

Universidad de Concepción
Facultad de Ingeniería
Departamento de Ingeniería
Metalúrgica

Profesor Patrocinante:
Andrés Ramírez Madrid

Ingeniero Supervisor:
Héctor Piña Becerra

**EVALUACIÓN DE ESTRATEGIAS PARA EL CIRCUITO
CLEANER EN PLANTA MOLIENDA Y FLOTACIÓN
CONVENCIONAL- CODELCO DIVISIÓN EL TENIENTE**

Julio Mario Alejandro Plaza de los Reyes Vera

Informe de Memoria de Título

Para optar al Título de

Ingeniero Civil Metalúrgico

Junio, 2025

*A mis padres, Cory y Julio,
y a mis hermanas, Vale y Cuky,
por ser el pilar fundamental de mi vida y la razón principal
de avanzar en mis proyectos profesionales y personales*

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, agradecer a las personas más importantes en mi vida, como lo es mi familia, empezando por mi madre, mi motor para levantarme luego de cada caída, que sé que estaría orgullosa de poder ver hasta donde he llegado. A mi padre, que siempre ha dado todo por mí y por nosotros. A mis hermanas, por tomar un rol de madre que me ha ayudado a crecer como persona. También a María, que ha ayudado a que la casa sea un hogar. Lo que soy es gracias a ustedes y por eso otorgo este logro a toda la familia.

A mis amigos de la universidad, que estuvieron de principio a fin en este proceso, por cada momento que vivimos y espero sigamos viviendo. Víctor Pavez, Miguel Tapia, Jean Pierre Varela, Patricio Quiroz, Diego Olave, Ares Nuñez, Felipe Macaya, Rocío Flores y Nicole Jara.

A mi polola, que me apoyó en los altibajos del proceso de memoria de título.

A toda la gente que conocí en Codelco El Teniente, que me siempre me hacían reír y me enseñaron mucho del proceso industrial. Héctor, Carmen, Carol, José, Marquitos y Miguel.

A Codelco, por permitirme realizar mi memoria de título en sus instalaciones.

A mi profesor guía Andrés Ramírez, por ir más allá de su labor como académico, por siempre aconsejarme tanto profesional como personal.

RESUMEN

Desde el año 2020 hasta la fecha, la planta de Molienda y Flotación Convencional, Codelco División El Teniente ha venido presentando tendencias de recuperación negativas en su circuito global y en específico en su etapa Cleaner. Gracias a los informes realizados por la Gerencia de Proyectos, se observa un alza en la ley de cobre de las colas Scavenger, promediando un 0,4% de ley, con una cantidad de cobre potencial recuperable de $2,27 \frac{t \text{ Cu}}{\text{día}}$, la cual es debido a la granulometría gruesa que existe en este flujo, lo que conlleva a dificultades en las etapas de Scavenger y de Remolienda. De esta manera, el presente trabajo tiene como objetivo evaluar las capacidades actuales de ambas etapas, proponiendo nuevos equipos y realizando cambios en el circuito Cleaner actual.

En la etapa Scavenger se identificó una deficiencia de capacidad que limita el tiempo de residencia a 22,3 min, muy por debajo del óptimo estimado de 28,5 min. Por esta razón se propone la reactivación del banco 108 y tenerlo como parte del circuito Scavenger para recuperar gran parte del cobre perdido.

Para la etapa de remolienda se identificó una falta de potencia 703 kW lo que se traduce en falta de capacidad, lo que provoca que el 50% del flujo que debería procesar la remolienda, vaya por un bypass directo a flotación columnar. Para esto se propone incluir un nuevo equipo de remolienda, en este caso un modelo Vertimill, ya que esta tecnología de molinos verticales evita la sobremolienda, además de que tiene una mayor probabilidad de lograr liberación de materiales de granulometría más fina, es más eficiente energéticamente y se puede configurar para circuitos abiertos o cerrados.

Además, se considera la opción de modificar el circuito de la planta mediante dos alternativas que permitan una mejora considerable sin gastos considerables como compra de equipos. Estas son: **1):** Cerrar circuito de remolienda y no retornar el concentrado Scavenger a remolienda. **2):** Cerrar circuito de remolienda y separar concentrado pre-Rougher.

La propuesta de cerrar el circuito de remolienda es importante ya que permite tener un mejor control del producto, lo que garantiza el tamaño estimado para que pase a flotación columnar el cual es de 70 – 75% -325#. En ambas opciones se presenta un aumento en la recuperación Global, pasando de un 80,4% (actual) a 85,0% (alternativas propuestas). Además, hay una disminución del flujo másico que pasa por Remolienda, De esta manera, se opta por la alternativa 1 ya que obtiene mejores resultados, considera una menor inversión y hay una mayor certeza en los resultados que se pudieron obtener, ya que la alternativa 2 presenta mayores incertidumbres debido a que se realizaron mayores suposiciones al momento de simular.

ABSTRACT

Since 2020, the Conventional Grinding and Flotation Plant at Codelco División El Teniente has shown declining recovery trends in its overall circuit, particularly in the Cleaner stage. According to reports issued by the Project Management Department, there has been an increase in the copper grade of the Scavenger tails, averaging 0.4% Cu, which corresponds to a potentially recoverable amount of 2.27 metric tons of copper per day. This loss is mainly attributed to the coarse particle size distribution in this stream, leading to operational challenges in both the Scavenger and Regrinding stages. Therefore, the objective of this study is to evaluate the current capacities of these stages, propose new equipment, and implement modifications to the existing Cleaner circuit.

In the Scavenger stage, a capacity constraint was identified, limiting the residence time to 22.3 minutes, significantly below the estimated optimum of 28.5 minutes. As a solution, the reactivation of Bank 108 is proposed to reintegrate it into the Scavenger circuit, thereby recovering a significant portion of the copper currently being lost.

For the regrinding stage, a power deficiency of 703 kW was identified, resulting in insufficient capacity. Consequently, 50% of the stream that should be processed through regrinding is bypassed directly to column flotation. To address this, the installation of a new regrinding unit is proposed, specifically a Vertimill, a vertical mill technology that minimizes overgrinding, enhances liberation of fine-grained particles, offers higher energy efficiency, and can be configured for open or closed circuits.

Additionally, the study considers two low-investment alternatives for modifying the plant circuit without requiring major equipment purchases:

1. Closing the regrinding circuit and discontinuing the return of Scavenger concentrate to regrinding.
2. Closing the regrinding circuit and separating the pre-Rougher concentrate.

The proposal to close the regrinding circuit is important as it allows for better control over the product particle size, ensuring that the feed to column flotation meets the targeted size distribution of 70–75% passing 325 mesh. Both alternatives show an increase in global recovery, from the current 80.4% to 85.0%. Moreover, they result in a reduction of the mass flow processed through regrinding. Ultimately, Alternative 1 is selected as the preferred option, as it delivers better outcomes, requires less investment, and yields more reliable results. In contrast, Alternative 2 entails greater uncertainty due to the number of assumptions required during simulation.

ÍNDICE

1. INTRODUCCIÓN	1
1.1 Presentación del tema.....	1
1.2 Planteamiento de la oportunidad	1
1.3 Objetivo	2
2. ANTECEDENTES.....	3
2.1 Mina El Teniente.....	3
2.2 Historia de la división	3
2.3 Sectores productivos	4
2.4 Plantas	5
2.5 Planta de Molienda y Flotación Convencional	6
2.5.1 Molienda Convencional – Molienda Unitaria.....	6
2.5.2 Planta de Flotación Convencional	7
2.5.3 Planta de tratamiento de relaves (PTR)	9
2.6 Situación proceso Scavenger.....	10
2.7 Situación proceso de Remolienda	11
2.8 Marco teórico	13
2.8.1 Molienda Convencional.....	13
2.8.2 Flotación	14
3. METODOLOGÍA.....	24
3.1 Búsqueda de información de la planta.....	24
3.2 Experiencias de laboratorio.....	24
3.2.1 Programa de pruebas	24
3.2.2 Equipamiento	26
3.2.3 Muestreo	27
3.2.4 Condiciones experimentales	27
3.2.5 Preparación de muestras	28
3.2.6 Procedimiento experimental.....	29
4. RESULTADOS Y DISCUSIONES.....	31
4.1 Diagnóstico de la planta	31
4.1.1 Balance de finos	31
4.1.2 Recuperaciones y leyes por etapa.....	32
4.1.3 Granulometrías por etapa	33
4.1.4 Dosificación de reactivos.....	34

4.1.5 Tiempos de residencia.....	34
4.2 Análisis de la situación actual.....	35
4.3 Proceso Scavenger.....	36
4.3.1 Escenarios de capacidad flotación Scavenger	37
4.4 Proceso de Remolienda.....	40
4.4.1 Propuesta de aumento de capacidad remolienda	41
4.4.2 Alternativas de molinos a instalar	44
4.4.3 Elección de molino a sugerir	47
4.4.3 Optimización circuito remolienda	50
5. CONCLUSIONES.....	60
6. BIBLIOGRAFÍA.....	62
ANEXOS	63

INDICE DE TABLAS

Tabla 1. Criterio diseño equipos proceso Scavenger.....	10
Tabla 2. Criterio de diseño equipos remolienda convencional.....	12
Tabla 3. Equipo utilizado para flotación Rougher de laboratorio marca Wemco.	28
Tabla 4. Equipo utilizado para la etapa de molienda de laboratorio.	28
Tabla 5. Balance de finos Planta Convencional	32
Tabla 6. Recuperaciones y leyes por etapa Flotación Convencional.	32
Tabla 7. Granulometría (p80) de los molinos utilizados en el proceso Convencional.	33
Tabla 8. Granulometría (p80) de cada etapa de Flotación Convencional.....	33
Tabla 9. Tipos de reactivos utilizados en etapa de Molienda y Flotación Convencional.	34
Tabla 10. Tiempos de residencia aproximados para cada etapa de Flotación Convencional.....	34
Tabla 11. Análisis granulométrico y químico por malla de colas Scavenger.	35
Tabla 12. Cu potencial recuperable descartado por las colas Scavenger.	35
Tabla 13. Resultados modelos García-Zúñiga y Klimpel.....	37
Tabla 14. Condiciones actuales etapa Scavenger Convencional.....	37
Tabla 15. Condiciones actuales bancos Scavenger.....	38
Tabla 16. Condiciones propuestas para bancos Scavenger planta Convencional.....	39
Tabla 17. Dimensionamiento equipos de remolienda Convencional.	44
Tabla 18. Comparación técnica de alternativas para remolienda convencional.....	49
Tabla 19. Resultados molinos remolienda convencional alternativa 1.....	56
Tabla 20. Resultados molinos remolienda convencional alternativa 2.....	58
Anexo A. 1. Bases de cálculo para simulación Alternativa 1.....	63
Anexo A. 2. Bases de cálculo para simulación alternativa 2.	63
Anexo A. 3. Balance de finos simulada para Alternativa 1.	65
Anexo A. 4. Balance de finos simulada para Alternativa 2.	65
Anexo A. 5. Resultados simulación hidrociclones remolienda Convencional Alternativa 1.....	66
Anexo A. 6. Resultados simulación hidrociclones remolienda Convencional Alternativa 2.....	67

INDICE DE FIGURAS

Figura 1. Esquema procesamiento Codelco División El Teniente (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).	4
Figura 2. Vista operaciones unitarias Planta Concentradora Colón, Codelco El Teniente (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).	5
Figura 3. Esquema proceso de Molienda Convencional, Codelco El Teniente (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).	7
Figura 4. Esquema Planta de Flotación Convencional, Codelco El Teniente (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).	8
Figura 5. Esquema de la etapa de Flotación Scavenger Planta Convencional.....	10
Figura 6. Diagrama de flujos circuito remolienda convencional.....	12
Figura 7. Esquema del proceso de Flotación (Gutiérrez, 2022).....	15
Figura 8. Clasificación de colectores de Flotación (Bulatovic, 2007).	16
Figura 9. Esquema balance metalúrgico (Gutiérrez, 2022).	20
Figura 10. a) Celda de flotación Wemco; b) Molino de bolas; c) Rotor para molino; d) Agitador para homogeneización; e) Filtro de pulpa; f) Ro-Tap para análisis granulométrico.	26
Figura 11. Origen de la obtención de datos usados para balance de finos Planta de Flotación Convencional.	31
Figura 12. Recuperación de Cu en función del tiempo de flotación para modelos cinéticos aplicados.....	36
Figura 13. Tiempo de residencia según tonelaje de alimentación para distintas configuraciones de equipos de flotación Scavenger.	39
Figura 14. Recuperación modelo de Klimpel en función al tiempo de flotación para dos casos de cola Scavenger (septiembre 2023).....	40
Figura 15. Concentrado colectivo en función de la granulometría de molinos de remolienda en Planta Convencional (Worley, 2020).	41
Figura 16. Concentrado colectivo en función de la granulometría de molinos de remolienda en planta SAG (Worley, 2020).	41
Figura 17. a) Relación CEE y %-325# Planta SAG (2013-2014); b) Relación CEE y %-325# (2013-2014). La línea trazada en ambos gráficos expone la diferencia del consumo de energía en ambas plantas para un mismo tamaño de producto (Worley, 2020).	42
Figura 18. Molino de bolas Outotec (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).....	45
Figura 19. Esquema de los componentes de un molino Vertimill (Metso Minerals, 2013).....	46
Figura 20. Esquema Molino IsaMill (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).	47
Figura 21. Esquema situación actual del circuito de Flotación Convencional Codelco El Teniente.....	51
Figura 22. Esquema propuesta 1 para el circuito de Flotación.	52
Figura 23. Esquema propuesta 2 circuito de Flotación Convencional.	53
Figura 24. Diagrama de flujo propuesto para alternativa 1 con respectivo balance.	55
Figura 25. Diagrama de flujo propuesto para alternativa 2 con respectivo balance.	56
Figura 26. Esquema de la simulación del circuito remolienda convencional alternativa 1.	57
Figura 27. Esquema de la simulación de remolienda Convencional alternativa 2.	58

NOMENCLATURA

$\frac{t\ Cu}{día}$: Toneladas de cobre por día

hp: Horse power (potencia)

ktpd: Kilotoneladas por día

ft³: Pies cúbicos

%R: Porcentaje de recuperación

%R_p: Recuperación en peso

R_e: Razón de enriquecimiento

R_c: Razón de concentración

Psi: Libras por pulgada cuadrada (pounds per square inch)

$\frac{k\ Wh}{t}$: Kilowatts hora por tonelada

rpm: Revoluciones por minuto

% -325#: Porcentaje de mineral que está bajo la malla 325

%C_p: Concentración en peso

1. INTRODUCCIÓN

1.1 Presentación del tema

La flotación de sulfuros de cobre es una operación metalúrgica de gran relevancia que, desde un punto de vista operacional, es un proceso sencillo y económico en cuanto al consumo de los reactivos necesarios, lo que hace muy atractiva su aplicación industrial. Por otro lado, es importante señalar que la flotación es la operación metalúrgica más importante en el tratamiento de sulfuros desde el punto de vista económico, ya que es donde se producen las mayores pérdidas durante la extracción, por lo que minimizar la pérdida de los minerales de interés y aumentar la recuperación de flotación es una tarea crítica y un desafío para optimizar el proceso de minería asociado y obtener mayores ingresos (Gutiérrez, 2022).

En base a esto, en la planta de molienda y flotación convencional Codelco División El Teniente, se buscan nuevas estrategias para mejorar el proceso de flotación, considerando también a la etapa de remolienda. La búsqueda de estas estrategias en la planta se realiza considerando las oportunidades que hay actualmente en la planta, además de las herramientas y limitaciones existentes, siendo ese el trabajo que se aborda en esta memoria de título.

1.2 Planteamiento de la oportunidad

Durante los últimos años, la situación de la minera El Teniente y las mineras de Chile en general, se ha vuelto más compleja debido a que las leyes de cobre han ido en descenso y cada vez hay que excavar más profundo para encontrar minerales de interés. Esto se traduce en que hay que procesar mucho más mineral para llegar a la misma producción de cobre que los años anteriores, además de que las rocas son más duras y traen cada vez más impurezas.

En base a esto, la planta de Molienda y Flotación Convencional ha tenido que aumentar forzosamente su capacidad para procesar mineral, la cual debido a su antigüedad ha tenido que actualizar su capacidad en varias ocasiones para seguir produciendo lo que necesita, realizándose soluciones más a corto y mediano plazo que proyectar soluciones a largo plazo. Esto ha hecho que actualmente se dificulte una recuperación y ley óptima en ciertas ocasiones.

