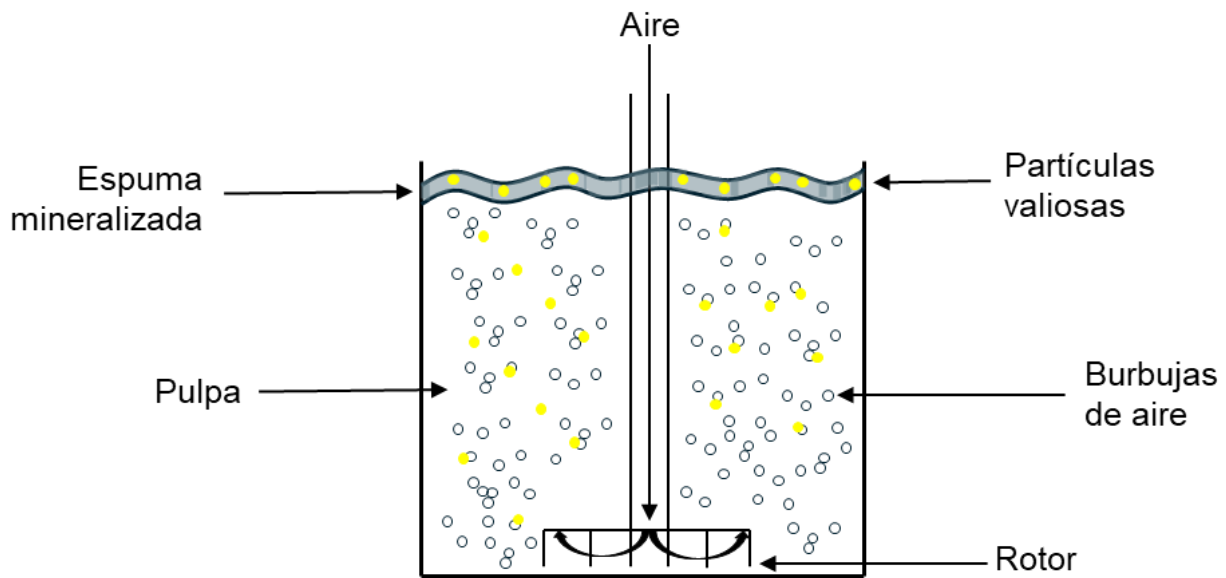
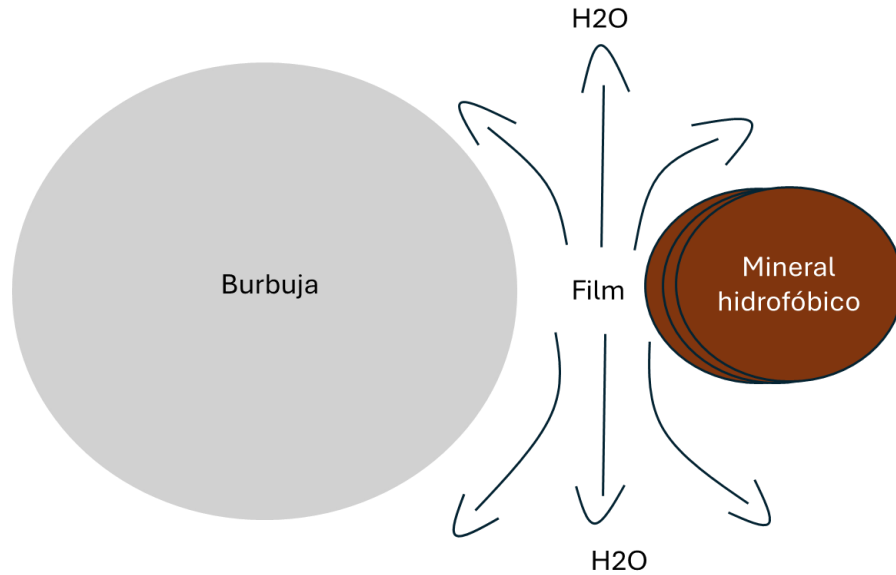


Figura 7: Diagrama proceso de flotación (Elaboración propia)

### 2.2 Adhesión partícula-burbuja

La adhesión partícula-burbuja es el fenómeno más importante para que se logre separar minerales valiosos de gangas, este fenómeno viene dado por la hidrofobicidad de los minerales, permitiendo una mayor adherencia entre la partícula valiosa y la burbuja. Partículas como la molibdenita, azufre o grafito presentan hidrofobicidad natural, para el caso de sulfuros de cobre se debe inducir hidrofobicidad al adicionar reactivos específicos (SIP, 2024).

La adhesión se logra al disminuir el film de agua presente en la interfase partícula-burbuja como se observa con mayor detalle en la Figura 8.



**Figura 8:** Adhesión partícula-burbuja (elaboración propia)

## 2.3 Reactivos en proceso de flotación

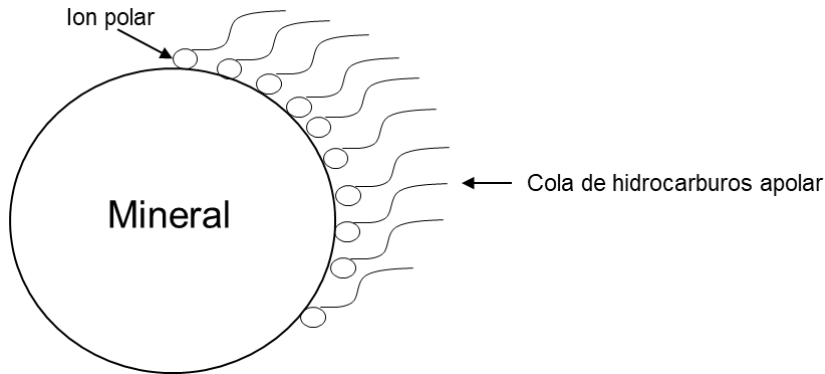
### 2.3.1 Modificadores de pH

El control del pH en flotación es crucial para optimizar la recuperación de partículas valiosas, ya que permite condiciones adecuadas para la flotación colectiva y selectiva. Generalmente, la flotación se realiza en medios alcalinos porque estabiliza los colectores, reduce la corrosión y mejora el proceso. En Chuquicamata se emplea lechada de cal para controlar el pH, precipitar sales solubles y actuar como depresor de la pirita, formando películas superficiales que reducen la adsorción del xantato en minerales no deseados, sin afectar los minerales de cobre. Además, su bajo costo permite su uso continuo en molienda para estabilizar el pH en rangos estándar de 10,5-10,8 durante la flotación Rougher.

### 2.3.2 Colectores

Para que los minerales puedan flotar, es necesario impartirles una calidad hidrofóbica. Para ello, se utilizan colectores en el proceso de flotación, los cuales requieren un tiempo específico para adsorberse durante la agitación, conocido como periodo de acondicionamiento. Los colectores son compuestos orgánicos que, al adsorberse sobre la superficie del mineral lo vuelven hidrofóbico, reduciendo la estabilidad de la capa hidratada que separa la superficie del mineral de la burbuja de aire (Wills, 2000). Estos se dividen en dos grupos principales, colectores iónicos y no iónicos, los colectores iónicos son aquellos que, al disolverse en agua, se disocian en iones, estos reactivos poseen una carga eléctrica clasificándose en dos grupos según la carga del ion activo (catiónicos y

aniónicos) (Estudiante anónimo, s.f.) a diferencia de los no iónicos los cuales no se disocian en agua por lo cual no generan iones en solución, en lugar de interactuar mediante cargas, la adsorción de estos colectores en las superficies de los minerales ocurre por interacciones de Van Der Waals o por uniones específicas que no dependen de la carga (Estudiante anónimo, s.f.). En la Figura 9 se aprecia el funcionamiento gráficamente de un colector.

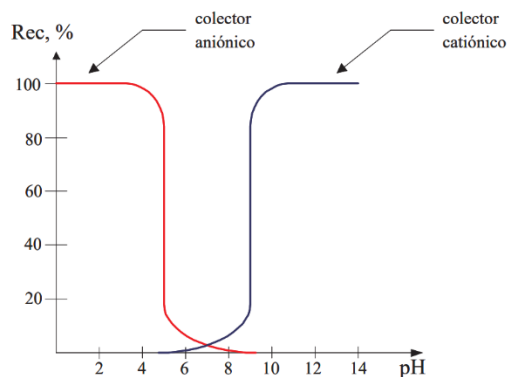


**Figura 9:** Adhesión del colector a la superficie del mineral (adaptación gráfica) (Yianatos, 2005).

### 2.3.3 Colectores aniónicos

Los colectores más usados en la flotación de minerales se clasifican en dos tipos según la estructura del grupo polar. Los colectores más comunes son de tipo sulfhidrilo, donde el grupo polar contiene azufre bivalente. Estos son muy efectivos y selectivos en la flotación de minerales de sulfuro, destacando los xantogenatos (xantatos) y los ditifosfatos (Wills, 2000).

En división Chuquicamata son utilizados dos colectores, como colector primario es utilizado Hostafлот-7257 en dosis de 35 g/t estándar y un colector secundario Xantato Isobutílico en dosificaciones de 15 g/t. A continuación, se observa en la Figura 11 el comportamiento de los colectores aniónicos y catiónicos según el rango de pH en que se trabaje.



**Figura 10:** Efectividad de colectores según pH (Yianatos, 2005).

### 2.3.4 Colectores no polares

La flotación asistida con derivados del petróleo (Emulsion Flotation) se utiliza para tratar sólidos con flotabilidad natural como carbón, talco, grafito y molibdenita. En este proceso, el derivado del petróleo insoluble en agua actúa como colector (Sarquís et al, 2001).

El colector no polar tiene la función específica de lograr la hidrofobicidad completa de la molibdenita ( $\text{MoS}_2$ ). Aunque esta partícula presenta hidrofobicidad natural en sus caras basales, sus caras laterales son hidrofílicas. El objetivo al adicionar el colector polar es inducir la hidrofobicidad en las caras laterales de la molibdenita. En la división Chuquicamata, se utiliza diésel como colector no polar en una dosis de 10 g/t. La Figura 11 muestra la estructura de la molibdenita y la hidrofobicidad de sus caras basales y laterales.

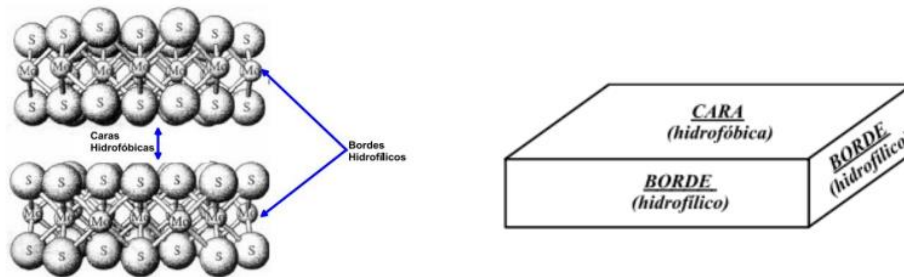


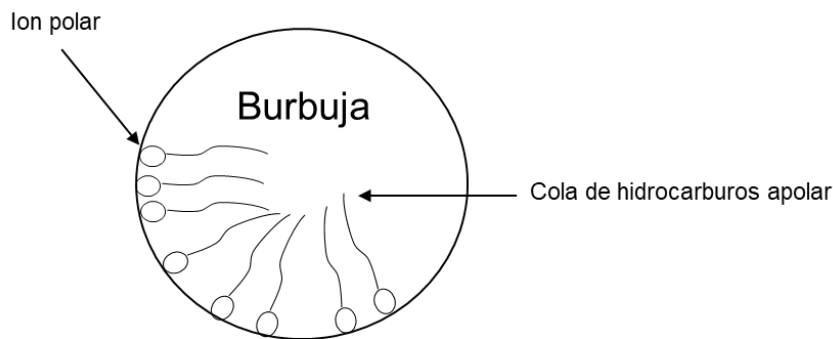
Figura 11: Hidrofobicidad molibdenita ( $\text{MoS}_2$ ) (Wills, 2000).

### 2.3.5 Espumantes

En el proceso de flotación, es fundamental introducir burbujas de aire que, al colisionar con las partículas del mineral, permiten su adhesión. Dentro de las celdas de flotación, también se observa la coalescencia de burbujas, un fenómeno que el espumante ayuda a controlar. La función del espumante es modificar las propiedades superficiales de las burbujas, reduciendo la coalescencia para mantenerlas estables (Universidad Politécnica de Cartagena).

Las burbujas generadas por el agua en la celda, sin la presencia de un espumante, no son lo suficientemente estables cuando se agitan con aire, colapsando rápidamente. Al añadir un espumante, se forma una espuma estable que facilita la adhesión de las partículas valiosas a las burbujas. La estabilidad de esta espuma depende en gran medida de la interacción del espumante con el agua en la zona interfacial líquido-gas. Al igual que los colectores, los espumantes están compuestos por una "cabeza" polar orientada hacia la fase líquida y una "cola" de hidrocarburos dirigida hacia la fase gaseosa (Universidad Politécnica de Cartagena).

En división Chuquicamata, el espumante utilizado es el Matfroth 202 en una dosis de 20 g/t, en la Figura 12 se observa gráficamente el comportamiento del espumante con la burbuja.



**Figura 12:** Bosquejo teórico espumantes en flotación (Yianatos, 2005).

### 2.3.6 Porcentaje de sólidos

Parámetro de gran importancia en el proceso de flotación, el cual influye directamente en la velocidad de rebose de las celdas de flotación. Trabajar con valores extremos, es decir, altos (superiores al 45% de sólidos) y bajos (inferiores al 10% de sólidos), provoca pérdidas que afectan el desempeño del proceso de flotación (SIP, 2024)

### 2.3.7 Liberación

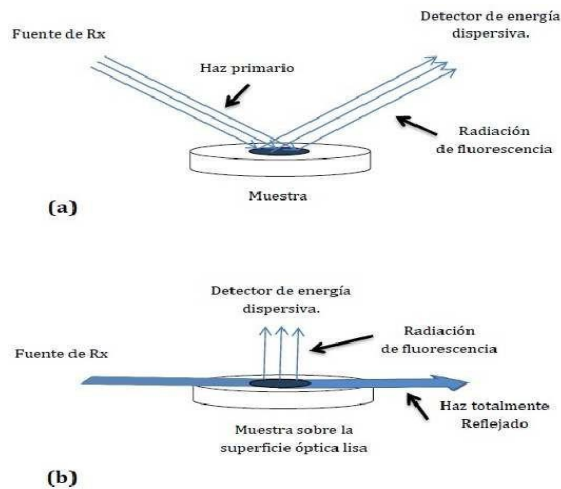
Para realizar el proceso de flotación en forma efectiva y separar el mineral útil desde la ganga se debe reducir el tamaño de partículas hasta alcanzar el nivel adecuado de liberación de las especies minerales. Las partículas gruesas tienen menor grado de liberación, menor tiempo de residencia y menor eficiencia de colección, el rango típico de tamaño de liberación para especies mineralógicas comunes en la industria es de 45-75  $\mu\text{m}$  (Yianatos, 2005).

## 2.4 Fluorescencia de rayos X (FRX)

La técnica de fluorescencia de rayos X (XRF) se utiliza principalmente para determinar la composición química de diversos tipos de muestras (sólidos, líquidos, lodos y polvos sueltos), así como el espesor y la composición de recubrimientos (Panalytical, s.f.). La XRF es un método de emisión atómica que mide la longitud de onda y la intensidad de los rayos X emitidos por átomos energizados en una muestra. Al irradiar la muestra con un haz primario de rayos X, se generan rayos fluorescentes con energías características de los elementos presentes.

Este análisis combina alta precisión y exactitud con una preparación rápida de muestras, garantizando resultados confiables en los procesos metalúrgicos. En la Figura 13(a) se ilustra cómo la irradiación expulsa electrones de las capas internas de los átomos, generando vacíos que son ocupados por electrones de capas superiores. Este proceso libera energía en forma de rayos X,

cuya longitud de onda específica permite identificar los elementos presentes. La Figura 13(b) muestra un método alternativo para identificar



**Figura 13:** Técnica de fluorescencia de rayos X FRX (*ResearchGate, 2024*).

## 2.5 Microscopía QEMSCAN

El QEMSCAN (Evaluación Cuantitativa de Materiales mediante Microscopio Electrónico de Barrido) mide la variabilidad mineralógica a escala micrométrica utilizando un microscopio electrónico de barrido (SEM) con detectores de rayos X de dispersión de energía. Este sistema genera imágenes basadas en la interacción electrón-muestra, analizando entre 4 y 5 secciones pulidas por muestra, con datos de 12.000 a 50.000 granos (*Empírica, 2024*).

### 2.5.1 Flotación Rougher A1

La flotación Rougher A-1 procesa actualmente 30000 tpd (*SIP, 2024*), y es alimentada por tres secciones de molienda A-1 (13, 14, 15), las cuales poseen la misma configuración unitaria cuyos componentes principales se describen en la Tabla 1.

**Tabla 1:** Equipos planta molienda A-1.

	Molinos Barras	Molinos Bolas
Cantidad	3	3
Dimensiones	13,5'x18'	16,5'x21'
Bombas	ASH 14''x12''	ASH 14''x12''
Potencia molinos	1305 kW	2610 kW

El producto a flotación tiene un  $P_{80}$  entre 270 y 290  $\mu\text{m}$  (28-30% +65#). El circuito de flotación Rougher está constituido por 2 líneas de 12 celdas TC 160 con una configuración 2x2x2.

Las correas alimentan a los molinos de barras, donde el mineral reducido es transportado al cajón de concentrado directamente, para posteriormente ser enviado a la batería de hidrociclones, El overflow alimenta al proceso de flotación Rougher A-1, proceso caracterizado por ser una etapa recuperadora de cobre y molibdeno, en caso de no lograr recuperar las partículas valiosas se irán a relaves, debido a que no existe recirculación, el underflow es enviado a los molinos de bolas para seguir reduciendo el mineral.

Las Figuras 14 y 15 el proceso de molienda y flotación A-1 respectivamente:

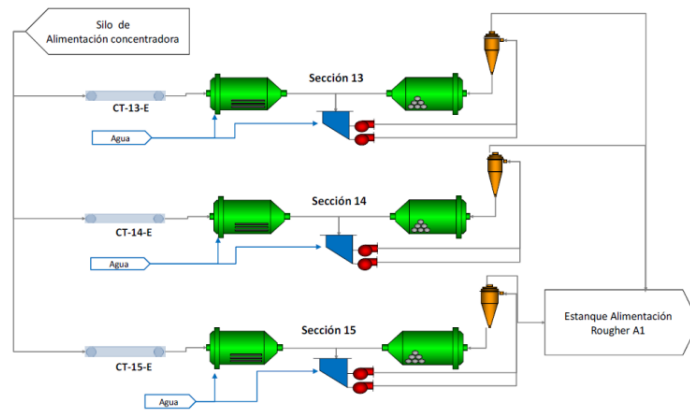


Figura 14: Flowsheet molienda A-1 (SIP, 2024).

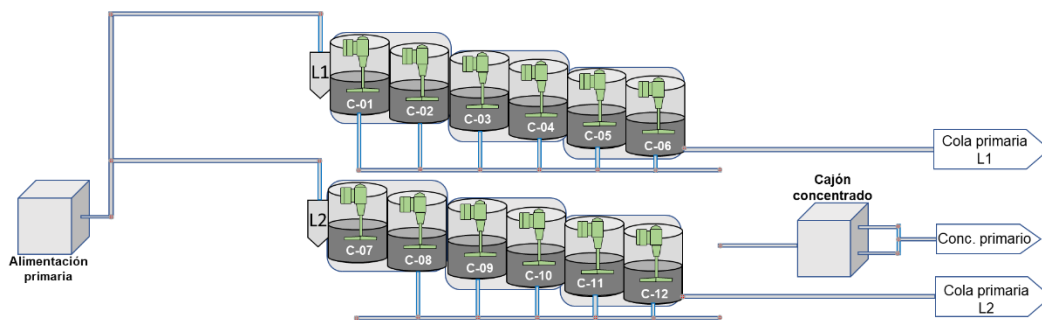


Figura 15: Flowsheet Flotación Rougher A-1 (Elaboración propia).

## 2.5.2 Flotación Rougher A2

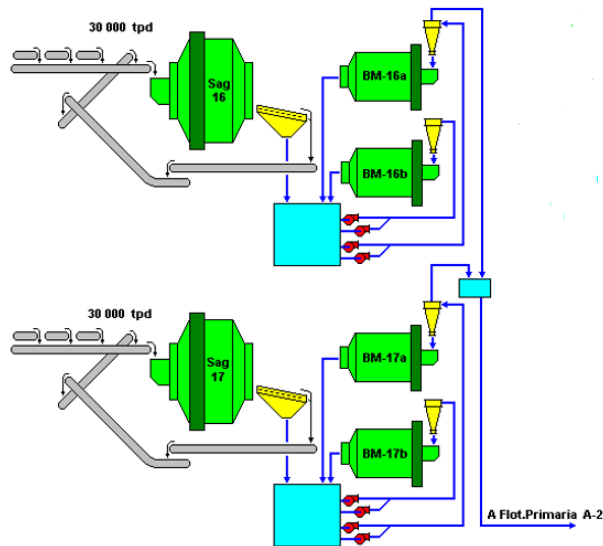
La flotación primaria A-2 procesa actualmente 60000 tpd (SIP, 2024). es alimentada por dos secciones de molienda SAG (Figuras 16 y 17), los cuales reciben mineral directo de los chancadores primarios ( $P_{80}$  entre 150 a 200 mm), el producto de la molienda SAG es enviado posteriormente a

dos harneros, el fino es transportado directamente a la batería de hidrociclones, entregando un producto a flotación con una granulometría de 28-30% +65#, Cada sección de molienda SAG está compuesta por los siguientes equipos (Tabla 2):

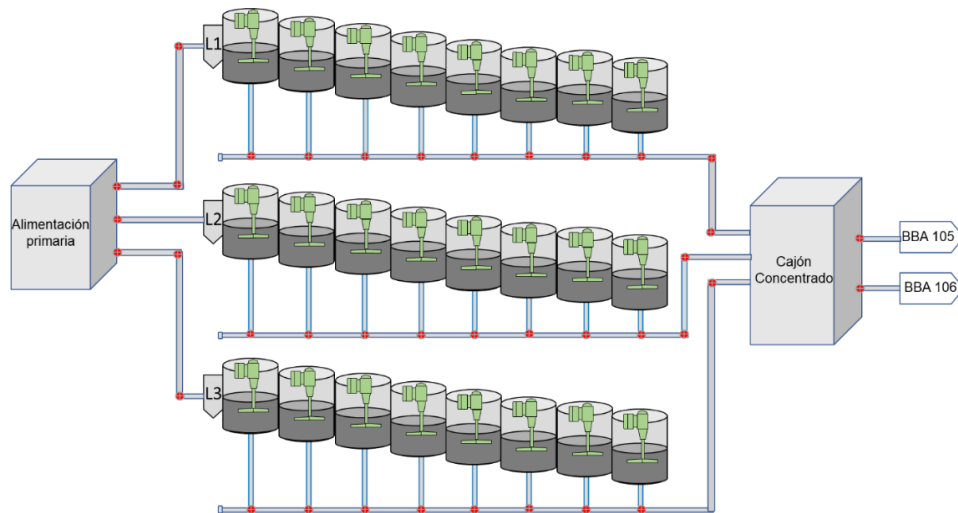
**Tabla 2:** Equipos planta molienda A-2.

Componentes principales SAG 16/17		
Equipo	Dimensiones	Cantidad
<b>Molino semiautógeno</b>	32'x15'	2
<b>Molino bolas Marcy</b>	18'x26'	4
<b>Hidrociclones</b>	-	14

Finalmente, el producto de molienda es flotado en 3 líneas de 8 celdas TC 160 cada una. A continuación, se observa gráficamente en la Figura 16 y Figura 17 el diagrama de flujos de las plantas de molienda y flotación A-2 respectivamente.



**Figura 16:** Flowsheet molienda A-2 (SIP, 2024).



**Figura 17:** Flowsheet flotación Rougher A-2 (elaboración propia).

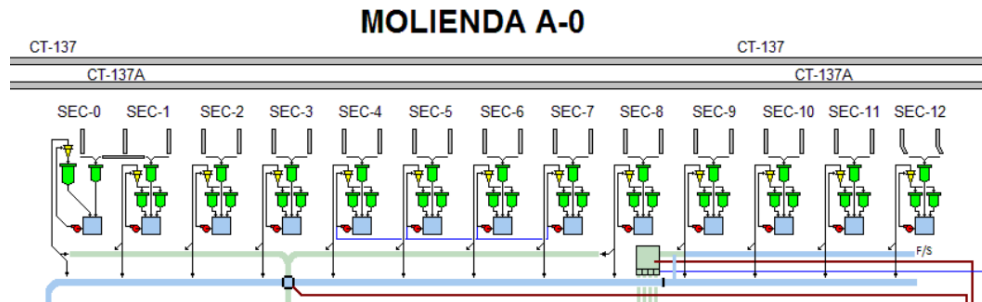
### 2.5.3 Flotación Rougher A0

Proceso de flotación Rougher, procesa actualmente cerca de 73.000 tpd (SIP, 2024), de mineral proveniente desde la planta de Chancado 2°-3° con una granulometría de 10% +1/2", el producto alimentado hacia el proceso de flotación tiene un  $P_{80}$  entre 270 a 290  $\mu\text{m}$  (28-30% +65#). Cada sección está compuesta por los siguientes equipos (Tabla 3):

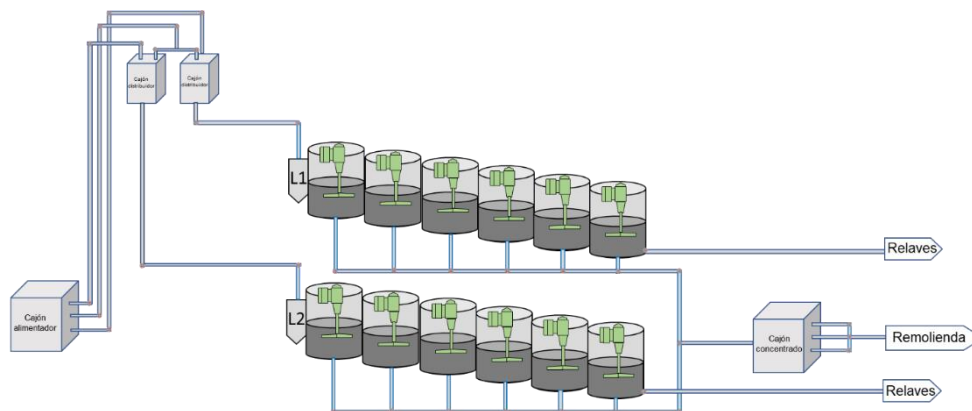
**Tabla 3:** Equipos planta molienda A-0.

	Molino Barras	Molino Bolas
<b>Cantidad</b>	13	25
<b>Dimensiones</b>	10'x14'	10'x12'
<b>Bombas</b>	ASH 14"x12"	ASH 14"x12"
<b>Potencia Molinos</b>	597 kW	597 kW

A continuación, las Figuras 18 y Figura 19 presentan el diagrama de flujos del proceso de molienda y flotación Rougher A-0 respectivamente.



**Figura 18:** Flowsheet molienda A-0 (SIP, 2024).

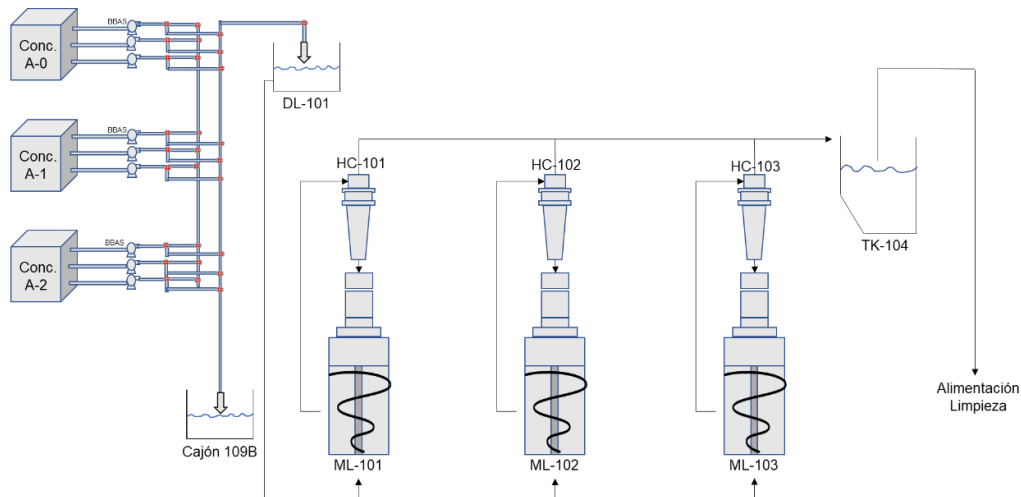


**Figura 19:** Flowsheet flotación Rougher A-0 (elaboración propia).

## 2.5.4 Remolienda de concentrado Rougher

Circuito de remolienda alimentado a través de los concentrados primarios Rougher (A-2, A-1, A-0) cuyo objetivo es alimentar con la granulometría requerida al proceso de flotación cleaner y scavenger para tener un buen proceso de flotación y cumplir con las condiciones de ley de concentrado colectivo.

Esta etapa cuenta con tres molinos verticales modelo Vertimil Metso con una potencia nominal de 1250 HP, es alimentado con concentrado Rougher con un 30% +65#, posteriormente alimentar con un producto final de 30% +325# al proceso de flotación Cleaner, la Figura 20 presenta el diagrama de flujos del proceso de remolienda.



**Figura 20:** Flowsheet proceso de remolienda (elaboración propia).

### 2.5.5 Flotación Cleaner y Scavenger

Circuito de flotación selectiva, el cual posee seis líneas de flotación cleaner y cuatro líneas de flotación scavenger, el mineral proveniente del proceso de remolienda es alimentado a un cajón distribuidor (DP) el cual alimenta a las seis líneas de flotación cleaner con una ley promedio de Cu de 8-10% (L-10, L-11, L-13, L-14, L-15, L-16) con un estándar de operación de 30% + #325, con un porcentaje de sólidos en un rango de 20-25%, con un pH promedio de 12, las líneas de flotación cleaner están constituidas por cuatro bancos con dos celdas por banco (2x2x2x2) en el caso de las líneas L-10 y L-11, para las cuatro líneas restantes la configuración está dada por cuatro bancos con dos celdas por línea excepto el último banco el cual posee tres celdas (2x2x2x3). Para el caso de las líneas de flotación scavenger (L-17, L-18, L-19, L-20), son celdas constituidas por cuatro bancos con dos celdas por banco excepto el último banco el cual posee tres celdas (2x2x2x3). En la Figura 21 se aprecia el flowsheet general del proceso de flotación cleaner y scavenger.

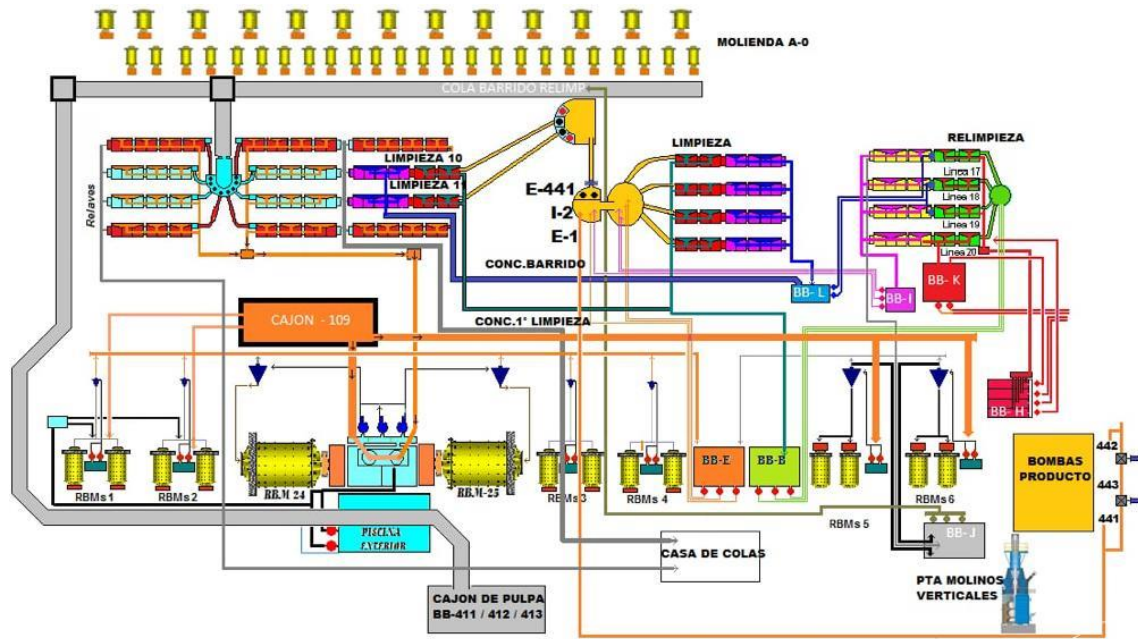


Figura 21: Flowsheet flotación Cleaner y Scavenger (SIP, 2024).

### 3 METODOLOGÍA

La metodología de investigación a llevar en la presenta memoria constó de 4 etapas, extracción de data histórica del proceso (recopilación de datos como recuperaciones, porcentaje de cobre en colas proceso cleaner, etc.), caracterización del mineral alimentado, muestreos en planta (proceso flotación colectiva) y flotaciones en laboratorio. Todo esto con el fin de llevar un proceso de investigación estructurado y conciso (Figura 22).



Figura 22: Etapas de investigación.

#### 3.1 Data histórica

##### 3.1.1 Herramientas de recolección de datos

- Plataforma utilizada: Se utilizó la plataforma PI System de DCH para la obtención de data histórica.
- Variables monitorizadas:
  1. Recuperación proceso flotación cleaner.
  2. %Cu presente en las colas scavenger.

##### 3.1.2 Procedimiento de obtención de datos

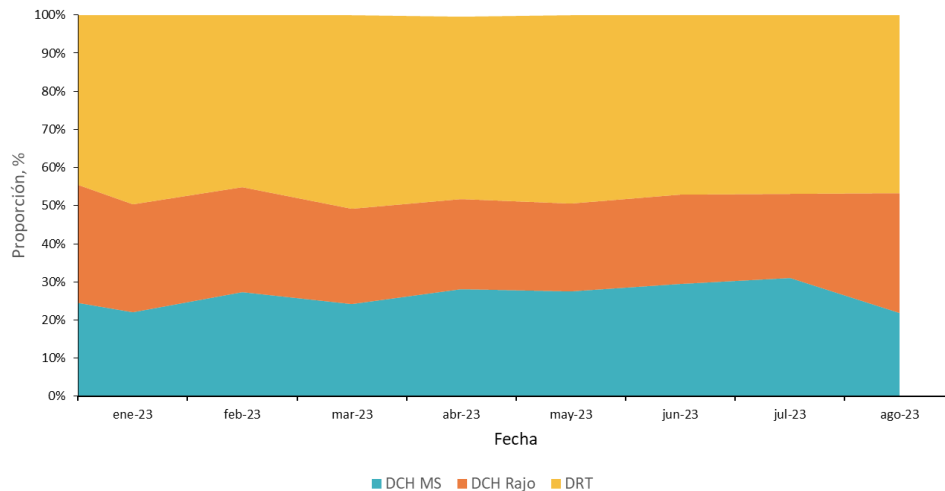
- I. Selección del periodo de estudio: Se seleccionó un intervalo de tiempo de seis meses para la recolección de datos. Con el criterio de recopilar data desde un tiempo considerable hasta el inicio de la investigación para tener un estado actual representativo de la planta y sus procesos.

- II. Extracción de datos: Se extrajeron datos desde el software PI System con un rango de error  $\pm 5\%$ , los datos erróneos fueron eliminados debido a que no son representativos y están fuera del promedio estándar de operación.

## 3.2 Mineral

### 3.2.1 Descripción del mineral

La concentradora Chuquicamata utiliza mineral de tres frentes los cuales son mineral proveniente de división Radomiro Tomic (RT), Proyecto Chuquicamata subterránea y el Rajo Chuquicamata, cada mineral presenta composiciones mineralógicas distintas y características específicas, para procesar estos tres frentes es utilizado el término “blending”, lo cual quiere decir encontrar la manera de optimizar el proceso alimentando cada frente en un porcentaje específico, en la Figura 23 se aprecia el blending promedio que tuvo la concentradora en un periodo de 6 meses.



**Figura 23:** Blending promedio ene-ago. 2023 (SIP, 2024)

Para las pruebas de flotación en laboratorio fue utilizada pulpa proveniente del proceso de flotación Rougher, la cual tenía un rango de porcentaje de sólidos entre 15-25%.

## 3.3 Muestreo general proceso flotación colectiva

Con el fin de evaluar las pérdidas del proceso, se llevó a cabo un muestreo exhaustivo en toda la planta de flotación colectiva, abarcando desde las etapas Rougher hasta la obtención del concentrado colectivo. Este análisis se considera de vital importancia dado que, según los registros, hace más de cuatro años que no se realizaba un muestreo general de estas características. La falta de datos actualizados podría haber ocasionado una brecha significativa en la comprensión de la eficiencia del proceso y la identificación de áreas de mejora. Por lo tanto, este muestreo no solo

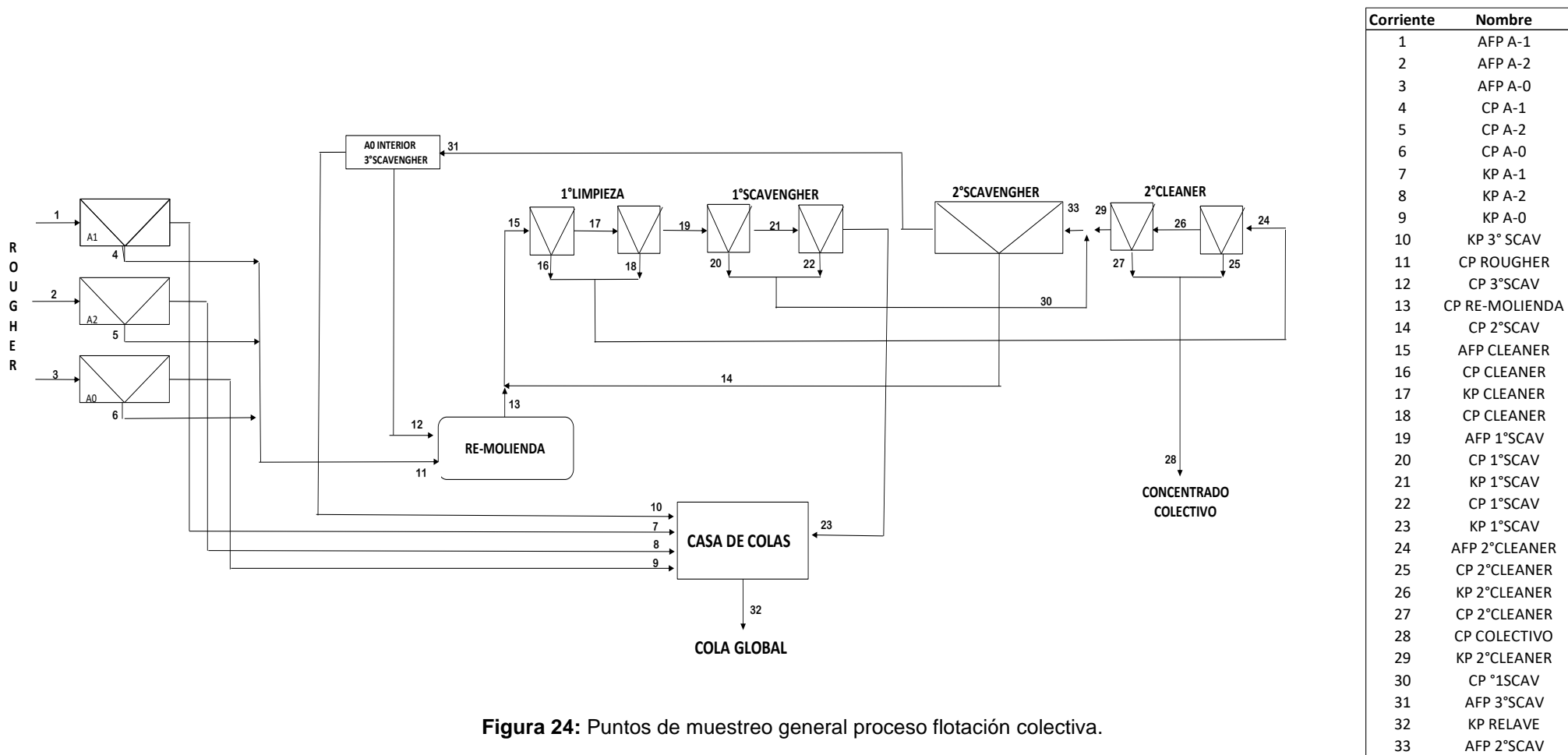
proporcionará información crucial sobre las pérdidas actuales, sino que también permitirá establecer una línea base para futuras evaluaciones y optimizaciones del proceso de flotación. El esquema del muestreo general es visualizado en la Figura 24.