De esta manera, en la planta de flotación convencional actualmente se buscan oportunidades de mejora al circuito, las cuales se planean abordar en esta memoria de título, siendo dentro de lo posible, un aporte a la solución definitiva a estas.

Según los datos disponibles que existen en la planta, una de las secciones del circuito presenta una elevada ley, siendo las colas del circuito Scavenger, donde se presenta un valor promedio de 0,4%

de Cu, siendo esta directamente llevada al canal de relaves. De esta manera, se busca una solución a corto plazo para aprovechar el cobre potencial presente en estas colas, ya que este valor está muy por encima del promedio del resto de las colas que van al canal de relaves, el cual es de 0,1% Cu (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

Otra de estas oportunidades es la baja eficiencia y capacidad de algunos equipos y cajones, entre ellos está la etapa de remolienda, que hace un by-pass de carga considerablemente alta que no se trata en los molinos, debido a esta falta de capacidad. También está la baja capacidad del cajón receptor de concentrados totales, que es el más importante de la planta, presentando una capacidad tan baja que en algunas varias ocasiones genera derrames. En base a esto, se tiene la hipótesis de que la alta ley de las colas Scavenger es debido a problemas de capacidad, tanto en la etapa de remolienda como en la etapa de flotación Scavenger.

Así, se buscan alternativas para resolver estas oportunidades de mejora, con el fin de que la planta pueda cumplir sus metas actuales y se proyecte adecuadamente para el futuro.

1.3 Objetivo

Proponer nuevas alternativas para el circuito de flotación cleaner que busque aumentar la recuperación del circuito cleaner, haciendo una evaluación conceptual de la capacidad de los equipos y de la eficiencia de las etapas de remolienda y scavenger.

Objetivos específicos

- Analizar la situación del circuito Scavenger, realizando un análisis granulométrico y pruebas cinéticas para demostrar el cobre potencial recuperable junto con su tamaño de grano.
- Realizar un estudio de las capacidades de los equipos para evidenciar la necesidad de un aumento de estas.
- Realizar modificaciones al circuito de remolienda con el fin de optimizar su proceso, sin incluir una inversión alta.

2. ANTECEDENTES

2.1 Mina El Teniente

La División El Teniente es una de los ocho complejos minero-metalúrgicos de la Corporación Nacional del Cobre de Chile (CODELCO). Está ubicada en la comuna de Machalí, a 54 km al noreste de la ciudad de Rancagua, en la provincia de Cachapoal, VI del Libertador Bernardo O' Higgins, a una altura aproximada de entre 1.600 y 2.300 m.s.n.m. en la precordillera de los Andes, y se caracteriza por un clima templado frío, con precipitaciones pluviales y nieve en invierno (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

Entre los activos principales de la división está la mina subterránea, siendo la mina subterránea más grande del mundo, la cual opera desde el año 1905, destacando entre sus unidades productivas los yacimientos Diablo Regimiento Fase IV, Esmeralda, Dacita, Reservas Norte, Pipa Norte, Sur Andes pipa, Pilar Norte y Teniente 4 Sur. Además, la división extrae mineral desde una operación en superficie, el Rajo Sur, que funciona desde el año 2012, convirtiendo a El Teniente en una operación mixta. El cuerpo mineralizado de la división tiene unas medidas aproximadas de 2,8 km de largo, 2 km de ancho y 1,8 km de profundidad (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

Por otro lado, posee instalaciones productivas las cuales son el concentrador Colón y fundición Caletones, complejos industriales que procesan minerales de cobre y molibdeno, los que luego se comercializan, obteniendo 405.429 toneladas métricas de cobre fino en el año 2022. Como resultado de este procesamiento de mineral, se obtuvieron 8.214 toneladas métricas finas de molibdeno como subproducto. La producción de cobre se embarca en el puerto de San Antonio, en la V región. La división cuenta con una dotación de 3.810 trabajadores propios y 11.000 trabajadores contratistas en total, incluyendo todas las áreas respectivas (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

2.2 Historia de la división

La división El Teniente adquiere ese nombre debido al teniente del Ejército Libertador, Juan de Dios Correa, quien heredó la propiedad a la muerte de su suegro, el conde de la conquista, Mateo de Toro y Zambrano. Años más tarde, el yacimiento pasó a manos de William Braden, norteamericano que funda Braden Copper Company en 1905, que pasa a explotar el yacimiento. En el año 1967, el Estado de Chile, bajo la presidencia de Eduardo Frei Montalva, adquiere el 51% de las acciones de Braden Copper Company para el proyecto de "chilenización del cobre", que tenía como finalidad considerar a la minería del cobre como un factor clave para el desarrollo del país. En 1971 se profundiza en este pensamiento, donde la mina El Teniente pasa a ser 100% parte del Estado de Chile durante el gobierno de Salvador Allende, para el proyecto de la "nacionalización del cobre". A

partir de ese tiempo, el complejo minero El Teniente es administrado por el estado a través de la empresa Codelco (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

2.3 Sectores productivos

En la división el método de explotación que se opera actualmente en la mina es por hundimiento, el cual consiste en socavar mediante explosiones la base de columnas de mineral para que estas se fracturen. Luego, con operaciones mecanizadas con equipos LHD, el traspaso gravitacional y el transporte mediante ferrocarriles alimentan las plantas concentradoras de Colón (planta Convencional y SAG) y Sewell, tal como se muestra en la Figura 1.

Cuando el mineral ya está en la etapa de concentración, este va reduciendo su tamaño mediante chancadores en primera instancia y luego en molinos. En la etapa de chancado el mineral disminuye su tamaño a 148 y 95 mm aproximadamente para planta SAG, y 9,7 mm aproximadamente para la planta convencional, para luego entrar a la etapa de molienda donde llega 150 μm en la planta SAG y 170 μm en la planta Convencional. Una vez se llegan a esos tamaños de partícula, se mezcla la pulpa con los reactivos adecuados para luego ser flotados en las respectivas plantas de flotación colectiva SAG y Convencional, donde se obtiene un concentrado de cobre y molibdeno. De manera análoga, el mineral de Sewell pasa por molienda en ese sector de la mina, luego baja a Colón mediante canaletas para ser flotado en la planta de tratamiento de relaves (PTR). Los concentrados de las tres plantas pasan a la planta de flotación selectiva, donde se produce un concentrado de molibdenita para comercialización directa y una cola de cobre general, la que pasa por espesamiento y filtración para recuperar agua e ir al proceso de fundición (Worley, 2020).

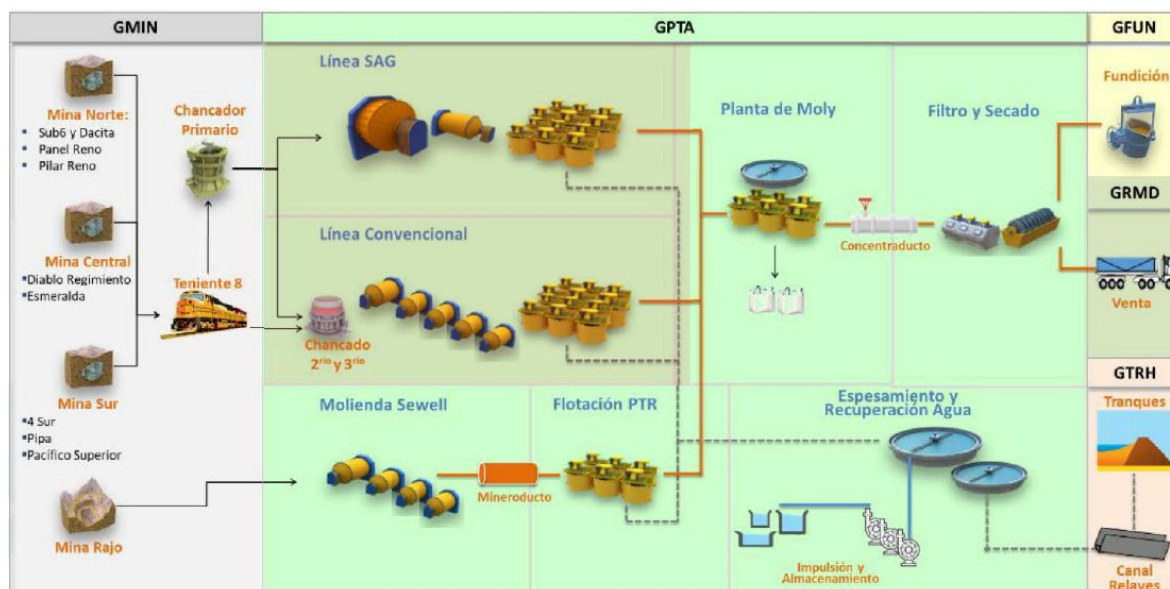


Figura 1. Esquema procesamiento Codelco División El Teniente (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

2.4 Plantas

En la Figura 2 se muestran las plantas y procesos involucrado en la concentradora Colón, la cual cuenta con dos líneas de proceso, la Planta Convencional y la Planta SAG:

- Planta Colón Convencional: Posee una planta de molienda convencional, compuesta por una etapa de chancado secundario y terciario que luego va a una etapa de molienda compuesta por 8 molinos de bolas de 2.500 hp, 4 molinos de 3.500 hp y un molino de 15.000 hp, además de la planta de flotación colectiva. Esta planta procesa 58 ktpd en promedio.
- Planta Colón SAG: Compuesta por sus plantas de molienda SAG1, SAG2, plantas centralizadas de chancado de Pebbles, plantas de molienda secundaria y planta de flotación. Destacan sus molinos SAG tipo Gearless de 15.000 y 25.000 hp. Esta planta procesa 82 ktpd en promedio.
- Planta de Tratamiento de Relaves (PTR): Compuesta por 5 bancos de flotación Rougher, 2 bancos de primera limpieza, un molino Vertimill para remolienda, 2 columnas de flotación y 2 bancos de flotación Scavenger. Esta planta procesa 15 ktpd en promedio, perteneciente a la planta Convencional (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).



Figura 2. Vista operaciones unitarias Planta Concentradora Colón, Codelco El Teniente (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

2.5 Planta de Molienda y Flotación Convencional

2.5.1 Molienda Convencional – Molienda Unitaria

Los finos provenientes del Chancado Secundario, junto con la descarga de finos de los harneros terciarios son enviados al buzón de finos, que tiene capacidad de 20.000 toneladas, y distribuye el mineral hacia las líneas de molienda 1 a 12, tal como se muestra en la Figura 3. La sección de molienda 1 a 7 está constituida por 7 molinos de bolas de 14'x24', de 2.500 hp. Estos molinos operan en circuito directo con 7 baterías de 3 hidrociclones cada una, modelo D-26 y una G-max. El producto de estas líneas es enviado a la Planta de Flotación Colectiva, en específico a la flotación primario sección 3 (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

El molino de bolas 8, de 14'x24' y 3.500 hp, opera en circuito directo con una batería de 3 hidrociclones, modelo G-max. El producto de esta línea es enviado a la planta de Flotación Colectiva, en específico a la sección 2 de la flotación primaria.

La sección de molienda 9 a 12 está constituida por 4 molinos de bolas de 16'x24', de 3800 hp. Estos molinos operan en circuito directo con 4 baterías de 4 hidrociclones cada una, modelo D-26. El producto de estas líneas es enviado a la Planta de Flotación Convencional, en específico los molinos 9 a 11 a la sección 2 y el molino 12 a la sección 1 de la flotación primaria. Una fracción del mineral de los harneros terciarios es enviada al acopio del molino unitarios (molino 13), con una capacidad de 5.600 toneladas. Desde este acopio se alimenta un molino de bolas de 24'x36', de 15.000 hp, que opera en circuito directo con una batería de 10 hidrociclones, modelo D-26. El producto final de esta línea es enviado a la Planta de Flotación Convencional, en específico a la sección 1 de la flotación primaria. El producto de la Planta de Molienda Convencional tiene un p80 de 170 μm (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

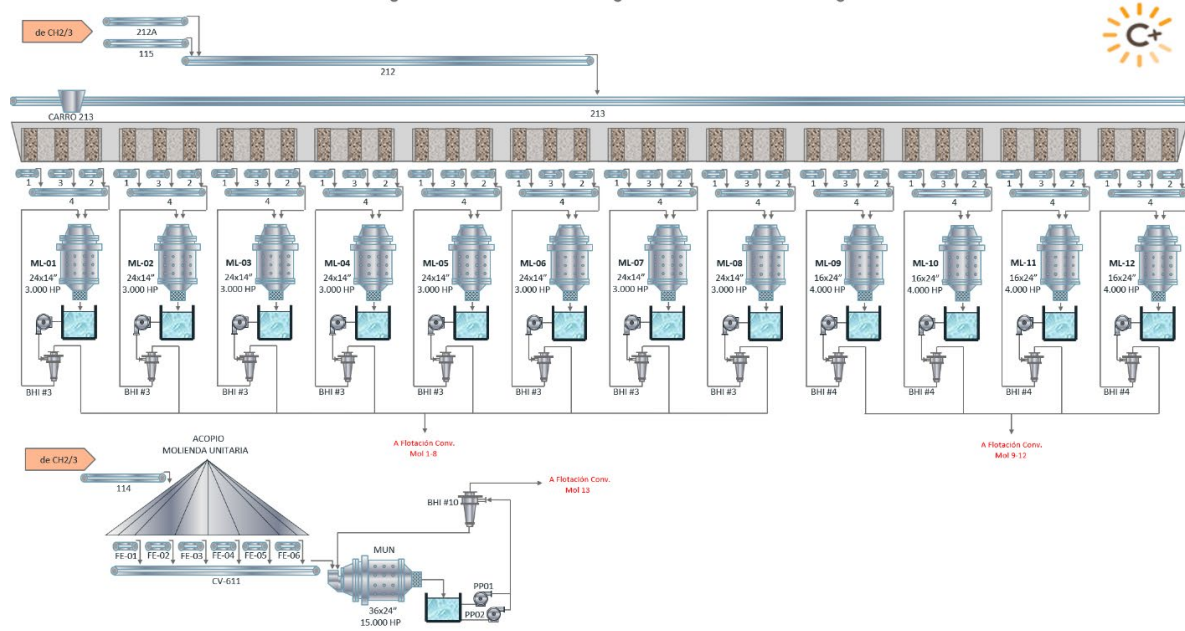


Figura 3. Esquema proceso de Molienda Convencional, Codelco El Teniente (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

2.5.2 Planta de Flotación Convencional

Flotación Primaria

Según se muestra en la Figura 4, el mineral proveniente de la etapa de molienda es distribuido en tres secciones de flotación primaria; la primera sección recibe el mineral del molino de bolas 12 y del molino unitario en 2 bancos (123/124) de 4 celdas cada uno en arreglo 2-2, cada celda tiene un volumen de 4.500 ft³. La segunda sección recibe el mineral de los molinos 8 a 11 en 2 bancos (121/122) de 7 celdas cada uno en arreglo 2-2-3, cada celda tiene un volumen de 1.500 ft³. La tercera sección recibe el mineral de los molinos 1 a 7 en 3 bancos (101/102/103) de 10 celdas cada uno en arreglo 2-2-3-3, cada celda tiene un volumen de 1.500 ft³. El concentrado de estas tres secciones es enviado a la etapa de flotación de primera limpieza, mientras que las colas van directo a los espesadores de relaves (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