Los pasos para lograr un muestreo efectivo y ordenado se detallan a continuación:

1. Coordinación equipo de muestreo: Tener mapa de muestreo claro y con los recursos distribuidos, desde el personal para el muestreo hasta los equipos a utilizar para un correcto muestreo.
2. Coordinación con personal de operaciones verificando una operación normal de planta sin inconvenientes operaciones que alteren cualquier proceso.
3. Ejecución de muestreo en coordinación con personal de operaciones, fue coordinado un muestreo de 2 horas con cortes cada 15 minutos con el fin de obtener un compósito representativo del punto muestreado.
4. Correcto agrupamiento de muestreas y transporte al laboratorio.

### **3.4 Muestreo proceso flotación cleaner**

Se llevó a cabo un muestreo general del proceso de limpieza, abarcando las líneas operativas durante ese período del proceso. El objetivo fue analizar los datos obtenidos y evaluar el estado mecánico de los equipos para identificar las líneas de flotación que requieren mejoras. El esquema utilizado como mapa de muestreo es visualizado en la Figura 25, el proceso de muestreo fue dividido en seis líneas de flotación cleaner-scavenger, compuestas por 8 celdas distribuidas en 4 bancos en un orden de 2x2x2x3, los dos primeros bancos son utilizados para flotación cleaner con él fin de incrementar el porcentaje de cobre en la pulpa y los últimos dos para flotación scavenger para recuperar el cobre restante que no pudo flotar en procesos anteriores. Fueron muestreadas todas las corrientes mostradas en el diagrama exceptuando las líneas fuera de servicio por programa de mantenimiento correspondientes a las líneas 14 y 10.



Corriente	Nombre
1	AFP A-1
2	AFP A-2
3	AFP A-0
4	CP A-1
5	CP A-2
6	CP A-0
7	KP A-1
8	KP A-2
9	KP A-0
10	KP 3° SCAV
11	CP ROUGHER
12	CP 3° SCAV
13	CP RE-MOLIENDA
14	CP 2° SCAV
15	AFP CLEANER
16	CP CLEANER
17	KP CLEANER
18	CP CLEANER
19	AFP 1° SCAV
20	CP 1° SCAV
21	KP 1° SCAV
22	CP 1° SCAV
23	KP 1° SCAV
24	AFP 2° CLEANER
25	CP 2° CLEANER
26	KP 2° CLEANER
27	CP 2° CLEANER
28	CP COLECTIVO
29	KP 2° CLEANER
30	CP °1SCAV
31	AFP 3° SCAV
32	KP RELAVE
33	AFP 2° SCAV

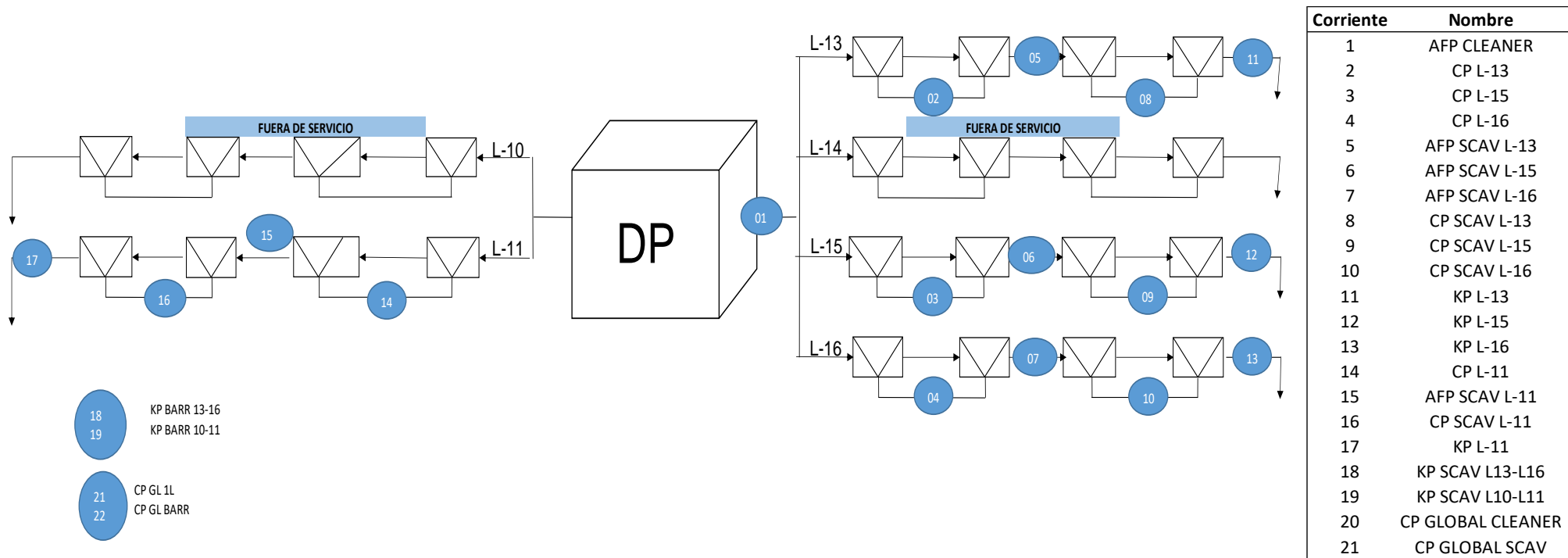


Figura 25: Esquema muestreo flotación cleaner

### 3.4.1 Procedimiento de muestreo de pulpa flotación cleaner

I. Equipo utilizado:

- Cortador de profundidad: Cortador diseñado para tomar muestras puntuales en celdas de flotación donde el punto de muestreo se dificulta con cortadores menores 2,5 metros.

II. Método de muestreo:

- Pasos
  1. Ubicar el cortador de profundidad en la celda de flotación, asegurando una inmersión adecuada, específicamente en el traspaso de pulpa desde una celda hacia otra, evitando el contacto con los tapones.
  2. Tomar muestras de 500 mL de la pulpa en un rango de 10 minutos cada corte durante 1 hora con el fin de obtener una muestra representativa
  3. Rotular muestras y transportarlas hacia el laboratorio para posterior uso sin dañar ni modificar su naturaleza.

En la Figura 26 es visualizado el cortador de profundidad usado para el estudio.



**Figura 26:** Cortador de profundidad.

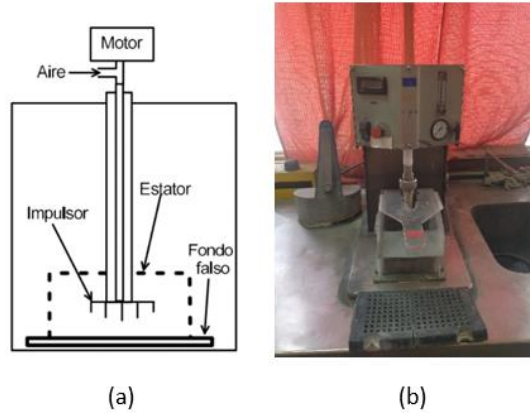
## 3.5 Pruebas de laboratorio

### 3.5.1 Pruebas de flotación

Para las respectivas pruebas de flotación fueron utilizadas pulpas de mineral muestreadas directamente del proceso cleaner, desde pulpa correspondiente a la alimentación al proceso cleaner hasta la alimentación al proceso scavenger correspondiente a la corriente 19 de la Figura 24.

Las pruebas de flotación fueron ejecutadas dentro del laboratorio de caracterización metalúrgico de DCH, en una celda de marca Essa con un volumen de 2700 mL, el procedimiento a llevar a cabo para las pruebas de flotación fue distribuir de forma homogénea la pulpa en probetas del volumen de la celda (2700 mL), de esta forma fue asegurado la distribución correcta de pulpa para cada

prueba de flotación, teniendo una muestra representativa igual para cada prueba. En las Figuras 26 (a) y 26 (b) se visualizan los componentes de la celda y la celda de flotación utilizada en el laboratorio.



**Figura 27:** Esquema celda (a) Celda laboratorio (b)

El impulsor es sin duda uno de los componentes principales de las celdas mecánicas, ya que cumple la función de ingreso de aire al interior de la pulpa. La función del estator es generar zonas tranquilas generando un patrón de flujo en la celda. Finalmente, el fondo falso permite la buena circulación de la pulpa en la celda reduciendo la posibilidad de formación de embancamiento.

El procedimiento para efectuar las pruebas de flotación consistió en enrasar con pulpa la celda hasta los 2700 ml y proceder respectivamente a realizar el proceso de flotación utilizando la metodología establecida en laboratorio y el estándar de flotación utilizado en planta. De esta manera se establecía un tiempo de flotación de 8 minutos con tiempos de acondicionamiento de 3 minutos por prueba, posteriormente se extraían concentrados a los dos minutos y 8 minutos, para posteriormente proceder con el filtrado de concentrado en equipos de filtración y posterior secado en hornos industriales.

### 3.5.2 Reactivos químicos

Para las diferentes pruebas de flotación en laboratorio, se adicionaron una serie de reactivos para estudiar el impacto de estos, mismos que son utilizados a escala industrial.

- Colector: Xantato isobutílico y Hostafлот 7257 (Clariant)
- Espumante: Matfroth 202 INDICAR PROVEEDOR
- Colector no polar: Diésel

### 3.5.3 Condiciones de flotación

Las condiciones de flotación utilizadas en laboratorio se presentan en la Tabla 4.

**Tabla 4:** Condiciones de laboratorio.

<b>Condiciones</b>	<b>Detalle</b>
Flujo de aire	8 L/min
Velocidad de agitación	1200 RPM
Tiempo de acondicionamiento	2 minutos
Tiempo de flotación	8 minutos 12 minutos
Cal	0,3 g en molienda
Tipo de agua utilizada	Agua de procesos
Frecuencia de paletéo	Cada 5 segundos
Adición de agua	A criterio del personal a cargo

### 3.5.4 Pruebas iniciales

A continuación, se presentan las condiciones y el número de pruebas respectivas para el comienzo de la investigación en la Tabla 5.

**Tabla 5:** Condiciones pruebas iniciales.

<b>Pruebas</b>	<b>Condiciones</b>	<b>Tiempo</b>
Prueba n°1	pH 12,5	2-8 min
Prueba n°2	pH 10,5	2-8 min
Prueba n°3	pH 11,3	2-8 min
Prueba n°4	30 g/t Xantato	2-8 min
Prueba n°5	15 g/t Xantato	2-8 min
Prueba n°6	22% sólidos	2-8 min
Prueba n°7	3 min molienda	2-8 min
Prueba n°8	1 g/t espumante exp.	2-8 min

Fueron realizadas ocho pruebas de flotación iniciales para analizar el impacto de distintos índices metalúrgicos en la cola de barrido, tales como distintos valores de pH, variación de dosificación de colector, porcentaje de sólidos y tiempo de molienda.

### 3.5.5 Pruebas con reactivos

Luego de haber hecho las primeras pruebas de flotación se procedió a realizar seis pruebas, las cuales tenían como objetivo ver el impacto de distintas dosificaciones de reactivos en la recuperación, las condiciones son visualizadas en la Tabla 6.

**Tabla 6:** Condiciones pruebas con reactivos

<b>Prueba</b>	<b>Condiciones</b>	<b>Tiempo</b>
Prueba n°1	Estándar planta	2-8 min
Prueba n°2	1 g/t espumante exp.	2-8 min
Prueba n°3	15 g/t Xantato	2-8 min
Prueba n°4	8 g/t Xantato	2-8 min
Prueba n°5	4 g/t Hostaflot	2-8 min
Prueba n°6	8 g/t Hostaflot	2-8 min

### 3.5.6 Pruebas con espumante experimental

Fueron realizadas tres pruebas con un espumante experimental, el cual es un reactivo en proceso de evaluación dentro de división Chuquicamata, dentro de sus características principales es ser soluble en agua, tiende a producir una espuma más compacta y persistente permitiendo una mejor evacuación dentro de las celdas modificando la reología, las condiciones experimentales se visualizan en la Tabla 7.

**Tabla 7:** Condiciones pruebas con espumante.

<b>Prueba</b>	<b>Condiciones</b>	<b>Tiempo</b>
Prueba n°1	Estándar planta	2-8 min
Prueba n°2	1 g/t espumante experimental	2-8 min
Prueba n°3	Espumante en exceso (3 g/t)	2-8 min

### 3.5.7 Pruebas con porcentaje de sólidos etapa scavenger

En las siguientes pruebas se realizaron distintas flotaciones variando el porcentaje de sólidos para la alimentación a la etapa scavenger. Las condiciones de trabajo se dejan en la Tabla 8.

**Tabla 8:** Condiciones variando porcentaje de sólidos.

<b>Prueba</b>	<b>Condiciones, % sólidos</b>	<b>Tiempo, min</b>
Prueba n°1	11	2-8
Prueba n°2	17	2-8
Prueba n°3	23	2-8
Prueba n°4	33	2-8

### 3.5.8 Pruebas con porcentaje de sólidos etapa cleaner

En las siguientes pruebas fueron realizadas distintas flotaciones variando el porcentaje de sólidos para la alimentación a la etapa cleaner. Las condiciones de trabajo se dejan en la Tabla 9.

**Tabla 9:** Pruebas con porcentaje de sólidos.

<b>Prueba</b>	<b>Condiciones, % sólidos</b>	<b>Tiempo, min</b>
Prueba n°1	15	2-8
Prueba n°2	23	2-8
Prueba n°3	30	2-8
Prueba n°4	37	2-8
Prueba n°5	43	2-8

### 3.5.9 Pruebas de Remolienda

Fueron realizadas cinco pruebas de flotación, dos a condiciones estándar variando el porcentaje de sólidos, las tres restantes se les fue aplicado un tiempo de molienda de 3,6 y 10 minutos respectivamente, las condiciones experimentales se presentan en la Tabla 10.

**Tabla 10:** Condiciones a diferentes tiempos de molienda.

<b>Prueba</b>	<b>Condiciones</b>	<b>Tiempo, min</b>
Prueba n°1	Estándar, 15% sólidos	4-8-12
Prueba n°2	Estándar, 20% sólidos	4-8-12
Prueba n°3	3 min molienda	4-8-12
Prueba n°4	6 min molienda	4-8-12
Prueba n°5	10 min molienda	4-8-12

## **3.6 Microscopía QEMSCAN**

Se enviaron muestras de colas de planta y colas obtenidas a partir de las pruebas de flotación realizadas en laboratorio para su análisis mediante QEMSCAN, con el objetivo de estudiar la composición mineralógica y verificar si las especies ricas en cobre no estaban flotando correctamente. Las muestras fueron extraídas de dos fuentes para su posterior análisis y comparación: la primera provino directamente del proceso de flotación cleaner, específicamente del flujo de colas del proceso; la segunda consistió en colas obtenidas de las pruebas realizadas en laboratorio.

Se prepararon cuidadosamente las muestras para evitar alterar su naturaleza y prevenir resultados erróneos. El método de preparación siguió los siguientes pasos:

- Secado y filtrado de las colas.
- Rotulación.
- Depósito cuidadoso en sobres, sin pulverizar.

### **3.6.1 Distribución granulométrica**

Fue analizada la alimentación y concentrado, siendo clasificado principalmente por la malla Tyler #325 para las diferentes pruebas, malla que es estándar en planta para el proceso de flotación cleaner. El método por seguir fue el siguiente:

- Extraer 500 mL de pulpa proveniente del proceso cleaner.
- Filtrar y secar.
- Clasificar en malla 325# anotando peso pasante y el peso retenido.
- Calcular %+-325#.

## 4 Resultados y discusiones

### 4.1 Resultados muestreo general flotación colectiva

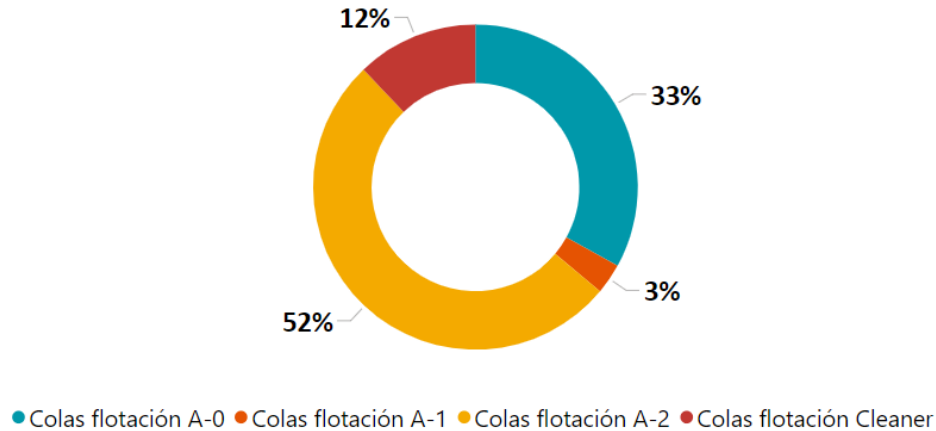
A partir del muestreo realizado y la posterior lectura de las muestras, se obtuvieron las leyes correspondientes a cada corriente perteneciente a la figura 24, detallando los valores de cobre, hierro y molibdeno en toneladas.

Los resultados del muestreo y del balance de masa permiten estimar que las pérdidas totales en el proceso flotación cleaner ascienden a 40,2 toneladas de cobre fino al día, con las mayores pérdidas en las colas (Corriente 23 + corriente 10 Figura 24). Además, se destacan pérdidas significativas en el proceso de flotación Rougher A-2 debido al volumen procesado en comparación con otros procesos de flotación, con un total de 170 toneladas. Además, las pérdidas del proceso Rougher A-2 (KP A-2) destacan sobre las demás líneas de flotación con 170 toneladas de cobre fino aproximadamente. Estos resultados se pueden observar en la Tabla 11.