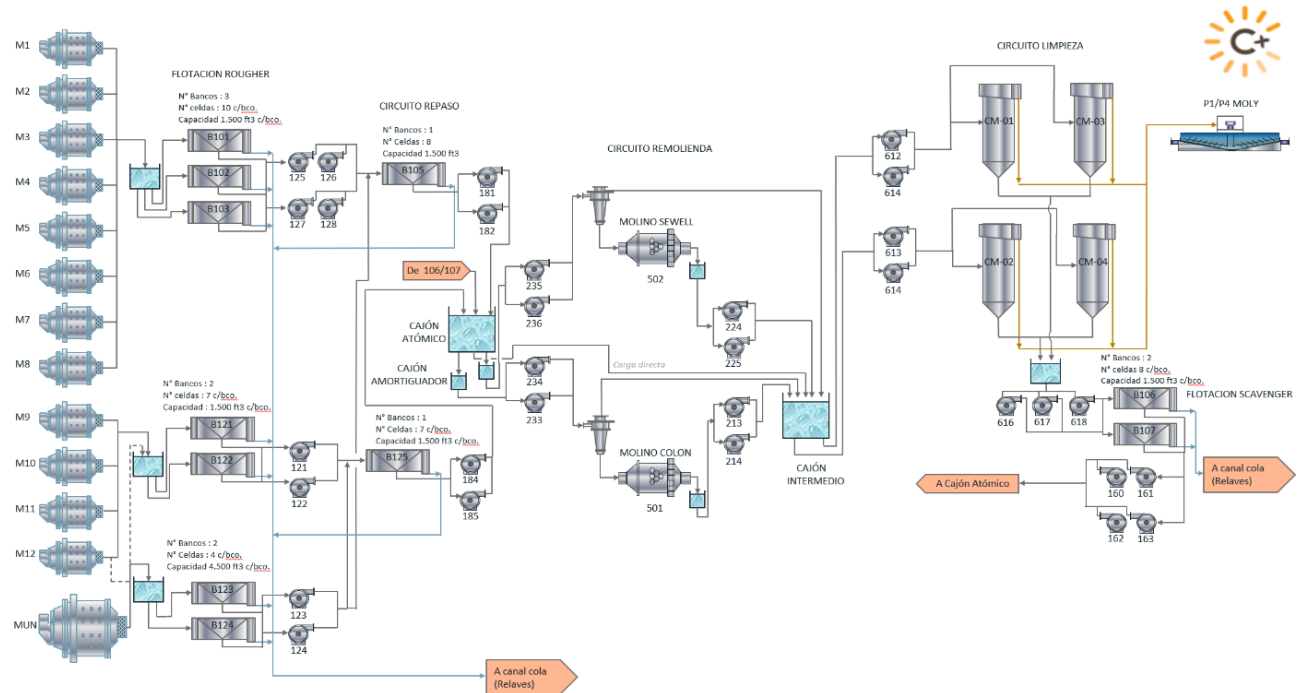


Figura 4. Esquema Planta de Flotación Convencional, Codelco El Teniente (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

La pulpa proveniente de las tres secciones de la flotación primaria es recibida en el cajón de distribución de la flotación primera limpieza, que alimenta 2 bancos, el banco 105 de 8 celdas con arreglo 2-3-3, y el banco 125 de 7 celdas en arreglo 2-2-3. Cada celda tiene un volumen de 1.500 ft³. El concentrado producido es enviado a los cajones de recepción de concentrado y posteriormente bombeados al cajón de distribución a la remolienda. El relave total (colas) es enviado al cajón muestreador de colas y posteriormente al espesador de relaves (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

Remolienda

El concentrado proveniente de la flotación primera limpieza es recibido en el cajón de distribución de la remolienda (cajón atómico), que alimenta dos circuitos abiertos, cada uno con 1 molino de bolas de 10'x15' de 700 hp de potencia, uno opera con batería de 8 hidrociclones modelo D-15 y el otro con una batería de 6 hidrociclones modelo D-20. El cajón de distribución de la remolienda también recibe el concentrado proveniente de la flotación de Scavenger. Este cajón descarga la pulpa en dos cajones, desde donde se impulsa la pulpa mediante bombas centrífugas, a las baterías de hidrociclones. El bajo tamaño de los ciclones es enviado a los molinos de bolas. El sobre tamaño de los ciclones y la descarga de los molinos son enviados al cajón de alimentación de la segunda limpieza (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

Flotación Segunda Limpieza

El concentrado proveniente del sobre tamaño de los ciclones de remolienda y la descarga de los molinos de remolienda son recibidos al cajón de alimentación segunda limpieza. Desde este cajón se bombea el concentrado a dos cajones que distribuyen la pulpa en 4 celdas columnares (2 líneas). El concentrado final de esta etapa es enviado al cajón muestreador de concentrado y luego bombeado a la planta de flotación selectiva. Las colas de las celdas columnares son dirigidas al cajón de colas de la segunda limpieza, desde donde se bombean al cajón de distribución flotación Scavenger (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

Flotación Scavenger

Las colas provenientes de la flotación segunda limpieza son recibidas en el cajón de distribución de la flotación Scavenger, que alimenta dos bancos de celdas (106/107), los cuales cuentan con 8 celdas cada uno, en arreglo 2-3-3, cada celda tiene un volumen de 1.500 ft³. El concentrado producido es enviado a un cajón de recepción de concentrado donde se impulsa la pulpa mediante bombas centrífugas al cajón de distribución de alimentación de la remolienda. El relave total (colas) es enviado al cajón muestreador de colas y posteriormente al espesador de relaves (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

2.5.3 Planta de tratamiento de relaves (PTR)

La pulpa de mineral que ha sido tratada por chancado y molienda en Sewell, se flota en esta planta perteneciente a Colón. La flotación Rougher de esta planta se divide en 5 líneas, los bancos 701-702-703-704-705. Los concentrados de estos bancos se tratan en una etapa de repaso en los bancos 781-782 y las colas van directo al canal general de relaves. Los concentrados del repaso van al proceso de clasificación y sus colas alimentan la etapa Scavenger en los bancos 710-711. El concentrado que se genera en los bancos Scavenger van al proceso de clasificación junto con el concentrado de repaso, y las colas van de forma directa al canal de relaves (Worley, 2020).

Los concentrados de repaso y Scavenger alimentan a una batería de hidrociclones, donde el overflow alimenta a 2 columnas y el underflow alimenta a un sistema de remolienda, donde el producto vuelve a la misma batería de hidrociclones. Las colas de las columnas van a la etapa de Rescavenger en el banco 791, donde su concentrado va hacia la batería de hidrociclones y la cola va al canal de relave. El concentrado de las columnas sería el concentrado final de la planta, el cual va a la etapa de espesamiento y luego es alimentado a la planta de flotación selectiva de molibdeno (Worley, 2020).

2.6 Situación proceso Scavenger

En primer lugar, se presenta al circuito Scavenger de la planta, donde los bancos que se utilizan son 2, con 8 celdas cada uno y una capacidad de 1500 ft³ por banco. Como se muestra en la Figura 5, los bancos Scavenger flotan las colas provenientes de las columnas, de las cuales se busca recuperar cobre, en donde el concentrado de este banco retorna al proceso de remolienda por el cajón atómico, y las colas son descartadas del proceso directamente. Además, en la Tabla 1 se muestra el criterio de diseño de los equipos utilizados.

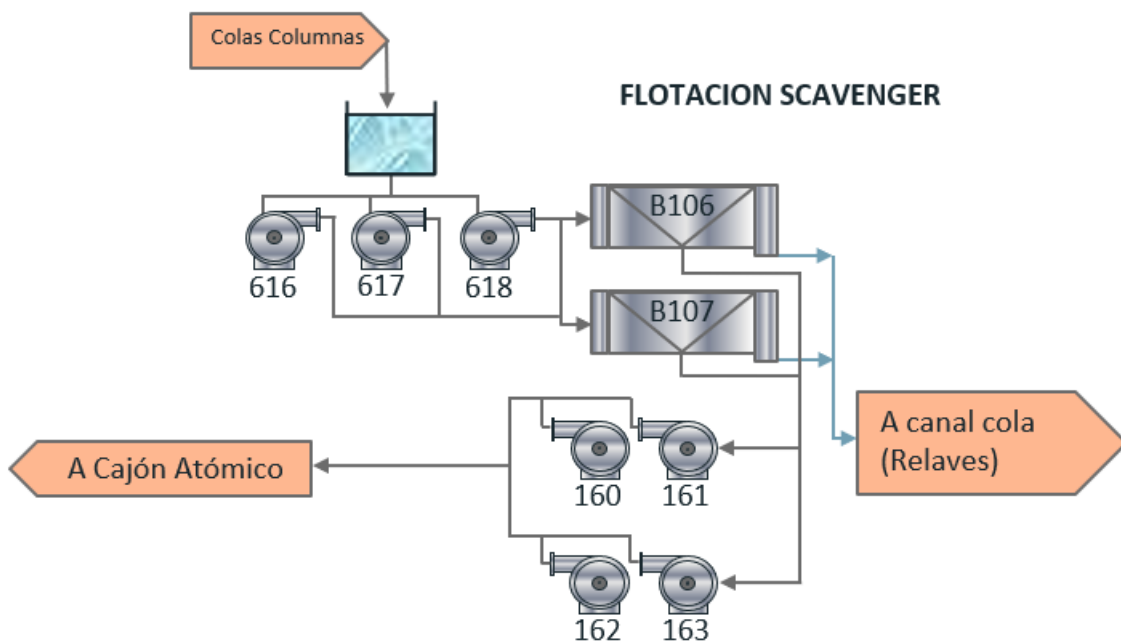


Figura 5. Esquema de la etapa de Flotación Scavenger Planta Convencional

Tabla 1. Criterio diseño equipos proceso Scavenger.

Descripción	Unidad	Valor
Alimentación:		Colas flotación columnar
Tonelaje alimentación nominal	t/h	193
Tonelaje alimentación máxima	t/h	232
Gravedad específica		2,9

Porcentaje de sólidos nominal	%	25
Equipamiento:		
Tipo de celda		Convencional
N° de bancos		2
N° de celdas por banco		8 (banco 106)
		8 (banco 107)
Volumen celda	m ³	43 (banco 106)
		43 (banco 107)
Factor de volumen útil		0,85

Desde un punto de vista metalúrgico, para evaluar el funcionamiento del proceso se realiza en primera instancia un dimensionamiento a los equipos para ver si estos se adecúan al flujo de mineral que procesan. Para esto se muestrea la alimentación del proceso Scavenger, con el fin de realizar pruebas cinéticas de laboratorio y calcular su tiempo óptimo.

2.7 Situación proceso de Remolienda

La misión de los circuitos de flotación primaria es la obtención de la máxima recuperación posible de los sulfuros de cobre y molibdeno en este caso, pero inevitablemente la flotación colectiva incluye proporciones significativas de pirita. De esta manera, dentro de los circuitos de flotación se incluye la etapa de remolienda con el fin de liberar los sulfuros útiles y desactivar la pirita que se activa en el yacimiento por aguas ácidas que contienen iones de cobre y hierro, lo que finalmente se intensifica con la adición de colectores. El circuito de remolienda utilizado para la planta se muestra en la Figura 6. Además, en la Tabla 2 se exponen los detalles del diseño de los equipos de remolienda.

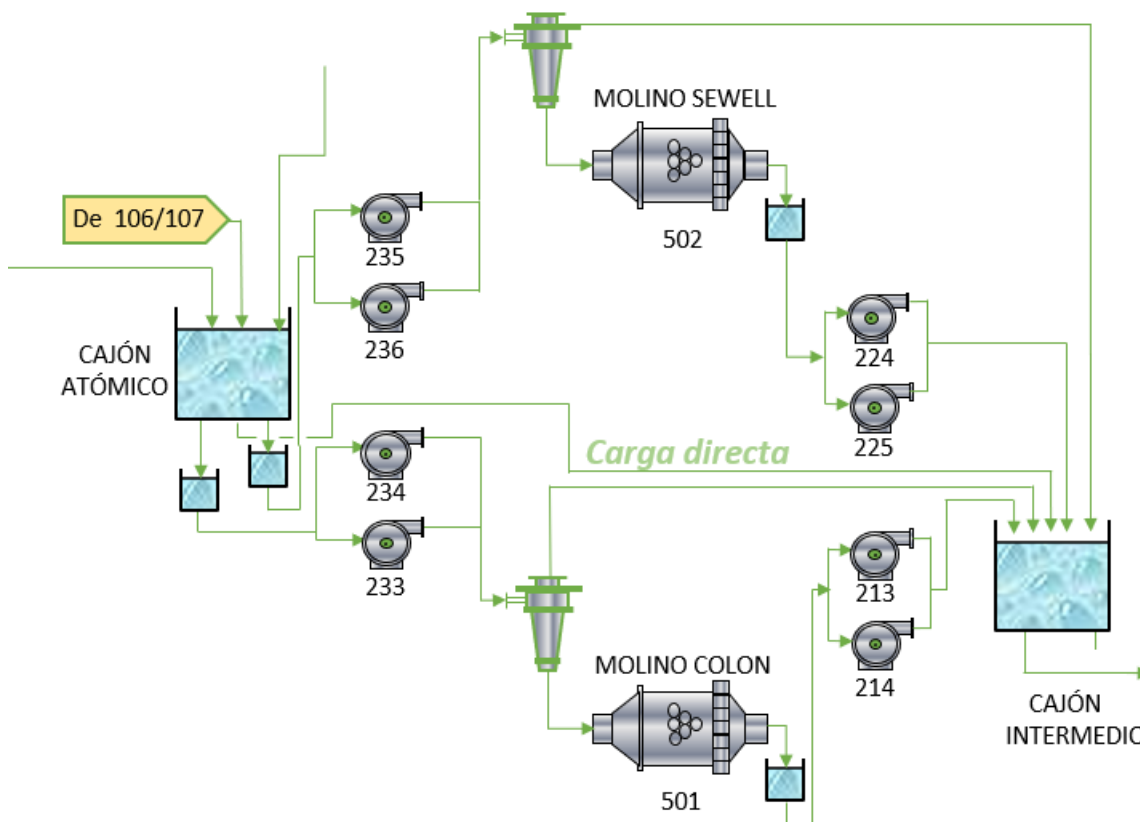


Figura 6. Diagrama de flujos circuito remolienda convencional.

Tabla 2. Criterio de diseño equipos remolienda convencional.

Descripción	Unidad	Valor
Alimentación		Concentrado 1° limpieza y Scavenger
Equipamiento		
N° de líneas		2
Circuito		Abierto c/clasificación previa
N° de baterías de hidrociclones		2
N° de hidrociclones por batería		8 (1 línea), 6 (1 línea)
Tipo hidrociclones		Cónicos
Diámetro ciclones	pulg	15 (x8), 20 (x6)
N° de molinos de bolas		2
Dimensiones (D x L)	pies	10 x 15

Potencia por molino	hp (kW)	700 (522)
Parámetros Operacionales		
Cp overflow hidrociclones	%	35
Presión de alimentación	psi	8
Consumo específico de energía	kWh/t	3.5
Factor de potencia utilizable	%	85
Tamaño de producto Remolienda	% -45 μ m	60 - 65

Como se observa en la Figura 6, desde el cajón atómico sale un flujo llamado carga directa, el cual no pasa por remolienda y va directo al cajón intermedio, que posteriormente va a la flotación columnar. Esta carga directa corresponde a un 50% aproximadamente del flujo total que pasa por la etapa de remolienda, y esto es netamente por un tema de capacidad de los equipos de remolienda. Debido a esto, la granulometría de esta etapa resulta más gruesa y variable que lo necesario.

Según los datos obtenidos en el balance de masa, en la etapa de remolienda se procesa un flujo nominal de 142 t/h, mientras que a la flotación columnar llegan 264 t/h, lo que evidencia este déficit de capacidad.

Tomando en cuenta que lo que no puede flotar se va al fondo y posteriormente a las colas, es lógico pensar que, al seguir el proceso, lo que no pudo ser remolido va a las colas de las columnas, lo que luego llega a las colas Scavenger y luego al relave final de la planta. De esta manera, se puede evidenciar esta falta de remolienda si se muestrean las colas Scavenger y en el laboratorio se realizan pruebas para ver efectivamente existe una falta de molienda.

2.8 Marco teórico

2.8.1 Molienda Convencional

Para separar los minerales que contienen cobre de los que contienen ganga, el mineral debe reducir su tamaño lo suficientemente fino para lograr esta liberación. En este caso se realiza mediante molinos de bolas que proporcionan una molienda controlada y producen una alimentación a la flotación con un tamaño uniforme. Las bolas de acero que están dentro de los molinos tienen un diámetro entre 5 a 10 cm, el cual se va degradando con su uso (Davenport, 2011).

Además del propio molino, existe un equipo que se encarga de la clasificación y separación de partículas llamado hidrociclón, el cuál involucra tres flujos:

- Flujo de alimentación: El producto de la molienda es bombeada a presión por una bomba que alimenta al ciclón
- Flujo superior o vórtex: Donde salen las partículas finas clasificadas.
- Flujo inferior o ápex. Donde salen las partículas gruesas.

Mediante la etapa de molienda se reduce el tamaño de las partículas que componen el mineral para obtener una granulometría máxima de 180 micrones (0.18 mm), la que permite la liberación de la mayor parte de minerales de cobre en forma de partículas individuales. El mineral que proviene del Chancado se coloca dentro de estos molinos de bolas, el cual se mezcla con agua y reactivos para conseguir una mezcla homogénea y eficiente. La pulpa obtenida se lleva a la siguiente etapa, la Flotación (Codelco Chile, 2019).

La eficiencia de la molienda se ve influenciada por múltiples variables, entre ellas la dureza del mineral, la carga de bolas, el tamaño de alimentación y el diseño del revestimiento del molino. Además, un control adecuado de la molienda es fundamental, ya que una sobremolienda puede generar partículas demasiado finas, dificultando su recuperación en etapas posteriores, mientras que una submolienda puede evitar la liberación del mineral útil.

La molienda no solo cumple una función mecánica, sino también económica, ya que representa uno de los procesos con mayor consumo energético dentro de la planta concentradora. Por ello, optimizar esta operación es crucial para mejorar la eficiencia global del proceso y reducir costos operacionales (Wills, 2016).

2.8.2 Flotación

Es un proceso de concentración de minerales que tiene como finalidad adherir burbujas de aire o nitrógeno selectivamente a partículas minerales de interés económico. Estas se colectan como un concentrado rico en el elemento valioso, en este caso es el cobre y molibdeno. Las partículas de sin interés económico o ganga son llamadas cola o relave de flotación, la que posee una baja concentración de este elemento de interés. De esta manera, se separa el mineral valioso de la ganga, tal como se muestra en la Figura 7 (Gutiérrez, 2022).

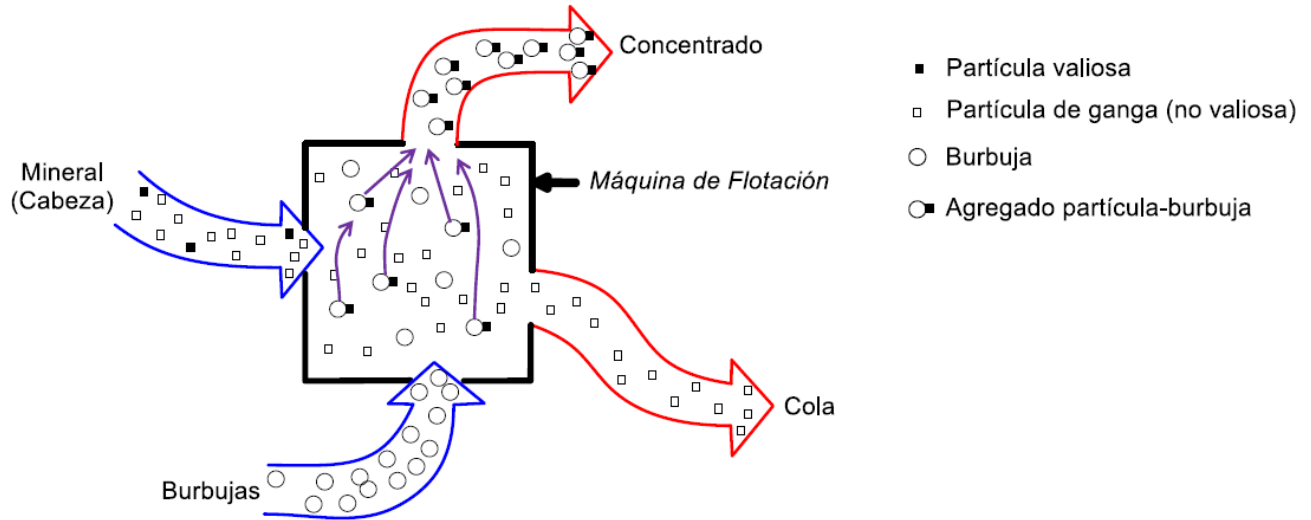


Figura 7. Esquema del proceso de Flotación (Gutiérrez, 2022).

La fuerza impulsora de este proceso de concentración de minerales es la hidrofobicidad de las partículas valiosas que se quieren flotar, que es la propiedad que impide la interacción con las moléculas de agua, teniendo una tendencia a adherirse a partículas de aire. De esta manera, la partícula valiosa se adhiere selectivamente a las burbujas de aire y suben a la superficie formando una espuma, produciéndose la flotación (Gutiérrez, 2022).

Los principios básicos en que se basa el proceso de flotación son:

- Mineral hidrofóbico, que repele y desplaza agua de la superficie de sus partículas. Esto permite la acción de las burbujas de aire que se unen a la partícula.
- Las burbujas de aire, que pueden mantener las partículas en la superficie, si se forma una espuma estable.

Para cumplir esos principios básicos, se usan reactivos químicos. Estos agentes de flotación son los llamados colectores, espumantes y modificadores (Castro & García, 2003).

Reactivos de flotación

En el proceso de flotación de minerales, se utiliza una gran variedad de reactivos químicos que son la parte más importante del proceso, ya que estos aumentan significativamente la eficiencia de este. Estos reactivos permiten modificar ciertas características del proceso, como puede ser aumentar la hidrofobicidad, estabilización de burbujas, reducir la viscosidad, etc. Según la función que desempeñan, los reactivos se pueden clasificar en:

Colectores

Son reactivos químicos que promueven la hidrofobicidad de las partículas del mineral de interés, aumentando la selectividad y haciendo que las partículas se puedan adherir a las burbujas de gas y floten. Están conformados por un anión o catión el cual posee una estructura con una parte polar y otra apolar. La parte polar de este ión se adsorbe en la superficie del mineral de interés, y la parte apolar queda orientada a la fase acuosa, haciendo que las partículas pasen a ser hidrofóbicas (Castro & García, 2003). Los colectores se clasifican tal como se muestra en la Figura 8.

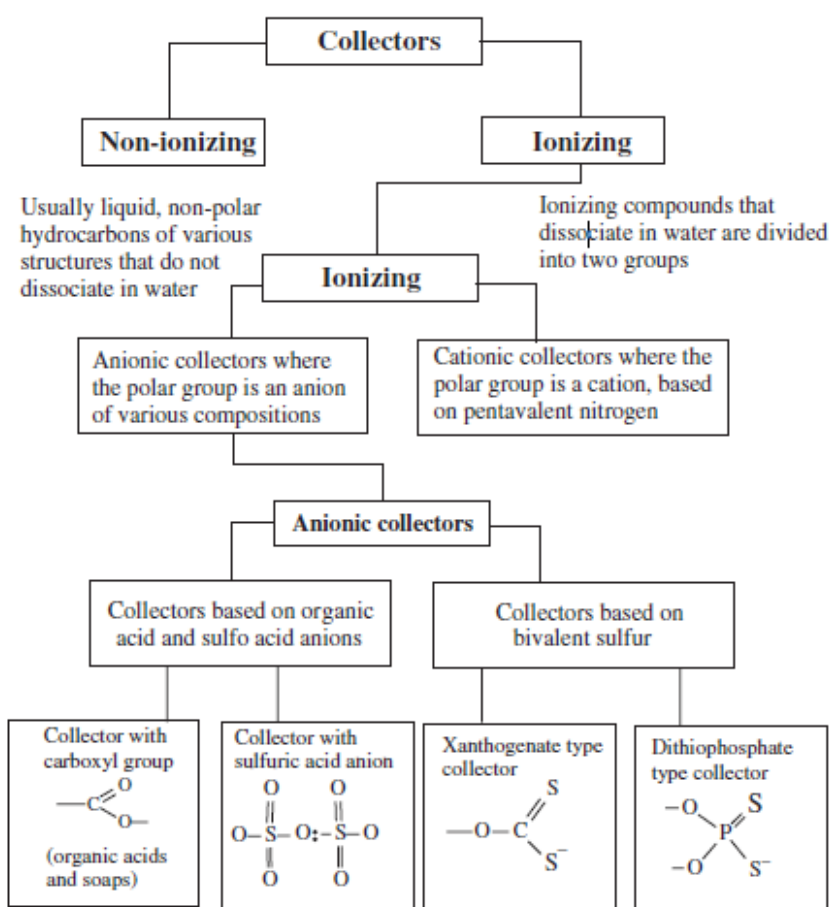


Figura 8. Clasificación de colectores de Flotación (Bulatovic, 2007).

Espumantes

Permiten modificar las propiedades superficiales de las burbujas que se generan en las celdas de flotación, disminuyendo su diámetro y aumentando el área de contacto de la burbuja de gas con la partícula del mineral de interés. De esta manera, se logra estabilizar la espuma y reducir el tiempo requerido para las partículas se puedan adherir con éxito a las burbujas. Los espumantes se pueden clasificar en 5 grupos, siendo estos alcoholes, alifáticos, cíclicos, aromáticos y glicoles. Entre los

más usados actualmente está el MIBC, el cual es poco soluble en agua y permite un buen control del tamaño de burbuja. Este pertenece al grupo Alcohol-alifático. También están los del grupo poliglicol, que se usan mucho en la actualidad, son solubles en agua y generan espumas más estables que los alcoholes (Gutiérrez, 2022).

Normalmente, los espumantes se utilizan en rangos de dosificación muy bajos y, a estas concentraciones, provocan una reducción muy limitada en la tensión superficial de la solución. En general, el tamaño de las burbujas es mucho más sensible a concentraciones muy bajas de espumante que la tensión superficial, pero se han reportado pocos resultados de estudios en estos rangos bajos de concentración de espumante (Fuerstenau, 2009).

Modificadores de pH

Son utilizados para controlar la acidez o alcalinidad de la pulpa, para así poder contrarrestar los efectos de la interacción de arcillas o sales solubles con la solución acuosa que está en las pulpas de mineral. Según (Castro & García, 2003), las funciones principales de los modificadores de pH son:

- Promover o suprimir la ionización de reactivos
- Controlar la adsorción de los reactivos en la superficie mineral
- Controlar la interacción entre reactivos.

Estos reactivos modificadores se pueden clasificar en regulador de pH, dispersante, depresantes y activadores. Entre los más utilizados para alcalinizar la pulpa está la cal viva (CaO) y la soda cáustica (NaOH). Para acidificar la pulpa se usa frecuentemente el ácido sulfúrico (H₂SO₄) y el ácido clorhídrico (HCl) (Gutiérrez, 2022).

Variables que afectan el proceso de flotación

Este proceso tiene involucrado una serie de condiciones y variables operacionales que son modificables con el fin de mejorarlo. Entre las variables que afectan la flotación de partículas minerales están:

Granulometría de la mena

Las partículas minerales deben tener una distribución de tamaño con el fin de promover el proceso de flotación. Generalmente, la recuperación de las partículas de interés disminuye con tamaños muy finos o gruesos, debido a la dificultad de lograr una adherencia partícula-burbuja estable para estos casos. Por esta razón, es necesario tener un alto control sobre esta variable (Gutiérrez, 2022).

Para separar el mineral útil de la ganga es necesario reducir el tamaño de las partículas hasta alcanzar el nivel adecuado de liberación de las partículas minerales. El rango típico de tamaño de liberación para especies mineralógicas comunes en la industria chilena es de 45-75 μm (Yianatos, 2005).

Densidad de la pulpa o porcentaje de sólidos

Esta variable viene determinada en el proceso de molienda y clasificación, afectando así el tiempo de residencia de las partículas de mineral en cada etapa del proceso de flotación y la capacidad en volumen de esta. En la etapa de flotación Rougher por ejemplo, se opera con un porcentaje de sólidos entre 30 y 45 % en peso, el cual va disminuyendo a medida que avanza hacia las etapas de limpieza (Gutiérrez, 2022).

Acondicionamiento y aireación de la pulpa

El acondicionamiento de la pulpa corresponde al tiempo necesario en que los reactivos entran en contacto con la pulpa y así actuar de forma óptima en el proceso. Este acondicionamiento puede ser tanto en la etapa de molienda como en la flotación. Generalmente en la industria del cobre, varios de estos reactivos se adicionan en el cajón de descarga de los molinos que van a flotación.

Por otra parte, la aireación de la pulpa es una variable que respecta a las celdas de flotación, donde el operador de la planta permite la aceleración o retraso de la flotación según el beneficio de la ley o recuperación metalúrgica de la etapa (Gutiérrez, 2022).

Calidad de agua utilizada

El agua en fase líquida que se utiliza para el proceso de flotación es muy relevante ya que se ve particularmente afectado por el grado de disociación de las moléculas de agua y de las otras especies disueltas en ella (Rao, 2004).

Comúnmente en las plantas concentradores se utilizan una mezcla de agua fresca con agua de proceso, siendo esta última usada en mayor porcentaje, la cual es recuperada desde los espesadores, con el fin de reducir el consumo de agua fresca. Por esta razón, es importante monitorear constantemente esta variable, ya que el agua recuperada suele venir con cierta cantidad de reactivos que ya se usaron anteriormente (Gutiérrez, 2022).

pH

Esta variable es fundamental en cada etapa del proceso de flotación, ya que esta afecta directamente a la recuperación, la selectividad de las partículas, y la depresión de estas. Generalmente en flotación de cobre, el control de esta variable se realiza con cal, haciendo que el pH aumente (Gutiérrez, 2022).

Tiempo de residencia

El tiempo que dura el proceso de flotación en cada banco y celda depende del mineral alimentado y de las variables que inciden en este. Por esta razón, es necesario optimizar el circuito de flotación calculando los tiempos óptimos de residencia en cada etapa para así estimar el tiempo que más ayude a mejorar la recuperación. Esto se puede hacer a nivel laboratorio en pruebas cinéticas, donde se trabaja a condiciones similares a cada etapa involucrada en el circuito de flotación de la planta (Gutiérrez, 2022).

Es uno de los factores que afectan tanto a la ley como a la recuperación del mineral flotado, afectando más significativamente a esta última. El tiempo de residencia se puede variar normalmente a través de alteraciones en el flujo y en la concentración de sólidos de la alimentación, en el flujo de agua de lavado y en la altura de la zona de colección de una columna (Yianatos, 2005).

Tipo y dosificación de reactivos

Los reactivos pueden clasificarse en tres grandes tipos los cuales son colectores, espumantes y modificadores, los cuales cumple una función específica dentro del proceso con el fin de mejorar la eficiencia. Para grandes cantidades de mineral se necesitan dosificaciones muy bajas, por esta razón, es importante adicionar una dosis adecuada ya que un exceso o déficit de estos reactivos puede resultar muy perjudicial a los resultados del proceso (Gutiérrez, 2022).

Balance metalúrgico

El proceso de flotación se puede representar con un balance metalúrgico, con flujos de entrada y salida, representado por los términos F, C y T los cuales se refieren a la masa de alimentación o cabeza, concentrado y cola respectivamente. De igual manera, se presentan los términos f, c y t, que corresponden a las leyes de mineral valioso (%) en la alimentación, concentrado y cola respectivamente, como se muestra en la Figura 9.

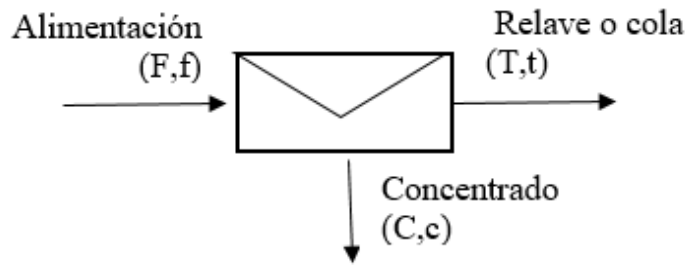


Figura 9. Esquema balance metalúrgico (Gutiérrez, 2022).