**Tabla 11:** Reporte de toneladas de mineral por corriente en muestreo flotación colectiva.

<b>Nodos</b>	<b>Cu, t</b>	<b>Fe, t</b>	<b>Mo, t</b>	<b>Nodos</b>	<b>Cu, t</b>	<b>Fe, t</b>	<b>Mo, t</b>
<b>Alim Global</b>	1380,0	3894,0	73,7	<b>AFP Scavenger</b>	155,9	815,6	11,3
<b>AFP A0 Rougher</b>	381,3	1392,7	12,3	<b>CP scavenger</b>	122,5	237,1	8,5
<b>CP A0 Rougher</b>	272,4	427,1	4,7	<b>KP scavenger</b>	33,4	578,5	2,8
<b>KP A0 Rougher</b>	108,9	965,5	7,6	<b>AFP 3°scavenger</b>	44,5	202,8	3,1
<b>AFP A1 Rougher</b>	81,1	268,0	2,5	<b>CP 3°scavenger</b>	37,7	61,7	2,6
<b>CP A1 Rougher</b>	71,6	98,8	1,4	<b>KP 3°scavenger</b>	6,8	141,1	0,5
<b>KP A1 Rougher</b>	9,5	169,1	1,1	<b>AFP 2°cleaner</b>	1398,2	1484,4	64,8
<b>AFP A2 Rougher</b>	917,6	2233,4	58,9	<b>CP 2°cleaner</b>	1050,7	784,0	44,4
<b>CP A2 Rougher</b>	747,1	977,7	41,7	<b>KP 2°cleaner</b>	347,4	700,4	20,4
<b>KP A2 Rougher</b>	170,7	1255,7	17,2	<b>AFP 2°scavenger</b>	469,9	937,4	28,9
<b>AFP 1°cleaner</b>	1554,1	2300,0	76,1	<b>CP 2°scavenger</b>	425,5	734,6	25,8
<b>CP 1°cleaner</b>	1398,2	1484,4	64,8	<b>KP 2°scavenger</b>	44,5	202,8	3,1
<b>KP 1°cleaner</b>	155,9	815,6	11,3				

La Figura 28 presenta la distribución porcentual de las pérdidas totales en el proceso de flotación colectiva, distribuyendo el 100% de las pérdidas a los distintos procesos. Se destaca que el 12% de estas corresponde al proceso cleaner, mientras que las mayores pérdidas se concentran en los procesos de flotación Rougher. Este comportamiento se explica por el alto flujo de pulpa entrante que caracteriza las etapas iniciales del circuito, donde se produce una mayor pérdida y arrastre de partículas valiosas hacia los relaves.



**Figura 28:** Pérdidas totales de cobre en proceso flotación colectiva (elaboración propia).

En la Tabla 12 se presentan las leyes obtenidas por flujo, destacando la ley de cobre en las colas del proceso de flotación scavenger (KP scavenger), que alcanza un elevado valor de 0,45% de Cu, considerado alto para este tipo de proceso, es el valor más alto en comparación a las demás colas de los procesos rougher A-0 (0,19% Cu), A-1 (0,09% Cu), A-2 (0,16% Cu).

**Tabla 12:** Reporte de leyes muestreo general.

NODO	Cu, %	Fe, %	Mo, %
Alim Global	0,74	2,09	0,039
AFP A0 Rougher	0,64	2,33	0,021
CP A0 Rougher	7,76	12,16	0,133
<b>KP A0 Rougher</b>	<b>0,19</b>	<b>1,72</b>	<b>0,014</b>
AFP A1 Rougher	0,66	2,20	0,021
CP A1 Rougher	6,32	8,72	0,120
<b>KP A1 Rougher</b>	<b>0,09</b>	<b>1,53</b>	<b>0,010</b>
AFP A2 Rougher	0,80	1,95	0,051
CP A2 Rougher	8,06	10,54	0,450
<b>KP A2 Rougher</b>	<b>0,16</b>	<b>1,19</b>	<b>0,016</b>
AFP 1° cleaner	9,04	13,38	0,442
CP 1° cleaner	19,10	20,28	0,885
KP 1° Cleaner	1,58	8,26	0,114

NODO	Cu, %	Fe, %	Mo, %
AFP scavenger	1,58	8,26	0,114
CP scavenger	4,89	9,47	0,339
<b>KP scavenger</b>	<b>0,45</b>	<b>7,85</b>	<b>0,038</b>
AFP 3° scavenger	1,37	6,27	0,095
CP 3° scavenger	8,99	14,72	0,613
KP 3° scavenger	0,24	5,01	0,018
AFP 2° cleaner	19,10	20,28	0,885
CP 2° cleaner	28,14	21,00	1,189
KP 2° cleaner	9,68	19,52	0,568
AFP 2° scavenger	7,72	15,39	0,474
CP2° scavenger	14,90	25,73	0,903
KP 2° scavenger	1,37	6,27	0,095

## 4.2 Pruebas iniciales

### 4.2.1 Efecto pH

El día 13 de diciembre de 2023 se llevaron a cabo diversas pruebas de laboratorio para evaluar el impacto de diferentes variables tanto en la recuperación de Cobre como en la reducción del contenido de Cobre en las colas del proceso de flotación. Los resultados obtenidos se encuentran detallados en la Tabla 13 en donde se visualizan el número de pruebas efectuadas con sus condiciones, leyes de alimento, concentrado, colas y las recuperaciones en concentrados extraídos al minuto 2 y 8 de flotación.

**Tabla 13:** Resultados recuperaciones, leyes de alimento, leyes de concentrado y condiciones pruebas de flotación.

Prueba/ Condición	tiempo min	Alimento, %		Concentrado, %		Cola, %		Recuperaciones, %		
		Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Peso
P1 pH 12,5	0	0,83	5,04							
	2			24,3	22,9	0,321	4,7	61,9	9,6	2,1
	8			20,7	22,4	0,250	4,5	70,5	12,5	2,8
P2 pH 10,5	0	0,83	5,04							
	2			32,5	22,3	0,454	4,8	45,6	5,1	1,2
	8			20,0	21,5	0,250	4,6	70,6	12,4	2,9
P3 pH 11,3	0	0,83	5,04							
	2			24,2	21,1	0,410	4,8	51,2	7,3	1,7
	8			15,6	20,8	0,240	4,4	72,0	15,7	3,8
P4 30 g/t Xantato	0	0,83	5,04							
	2			6,0	25,0	0,245	2,8	73,3	49,8	10,0
	8			5,7	25,0	0,160	2,3	82,9	59,7	12,1
P5 15 g/t Xantato	0	0,83	5,04							
	2			6,9	26,0	0,332	3,3	62,8	38,8	7,5
	8			6,2	26,5	0,210	2,6	77,2	54,1	10,3
P6 22% Sólidos	0	0,83	5,04							
	2			9,7	10,7	0,360	4,7	58,5	10,6	5,0
	8			7,2	11,3	0,200	4,4	77,9	20,0	8,9
P7 3 min remolienda	0	0,83	5,04							
	2			21,9	22,2	0,423	4,7	49,7	8,2	1,9
	8			12,5	19,0	0,220	4,3	74,6	18,5	4,9
P8 1 g/t Espumante experimental	0	0,83	5,04							
	2			7,3	11,9	0,363	4,6	58,9	15,6	6,6
	8			7,5	13,5	0,230	4,3	74,4	21,9	8,2

En la Figura 29 se presentan los resultados de las primeras pruebas de flotación realizadas, con enfoque en demostrar la variación de la recuperación de cobre en función del pH. El pH tiene un impacto significativo en la relación Fe/Cu, debido principalmente a la depresión de la pirita ( $\text{FeS}_2$ ) a valores elevados de pH. En el rango de pH estudiado (10,5-12,5), la relación Fe/Cu se mantuvo en valores bajos, entre 1,09 y 1,33, especialmente en recuperaciones en peso bajas (2%-4%). Este

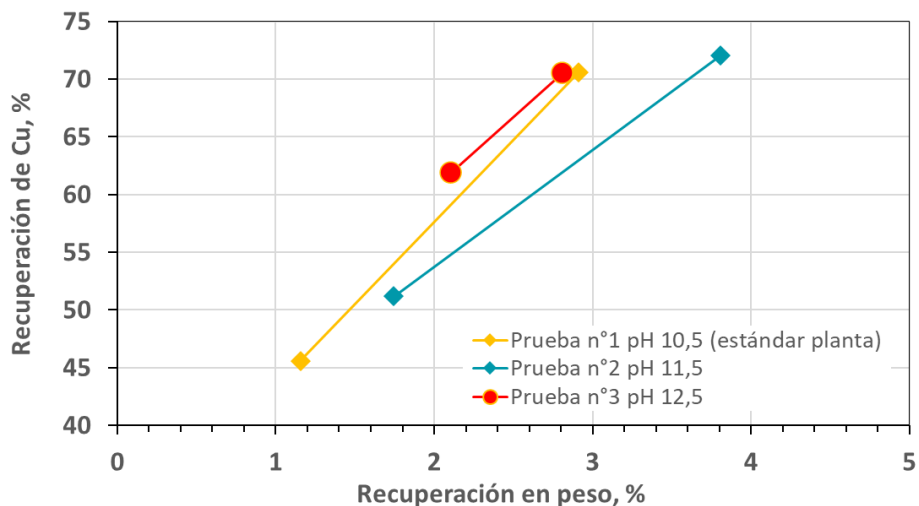
comportamiento no representa un problema operacional en relación a la capacidad de bombas disponibles, ya que minimiza el arrastre de ganga y mejora la calidad del concentrado.

Las mejores recuperaciones de cobre se obtuvieron a un pH de 11,3, alcanzando un 72% de recuperación, superior a otras pruebas realizadas a diferentes niveles de pH. Sin embargo, un aumento adicional del pH, como a 12,5, mostró una ligera disminución en la recuperación de cobre (2 puntos aprox de diferencia), acompañada de una reducción de la recuperación de hierro (cerca de tres puntos porcentuales).

Este comportamiento puede explicarse por la formación de precipitaciones de hidróxidos metálicos a valores altos de pH, como  $\text{Fe}(\text{OH})_3$  y  $\text{Cu}(\text{OH})_2$ , que tienden a recubrir las superficies de los minerales valiosos. Esta capa pasivadora inhibe la adsorción del colector, limitando la hidrofobicidad de las partículas y, por ende, su capacidad de flotación. Adicionalmente, la reducción en la recuperación de hierro a pH altos puede ser atribuida a la disminución de la flotación de minerales de ganga, como la pirita, debido a su depresión natural en condiciones alcalinas.

Los resultados indican que, aunque el pH elevado mejora la selectividad al reducir la recuperación de hierro, también puede comprometer la eficiencia del proceso debido a los efectos negativos sobre la superficie activa de los minerales valiosos. Por lo tanto, el pH de 11,3 representa un punto óptimo en este caso, balanceando la recuperación de cobre y la relación Fe/Cu.

Los detalles específicos de estas pruebas se presentan en la Tabla 14 del Anexo 2.



**Figura 29:** Recuperación Cu vs recuperación en peso, efecto pH en recuperación de Cu en flotación cleaner.

## 4.2.2 Efecto adición de reactivos

La Figura 30 muestra los resultados de las pruebas de flotación, graficando las recuperaciones de cobre a los minutos 2 y 8 al variar la dosificación de xantato isobutílico y un espumante experimental. En comparación con las condiciones estándar de planta, es decir, sin la adición de reactivos, se obtuvo una recuperación de cobre del 70,6% y una recuperación en peso del 2,9%, lo que evidencia la limitada eficiencia del proceso en ausencia de colectores.

La adición de Xantato isobutílico en concentraciones de 15 g/t y 30 g/t incrementó la recuperación de cobre a 77,2% y 82,9%, respectivamente. No obstante, este aumento estuvo acompañado de un incremento en la recuperación en peso y en la relación Fe/Cu, alcanzando valores de 4,29 y 4,40, respectivamente. Este efecto se debe a la baja selectividad del Xantato, que favorece la flotación tanto de minerales de cobre como de ganga sulfurada, principalmente pirita ( $\text{FeS}_2$ ). Aunque el uso de Xantato permite una mayor recuperación de cobre, el incremento de ganga flotada afecta la pureza del concentrado, lo que resulta en una reducción de la calidad.

En contraste, el espumante experimental demostró ser más eficiente en términos de selectividad. Este reactivo contribuyó a una recuperación de cobre más eficiente, manteniendo controlada la relación Fe/Cu y mejorando la estabilidad de la espuma. Esto sugiere que el espumante no solo optimiza la flotación de los minerales valiosos, sino que también ayuda a minimizar el arrastre de ganga, favoreciendo un proceso de flotación más efectivo y selectivo.

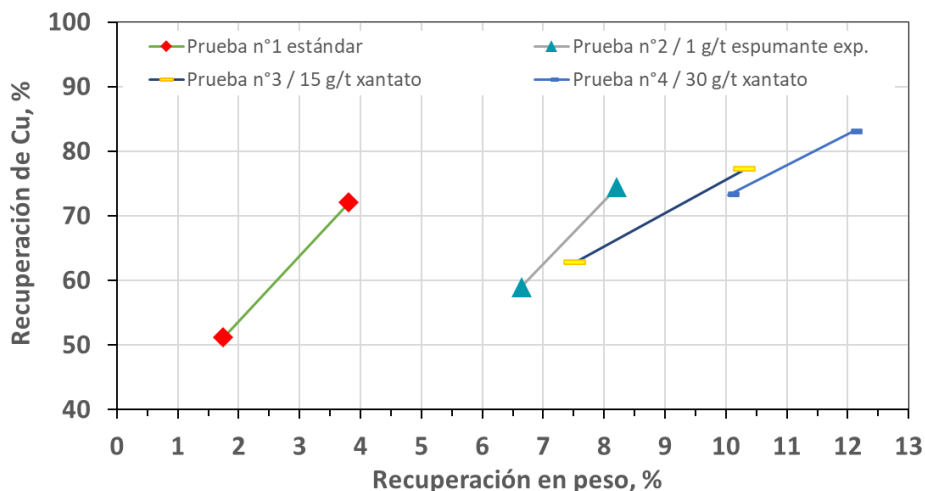


Figura 30: Resultados variando dosificación de reactivos en recuperación de Cu.

## 4.2.3 Tiempo de remolienda y porcentaje de sólidos

La Tabla 14 presenta una comparación de los resultados de flotación obtenidos al aplicar 3 minutos adicionales de remolienda y al aumentar el porcentaje de sólidos de 15% a 20%.

La remolienda adicional incrementó la recuperación de cobre a aproximadamente 73%, mejorando 3 puntos respecto a la condición estándar, que alcanzó solo un 70%. Sin embargo, la relación Fe/Cu aumentó a 1,5. Por su parte, al aumentar el porcentaje de sólidos a 20%, la recuperación de cobre mejoró significativamente hasta un 82%. Aunque la relación Fe/Cu subió a 1,57, este incremento fue menos relevante comparado con la mejora en la recuperación de cobre. Este comportamiento puede explicarse porque un mayor contenido de sólidos incrementa la probabilidad de colisión y adhesión de partículas de cobre a las burbujas de aire. Además, el mayor tiempo de residencia asociado a una menor dilución optimiza la coalescencia de la espuma, favoreciendo la evacuación de la celda y reduciendo el consumo de agua en el proceso, sin embargo, un aumento excesivo en sólidos podría incrementar la viscosidad de la pulpa, dificultando el transporte de partículas y afectando negativamente la recuperación.

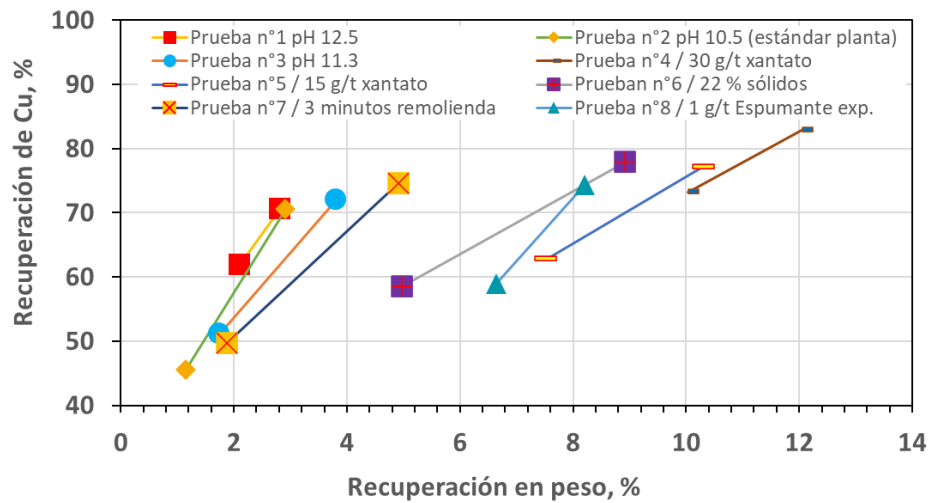
**Tabla 14:** Resultados recuperación, ley de alimento, ley de concentrado en pruebas remolienda y porcentaje de sólidos.

Prueba/Condición	tiempo	Alimento, %		Concentrado, %		Cola, %		Recuperaciones, %		
	min	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Peso
P1 pH 10.5	0	0,83	5,04							
	2			32,5	22,3	0,454	4,8	45,6	5,1	1,2
	8			20,0	21,5	0,250	4,6	70,6	12,4	2,9
P2 22% Sólidos	0	0,83	5,04							
	2			9,7	10,7	0,360	4,7	58,5	10,6	5,0
	8			7,2	11,3	0,200	4,4	77,9	20,0	8,9
P3 3 min remolienda	0	0,83	5,04							
	2			21,9	22,2	0,423	4,7	49,7	8,2	1,9
	8			12,5	19,0	0,220	4,3	74,6	18,5	4,9

La Figura 31 presenta un resumen de los resultados obtenidos en las pruebas de flotación, mostrando la recuperación de cobre en los concentrados recolectados a los tiempos de 2 y 8 minutos. En este gráfico se evalúa el impacto de variables operativas clave, como el pH, la dosificación de reactivos, el tiempo de molienda y el porcentaje de sólidos, permitiendo analizar su influencia en la eficiencia del proceso.

Los resultados muestran que las pruebas con recuperaciones en peso inferiores al 5% enfrentan problemas de evacuación, asociados a una espuma inestable y poco eficiente. Esto afecta negativamente el transporte de partículas valiosas hacia el concentrado, limitando la recuperación de cobre. En contraste, las mejores recuperaciones de cobre se lograron al adicionar xantato isobutílico, lo que generó mayores recuperaciones en peso en comparación con otras variables

evaluadas. Estos hallazgos destacan la importancia de la dosificación de reactivos en la optimización del proceso de flotación, favoreciendo tanto la recuperación como la estabilidad del sistema.



**Figura 31:** Recuperación Cu vs Recuperación en peso para principales factores de flotación (pH, reactivos, porcentaje de sólidos, tiempo remolienda).

La Figura 32 muestra las curvas de recuperación de cobre en función del tiempo para las pruebas de flotación realizadas, destacando una mejora significativa en la cinética del proceso al agregar reactivos diseñados específicamente para optimizar este aspecto. Trabajar a un pH elevado favorece mayores recuperaciones en los mismos tiempos de flotación, aunque esto también incrementa el arrastre mecánico de ganga, afectando la selectividad.

Desde el inicio, la adición de 30 g/t de xantato demuestra las mayores recuperaciones de cobre en comparación con las demás variables evaluadas, manteniéndose como la opción más eficiente hasta el final del proceso. Sin embargo, este incremento en la recuperación de cobre viene acompañado de un aumento significativo en la recuperación en peso, como se refleja en los resultados de la Figura 33, lo que evidencia un mayor arrastre de ganga y una menor pureza en el concentrado.

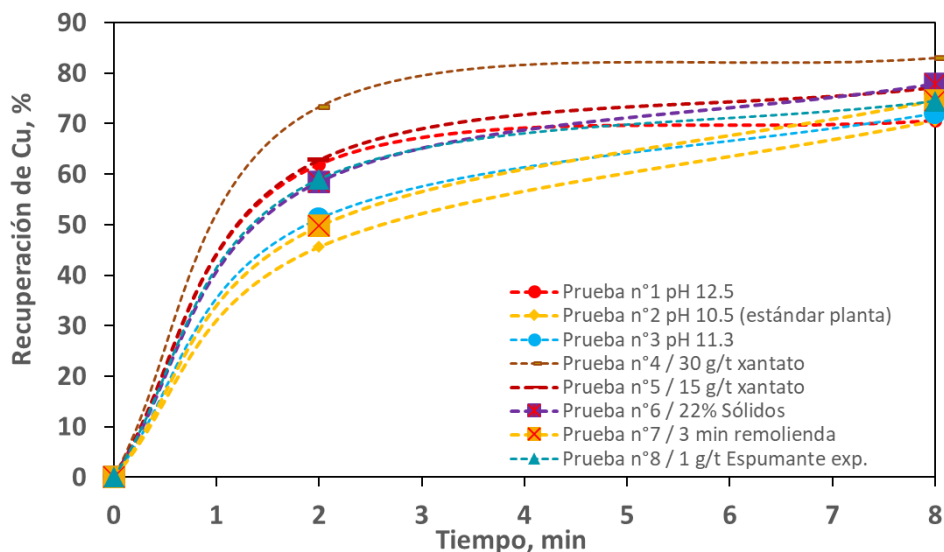


Figura 32: Recuperación Cu vs tiempo de flotación, cinética obtenida para cada prueba realizada.