Acá, el balance de masa de gruesos se expresa según la Ecuación (1).

$$F = C + T \quad (1)$$

De esta manera, el balance de finos queda como se muestra en la Ecuación (2).

$$F * f = C * c + T * t \quad (2)$$

Índices metalúrgicos del proceso de concentración

En el proceso de concentración de minerales por flotación, se utilizan ciertos parámetros para evaluar la eficiencia de este, ya sea como etapa global o particular. Estos parámetros se definen de la siguiente manera:

Recuperación Metalúrgica

Es una medida que evalúa la eficiencia del proceso de flotación, que expresa la cantidad de mineral de interés recuperado en el concentrado con respecto al contenido de mineral de interés en la alimentación, en términos de porcentaje. La fórmula de la recuperación metalúrgica se expresa según la Ecuación (3) (Ramírez, 2021).

$$\%R = \frac{cC}{fF} * 100 \quad (3)$$

Utilizando las expresiones de balance de gruesos y finos, se llega a la recuperación metalúrgica en función de las leyes de concentrado, alimentación y relave, la cual queda según la Ecuación (4).

$$\%R = \frac{c * (f - t)}{f * (c - t)} * 100 \quad (4)$$

Recuperación en peso

Corresponde a la expresión en porcentaje del peso del concentrado respecto al peso de la alimentación expresión del peso del concentrado con respecto al peso de la alimentación, expresado según la Ecuación (5) (Ramírez, 2021).

$$\%R_p = \frac{C}{F} * 100 \quad (5)$$

Razón de enriquecimiento

Corresponde a la razón entre la ley de concentrado y la ley del mineral de interés en la alimentación, la cual se expresa según la Ecuación (6) (Ramírez, 2021).

$$R_E = \frac{C}{F} \quad (6)$$

Razón de concentración

Es un parámetro que permite obtener la cantidad de toneladas de alimentación requeridas para obtener una tonelada de concentrado. Este parámetro aumenta con la ley del concentrado y es independiente de la recuperación. Se expresa mediante la Ecuación (7) (Ramírez, 2021).

$$R_c = \frac{F}{C} = \frac{(c - t)}{(f - t)} \quad (7)$$

Ajuste de un balance metalúrgico

El ajuste de un balance metalúrgico tiene como finalidad asegurar la coherencia entre las masas y leyes de los distintos flujos del proceso, respetando los principios de conservación de masa y metal. Esto es especialmente relevante cuando se cuenta con múltiples mediciones experimentales que pueden presentar errores o inconsistencias. Para resolver esta situación, se aplican métodos de reconciliación de datos, tales como los mínimos cuadrados o los multiplicadores de Lagrange, los cuales permiten obtener estimaciones ajustadas de las variables, minimizando las desviaciones con respecto a los valores medidos y asegurando el cumplimiento de las ecuaciones de balance (Taggart, 1951).

De esta manera, se opta por utilizar el método de multiplicadores de Lagrange para satisfacer la ley de conservación de la masa, la cual se expresa en la Ecuación (8).

$$M_1L_1 \neq M_2L_2 + M_3L_3 \quad (8)$$

Donde:

M : Masa de mineral seco (t/h)

L : Ley del mineral (%)

Según Gutierrez (2022) el proceso de ajuste de un balance metalúrgico debe considerar los siguientes aspectos:

- Los valores de las variables ajustadas deben ser lo más parecidos a las variables medidas, siempre y cuando la calidad de la información de entrada sea adecuada.
- La diferencia entre valores medidos y ajustados debe estar dentro de un rango esperado de dispersión de los valores medidos.
- Luego de realizar el balance metalúrgico, se debe cumplir la ley de conservación de masa.
- El proceso de ajuste de balance metalúrgico debe creerse más a las variables que tienen menor error de medición, lo que se asegura incorporando factores de peso.

Para la formulación del ajuste de un balance por Lagrange, se plantea una función objetivo (ϕ) que consiste en la sumatoria de los cuadrados de las diferencias entre variables medidas y calculadas ponderadas por los factores de peso W_i según se muestra en la Ecuación (9).

$$\phi = \sum_{i=1}^m W_i (f_i - F_i)^2 \quad (9)$$

Donde:

f_i : Valor medido o experimental del flujo i

F_i : Valor ajustado del flujo i

El sistema matricial que se utiliza se muestra en la Ecuación (10), donde n es el número de nodos para el circuito que se quiere ajustar y m el número de variables independientes.

$$\begin{pmatrix} W_1 & 0 & \cdots & 0 & \vdots & K_{11} & K_{21} & \cdots & K_{n1} \\ 0 & W_2 & \cdots & 0 & \vdots & K_{12} & K_{22} & \cdots & K_{n2} \\ \vdots & \vdots & \ddots & \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ 0 & 0 & \cdots & W_m & \vdots & K_{1m} & K_{2m} & \cdots & K_{nm} \\ \cdots & \cdots & \cdots & \cdots & \cdots & \cdots & \cdots & \cdots & \cdots \\ K_{11} & K_{12} & \cdots & K_{1m} & \vdots & 0 & 0 & \cdots & 0 \\ K_{21} & K_{22} & \cdots & K_{2m} & \vdots & 0 & 0 & \cdots & 0 \\ \vdots & \vdots & \ddots & \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ K_{n1} & \cdots & \cdots & K_{nm} & \vdots & 0 & 0 & \cdots & 0 \end{pmatrix} * \begin{pmatrix} F_1 \\ F_2 \\ \vdots \\ F_m \\ \cdots \\ \lambda_1 \\ \lambda_2 \\ \vdots \\ \lambda_n \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} W_1 f_1 \\ W_2 f_2 \\ \vdots \\ W_m f_m \\ \cdots \\ 0 \\ 0 \\ \vdots \\ 0 \end{pmatrix} \quad (10)$$

Así, el sistema matricial se representa según la Ecuación (11), que es equivalente a la matriz anterior.

$$A * B = C \quad (11)$$

Este sistema se resuelve de manera que el vector solución B sean los flujos ajustados y los valores de los multiplicadores de Lagrange correspondan al producto entre la inversa de la matriz A y el vector C que son los datos conocidos no ajustado, tal como se muestra en la Ecuación (12).

$$B = A^{-1} * C \quad (12)$$

Cinética de procesos

Para estimar el tiempo óptimo de flotación de Cu se utilizan los modelos de García-Zúñiga y Klimpel, estimando una recuperación infinita (R_{∞}) y la constante cinética k, tal como se muestran en la ecuación (13) y (14) respectivamente.

- Modelo García-Zúñiga:

$$R = R_{\infty} * [1 - \exp(-k * t)] \quad (13)$$

- Modelo Klimpel:

$$R = R_{\infty} \left[1 - \left(\frac{1}{k * t} \right) * (1 - \exp(-k * t)) \right] \quad (14)$$

Donde:

R_{∞} : Recuperación infinita.

k: Constante cinética.

t: tiempo en que obtuvo la muestra.

3. METODOLOGÍA

Con el fin de encontrar las oportunidades de mejora dentro de la planta, se realiza una búsqueda de información disponible sobre la etapa Cleaner, para luego analizar la situación actual y realizar una evaluación de las alternativas que se puedan encontrar.

3.1 Búsqueda de información de la planta

Para iniciar el proceso de investigación referente a la Planta de Molienda y Flotación Convencional, es necesario obtener la mayor información posible de esta. Para ello, se identifican las fuentes de información disponibles y se obtiene información relacionada a la planta, siendo estas las siguientes:

- **Proyectos realizados para la planta:** Se obtienen datos de balance de masa en estado estacionario, diagramas de flujo de cada etapa y los detalles de los equipos existentes.
- **PI System:** Software que presenta los datos de la planta en tiempo real. De aquí se obtienen datos actuales de la planta, tales como masa y leyes de los flujos involucrados.
- **Informes y estándares de planta:** Archivos existentes para los trabajadores involucrados con la planta. De estos se obtienen datos respecto al funcionamiento de los equipos, estrategias operacionales y almacenamiento de datos mineralógicos y de cada proceso.

3.2 Experiencias de laboratorio

3.2.1 Programa de pruebas

En base a las variables y parámetros considerados, se analizan las opciones que se pueden trabajar en laboratorio según disponibilidad de tiempo de este, además de la condición de la planta en cuanto a tratamiento en ese momento. De esta manera, se opta por trabajar con las siguientes experiencias de laboratorio:

Cinética Alimentación Scavenger

Se muestrea la cola de las columnas, que es la alimentación a los bancos 106 y 107 del circuito Scavenger, para realizar una cinética con la finalidad de encontrar el tiempo óptimo de flotación, lo cual se va a comparar con el tiempo actual para evidenciar si es que hay una falta de tiempo de residencia, lo que implica la necesidad de incluir más equipos al circuito.

Para estimar el tiempo óptimo de flotación de Cu se utilizan los modelos de García-Zúñiga y Klimpel, estimando una recuperación infinita (R_{∞}) y la constante cinética k , tal como se muestran en la ecuación (13) y (14) mencionadas anteriormente.

Cinética Colas Scavenger

Se muestrea la cola de los bancos 106 y 107 del circuito Scavenger, para realizar dos tipos de cinética, una donde se floten directamente las colas Scavenger, y otra donde estas pasen por remolienda y luego sean flotadas, con la finalidad ver la posibilidad de seguir tratando estas colas, ya sea flotando nuevamente en otro banco Scavenger, o remoliendo el flujo para que después vuelva al proceso y se flote.

Granulometría Molino 1

Este molino es muestreado en sus cuatro flujos, estos son la alimentación fresca, rebalse hidrociclones, descarga hidrociclones y descarga molinos. Luego estas muestras van al laboratorio para realizar granulometrías. La finalidad de esto es realizar un análisis granulométrico desde la malla 10# a la 400# Ty, para ver la posibilidad de recircular el flujo de colas Scavenger a este molino.

Granulometría Molino 501

Este molino es muestreado en sus cuatro flujos, estos son la alimentación fresca, rebalse hidrociclones, descarga hidrociclones y descarga molinos. Luego estas muestras van al laboratorio para realizar granulometrías. La finalidad de esto es realizar un análisis granulométrico desde la malla 10# a la 400# Ty, para ver la posibilidad de recircular el flujo de colas Scavenger a este molino.

Granulometría Colas Scavenger

Del muestreo que se realiza a este flujo, se separa una parte para poder realizar un análisis granulométrico desde la malla 10# a la 400# Ty. Además, el compuesto de cada malla va a análisis químico para saber la composición mineralógica por malla, con el fin de caracterizar ese flujo y evidenciar si la granulometría en esta etapa es correcta, y recircular este flujo en caso de ser necesario.

3.2.2 Equipamiento

En la Figura 10 se muestran los equipos utilizados para las experiencias de laboratorio.



Figura 10. a) Celda de flotación Wemco; b) Molino de bolas; c) Rotor para molino; d) Agitador para homogeneización; e) Filtro de pulpa; f) Ro-Tap para análisis granulométrico.

Molienda y clasificación

En esta etapa se usa un molino de bolas de tamaño 8,75" y 6,75", el cual está cargado con bolas de acero de tamaños 1", 0,75" y 0,61", que en total hacen aproximadamente 5 kg. El sistema llamado Roller, hace que el molino gire a una velocidad de 70 rpm por la cantidad de tiempo que se indique en el tablero.

Flotación

Para esta etapa se usa una máquina de flotación Wemco de 2,6 L de capacidad con una velocidad de rotor fija de 1440 rpm. Posee una inyección de aire con flujo que varía entre 8 y 12 L/min para estas flotaciones. El pH se mide con un pH-metro y medidos de potencial con electrodo de platino.

Filtrado y secado

Para filtrar las muestras se utiliza un equipo de filtrado al vacío que consiste en un embudo, una botella de vidrio y manguera que conecta al sistema de succión de aire. En la parte superior se ubica

un papel filtro y sobre él va la pulpa. La succión de aire fuerza a que el líquido se deposite en el fondo de la botella y así se pueda formar un queque con cierto porcentaje de humedad.

El secado de las muestras se realiza generalmente posterior al filtrado, donde se coloca el queque filtrado con el papel filtro, para así evitar que, al momento de secarse las muestras, éstas se peguen a las bandejas metálicas, lo que puede dificultar la separación e incluso contaminar la muestra. Este queque filtrado que está puesto sobre la bandeja metálica va hacia el horno de secado, que está a 105 °C.

Homogeneización

Para la homogeneización de las muestras se utiliza un agitador o mezclador de varilla, el cual tiene la función de homogeneizar la muestra y así poder sacar una fracción de esta, que sea representativa del total.

3.2.3 Muestreo

Para realizar las experiencias de laboratorio se muestrean los siguientes flujos:

- Bancos de flotación Scavenger: Alimentación, concentrado y colas.
- Molino convencional n°1: Alimentación fresca, rebalse hidrociclones, descarga hidrociclones y descarga del molino.
- Molino de remolienda n° 501: Alimentación fresca, rebalse hidrociclones, descarga hidrociclones y descarga molino.

Cantidad de mineral a muestrear:

- 10 L de alimentación banco 106.
- 20 L de concentrado banco 106.
- 20 L de cola banco 106.
- 10 L por flujo de molino 1 y 501 (60 en total).
- 3 kg de muestra seca alimentación molino 1.

3.2.4 Condiciones experimentales

Los detalles de los equipos utilizados para los procesos de Flotación y Molienda se presentan en la Tabla 3 y Tabla 4 respectivamente.

Tabla 3. Equipo utilizado para flotación Rougher de laboratorio marca Wemco.

Flotación Rougher	
Máquina	Wemco
Volumen Pulpa	2600 ml
Masa mineral	520-540 g
% sólidos flotación	17,6%
pH	12,5
Velocidad rotor	1440 rpm
Tiempo acondicionamiento	1 min
Tiempo de flotación	12 min
Paletéo	Cada 10 segundos

Tabla 4. Equipo utilizado para la etapa de molienda de laboratorio.

Etapa remolienda	
Molino de Bolas	Dimensiones 8,75'' x 6,75''(LxD)
Carga de Bolas	5 kg de bolas de 1'', 0,75'' y 0,61''
Alimentación molino	Colas Scavenger (Bcos 106-107)
Sólidos en Molienda	67% en peso
Velocidad del molino	70 rpm
Agua utilizada	proceso

3.2.5 Preparación de muestras

Cinética alimentación Scavenger

De la muestra de 10 L de alimentación, se procede a ubicar en el agitador de varilla para sacar una muestra homogénea, ya que esta suele decantar. Luego se toman 2,6 L para realizar cinética de flotación de laboratorio. Se mide el porcentaje de sólidos y este da 21,1%, lo que es un buen valor para tener una muestra contundente por cada tiempo de flotación en la cinética. De esta manera, no es necesario modificar la muestra.

Cinética colas Scavenger

Se toman los tres baldes de 30 L de muestra y se filtran eliminando agua de la superficie cuando los sólidos hayan decantado, hasta llegar a un porcentaje de sólidos considerable para flotar en la celda de laboratorio, que en este caso queda en 17,5%. Luego, de la muestra que queda se toman cuatro cargas de 2,6 L agitando previamente para sacar cargas representativas a tratar. De estas, dos van a remolienda y posterior flotación, y las otras dos van a flotación directamente. Además, se considera una quinta carga para realizar análisis granulométrico.

Las cargas que pasan por remolienda se filtran previamente y se obtiene un queque de 28% de sólidos, el cual se añade al molino agregando la cantidad de agua necesaria para tener un 67% de sólidos e ir a molienda.

3.2.6 Procedimiento experimental

Cinética alimentación Scavenger

Cuando la muestra ya está preparada, se llena la celda de flotación y además se extraen 500 mL adicional para análisis químico de la cabeza. Luego, se realiza flotación de laboratorio tipo cinética y así, se obtienen siete concentrados para los tiempos 1,5, 3, 6, 9, 12, 16 y 20 minutos en bandejas de concentrado enumeradas para su diferenciación. Esta flotación se hace sin adicionar reactivos con el fin de simular lo que sucede realmente en planta. Se puede añadir cal para subir el pH en caso de requerirlo.

Ya terminada la prueba, se toman las bandejas de concentrado, la de cola y alimentación sacada previamente, y se pasa toda la pulpa por el filtro al vacío. Cuando ya se haya filtrado lo más posible, se saca el queque generado junto con el papel filtro para volver a ubicarlo en la bandeja correspondiente y llevarla al horno para su secado.

Al día siguiente, cuando las muestras ya están secas, se mide su masa, se preparan con un paño roleo y se utiliza un distribuidor de muestra para tomar una muestra representativa para su posterior análisis químico, la cual va junto con las otras en bolsas de papel para el laboratorio de la unidad de control de calidad (UCC). Los datos requeridos para el análisis químico son de leyes de Cu, Mo, Fe y S de cada muestra.

Cinética colas Scavenger

En primera instancia se utiliza molienda de laboratorio para tratar tres de las cinco cargas de la cinética de colas Scavenger, de las cuales dos van a flotación y una para análisis granulométrico.

Como esta debe ser controlada con un 67% de sólidos por protocolo, se procede a filtrar las cargas de 2,6 L, llegando a dos queques de 950 y 957 g con 28% de humedad. De esta manera, se calcula el agua faltante dentro del molino, quedando en 336 y 339 g de agua de procesos respectivamente.

Al terminar la molienda, la carga pasa por un colador de bolas que tiene a la celda de flotación debajo, la cual recibe la pulpa. Se lavan las paredes del molino y del colador procurando que todo el mineral llegue a la celda. Luego, se agrega la cantidad de agua faltante para llegar de nuevo a 2,6 L de la celda, donde luego pasa a su correspondiente flotación.

Las dos cargas que pasan por remolienda y las otras dos que van directo a flotación, se tratan de la misma manera. Se realiza una flotación tipo cinética, obteniendo 5 concentrados para los tiempos 1, 3, 6, 9 y 12 min. Además, se obtiene la cola que queda en la celda. La experiencia se realiza sin adición de reactivos, exceptuando cal en caso de necesitar subir el pH.

Al igual que en la prueba anterior, cuando esta se termina, se toman las bandejas de alimentación concentrado y cola para que la pulpa pase por el filtro al vacío, para posteriormente formar un queque que vuelve a las respectivas bandejas junto con el papel filtro, las cuales se llevan al horno para su secado. Además, se filtra la quinta carga que fue remolida y el litro de muestra de cabeza para posteriormente realizar un análisis granulométrico.

Cuando las muestras ya están secas, se mide su masa, se rolean y con el distribuidor se toma una muestra homogénea para el análisis químico. Así, todas estas muestras se preparan en bolsas de papel etiquetadas para que se le realice su análisis químico correspondiente, los cuales tendrán datos de leyes de Cu, Mo, Fe y S.

4. RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.1 Diagnóstico de la planta

En esta sección se abarcan los datos encontrados de la planta, esto en base a los datos encontrados en el sistema PI System entre 2021 y 2023, los cuales fueron filtrados y promediados. Además, otros datos que no se encontraban en línea, fueron obtenidos de proyectos de JRI y Worley realizados en la planta, con el fin de obtener los resultados expuestos

4.1.1 Balance de finos

Para realizar el balance se utilizan datos encontrados y calculados de la planta. Para ello, se utiliza el sistema PI System de la planta para encontrar los valores de leyes de cobre disponibles, los cuales se muestran en la Figura 11 y están demarcados con un punto verde en el flujo correspondiente. Los datos encontrados abarcan desde Enero de 2021 a Abril de 2023.

Los datos que no se pudieron obtener mediante PI System, fueron obtenidos de un proyecto de la empresa Worley realizado en la planta el año 2020, los cuales están demarcados con un punto azul como se muestra en la Figura 11. El objetivo de este análisis es obtener la mayor cantidad de datos posible del funcionamiento de la planta para así llegar a un balance lo más cercano posible a la situación actual de la planta.

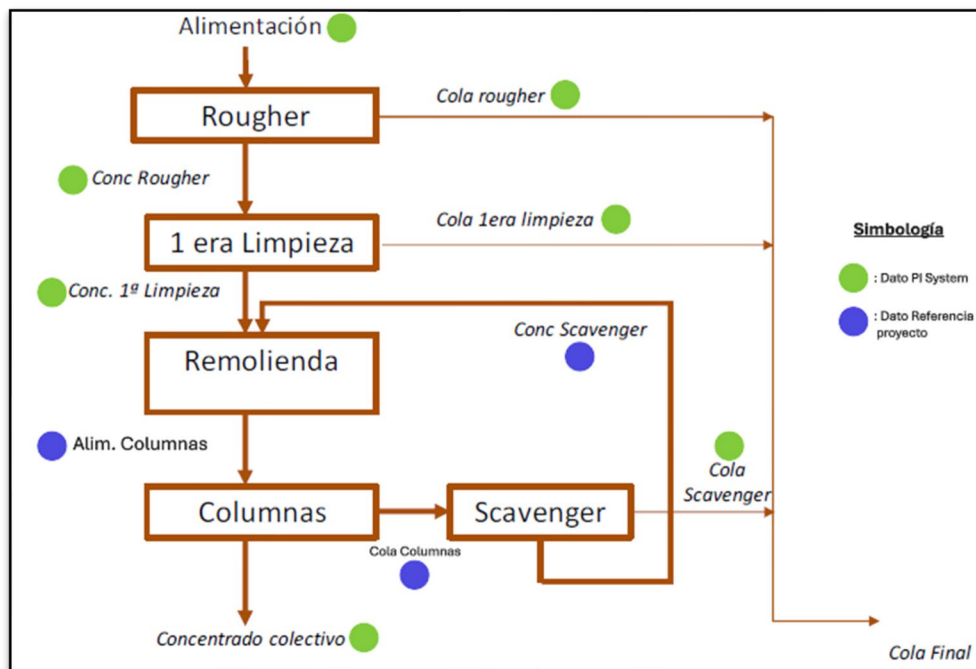


Figura 11. Origen de la obtención de datos usados para balance de finos Planta de Flotación Convencional.

El ajuste de balance metalúrgico se realiza mediante Multiplicadores de Lagrange, construyendo la matriz A mediante la Ecuación (10), con los respectivos factores de peso W_i , para luego, mediante la Ecuación (12) obtener el vector solución con los valores ajustados de las leyes de cobre. Los datos de tonelaje se obtienen del proyecto realizado por (Worley, 2020) y los datos de leyes se obtienen mediante PI System, tal como se muestra en la Figura 11. De esta manera, se presenta el balance de finos de la planta de Flotación colectiva Convencional, tal como se muestra en la Tabla 5.

Tabla 5. Balance de finos Planta Convencional

Etapa	Alimentación			Concentrado			Colas		
	Tonelaje	Ley Cu	Finos Cu	Tonelaje	Ley Cu	Finos Cu	Tonelaje	Ley Cu	Finos Cu
	(t/h)	(%)	(t/h)	(t/h)	(%)	(t/h)	(t/h)	(%)	(t/h)
Rougher + Repaso	2790,00	0,86	23,87	157,00	12,44	19,53	2632,00	0,16	4,33
Flotación Rougher	2790,00	0,86	23,87	441,00	4,52	19,94	2348,00	0,17	3,93
Flotación Repaso	441,00	4,52	19,94	157,00	12,44	19,53	284,00	0,14	0,40
Cleaner (Columnar + Scavenger)	157,00	12,44	19,53	73,00	28,55	20,84	84,00	0,40	0,33
Flotación Columnar	281,00	10,60	29,79	73,00	28,55	20,84	208,00	4,30	8,94
Flotación Scavenger	208,00	4,30	8,94	123,00	7,00	8,61	84,00	0,40	0,33
Global	2790,00	0,86	23,87	73,00	28,55	20,84	2716,00	0,17	4,67

4.1.2 Recuperaciones y leyes por etapa

En base a los datos del balance de masa y finos realizado, se calculan las recuperaciones por cada etapa involucrada en la planta, según se muestra en la Tabla 6.

Tabla 6. Recuperaciones y leyes por etapa Flotación Convencional.

Etapa	Alimentación	Concentrado	Colas	Rec. Cu	Rec. en peso
	Ley Cu (%)	Ley Cu (%)	Ley Cu (%)	(%)	(%)
Rougher + Repaso	0,86	12,44	0,16	81,83	5,63
Flotación Rougher	0,86	4,52	0,17	83,52	15,81
Flotación Repaso	4,52	12,44	0,14	97,97	35,60
Cleaner (Columnar + Scavenger)	12,44	28,55	0,40	98,17	46,50
Flotación Columnar	10,60	28,55	4,30	69,97	25,98
Flotación Scavenger	4,30	7,00	0,40	96,22	59,13
Global	0,86	28,55	0,17	80,39	2,62

4.1.3 Granulometrías por etapa

A continuación, en la Tabla 7 y Tabla 8 se presenta la granulometría correspondiente a cada etapa de la planta de Molienda y Flotación Convencional. Estos valores se obtienen del proyecto de Worley realizado en la planta el año 2020.

Tabla 7. Granulometría (p80) de los molinos utilizados en el proceso Convencional.

Molino	Flujo	p80 (μm)
1 a 12	Alimentación	9600
	Producto	170
Unitario	Alimentación	9000
	Producto	180

Tabla 8. Granulometría (p80) de cada etapa de Flotación Convencional.

Etapa	Flujo	p80 (μm)
Rougher	Alimentación	170
	Concentrado	113
	Colas	210
Repaso	Alimentación	113
	Concentrado	113
	Colas	150
Remolienda	Alimentación	145
	Underflow BHC	150
	Overflow BHC	110
	Producto	110
Columnas	Alimentación	110
	Concentrado	86
	Colas	110
Scavenger	Alimentación	110
	Concentrado	115
	Colas	130

4.1.4 Dosificación de reactivos

Los tipos de reactivos utilizados en el proceso de molienda y flotación convencional se muestran en la Tabla 9. El nombre y naturaleza química de cada reactivo se obtiene de estándares realizados por la Gerencia de Plantas y la información del lugar de adición se obtiene en charlas con trabajadores de la planta.

Tabla 9. Tipos de reactivos utilizados en etapa de Molienda y Flotación Convencional.

Reactivo	Nombre	Naturaleza química	Lugar de adición
Colector Principal	Hostaflot 10336	Ditiofosfato y tionocarbamato	Alimentación molinos
Colector Auxiliar	Hostaflot 7257	Ditiofosfato sódico	Alimentación bancos Rougher
Mezcla Espumante	Flotanol 60% + MIBC 40%	Alcoholes orgánicos	Alimentación molinos PMC y en la alimentación distribuidor bcos 123-124
Colector Diésel	Diesel grado A-1, A-2 y B	Hidrocarburos alifáticos	Alimentación molinos PMC y en descarga MUN cerca PMC
Espumante	MIBC	Alcohol orgánico terciario	Bancos Rougher entre 1er y 2do arreglo
Modificador de pH	Lechada de cal	CaO	Alimentación molinos convencionales y remolienda

4.1.5 Tiempos de residencia

En la Tabla 10 se muestran los tiempos de residencia para cada banco de flotación. Estos valores se obtienen del proyecto de Worley realizado en la planta el año 2020.

Tabla 10. Tiempos de residencia aproximados para cada etapa de Flotación Convencional

	Tiempo residencia nominal (min)	Tiempo residencia máximo (min)
BCO 123-124 (Rougher)	25	21
BCO 121-122 (Rougher)	20	18
BCO 101-102-103 (Rougher)	30	24
BCO 105-125 (Repaso)	19	15
BCO 106-107 (Scavenger)	27	22

4.2 Análisis de la situación actual

Según los análisis químicos y granulométricos mensuales hechos por la Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo (GRMD), se observa que las colas del proceso Scavenger, además de poseer una alta ley, tienen una granulometría gruesa, dentro de la cual, hay cobre potencial recuperable que faltaría liberar. De esta manera, se realizan muestreos a la cola Scavenger entre los meses de septiembre y noviembre de 2023 en periodos donde la planta funciona de manera regular. Con estas muestras, se realiza un estudio de ley por malla en el laboratorio, incluyendo análisis químico y granulométrico. Así, se llega a un promedio representativo mostrado en la Tabla 11.

Tabla 11. Análisis granulométrico y químico por malla de colas Scavenger.

Masa muestra (g)	Micrones(μm)	% del total	Cu Total (%)
31,7	≥ 212	5,0	1,3
86,5	$\geq 106 < 212$	13,6	0,3
43,0	$\geq 75 < 106$	6,8	0,2
47,3	$\geq 53 < 75$	7,4	0,1
23,2	$\geq 45 < 53$	3,6	0,1
10,3	$\geq 38 < 45$	1,6	0,2
394,0	< 38	61,9	0,3

Ahora bien, para obtener la cantidad de cobre que se puede recuperar del proceso Scavenger y se descarta por las colas, se consideran los intervalos $\geq 106 < 212$ y ≥ 212 como un tamaño estimado que puede volver a remolienda y pudiera ser aprovechado, llegando a la cantidad total de Cu recuperable que se descarta en las colas Scavenger actualmente, mostrado en la Tabla 12.

Tabla 12. Cu potencial recuperable descartado por las colas Scavenger.

Ítem	Valor	Unidad
Flujo Colas Scavenger	84,00	t/h
Ley Colas Scavenger	0,40	(% Cu)
Masa de Cu	0,34	Toneladas
Cu potencial recuperable	2,27	t/día

Cabe recalcar que esta ley de colas Scavenger y la cantidad de cobre que se va es alto, ya que como se puede ver en el balance y diagrama de flujo de la planta, todas las colas que se descartan del proceso varían entre 0,1 a 0,2 % Cu, y estas colas Scavenger están alrededor de 0,4 %Cu.

En base a esto, se consideran que la cantidad de Cu que se pierde por las colas es tan alta debido a dos posibles razones, siendo estas las siguientes:

- Deficiencia proceso Scavenger.
- Deficiencia proceso de Remolienda.

De esta manera, se procede con el análisis a cada etapa y sus posibles soluciones a corto y largo plazo.

4.3 Proceso Scavenger

En el laboratorio, se utilizan las celdas de flotación Rougher para realizar las cinéticas de la alimentación de los bancos 106 y 107. De esta flotación se obtienen siete concentrados para los tiempos de flotación 1,5, 3, 6, 9, 12, 16 y 20 minutos. Todos los flujos involucrados son preparados, masados y enviados a análisis químico.

De esta manera, considerando los resultados obtenidos en las pruebas de laboratorio, se calcula la recuperación acumulada para cada tiempo de obtención de concentrado, y luego se obtiene la recuperación mediante los modelos mencionados, llegando a los resultados mostrados en la Figura 12, donde se observa que los modelos se ajustan de forma adecuada a la recuperación experimental.

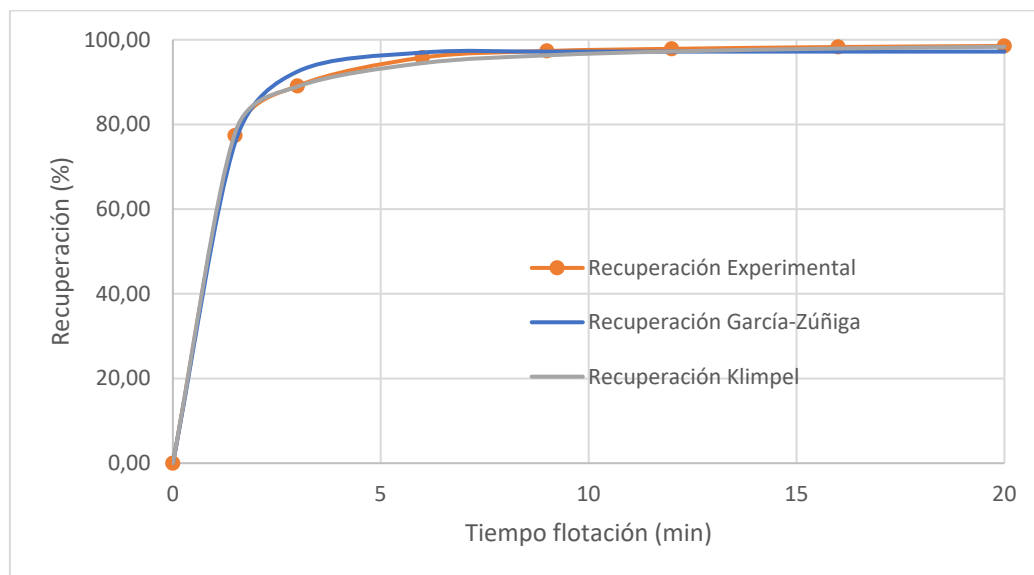


Figura 12. Recuperación de Cu en función del tiempo de flotación para modelos cinéticos aplicados.

Ahora, para calcular el tiempo óptimo de flotación, se utilizan las segundas derivadas en función del tiempo de la fórmula de ambos modelos igualándolas a 0 para despejar la variable t. Además, el laboratorio de la división El Teniente, considera un factor de 2,5 al tiempo de flotación de laboratorio

para llevarlos a tiempo de procesamiento en planta. De esta manera, los resultados para los modelos se muestran en la Tabla 13.

Tabla 13. Resultados modelos García-Zúñiga y Klimpel.

	García-Zúñiga	Klimpel
R∞	97,20	100
K	1,01	3,014
Error²	3,90	18,82
tiempo óptimo	11,40	44,05
tiempo planta	28,51	110,13

Para decidir qué tiempos utilizar en el futuro dimensionamiento de equipos, se decide descartar los valores entregados por Klimpel debido a la diferencia del error cuadrático que tiene con García-Zúñiga, además de su coeficiente de distribución. Por otra parte, el modelo de García-Zúñiga presenta valores en tiempo más reales a los que se suele tener en la etapa Scavenger de la planta. Así, el tiempo óptimo de flotación que hay que considerar para el escalamiento de los equipos de flotación sería de 28,51 minutos.