### 4.3 Resultados pruebas con reactivos

El 18 de diciembre de 2023 se realizaron pruebas de flotación con el objetivo de evaluar el impacto de diferentes reactivos en la recuperación de cobre (Cu), hierro (Fe) y molibdeno (Mo) a distintos tiempos de flotación (2 y 8 minutos). Se analizaron tanto reactivos estándar como alternativos, incluyendo xantato isobutílico, un espumante experimental y Hostafлот, para determinar su influencia en la eficiencia del proceso. Los resultados principales de estas pruebas se detallan en la Tabla 15.

Tabla 15: Resultados recuperaciones, ley de alimento, ley de concentrado en pruebas de dosificación de reactivos.

Pruebas/ Condición	tiempo min	Alimento, %			Concentrado, %			Cola, %			Recuperaciones, %			
		Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Peso
P1 Estándar	0	0,71	7,51	0,049										
	2				4,2	13,1	0,18	0,223	6,7	0,031	72,5	21,6	44,5	12,4
	8				3,5	13,6	0,20	0,190	6,4	0,020	77,5	28,9	65,7	15,9
P2 1 g/t espumante experimental	0	0,71	7,51	0,049										
	2				3,9	12,9	0,22	0,303	6,8	0,028	62,1	19,2	49,6	11,2
	8				2,8	12,1	0,17	0,160	6,3	0,017	82,2	34,2	72,6	21,2
P3 15 g/t Xantato	0	0,71	7,51	0,049										
	2				3,8	15,3	0,18	0,290	6,5	0,032	63,9	24,1	43,1	11,8
	8				3,8	15,0	0,22	0,180	6,2	0,019	78,3	29,1	66,9	14,6
P4 8 g/t Xantato	0	0,71	7,51	0,049										
	2				4,4	13,5	0,17	0,205	6,7	0,032	74,6	21,7	42,8	12,0
	8				3,8	14,7	0,22	0,170	6,3	0,019	79,6	29,2	67,0	14,9
P5 4 g/t Hostafлот	0	0,71	7,51	0,049										
	2				4,1	10,9	0,19	0,230	7,0	0,029	71,6	17,8	47,3	12,3
	8				3,7	12,1	0,22	0,185	6,7	0,019	77,9	24,2	67,9	15,1

P6	0	0,71	7,51	0,049										
8 g/t	2				3,9	11,7	0,19	0,214	6,9	0,026	74,0	21,1	53,9	13,6
Hostafлот	8				3,6	12,6	0,22	0,180	6,6	0,018	78,6	25,9	69,0	15,5

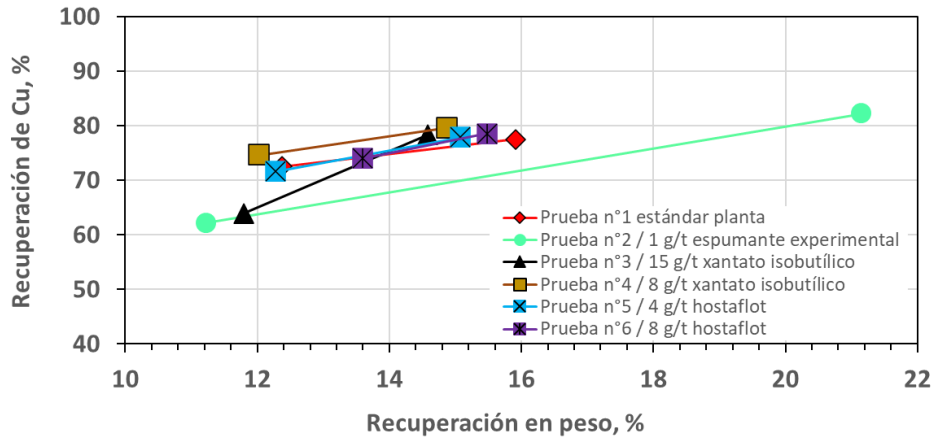
De las pruebas realizadas, destaca el aumento en las recuperaciones al añadir 1 g/t del espumante experimental, logrando incrementar la recuperación de cobre en 5 puntos y la de molibdeno en 7 puntos en comparación con la prueba estándar. Este espumante demuestra un impacto significativo en la eficiencia del proceso, especialmente en la flotación de molibdeno.

Por otro lado, las pruebas con 15 g/t y 8 g/t de xantato mostraron mejoras en las recuperaciones de cobre y molibdeno respecto al estándar. La dosificación de 8 g/t (P4) alcanzó una recuperación de cobre del 79,6% y de molibdeno del 67,0% a los 8 minutos, superando ligeramente los resultados obtenidos con Hostafлот. Este comportamiento sugiere que el xantato permite evacuar partículas de cobre parcialmente liberadas, aunque incrementa la recuperación de hierro debido a su menor selectividad.

Las pruebas con 4 g/t y 8 g/t de Hostafлот presentaron resultados similares a los del xantato en términos de recuperación de cobre y molibdeno, alcanzando una recuperación máxima de 78,6% de cobre y 69,0% para el molibdeno (P6). Sin embargo, su selectividad superior implica un menor arrastre de hierro, lo que podría ser en beneficio para mantener una calidad de concentrado.

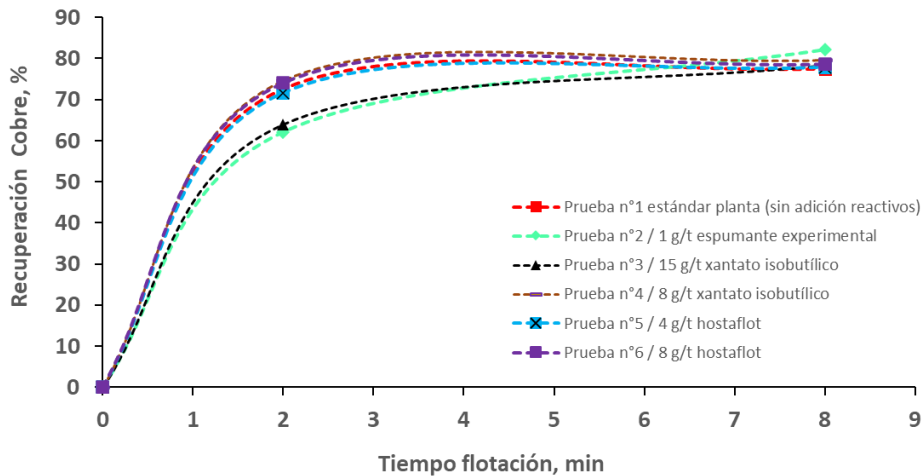
#### 4.3.1 Efecto de la dosificación de reactivos

En la Figura 33 se analiza el impacto de diferentes dosificaciones de reactivos en el porcentaje de cobre presente en las colas. El espumante experimental mostró un aumento significativo en la recuperación en peso, estabilizando el colchón de espuma, mientras que el xantato ayudó a mantener bajos tanto el porcentaje de cobre en las colas como la recuperación en peso, demostrando mayor control y selectividad. El espumante experimental, diseñado para facilitar la evacuación de la espuma, mostró un aumento significativo en la recuperación en peso, lo que indica su capacidad para estabilizar y fortalecer el colchón de espuma



**Figura 33:** Recuperación Cu vs recuperación en peso pruebas variando dosificación de reactivos.

La Figura 34 presenta las curvas de recuperación de cobre en función del tiempo de flotación (8 minutos) para las distintas dosificaciones de reactivos. Los resultados indican que los colectores en general mejoran la cinética, mostrando comportamientos similares al estándar de planta, salvo en el caso de 8 g/t de xantato, que destacó por controlar la recuperación en peso sin generar un cambio significativo en el porcentaje de cobre en las colas. Este resultado refuerza la idea de que la adición de reactivos debe equilibrar la recuperación y la selectividad.



**Figura 34:** Recuperación Cu vs tiempo de flotación (8 minutos), pruebas y condiciones de flotación por prueba efectuada

#### 4.4 Reactivo espumante experimental

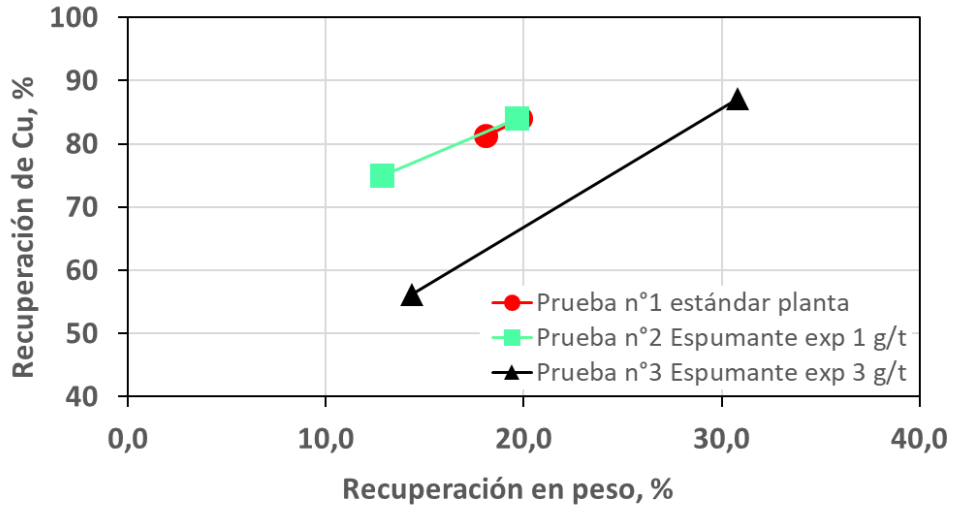
El 21 de diciembre de 2023 se llevaron a cabo tres pruebas de flotación utilizando el espumante experimental, previamente identificado como un reactivo prometedor en ensayos anteriores. El propósito principal de estas pruebas fue determinar el porcentaje mínimo de cobre en las colas. Con

la prueba estándar, es decir, sin adición de reactivos, se obtuvo un porcentaje de cobre en las colas de 0,15% después de 8 minutos, con una recuperación de cobre del 84% y una recuperación en peso del 19,9%, esta prueba sirve como referencia para evaluar las modificaciones. Los resultados se detallan en la Tabla 16.

**Tabla 16:** Resultados recuperación, ley de alimento, ley de concentrado para pruebas con espumante experimental.

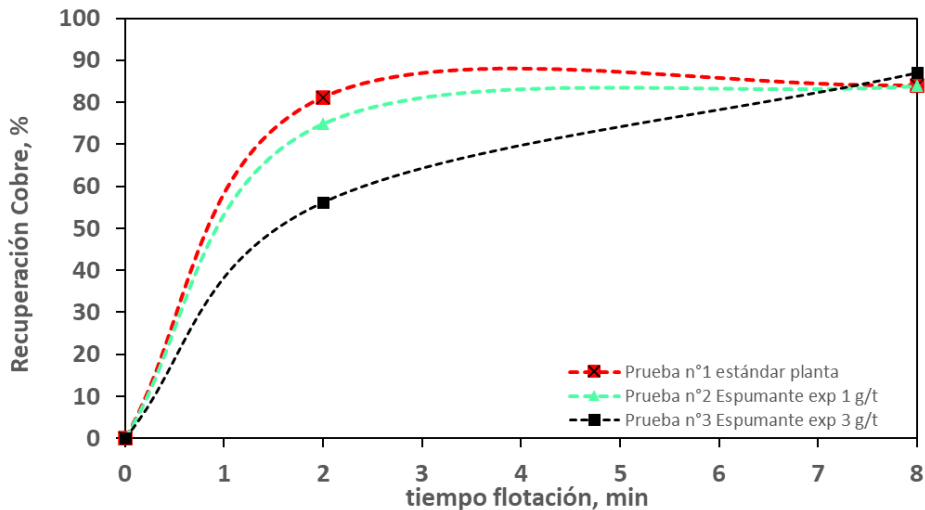
Prueba/ Condición	tiempo min	Alimento, %			Concentrado, %			Cola, %			Recuperaciones, %			
		Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Peso
P1 estándar	0	0,75	6,26	0,050										
	2				3,4	10,4	0,16	0,172	5,4	0,026	81,2	30,0	56,7	18,1
	8				3,2	10,8	0,17	0,150	5,1	0,019	84,0	34,5	69,6	19,9
P2 Espumante exp 1 g/t	0	0,75	6,26	0,050										
	2				4,4	12,5	0,23	0,216	5,3	0,023	74,9	25,7	59,6	12,9
	8				3,2	11,3	0,17	0,150	5,0	0,021	83,9	35,6	66,3	19,7
P3 Espumante exp 3 g/t	0	0,75	6,26	0,050										
	2				2,9	10,3	0,15	0,383	5,6	0,033	56,2	23,7	43,2	14,4
	8				2,1	9,5	0,12	0,140	4,8	0,019	87,1	46,8	73,7	30,8

La Figura 35 ilustra el efecto de la adición de reactivo en la evacuación de la celda y su impacto en el porcentaje de cobre (%Cu) en la cola. Inicialmente, con una dosificación menor (1 g/t), se obtuvo un %Cu en la cola de 0,15. Para evaluar hasta qué punto se podía reducir este valor, al incrementar la dosificación del reactivo, observando su impacto en la ley de cobre en la cola. Los resultados mostraron un aumento notable en la recuperación en peso, alcanzando aproximadamente el 32%, Esto quiere decir aumentó drásticamente la evacuación en la celda, esto se debe a que el espumante experimental aumenta el colchón de espuma en la celda en relación a otros reactivos, alcanzando una disminución del %Cu en la cola a 0,14. Finalmente, se identificó un valor límite para él %Cu en la cola, que se encuentra entre 0,14 y 0,15%. Lo cual se esperaba llevar a nivel industrial.



**Figura 35:** Recuperación Cu vs recuperación en peso.

La Figura 36 muestra la curva de recuperación de cobre en función del tiempo para las pruebas realizadas, donde se observa cómo varía la cinética del proceso de flotación al comparar la dosificación normal de reactivo con una adición excesiva de este. En si al agregar reactivo disminuye la cinética, es decir, baja la recuperación de cobre, pero aumenta drásticamente la recuperación en peso, esto quiere decir que el proceso de flotación no es efectivo debido a que el arrastre mecánico ensucia el concentrado.



**Figura 36:** Recuperación Cu vs tiempo flotación.

## 4.5 Barrido de sólidos flotación cleaner

En la Tabla 17 se presentan los resultados generales obtenidos el 16 de enero de 2024, enfocados en evaluar el impacto del porcentaje de sólidos en la alimentación al proceso cleaner. Estas pruebas tuvieron como objetivo identificar un rango óptimo que maximice la recuperación de cobre y asegure un desempeño eficiente del proceso, alineado con los rangos operativos establecidos para el correcto funcionamiento de la planta.

**Tabla 17:** Resultados recuperación, ley de alimento, ley de concentrado para pruebas variando porcentaje de sólidos de alimentación a proceso flotación cleaner.

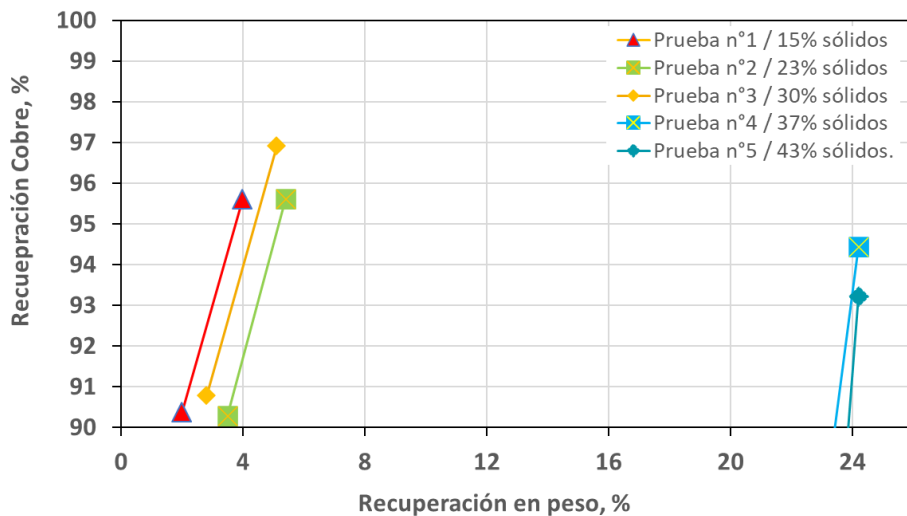
Prueba/Condición	tiempo min	Alimento, %			Concentrado, %			Cola, %			Recuperaciones, %			
		Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Peso
P1 15%Sólidos	0	4,83	7,30	0,082										
	2				34,8	22,2	0,31	0,532	5,2	0,049	90,4	38,1	47,8	2,0
	8				30,8	23,1	0,34	0,250	4,5	0,037	95,6	47,3	61,6	4,0
P2 23%Sólidos	0	4,83	7,30	0,082										
	2				26,7	18,6	0,27	0,561	5,1	0,046	90,3	41,6	52,9	3,5
	8				24,9	19,5	0,29	0,260	4,5	0,035	95,6	49,7	65,1	5,4
P3 30%Sólidos	0	4,83	7,30	0,082										
	2				14,5	13,0	0,17	0,638	4,8	0,045	90,8	54,0	62,1	2,8
	8				14,5	13,5	0,21	0,220	4,3	0,021	96,9	59,8	82,6	5,1
P4 37%Sólidos	0	4,83	7,30	0,082										
	2				10,7	10,1	0,11	1,794	5,9	0,067	75,5	47,2	46,1	20,9
	8				12,1	11,2	0,17	0,430	4,9	0,030	94,4	57,8	77,1	24,2
P5 43%Sólidos	0	4,83	7,30	0,082										
	2				7,8	8,5	0,11	2,988	6,5	0,065	61,5	44,3	50,4	20,9
	8				9,7	10,2	0,14	0,610	4,8	0,032	93,2	64,8	79,0	24,2

### 4.5.1 Efecto porcentaje de sólidos en proceso cleaner

El propósito principal de estas pruebas fue analizar el comportamiento de la celda de flotación al variar el porcentaje de sólidos en la alimentación, abarcando un rango del 15% al 43%. En la Figura 37, que grafica la recuperación de cobre desde el minuto 0 hasta el minuto 8 vs recuperación en peso obtenida a este mismo tiempo, se observó que porcentajes de sólidos altos (37%-43%) generaron una recuperación en peso cercana al 24%, lo que excede los parámetros de diseño de la planta. Esto se atribuye al aumento de la viscosidad de la pulpa, que afecta el tiempo de residencia y reduce la eficiencia en la recuperación de cobre. La recuperación de cobre mostró una disminución de hasta 3 puntos respecto al porcentaje óptimo (30% sólidos).