4.3.1 Escenarios de capacidad flotación Scavenger

En primer lugar, se necesita saber si el proceso Scavenger cuenta con los equipos suficientes para operar y qué se podría hacer teniendo esta consideración. Para ello se analizan los escenarios posibles los cuales se mencionan a continuación.

Condición actual de capacidad

En la Tabla 14 se muestran las condiciones actuales a las que trabaja el circuito Scavenger. Los datos que se calculan son los de volumen instalado y tiempo de residencia actual. El resto de datos se obtienen del proyecto de mejora a la planta realizado por Worley el año 2020.

Tabla 14. Condiciones actuales etapa Scavenger Convencional.

Parámetro	Unidad	Valor
Tonelaje alimentación máximo	t/h	232,0
Caudal de pulpa alimentación	m ³ /h	1576,0
Volumen nominal celda	m ³	43,0
N° de celdas instaladas	unidad	16,0
Volumen instalado de celda	m ³	688,0
Tiempo de residencia actual	min	22,3
Factor de volumen útil de celda	°/1	0,85

Condición mínima de capacidad

Como se calculó anteriormente, el tiempo de residencia óptimo para la etapa Scavenger es de 28,51 minutos, lo que significa que es necesaria una capacidad mínima para poder procesar ese tiempo de flotación, el cual se calcula mediante la Ecuación (15).

$$V_{instalado} = \frac{t_{residencia} * Q_{Pulpa}}{F_{volumen\ útil} * 60} \quad (15)$$

Donde:

$t_{residencia}$: Tiempo de residencia de flotación [min].

$F_{volumen\ útil}$: Factor de volumen útil de la celda [°/1].

Q_{Pulpa} : Caudal de pulpa de alimentación [m³/h].

De esta manera se calcula el volumen mínimo de celda que se requiere para operar correctamente el proceso Scavenger, evidenciado en la Tabla 15.

Tabla 15. Condiciones actuales bancos Scavenger.

Condiciones requeridas para bancos Scavenger	
Vol. Total requerido (m ³)	880,95
Tiempo de residencia (min)	28,51

Como se muestra en la Tabla 15, se observa que el volumen mínimo de celda que se requiere es de 880,95 m³, versus al volumen actual que es de 688,0 m³, lo que evidencia una falta de capacidad importante en la planta, donde se ven obligados a reducir el tiempo de residencia, lo que impide una correcta flotación del mineral.

Condición propuesta

En base a lo anterior, se plantea una posibilidad para solventar esta falta de capacidad. La cantidad de volumen que falta a la actual utilizada es de aproximadamente 193 m³, por lo que la inclusión de un banco más de dimensiones similares a los actuales (344 m³), sería suficiente para cubrir la falta de capacidad.

Con el fin de evitar la compra de equipos por temas de altos costos de inversión, se propone la opción de implementar al proceso un banco perteneciente a la planta, como puede ser el banco 104 o 108, los cuales tienen similares características, ambos tienen 9 celdas de 29 m³ cada una. El banco 104 actualmente funciona como stand by para apoyar la etapa de Repaso (bancos 105 y 125) en casos de alto tratamiento o de mantenimiento. Por otra parte, también existe el banco 108, que

está detenido y sin uso, ya que hay componentes mecánicos que requieren inversión para ponerlo en funcionamiento. La idea de esta propuesta es hacer que el banco 108 vuelva a funcionar y se incluya en la etapa Scavenger, ya que la cantidad de cobre que se está perdiendo por las colas Scavenger es considerable, llegando a 674 toneladas de cobre al año.

Así, al incluir el banco 108 a la etapa Scavenger se obtiene la propuesta mostrada en la Tabla 16.

Tabla 16. Condiciones propuestas para bancos Scavenger planta Convencional.

Condiciones propuestas bancos Scavenger (106-107-108)	
Vol. Total propuesto (m ³)	949
Tiempo de residencia (min)	30,71

Las tres condiciones analizadas se pueden observar en la Figura 13, donde se muestra que desde el flujo nominal (1311 m³/h) en adelante la capacidad actual no es suficiente para procesar la pulpa y no cumple con las condiciones mínimas para que este proceso se haga de manera efectiva. De igual manera, se observa la condición propuesta, donde se ve que este cumple adecuadamente las condiciones mínimas de procesamiento, teniendo incluso holgura, lo que es beneficioso para el control operacional y un posible aumento de tratamiento de la planta en el futuro.

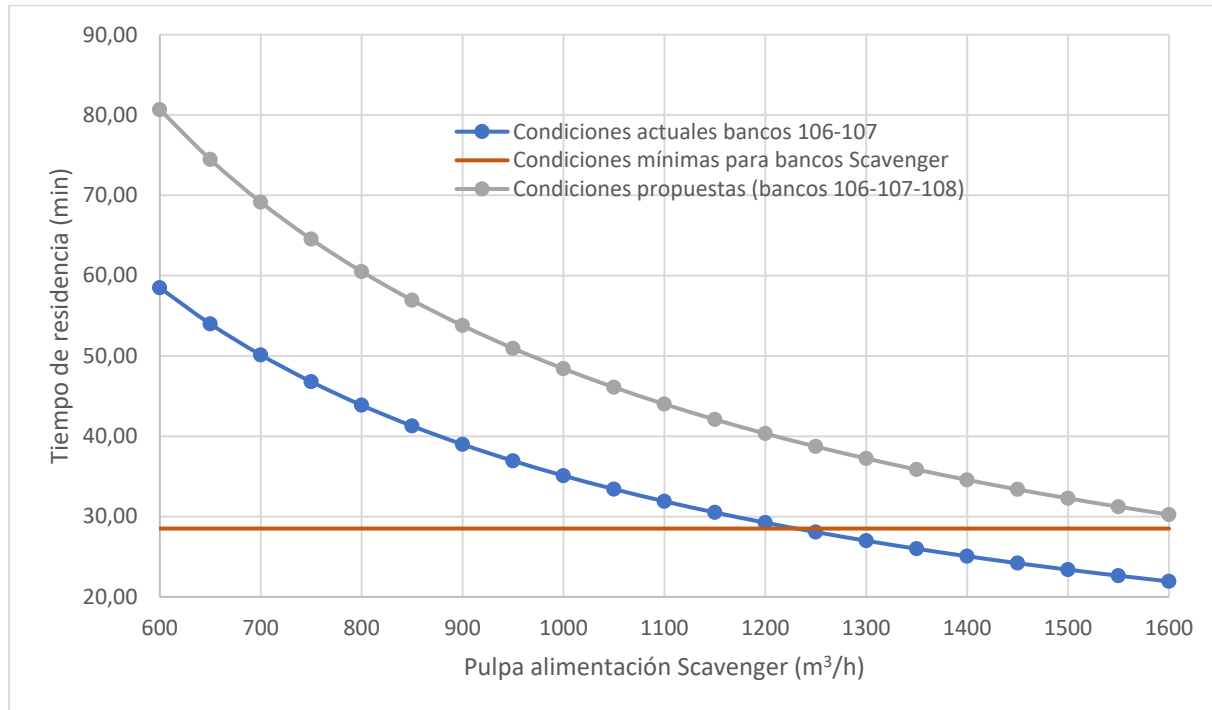


Figura 13. Tiempo de residencia según tonelaje de alimentación para distintas configuraciones de equipos de flotación Scavenger.

4.4 Proceso de Remolienda

Con el fin de conocer la posible falta de remolienda o tiempo de flotación, se realizan pruebas cinéticas al flujo de la cola Scavenger. Se realiza una campaña de muestreo durante septiembre de 2023 en momentos en que la planta funcione de manera normal y se realizan muestreos representativos de la planta. En el laboratorio, se realizan dos pruebas cinéticas de flotación, una tal cual como se muestreó, y la otra pasada por molienda de laboratorio previamente. Los resultados se muestran en la Figura 14, donde se aprecia una mayor recuperación de Cu cuando el mineral está remolido en comparación a solo flotar este flujo de cola Scavenger. Para ajustar los datos de recuperación se utilizó el modelo cinético de Klimpel, el cual se ajusta bien a los datos obtenidos.

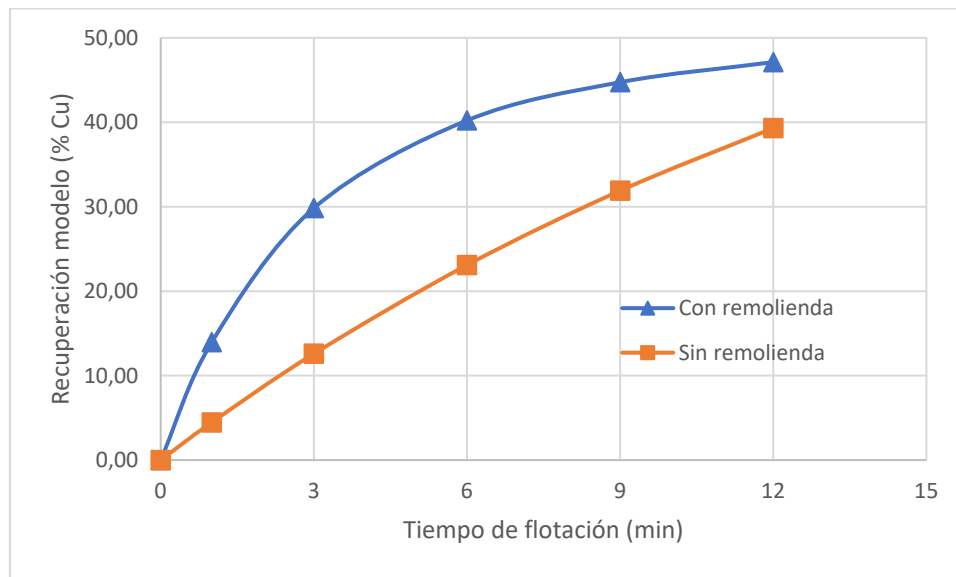


Figura 14. Recuperación modelo de Klimpel en función al tiempo de flotación para dos casos de cola Scavenger (septiembre 2023).

De este gráfico se puede inferir que el hecho de remoler la muestra se obtiene una mayor recuperación de Cu en cada uno de los tiempos de flotación, expone la falta de remolienda dentro del proceso. Por otra parte, el hecho de que ambas experiencias tengan una considerable recuperación expone la falta de tiempo de flotación dentro del proceso, en este caso en la etapa Scavenger.

4.4.1 Propuesta de aumento de capacidad remolienda

En el año 2009 se realizaron muestreos a los molinos de remolienda en base a su granulometría (% -325#), esto para la remolienda de la planta convencional y de la remolienda de la planta SAG, mostrados en la Figura 15 y Figura 16.

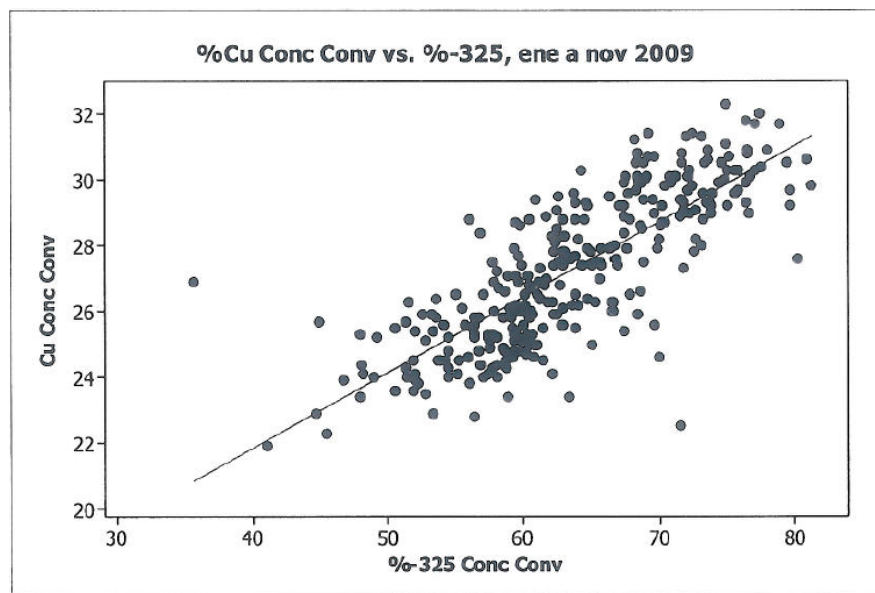


Figura 15. Concentrado colectivo en función de la granulometría de molinos de remolienda en Planta Convencional (Worley, 2020).

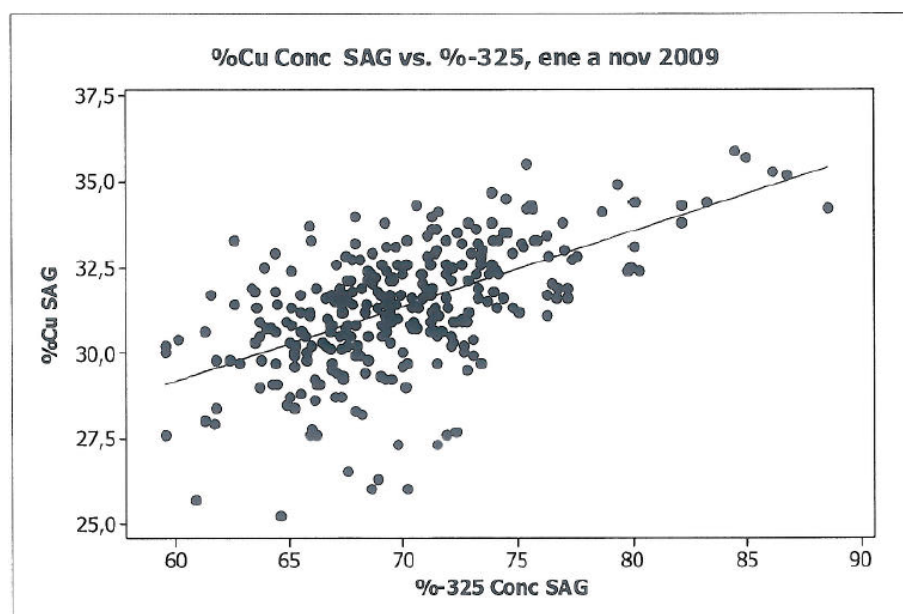


Figura 16. Concentrado colectivo en función de la granulometría de molinos de remolienda en planta SAG (Worley, 2020).

Si bien el año de estos muestreos no es tan reciente, se puede realizar una conclusión a partir de ellos, ya que los equipos de remolienda siguen siendo los mismos en la planta convencional y el mineral para ambas plantas es muy similar. De esta manera, se puede observar que la planta SAG obtiene mejores resultados alrededor de los 60% -325# en comparación a la planta convencional, y esto se debe a que la planta SAG opera con una alta capacidad en remolienda, llegando hasta ser holgada, evidenciando el déficit de la planta convencional en temas de capacidad.

Adicionalmente, en la Figura 17, se muestra el consumo de energía en función del tamaño de producto de remolienda para la planta convencional y planta SAG durante el período 2013-2014, donde se evidencia que para llegar al producto actual de la planta (60% -325#) en la planta SAG hay 2,4 kWh/t de consumo, mientras que en la planta convencional hay un C.E.E. de 3,5 kWh/t para llegar al mismo producto. Esto es debido al equipamiento existente en la planta SAG, donde se utiliza tecnología de molinos verticales y con capacidad holgada para el procesamiento.