Por otro lado, al operar en un rango de sólidos entre 23% y 30%, se logró una recuperación de cobre cercana al 97%, con valores de ley en las colas similares a los obtenidos con porcentajes más altos (0,20%-0,22% Cu). Además, la recuperación en peso se redujo significativamente, pasando de un

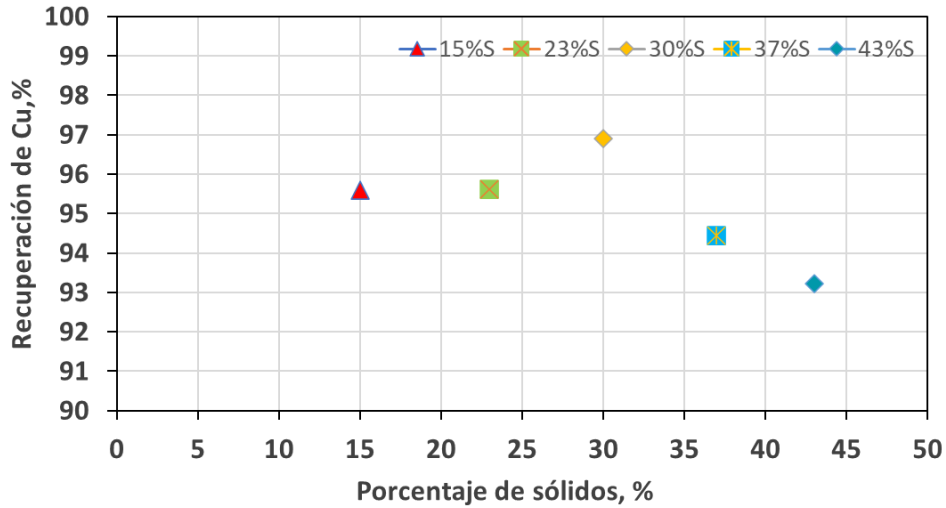
24% a un 4%, lo que representa una mejora sustancial. Este rango se identificó como ideal para garantizar un equilibrio entre recuperación y eficiencia operativa.



**Figura 37:** Recuperación Cu vs recuperación en peso para pruebas de flotación variando porcentaje de sólidos en proceso flotación cleaner.

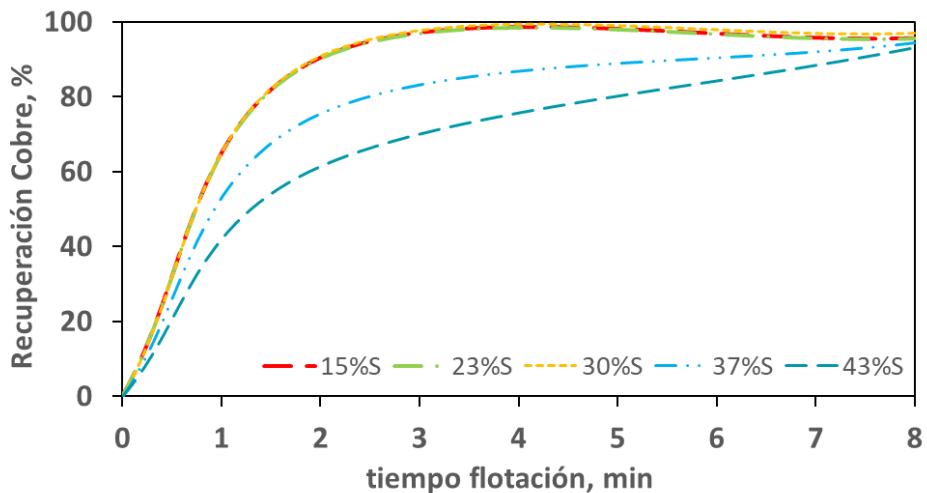
En la Figura 38, se analizan las recuperaciones de cobre para los distintos porcentajes de sólidos. Los mejores resultados se obtuvieron con un 30%, que representa un punto de equilibrio óptimo considerando factores como la velocidad de rebose, estabilidad de la espuma y tiempo de residencia. Sin embargo, al superar el 40%, la recuperación de cobre disminuyó hasta en 4 puntos, evidenciando los efectos negativos de una viscosidad excesiva, que dificulta la movilidad de las burbujas y la aireación, afectando la flotación.

Un porcentaje de sólidos inferior a 20% también genera problemas, como espuma inestable y menor colisión partícula-burbuja, comprometiendo tanto la recuperación como la selectividad del concentrado. Por lo tanto, mantener un porcentaje de sólidos en torno al 30% asegura un balance óptimo entre recuperación, calidad del concentrado y estabilidad operativa.



**Figura 38:** Recuperación Cu vs porcentaje de sólidos al tiempo final de flotación (8 minutos).

Para validar este análisis, la Figura 41 muestra las curvas de recuperación en función del tiempo, es decir, la cinética presentada para cada prueba en la celda de flotación. Se evidenció que los mejores resultados se obtienen en los primeros minutos al trabajar con un rango de sólidos entre 15% y 30%. A medida que el porcentaje de sólidos aumenta, el proceso de flotación se ralentiza, destacando la importancia de operar dentro del rango óptimo identificado.



**Figura 39:** Recuperación Cu vs tiempo de flotación (cinética por prueba realizada).

## 4.6 Barrido de sólidos flotación scavenger

El 02 de febrero de 2024 se llevaron a cabo pruebas de flotación para evaluar el impacto del porcentaje de sólidos en el proceso de flotación scavenger. El objetivo principal fue analizar los resultados obtenidos y determinar los parámetros óptimos de operación que maximicen la

recuperación de minerales valiosos, como cobre y molibdeno. Los resultados completos se encuentran en la Tabla 18.

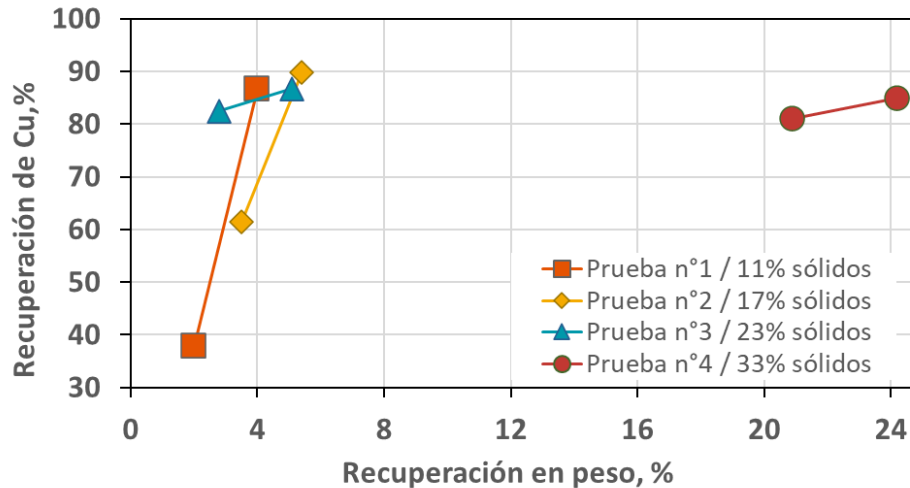
**Tabla 18:** Resultados recuperación, ley de alimento, ley de concentrado para pruebas variando porcentaje de sólidos al proceso de flotación scavenger.

Prueba/Condición	tiempo min	Alimento, %			Concentrado, %			Cola, %			Recuperaciones, %			
		Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Peso
P1 11%Sólidos	0	1,07	6,78	0,050										
	2				2,2	10,3	0,02	0,818	6,0	0,057	38,0	28,5	7,1	2,0
	8				2,5	9,4	0,07	0,230	5,2	0,036	86,6	51,9	55,1	4,0
P2 17%Sólidos	0	1,07	6,78	0,050										
	2				2,4	7,1	0,02	0,570	6,7	0,061	61,5	29,1	11,5	3,5
	8				2,3	9,6	0,08	0,190	4,7	0,031	89,8	60,7	64,4	5,4
P3 23%Sólidos	0	1,07	6,78	0,050										
	2				2,9	10,0	0,09	0,269	5,4	0,034	82,5	44,9	53,1	2,8
	8				2,9	10,8	0,09	0,210	4,9	0,030	86,7	51,5	59,3	5,1
P4 33%Sólidos	0	1,07	6,78	0,050										
	2				2,5	10,0	0,00	0,308	5,1	0,075	81,0	50,3	1,8	20,9
	8				2,4	10,6	0,04	0,260	4,5	0,058	84,8	59,0	27,6	24,2

#### 4.6.1 Efecto porcentaje de sólidos en flotación scavenger

En la Figura 40, los mejores resultados se obtienen con un porcentaje de sólidos entre 17% y 23%, consistente con observaciones previas en el proceso cleaner. Este rango ofrece altas recuperaciones de cobre y molibdeno, con menores leyes de cobre en las colas y sin comprometer significativamente la calidad del concentrado. Por el contrario, operar con sólidos superiores al 30% aumenta la recuperación en peso de forma excesiva, lo que podría causar inestabilidades en los flujos del proceso.

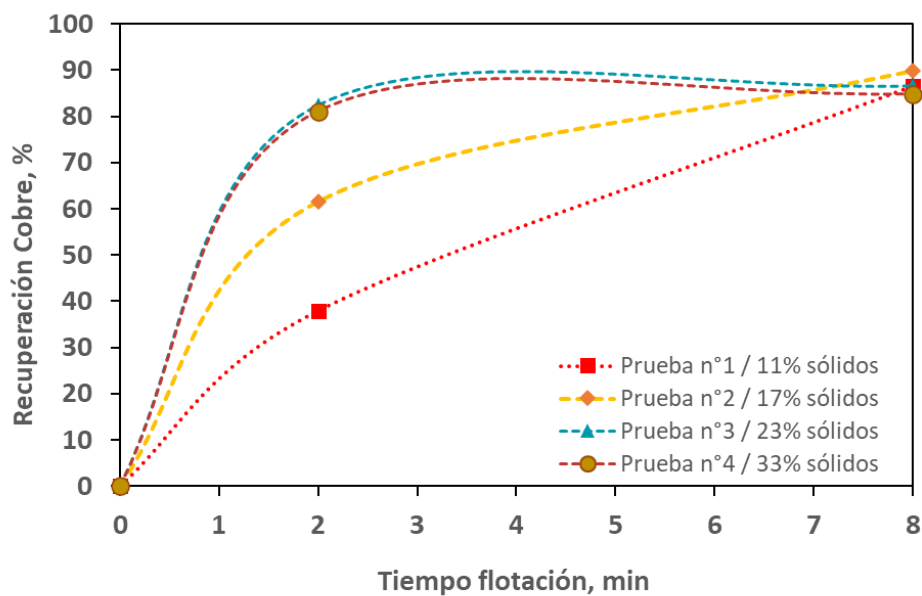
En porcentajes bajos de sólidos (11%), la cinética de flotación fue más lenta, con menores recuperaciones de cobre y molibdeno. Esto puede atribuirse a una baja densidad de partículas en la pulpa, reduciendo las interacciones partícula-burbuja necesarias para un proceso de flotación eficiente.



**Figura 40:** Recuperación Cu vs recuperación en peso para las pruebas de flotación variando porcentaje de sólidos en proceso flotación scavenger.

En la Figura 41, se observa cómo la recuperación de cobre y molibdeno aumenta significativamente entre los 2 y 8 minutos de flotación, destacando la importancia de ajustar el tiempo de residencia en la celda según el porcentaje de sólidos. Por ejemplo, en la prueba con 17% de sólidos, la recuperación de molibdeno mejoró de 11,5% a 64,4%, mientras que con 23% de sólidos, las recuperaciones también mostraron incrementos significativos.

Aunque porcentajes más altos de sólidos (33%) mantuvieron una recuperación razonable de cobre, la recuperación de molibdeno disminuyó significativamente, lo que refuerza la recomendación de trabajar con un porcentaje de 23% de sólidos, que ofrece un balance óptimo entre recuperación, selectividad y estabilidad operativa.



**Figura 41:** Recuperación Cu vs Tiempo de flotación (cinética pruebas variando porcentaje de sólidos en alimentación proceso scavenger).

## 4.7 Liberación

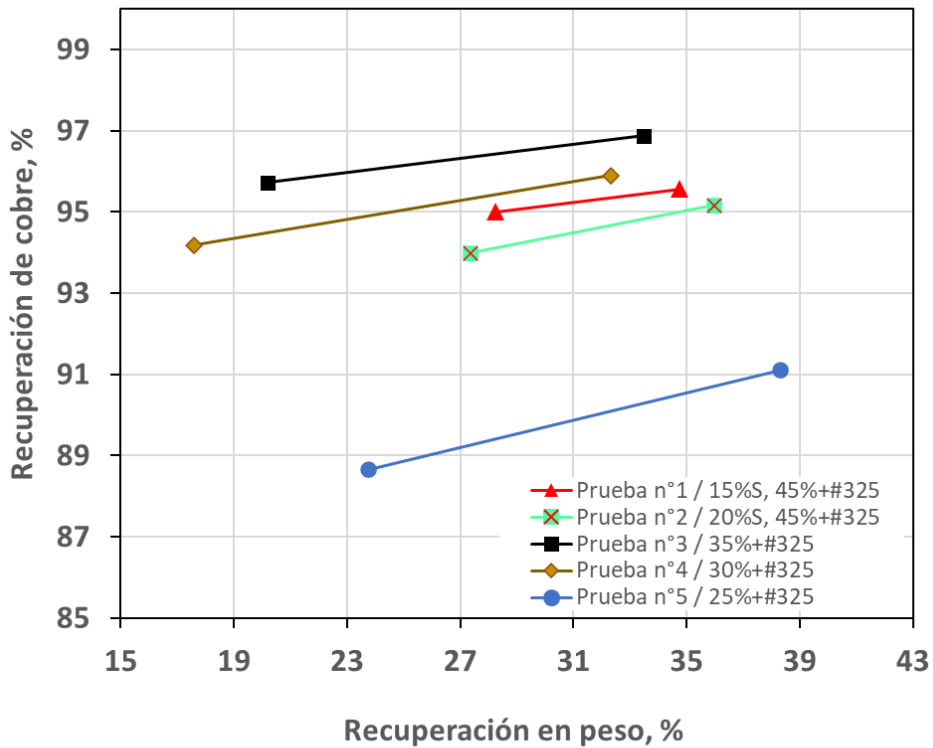
Se realizaron pruebas de laboratorio para evaluar el impacto del porcentaje de material pasante por el tamiz #325 en el proceso de flotación cleaner. Estas pruebas tenían como objetivo determinar cómo la liberación de partículas influye en la eficiencia y selectividad del proceso de flotación. Los resultados completos se presentan en la Tabla 19.

**Tabla 19:** Resultados recuperación, ley de alimento, ley de concentrado para pruebas de flotación variando porcentaje pasante a la malla Tyler #325, analizando condiciones de liberación de partículas.

Prueba/Condición	tiempo min	Alimento, %			Concentrado, %			Cola, %			Recuperaciones, %			
		Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Peso
P1 15%S 45%+#325	0	7,91	12,37	0,231										
	2				27,37	30,48	0,603	1,30	6,22	0,104	87,8	62,5	66,3	28,2
	8				25,1	30,8	0,63	0,565	4,5	0,062	95,0	74,4	81,1	34,8
	12				24,1	30,5	0,62	0,512	4,1	0,055	95,6	77,2	83,7	37,1
P2 20%S, 45%+#325	0	7,91	12,37	0,231										
	2				22,79	24,37	0,464	2,30	7,85	0,143	78,8	53,9	55,0	27,4
	8				20,7	25,3	0,50	0,743	5,1	0,080	94,0	73,7	77,9	36,0
	12				19,3	24,9	0,49	0,628	4,4	0,064	95,2	78,4	83,0	38,9
P3 35%+#325	0	7,91	12,37	0,231										
	2				28,91	28,98	0,423	2,60	8,17	0,182	73,8	47,3	37,0	20,2
	8				22,6	28,4	0,56	0,509	4,3	0,063	95,7	76,8	81,7	33,5
P4 30%+#325	0	7,91	12,37	0,231										
	2				29,29	25,87	0,521	3,34	9,49	0,169	65,2	36,8	39,8	17,6
	8				23,0	26,5	0,54	0,680	5,6	0,083	94,2	69,4	75,6	32,3
P5	0	7,91	12,37	0,231										
	12				21,3	26,3	0,55	0,503	4,7	0,054	95,9	75,7	84,8	35,6

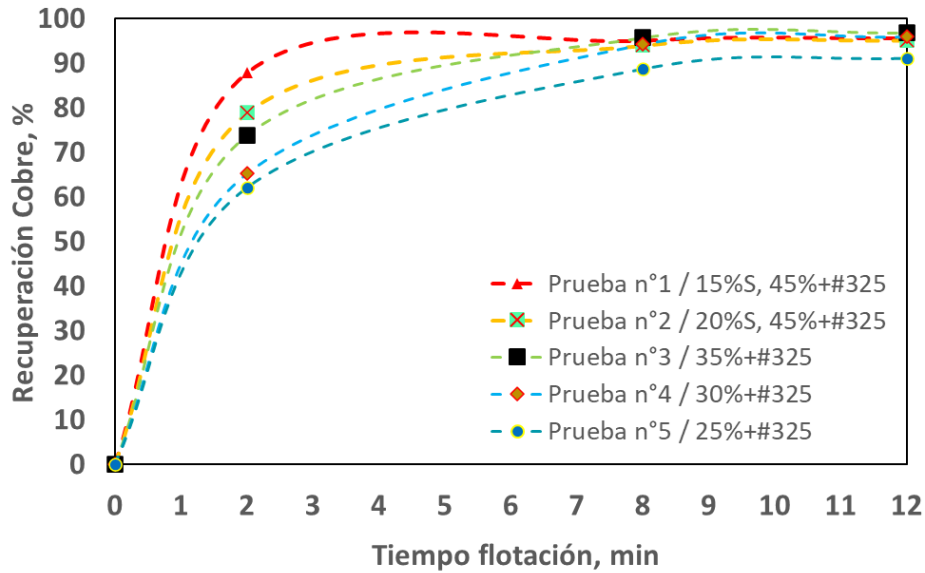
25%+#325	2	20,67	19,64	0,309	3,94	10,11	0,206	62,0	37,7	31,8	23,7
	8	18,3	20,7	0,41	1,454	7,2	0,120	88,7	64,2	68,0	38,3
	12	16,9	20,6	0,44	1,228	6,2	0,073	91,1	71,3	81,9	42,7

En la figura 42 se visualizan los mejores resultados se obtuvieron con 30%+#325 y 35%+#325, donde las leyes de cobre en las colas fueron más bajas en comparación con las demás condiciones, acompañadas de recuperaciones de cobre altas y recuperaciones en peso considerables para el proceso, Este comportamiento refleja un balance adecuado entre liberación y arrastre.



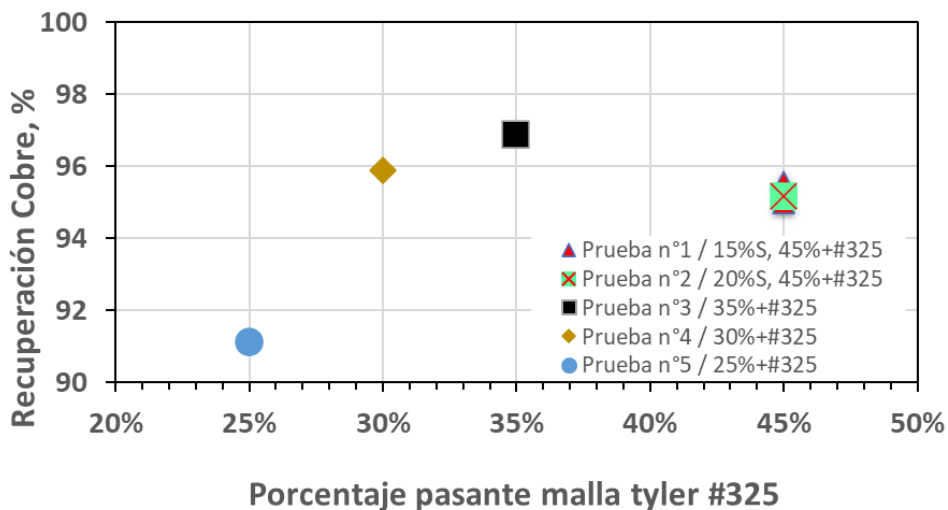
**Figura 42:** Recuperación Cu vs recuperación en peso variando porcentajes pasantes malla tyler #325.

En la Figura 43 Se observó que el rango óptimo para la recuperación de cobre está entre 30% y 35% de material pasante, mientras que en los extremos (45% y 25%), la recuperación disminuyó. Esto indica que una liberación excesiva o insuficiente afecta negativamente la eficiencia del proceso.



**Figura 43:** Recuperación Cu vs tiempo flotación (cinética de cada prueba realizada).

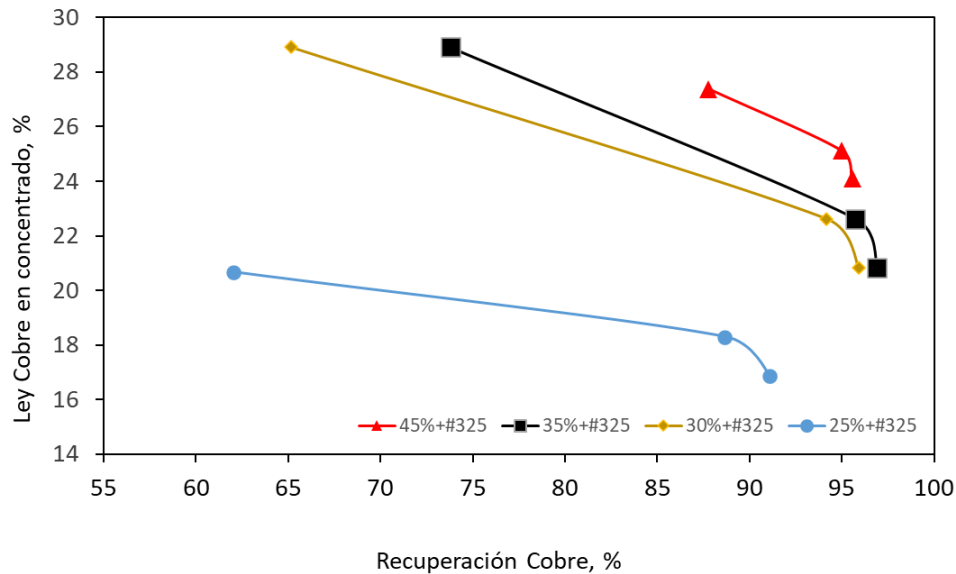
En la Figura 44 la liberación óptima se alcanzó en un rango del 30% al 35% de +#325, donde la recuperación de cobre fue máxima. A medida que el porcentaje de partículas finas aumentó más allá del 35% o disminuyó por debajo del 30%, se observó una caída en la recuperación de cobre, mostrando la importancia de mantener un equilibrio en la liberación.



**Figura 44:** Recuperación vs %+#325.

En condiciones de mayor retención (45% +#325), se observaron leyes más bajas de cobre en el concentrado debido a una liberación insuficiente. Por otro lado, con 25% +#325, se obtuvieron

concentrados con mayores leyes de cobre para una misma recuperación en comparación con las condiciones de 30% y 35%, a costa de menores recuperaciones globales.



**Figura 45:** Ley Cu concentrado vs recuperación.

#### 4.8 Resultados análisis QEMSCAN

Las muestras K1/K2 (03/01), K2 (04/01) y K2 (08/01) corresponden a colas obtenidas de pruebas de flotación realizadas en laboratorio, mientras que las muestras KB 13/16 y KB 10 provienen directamente del proceso industrial. De estas últimas, KB 13/16 pertenece a las líneas convencionales del proceso de flotación cleaner, y KB 10 corresponde a las líneas automatizadas. El análisis tuvo como objetivo identificar posibles problemas de liberación que podrían estar afectando el proceso de flotación y contribuyendo a leyes más altas de cobre en los flujos de colas del proceso cleaner.

En la Tabla 20, se presenta la composición mineralógica de las muestras de colas. Estas contienen altos contenidos de cuarzo (promedio 38%), muscovita (promedio 20%), feldespatos (promedio 10%) y pirita (promedio 10%). Aunque la presencia de partículas de cobre es minoritaria, se destaca que las muestras presentan mayores contenidos de impurezas.

El tamaño de grano se analiza con mayor detalle en la Tabla 20. No se detectaron partículas ultrafinas con un P80 <10 µm, ni partículas gruesas mayores a 200 µm. El P80 es mayor en todas las asociaciones mineralógicas en comparación con las demás muestras. Este comportamiento podría explicar la menor eficiencia observada en estas celdas.

**Tabla 20:** Resultados análisis QEMSCAN

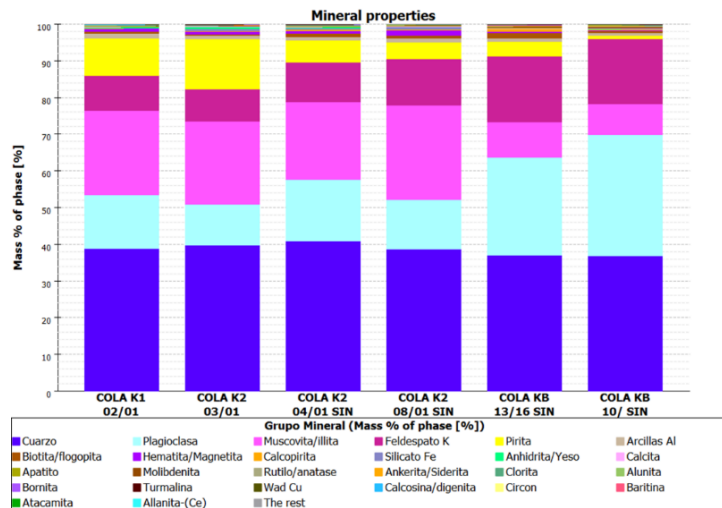
<i>Composición mineralógica</i>						
<i>Grupo Mineral / Sample</i>	<i>COLA K1</i>	<i>COLA K2 (03/01)</i>	<i>COLA K2 (04/01)</i>	<i>COLA K2 (08/01)</i>	<i>COLA KB 13/16</i>	<i>COLA KB 10</i>
<i>Cuarzo</i>	38.705	39.732	40.752	38.583	36.951	36.787
<i>Plagioclasa</i>	14.737	11.000	16.854	13.601	26.651	32.983
<i>Muscovita/illita</i>	22.863	22.689	21.078	25.611	9.746	8.426
<i>Feldespato K</i>	9.524	8.774	10.796	12.564	17.816	17.721
<i>Pirita</i>	10.200	13.691	5.976	4.671	4.039	0.818
<i>Arcillas Al</i>	1.293	0.868	0.918	1.057	0.789	0.754
<i>Biotita/flogopita</i>	0.631	0.416	1.025	0.795	1.617	0.624
<i>Hematita/Magnetita</i>	0.712	0.708	0.734	1.330	0.374	0.212
<i>Calcopirita</i>	0.106	0.281	0.284	0.289	0.558	0.202
<i>Silicato Fe</i>	0.021	0.384	0.436	0.615	0.010	0.001
<i>Anhidrita/Yeso</i>	0.206	0.560	0.185	0.116	0.041	0.026
<i>Calcita</i>	0.179	0.197	0.101	0.168	0.202	0.194
<i>Apatito</i>	0.174	0.078	0.148	0.192	0.129	0.119
<i>Molibdenita</i>	0.032	0.019	0.028	0.022	0.306	0.341
<i>Rutilo/anatase</i>	0.072	0.123	0.151	0.083	0.113	0.159
<i>Ankerita/Siderita</i>	0.097	0.055	0.034	0.076	0.163	0.110
<i>Clorita</i>	0.075	0.092	0.145	0.030	0.051	0.130
<i>Alunita</i>	0.020	0.073	0.102	0.037	0.079	0.058
<i>Bornita</i>	0.050	0.033	0.014	0.000	0.119	0.081
<i>Turmalina</i>	0.001	0.055	0.061	0.019	0.040	0.040
<i>Wad Cu</i>	0.057	0.028	0.016	0.021	0.044	0.045
<i>Calcosina/digenita</i>	0.076	0.007	0.003	0.000	0.034	0.032
<i>Circon</i>	0.009	0.012	0.015	0.009	0.069	0.009
<i>Baritina</i>	0.003	0.054	0.015	0.029	0.008	0.000
<i>Atacamita</i>	0.009	0.000	0.048	0.000	0.000	0.000
<i>Allanita-(Ce)</i>	0.000	0.000	0.001	0.000	0.000	0.044
<i>otros</i>	0.149	0.071	0.081	0.084	0.052	0.086
<i>Total</i>	100	100	100	100	100	100

**Tabla 21:** Estadística tamaño grano (um)

DATOS	Estadística tamaño grano (um)					
	COLA K1 02/01	COLA K2 03/01	COLA K2 04/01 SIN PULVERIZAR	COLA K2 08/01 SIN PULVERIZAR	COLA KB 13/16 SIN PULVERIZAR	COLA KB 10/ SIN PULVERIZAR
<b>Muscovita/illita</b>						
Mediana	11.29	12.62	11.3	9.77	36.12	68.65
P80	40.7	42.61	32.39	21.85	78.57	155.67
<b>Arcillas Al</b>						
Mediana	14.94	13.84	14.93	11.29	21.1	40.71
P80	33.88	54.72	41.49	20.34	45.14	122.15
<b>Bornita</b>						
Mediana	21.83	19.53	7.98		20.36	42.22
P80	21.85	19.54	11.29		26.45	51.11
<b>Calcosina/digenita</b>						
Mediana	28.21	11.29	7.98		36.55	76.52
P80	28.23	11.3	7.98		36.58	76.58
<b>Molibdenita</b>						
Mediana	15.95	16.93	17.82	17.84	28.21	48.55
P80	15.96	16.94	17.84	17.85	84.23	144.55
<b>Calcopirita</b>						
Mediana	19.54	31.89	84.11	27.67	51.68	49.51
P80	32.41	37.84	84.16	41.86	64.65	72.45
<b>Cuarzo</b>						
Mediana	34.29	38.27	39.49	25.24	61.83	136.49
P80	81.51	75.19	76.01	53.46	92.18	187.65
<b>Pirita</b>						
Mediana	17.83	17.82	17.84	16.93	37.47	67.9
P80	27.67	29.89	32.43	29.33	52.89	102.15

La Figura 46 muestra la distribución de fases minerales en diferentes muestras de colas del proceso cleaner, destacando la predominancia de minerales portadores de cobre como calcopirita, bornita y calcosina, junto con óxidos de cobre en proporciones menores. Además, se observa una alta proporción de gangas como cuarzo, muscovita y feldespato, lo cual sugiere que el proceso de flotación está logrando reducir el arrastre de minerales no valiosos, aunque persisten pérdidas de cobre asociadas a partículas no flotadas.

En las muestras donde se identificaron tamaños de partículas más grandes (mayor P80), la presencia de minerales de cobre en las colas podría explicarse por una liberación insuficiente, lo que afecta negativamente la eficiencia del proceso. Además, la presencia de óxidos de cobre, aunque en proporciones menores, podría ser resultado de alteraciones superficiales en partículas sulfurosas. Dado que los óxidos son menos flotables que los sulfuros, su recuperación podría estar limitada sin el uso de reactivos específicos.



**Figura 45:** Composición mineralógica de las muestras.

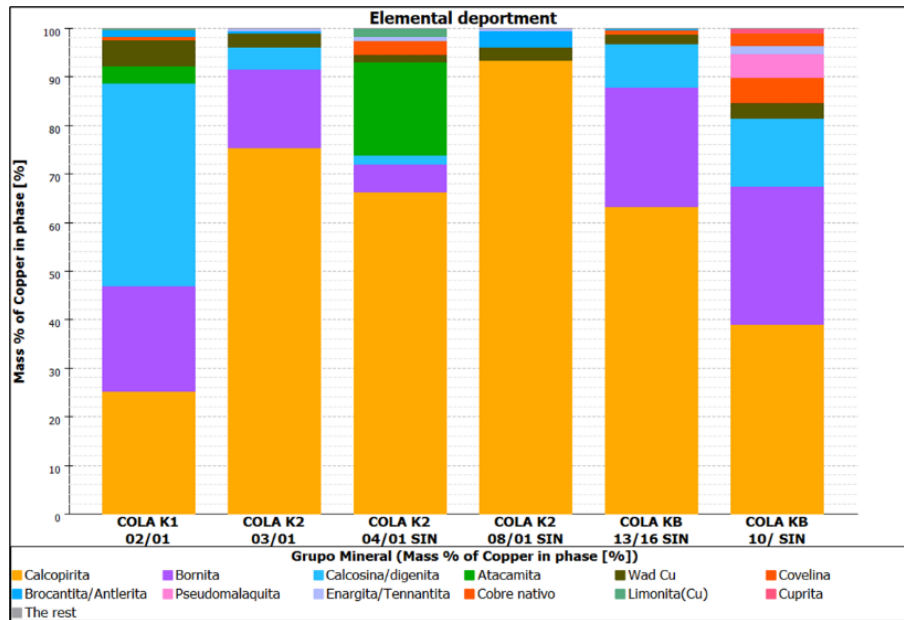
en la Tabla 22 son analizadas las leyes de Fe, Mo y Cu para las muestras enviadas, estas muestras fueron analizadas a través de dos métodos distintos para verificar concordancia en los valores, Se verifica la diferencia de leyes de cobre entre las líneas convencionales (0,31%Cu) y las líneas automatizadas (0,11%Cu), además se destaca la altas leyes de molibdeno encontradas en las muestras extraídas del proceso, teniendo pérdidas importantes a causa de la ineficiencia del reactivo colector de molibdenita.

**Tabla 22:** Ley por muestra.

	TESCAN	FRX	TESCAN	FRX	TESCAN	FRX
ID MUESTRA	Fe		Mo		Cu	
COLA K1 02/01	5.57	5.28	0.019	0.019	0.15	0.18
COLA K2 03/01	7.38	7.12	0.011	0.015	0.13	0.16
COLA K2 04/01 SIN PULVERIZAR	3.89	3.77	0.017	0.017	0.15	0.18
COLA K2 08/01 SIN PULVERIZAR	3.80	3.61	0.013	0.015	0.11	0.12
COLA KB 13/16 SIN PULVERIZAR	2.56	2.76	0.184	0.155	0.31	0.26
COLA KB 10/ SIN PULVERIZAR	0.75	1.67	0.205	0.238	0.18	0.15

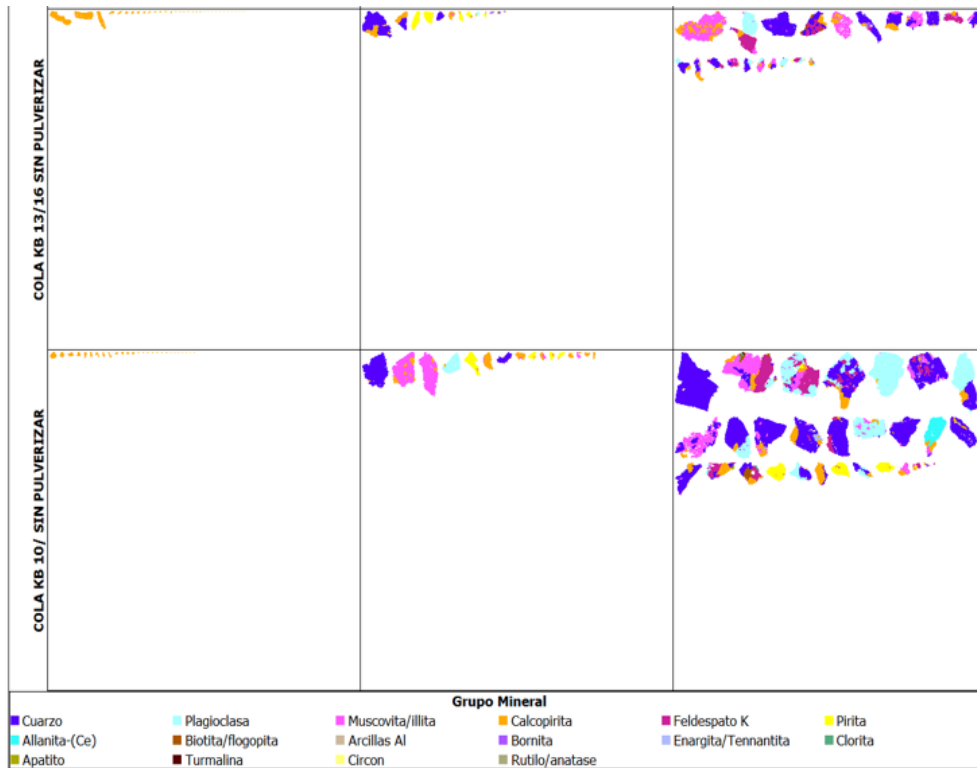
La Figura 47 muestra la distribución de cobre en las diferentes muestras, con predominancia de calcopirita, lo cual resulta desfavorable ya que estas partículas, al ser un mineral valioso, deberían flotar y ser recuperadas en el proceso de flotación. Esto sugiere que estas partículas podrían estar asociadas a otras fases minerales u ocluidas, lo que dificulta su liberación y posterior flotación hacia el concentrado. Un comportamiento similar podría observarse en los demás sulfuros presentes, como calcosina y bornita, que también deberían ser recuperados en mayor medida.

Además, se detecta la presencia de óxidos de cobre en las muestras, lo cual limita aún más la recuperación debido a las características físico-químicas de estos minerales, que presentan menor flotabilidad en comparación con los sulfuros. Este escenario refuerza la importancia de mejorar las condiciones del proceso, como la liberación adecuada de las partículas y el empleo de reactivos más específicos, para maximizar la recuperación de minerales valiosos y reducir las pérdidas de cobre en las colas.



**Figura 46:** Distribución de Cobre por muestra.

La figura 48 presenta imágenes de las partículas obtenidas de las muestras extraídas en planta, destacando principalmente la presencia de partículas ocluidas de calcopirita en matrices de silicatos como allanita-(Ce), muscovita y cuarzo. Estas asociaciones mineralógicas dificultan significativamente la capacidad de las partículas de calcopirita para flotar en la celda, ya que la oclusión impide una adecuada interacción entre el colector y la superficie del mineral valioso. Este comportamiento subraya la importancia de mejorar la liberación de estas partículas mediante ajustes en el proceso de molienda y optimización de las condiciones operativas de flotación para maximizar la recuperación de cobre.



**Figura 47:** Imágenes partículas calcopirita.

La figura 49 presenta la distribución del tamaño de partícula en las muestras de colas, evidenciando la ausencia de partículas gruesas superiores a 150 micrones y la falta de fracciones ultrafinas por debajo de 10 micrones. Esta distribución indica que el proceso no presenta problemas de sobre molienda ni deficiencias significativas en la liberación de los minerales valiosos, lo que sugiere un adecuado control de las condiciones operativas en el circuito de molienda.

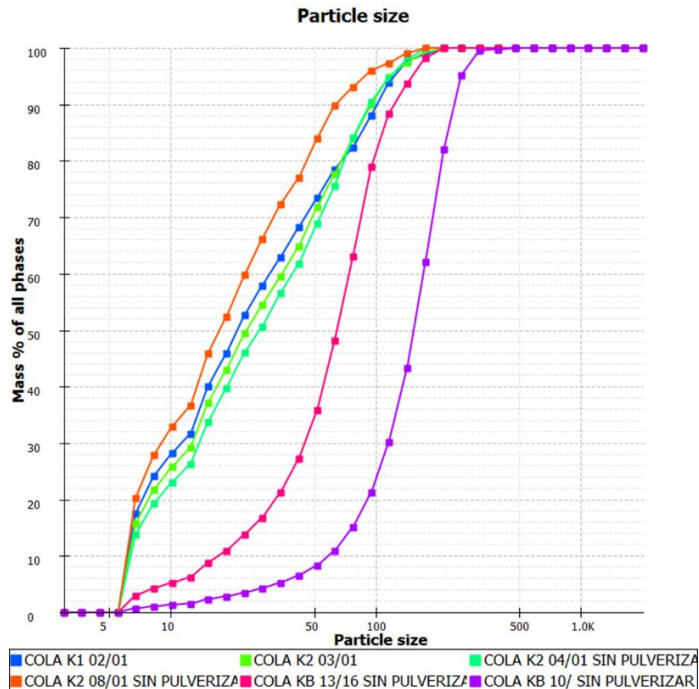


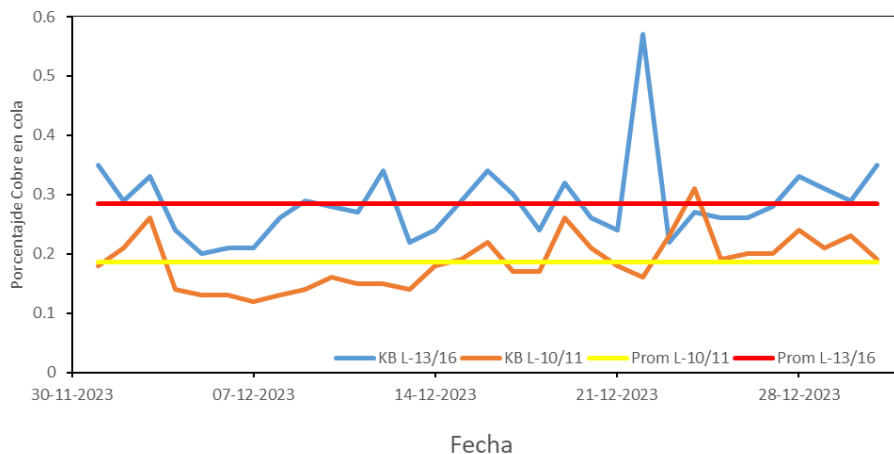
Figura 48: Distribución tamaño de partícula por muestra.

## 4.9 Estado mecánico de equipos.

Al extraer datos del software PI System ProcessBook, la Figura 45 muestra la comparación del %Cu en dos flujos de colas del proceso cleaner. Esta comparación permite evaluar la diferencia entre el flujo que descarga las colas de las líneas de flotación cleaner con mejores rendimientos y el flujo que presenta leyes más altas de cobre, asociado a las líneas más antiguas (L-13/16), de diseño convencional.

Los resultados evidencian una clara diferencia entre los dos flujos. El flujo L-10/11, correspondiente a líneas con mayor automatización y equipos en mejor estado mecánico, muestra un promedio de 0,186 %Cu. Por otro lado, el flujo L-13/16, de las líneas convencionales más antiguas, presenta un promedio de 0,285 %Cu, lo que representa una diferencia aproximada de 0,10 %Cu. Este valor sugiere que el estado mecánico de los equipos y la automatización de componentes, como los tapones de traspaso, tienen un impacto directo en la eficiencia del proceso.

En particular, las líneas 10/11 cuentan con tapones de traspaso automatizados, lo que mejora el control operacional y reduce las pérdidas de cobre en las colas. En contraste, las líneas 13/16 carecen de este nivel de automatización, lo que podría explicar las mayores leyes de cobre en sus flujos de colas. Este análisis destaca áreas con oportunidades de mejora, especialmente en el mantenimiento y actualización de los equipos en las líneas más antiguas.



**Figura 49:** Porcentaje de cobre en colas proceso cleaner por líneas de flotación.

## 5 Evaluación económica

En esta sección se presentan los beneficios económicos que resultarían de las recomendaciones para la planta, enfocándose en la reducción de la cola de barrido (colas del proceso cleaner). Con base en los resultados del muestreo realizado actualmente se pierden 7367 toneladas diarias por las colas cleaner, con un promedio de 0,3% de cobre en dicho flujo, lo que equivale a aproximadamente 22 toneladas diarias de cobre. Si se implementaran las recomendaciones y se lograra reducir la ley de cobre en las colas de 0,3% a 0,2%, las pérdidas se reducirían a 15 toneladas diarias, generando así una ganancia adicional de 7 toneladas diarias de cobre fino. A continuación, se detallan los resultados en la Tabla 23. Los cálculos en detalle son visualizados en el [anexo 7](#).

**Tabla 23:** Ganancias de cobre fino

Flujo cola, ton/día	7367 ton/día
Cobre fino con 0.3% Cu en cola	22,1 aprox
Cobre fino con 0.2% Cu en cola	14,7 aprox
Ganancia	7,4 ton/día
Cobre fino al año	2701 ton Cu fino al año
Precio Cu/tonelada (5 nov 2024)	US\$ 9.505,0 la tonelada
Ganancias por año	23,007,775 US\$

Codelco, como empresa estatal chilena, se distingue por su compromiso con el bienestar del país y su enfoque en las personas como pilar fundamental de sus valores. Esta visión se traduce en esfuerzos constantes para optimizar sus procesos y maximizar el aporte al desarrollo de Chile.

Gracias a las mejoras propuestas, se estima que las ganancias adicionales podrían alcanzar los \$25.673.005, equivalentes a aproximadamente tres días de producción de la planta. Este monto permitiría financiar iniciativas de gran impacto social, tales como cubrir el costo de 1.390 tratamientos para cáncer de alto riesgo, aportar el 9,62% del presupuesto para la construcción de un hospital en Chile, o construir 281 viviendas a través de programas gubernamentales.

Es esencial que Codelco continúe minimizando las pérdidas en sus procesos, ya que estos recursos adicionales pueden ser destinados a proyectos significativos en beneficio de la población chilena, reforzando su rol como motor de desarrollo y apoyo social para el país.

## 6 Conclusiones

De acuerdo a los resultados de las pruebas de laboratorio, se concluye lo siguiente:

Las pruebas realizadas en laboratorio, con enfoque en ajustar los parámetros operacionales en planta dieron los siguientes resultados:

- pH: Al trabajar con un pH de 11,3 dieron los mejores resultados en recuperación de Cobre y de Hierro, alcanzando un 72% de recuperación de Cobre, manteniendo la relación Fe/Cu estable.
- Reactivos: Los mejores resultados se obtuvieron al agregar 15 g/t de xantato, aumentando la recuperación de Cobre sin contaminar el concentrado, el uso del espumante experimental también tuvo balances positivos al dejar el %Cu en las colas con los valores más bajos de 0,14-015%Cu
- Porcentaje de sólidos: Se analizaron los resultados de porcentaje de sólidos tanto para el proceso de flotación cleaner como flotación Scavenger, obteniendo un valor óptimo de porcentaje de sólidos para el proceso cleaner de 30% con una recuperación de Cobre de 97%, en tanto, para el proceso Scavenger el porcentaje de sólidos óptimo fue de 17%, obteniendo las mejores recuperaciones cercanas al 90%.
- Liberación: Los mejores resultados se obtuvieron para un valor pasante de 35%+ $\#325$ , con recuperaciones de Cobre de 96% aproximadamente.
- QEMSCAN: El análisis mineralógico y del tamaño de partícula indica que las pérdidas de cobre no se deben a problemas de liberación o una molienda inadecuada. Las pérdidas parecen estar relacionadas principalmente con la presencia de óxidos de cobre y la interferencia de minerales de ganga como la pirita, partículas de cobre principalmente ocluidas dentro de silicatos y asociadas a minerales complejos. Para mejorar la recuperación, es necesario optimizar las condiciones de flotación, posiblemente ajustando los reactivos y el pH para mejorar la selectividad del proceso y minimizar la flotación de gangas como la pirita.

## **6.1 Recomendaciones**

A partir de los resultados obtenidos en esta investigación, se presentan las siguientes recomendaciones para optimizar el proceso de flotación. Estas sugerencias están orientadas a minimizar las pérdidas de cobre, mejorar la eficiencia operativa y estandarizar las condiciones del proceso en la planta concentradora.

### **Evaluación pérdidas de cobre en proceso flotación Rougher A-2**

Es fundamental realizar un estudio complementario enfocado en la evaluación de las pérdidas de cobre durante el proceso de flotación Rougher A-2. Se sugiere realizar un muestreo exhaustivo a lo largo de esta etapa, considerando variaciones en las condiciones operativas, como el porcentaje de sólidos y la dosificación de reactivos, para obtener una visión más detallada de cómo optimizar la recuperación de cobre en esta fase.

### **Pruebas industriales en proceso flotación cleaner**

Se recomienda realizar pruebas a escala industrial en el proceso de flotación cleaner, utilizando tanto el Xantato como el espumante experimental para evaluar su efectividad en la recuperación de cobre y su selectividad en la flotación de minerales de ganga. Este análisis permitirá comparar el desempeño de ambos reactivos y determinar cuál de ellos contribuye mejor al objetivo de maximizar la recuperación de cobre y minimizar las impurezas en el concentrado. Se sugiere ajustar las dosificaciones de ambos reactivos y monitorear parámetros clave como el porcentaje de sólidos y el pH para establecer condiciones óptimas de operación con cada reactivo.

#### **pH**

Mantener un rango de pH entre 11,0 y 11,5 en el proceso de flotación cleaner. Este intervalo de pH ha demostrado ser óptimo para maximizar la recuperación de cobre y reducir la recuperación de minerales no deseados. Controlar el pH dentro de este rango minimiza las variaciones en la flotación y permite obtener un concentrado de mayor pureza.

#### **Porcentaje de sólidos**

Asegurar que el porcentaje de sólidos en la etapa de flotación cleaner se mantenga entre 25% y 30%. Este rango de sólidos es crucial para lograr una adecuada suspensión de partículas y una buena interacción con las burbujas de aire, lo que mejora la selectividad y eficiencia en la recuperación de cobre.

Mantener el porcentaje de sólidos en la etapa de flotación scavenger entre 17% y 23%. Este rango facilita la recuperación de cobre de manera eficiente en esta etapa de limpieza, permitiendo una mayor extracción de cobre residual en el concentrado.

### **Control de malla #325**

Establecer un objetivo de 35% pasante en la malla #325. Este nivel de molienda asegura que el tamaño de partícula es el adecuado para la liberación óptima de cobre y la separación efectiva del mineral valioso del material de ganga. Asegurar el tamaño de partícula en este rango es esencial para mejorar la eficiencia del proceso y maximizar la recuperación de cobre en el concentrado.

## Bibliografía

- CODELCO. (10 de Enero de 2024). *División Chuquicamata*. Obtenido de Codelco:  
<https://www.codelco.com/operaciones/chuquicamata/division-chuquicamata#:~:text=Divisi%C3%B3n%20Chuquicamata%20es%20una%20mina%20de%20cobre%20y,y%20actualmente%20vive%20un%20importante%20proceso%20de%20transformaci%C3%B3n.>
- Empírica. (2024). Obtenido de <https://empiricaconsultores.cl/microscopia-qemscan/>
- Estudiante anónimo, S. p. (s.f.). *Studocu*. Obtenido de  
<https://www.studocu.com/cl/document/universidad-tecnologica-de-chile/metalurgia-extractiva-ii/flotacion-reactivos/63897035>
- Flotación y recuperación de agua (FRA). (2023-2024). *datos varios*. Calama.
- FRA. (2024).
- Gutiérrez, L. (2022). Flotación. Concepción.
- Panalytical, M. (s.f.). *Malvern Panalytical*. Obtenido de  
<https://www.malvernpanalytical.com/es/products/technology/xray-analysis/x-ray-fluorescence>
- ResearchGate. (2024). Obtenido de [https://www.researchgate.net/figure/Color-online-Arreglo-experimental-para-a-FRX-convencional-y-b-FRXT\\_fig5\\_264159993](https://www.researchgate.net/figure/Color-online-Arreglo-experimental-para-a-FRX-convencional-y-b-FRXT_fig5_264159993)
- Sarquís et al. (2001). Comportamiento de colectores no iónicos en flotación. Obtenido de  
[https://publicacoes.entmme.org/filebase/2001/P.E.SARQU%C3%8DS\\_R.J.%20MEISSL\\_M.%20GONZ%C3%81LEZ%20-%20COMPORTAMIENTO%20DE%20COLECTORES%20NO%20I%C3%93NICOS%20EN%20FLOTACI%C3%93N.PDF](https://publicacoes.entmme.org/filebase/2001/P.E.SARQU%C3%8DS_R.J.%20MEISSL_M.%20GONZ%C3%81LEZ%20-%20COMPORTAMIENTO%20DE%20COLECTORES%20NO%20I%C3%93NICOS%20EN%20FLOTACI%C3%93N.PDF)
- SGS. (2005). *El uso de QEMSCAN para la exploración mineral*. Obtenido de  
<https://www.sgs.es/-/media/local/mexico/documents/flyers-and-leaflets/sgs-min-360-qemscan-for-mapping-geomet-sp-05-04.pdf>
- SIP. (2024). *Datos varios*. Calama: Superintendencia de Ingeniería de procesos.

Universidad Politécnica de Cartagena. (s.f.). *Separación por flotación*. Obtenido de [https://ocw.bib.upct.es/pluginfile.php/5564/mod\\_resource/content/1/FLOTACION\\_REACTIVOS.pdf](https://ocw.bib.upct.es/pluginfile.php/5564/mod_resource/content/1/FLOTACION_REACTIVOS.pdf)

Wills. (2000). *Tecnología de procesamiento de minerales*.

Yianatos. (2005). *Flotación de minerales*.

# ANEXOS

## Anexo 1

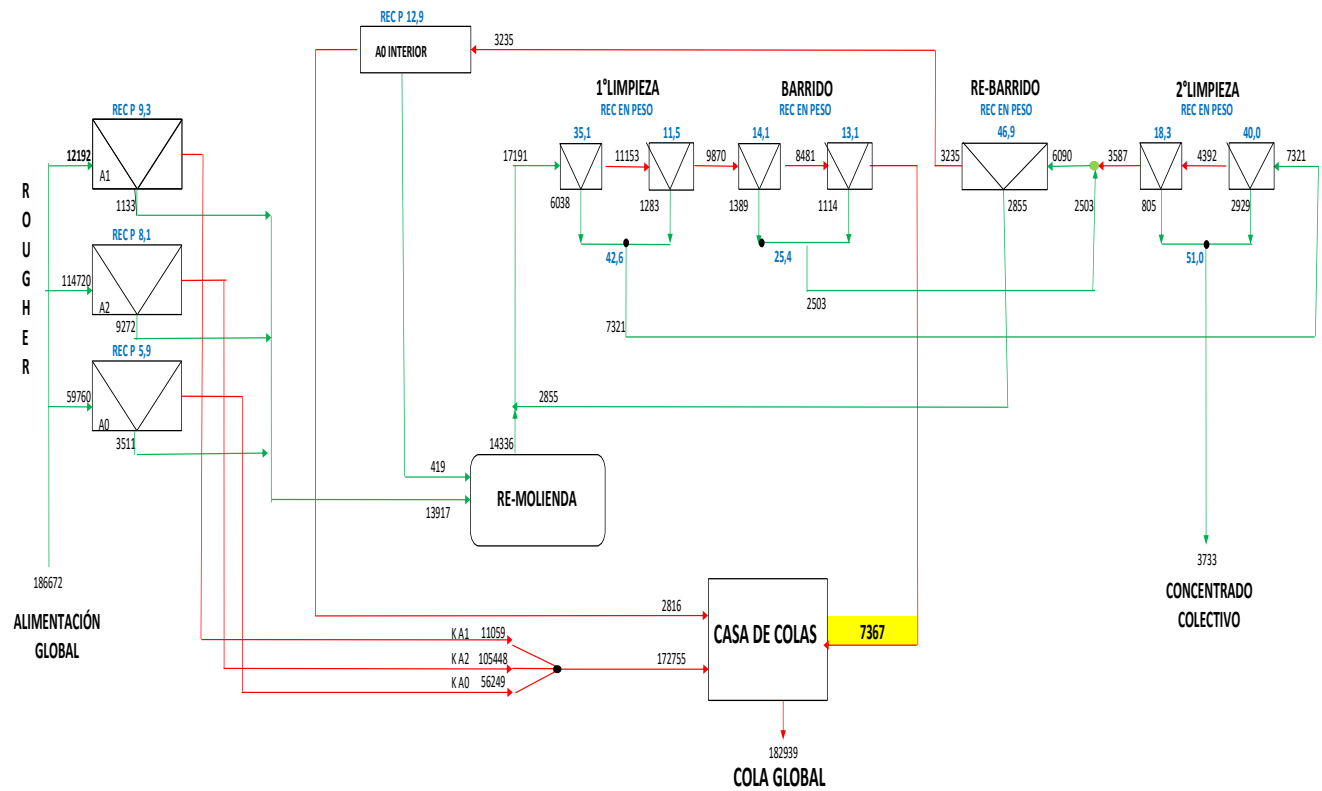


Figura 50: Reporte de flujos máxicos muestreo general flotación colectiva.

## Anexo 1

Tabla 24: Resultados pruebas pH.

Resultados	pH 10.5	pH 11.3	pH 12.5
Ley Cu cola (%)	0.25	0.25	0.24
Razón Fe/Cu	1.07	1.33	1.08
Flujo de pulpa en conc (L/t)	781	825	539

## Anexo 2

**Tabla 25:** Resultados variando dosificación de reactivos.

Resultados	Estándar	1 g/t espumante experimental	15 g/t Xantato	30 g/t Xantato
Ley Cu cola (%)	0.25	0.23	0.21	0.16
Razón Fe/Cu	1.08	1.80	4.29	4.40
Flujo de pulpa en conc (L/t)	825	1343	925	1278

## Anexo 3

**Tabla 26:** Resultados efecto molienda y %S.

Resultados	Estándar	3 min molienda	20% Sólidos
Ley Cu cola (%)	0.25	0.22	0.20
Razón Fe/Cu	1.08	1.52	1.57
Flujo de pulpa en concentrado (L/t)	825	1259	962

## Anexo 4

**Tabla 27:** Resultados pruebas a distintas dosificaciones de reactivos.

Resultados	Estándar	1 g/t Espumante experimental	15 g/t Xantato	8 g/t Xantato	4 g/t Hostafлот	8 g/t Hostafлот
Ley Cu cola (%)	0.19	0.16	0.18	0.17	0.185	0.18
Razón Fe/Cu	3.94	4.40	3.93	3.87	3.29	3.49
Flujo de pulpa en conc (L/t)	994	1407	885	-	-	1194

## Anexo 5

**Tabla 28:** Resultados al variar dosificación de reactivo

Resultados	Estándar	Espumante experimental 1 g/t	Espumante experimental 3 g/t
Ley Cu cola (%)	0.15	0.15	0.14

Razón Fe/Cu	3.43	3.54	4.49
Flujo de pulpa en conc (L/t)	1376	1463	2494

## Anexo 6

**Tabla 29:** Resultados variando %S

Porcentaje de sólidos	15%S	23%S	30%S	37%S	43%S
Ley Cu cola (%)	0.25	0.26	0.22	0.43	0.61
Razón Fe/Cu	0.75	0.79	0.93	0.93	1.05
Flujo de pulpa en conc (L/t)	1018	883	1171	1264	993

## Anexo 7

A partir de la [Figura 27](#) se obtuvieron los flujos máxicos por corriente obtenidas en el muestreo, en donde la corriente correspondiente a las colas del proceso cleaner corresponden a 7367 ton/día.

$$7367 \frac{\text{ton}}{\text{día}} \times 0.3\% \text{Cu} \times \frac{1}{100} = 22.1 \frac{\text{ton}}{\text{día}} \text{Cu}$$

**Ecuación 1:** Cálculo ton Cu /día con 0.3%Cu

$$7367 \frac{\text{ton}}{\text{día}} \times 0.2\% \text{Cu} \times \frac{1}{100} = 14.7 \frac{\text{ton}}{\text{día}} \text{Cu}$$

**Ecuación 2:** Cálculo ton Cu /día con 0.2%Cu

Esto equivale a una diferencia de 7.4 toneladas de cobre por día aprox

$$7.4 \frac{\text{ton Cu}}{\text{día}} \times 365 \frac{\text{días}}{\text{año}} = 2701 \frac{\text{ton Cu}}{\text{año}}$$

**Ecuación 3:** Cálculo ton Cu / Año

$$2701 \frac{\text{ton Cu}}{\text{año}} * \text{US\$ } 9.505,0 = \text{US\$ } 25.673.005$$

**Ecuación 4:** Ganancias monetarias por año