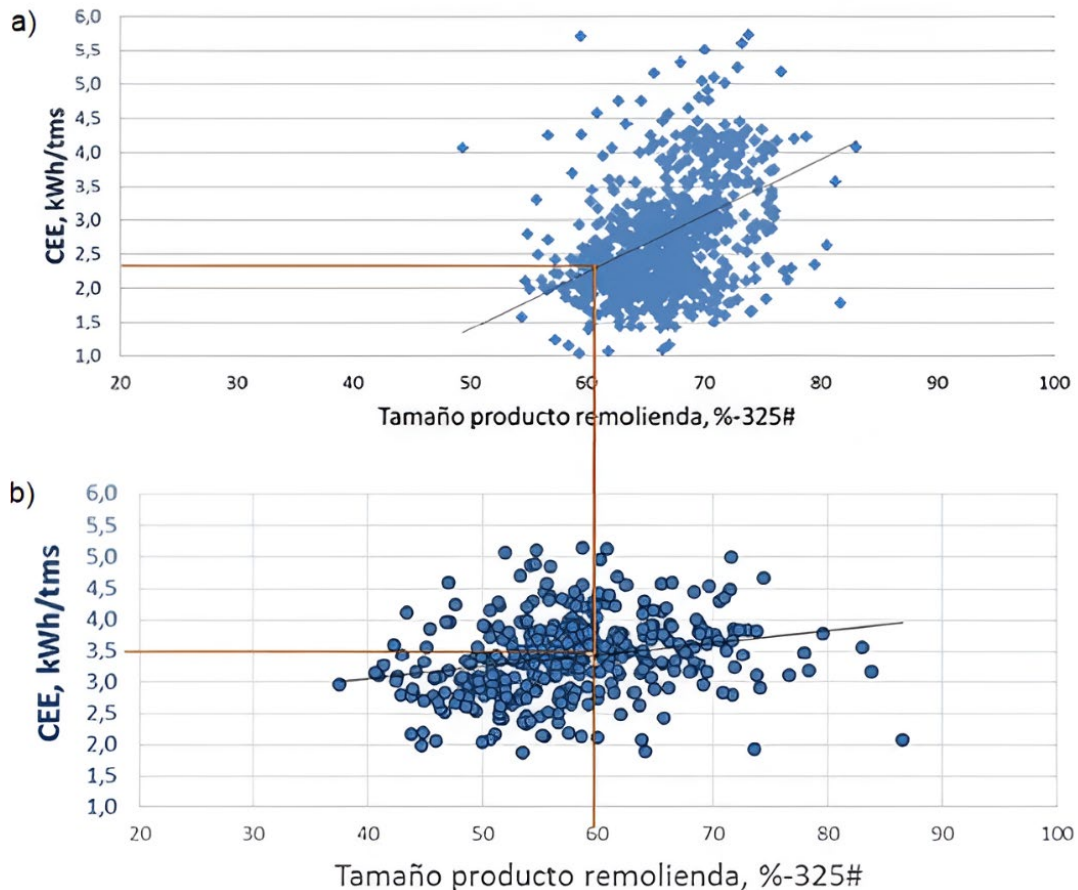


Figura 17. a) Relación CEE y %-325# Planta SAG (2013-2014); b) Relación CEE y %-325# (2013-2014). La línea trazada en ambos gráficos expone la diferencia del consumo de energía en ambas plantas para un mismo tamaño de producto (Worley, 2020).

Para conocer la potencia faltante al proceso de remolienda con el flujo másico actual, se utiliza la Ecuación (16) para dimensionar los molinos de remolienda:

$$P_{Requerida} = CEE_{Remolienda} \cdot T_{Alimentación} \quad (16)$$

Donde:

$P_{Requerida}$: Potencia requerida para el proceso de remolienda [kW].

$CEE_{Remolienda}$: Consumo específico de energía del proceso de remolienda [kWh/t]

$T_{Alimentación}$: Tonelaje de alimentación al proceso de remolienda [t/h]

Por otra parte, se determina la potencia aprovechable de los molinos de remolienda utilizando la Ecuación (12)

$$P_{Aprovechable} = P_{Instalada} \cdot F_{Potencia\ aprovechable} \quad (12)$$

Donde:

$P_{Aprovechable}$: Potencia aprovechable del equipo de remolienda [kW]

$P_{Instalada}$: Potencia instalada del equipo de remolienda [kW]

$F_{Potencia\ aprovechable}$: Factor de potencia aprovechable [°/1]

De esta manera, se compara la potencia requerida con la potencia disponible, y si la potencia requerida es menor a la instalada se verifica el dimensionamiento. En caso contrario, se requiere capacidad adicional o se engrosa el producto de remolienda.

En el proyecto Ingeniería Básica Mejoramiento Metalúrgico de la Planta Convencional Colón en el año 2020, se considera los siguientes datos como estimación para alcanzar el grado de molienda óptima (70% -325#):

- C.E.E.: 5,0 kWh/t
- Grado de molienda requerido: 70% -325#
- Ley de Cu concentrado final: 30%

Con las consideraciones mencionadas, se realiza el dimensionamiento de los equipos de remolienda, tal como se muestra en la Tabla 17, donde se evidencia la falta de potencia que tiene el proceso de remolienda, lo que se traduce en falta de equipos para tratar el flujo actual, y principal razón por la cual el 50% de concentrado de repaso y va directo a flotación columnar, saltándose la etapa de remolienda.

Tabla 17. Dimensionamiento equipos de remolienda Convencional.

Parámetro	Unidad	Valor
Tonelaje alimentación máx	t/h	318
Cantidad de molinos de bolas		2,0
Potencia instalada por molino	kW	522
Factor potencia aprovechable		0,85
C.E.E. remolienda	kWh/t	5,0
Potencia aprovechable	kW	887,4
Potencia requerida	kW	1590,0

En función de eso, se considera la opción de instalar nuevos equipos de remolienda que puedan suplir la falta de potencia, con el fin de no tener que disminuir el flujo de remolienda y engrosar el producto para poder operar. De esta manera, se calcula la potencia faltante para el proceso de remolienda, el cual es 703 kW o 943 hp.

4.4.2 Alternativas de molinos a instalar

Con el objetivo de subsanar la insuficiencia de capacidad identificada en la etapa de remolienda de la Planta de Molienda y Flotación Convencional de Codelco División El Teniente, se evaluaron tres alternativas tecnológicas para la incorporación de un nuevo equipo de remolienda. Conforme a las tecnologías disponibles y probadas en este tipo de aplicación, se han seleccionado tres opciones, equivalente a las tres alternativas de equipos de remolienda de concentrado, las cuales son:

- Alternativa 1: Molino de Bolas
- Alternativa 2: Molino Vertimill
- Alternativa 3: Molino Isamill

4.4.2.1 Alternativa N°1, Molino de Bolas

Esta alternativa considera el uso de un molino de Bolas según se muestra en la Figura 18. Se trata de una tecnología conocida de molienda, de tipo horizontal, que produce el fraccionado por golpeteo de las bolas contra el mineral al describir una órbita semicircular por arrastre. La diferencia está dada por el menor tamaño del medio de Molienda (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).



Figura 18. Molino de bolas Outotec (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

4.4.2.2 Alternativa N°2, Molino Vertimill

Este equipo se encuentra agitado por un tornillo de doble helicoide conectado al sistema moto-reductor por su parte superior, y la parte inferior se encuentra sumergida en el medio de molienda. Su aplicación se da principalmente en los circuitos de remolienda. Estos molinos son alimentados en forma gravitacional, con el under Flow proveniente de los ciclones de remolienda. (Metso Minerals, 2013)

Los ahorros en el consumo de energía, el medio de molienda y los revestimientos son considerablemente notorios en comparación a los molinos de bolas convencionales, lo cual se ha demostrado en muchas aplicaciones ya instaladas a nivel mundial. Además, ofrecen alta eficiencia de molienda, menor costo de instalación y mínimo mantenimiento. En la Figura 19 se muestra el esquema de un molino Vertimill.

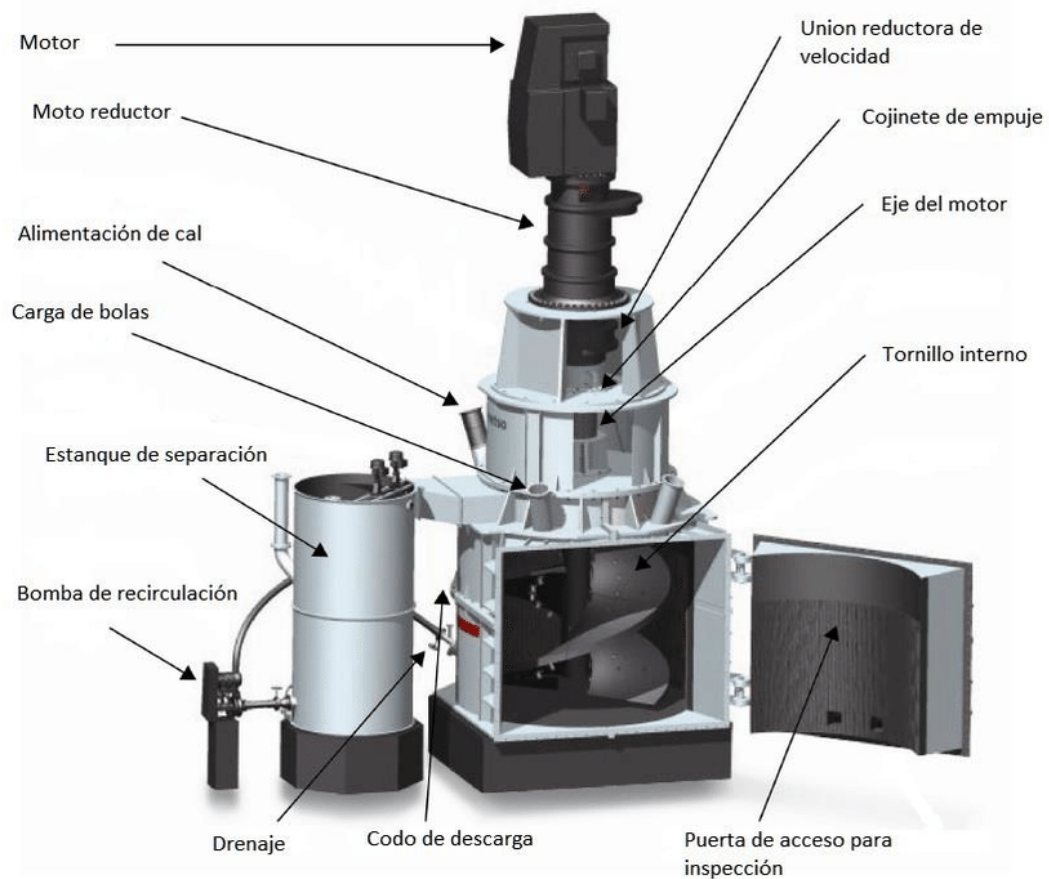


Figura 19. Esquema de los componentes de un molino Vertimill (Metso Minerals, 2013).

4.4.2.3 Alternativa N°3, Molino Isamill

Esta alternativa considera el uso de un molino Isamill según se muestra en la Figura 20. Son molinos de diseño horizontal que poseen alta eficiencia energética, una agitación de alta intensidad ($>300 \text{ kW/m}^3$) que provoca un menor tiempo de residencia, produce una distribución de tamaño de producto muy estrecha en circuito abierto y facilita la instalación (Glencore Technology, 2015).

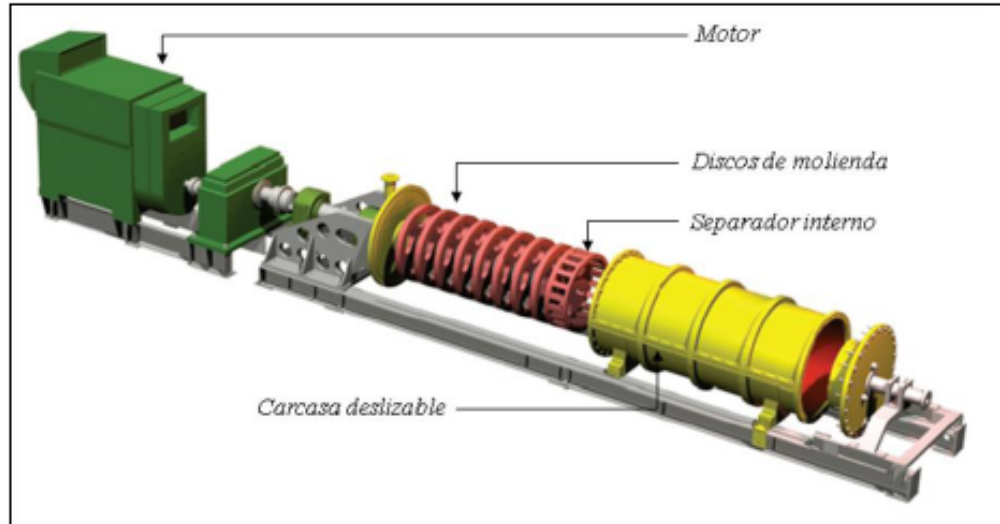


Figura 20. Esquema Molino IsaMill (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

4.4.3 Elección de molino a sugerir

Con el fin de visibilizar mejor las características de cada alternativa, se opta por elegir un equipo en particular para cada caso. La información de los molinos se recopila de fichas técnicas de Metso Outotec y Glencore Technology, quedando de la siguiente manera:

1. Molino de Bolas Convencional 12,5' x 20' Metso (Metso Outotec, 2021):

Parámetros técnicos propuestos:

- Potencia: 800 – 1000 kW.
- Capacidad nominal: 60-90 t/h.
- Granulometría esperada: 60-65% -325#.
- C.E.E.: 3,0-3,5 kWh/t.
- Medios de molienda: Bolas de acero 1,5-3,0".
- Observaciones: Tecnología conocida pero menos eficiente energéticamente.

Ventajas:

- Tecnología ampliamente conocida: facilidad de operación y mantenimiento.
- Alta disponibilidad operacional.
- Compatible con sistema de ciclones y layout actual.
- Repuestos técnicos fácilmente disponibles en la industria nacional.

Desventajas:

- Menor eficiencia energética comparado con molinos verticales

- Mayor generación de sobremolienda, lo que afecta negativamente la flotación posterior.
- Mayor consumo de bolas de acero y revestimientos
- Mayor espacio requerido para su instalación y operación.

2. Vertimill VTM-1500-WB (Metso Minerals, 2013):

Parámetros técnicos propuestos:

- Potencia: 1120 kW (1500 hp)
- Capacidad nominal: 50-75 t/h
- Granulometría esperada: 70-75%
- C.E.E.: 2,2 – 2,6 kWh/t
- Medios de molienda: Bolas de 12 – 25 mm
- Observaciones: Alta eficiencia para remolienda fina y moderada. Requiere poco espacio y permite operación en circuito cerrado.

Ventajas:

- Alta eficiencia energética, ideal para remoliendas finas.
- Diseño compacto: menor footprint y costos de instalación más bajos.
- Baja tasa de desgaste: mayor vida útil de revestimientos y medios.
- Reducción de sobremolienda: favorece el rendimiento en flotación columnar.
- Operación sencilla y mantenimiento accesible.
- Menor desgaste de medios y menor carga circulante.

Desventajas:

- Capacidad limitada en minerales de alta dureza si no hay preclasificación.
- Puede requerir ajuste hidráulico si opera en circuito cerrado con ciclones existentes.
- No permite reducción de tamaños extremos (<30 µm).

3. IsaMill M5000 (Glencore Technology, 2015):

Parámetros técnicos propuestos:

- Potencia: 1120 kW (1.500 hp)
- Capacidad nominal: 40-65 t/h
- Granulometría esperada: 85-90 % -325#

- C.E.E.: 2,0-2,3 kWh/t
- Medios de molienda: 1-3 mm (cerámicos o de acero)
- Observaciones: Especializado en molienda ultrafina con alta eficiencia, ideal para especies mineralógicas complejas.

Ventajas:

- Altísima eficiencia en molienda ultrafina, especialmente para especies mineralógicas complejas.
- Distribución granulométrica estrecha, sin colas gruesas ni finos excesivos.
- Mínima generación de sobremolienda.
- Menos volumen de celda por kW instalado.

Desventajas:

- Requiere control preciso de variables como densidad, flujo y temperatura.
- Mayor complejidad operativa y de mantenimiento.
- Diseño cerrado: Necesita bombeo de alimentación controlado.

Para resumir y comparar de mejor manera lo molinos, se muestra la Tabla 18. La información de los equipos se recopila de los catálogos

Tabla 18. Comparación técnica de alternativas para remolienda convencional.

Parámetro	Vertimill VTM-1500-WB (Metso Outotec)	IsaMill M5000 (Glencore Technology)	Molino de Bolas (Metso Outotec)
Potencia (kW)	1120	1120	800-1000
Capacidad estimada (t/h)	48 - 75	65 - 85	60 - 90
% -325#	70 - 75	85 - 90	60 - 65
C.E.E. (kWh/t)	2,2 - 2,6	2,0 - 2,3	3,0 - 3,5
Medios de molienda	12 - 25 mm (acero)	1-3 mm (cerámicos o acero)	1,5 - 3,0" (acero)
Sobremolienda	Baja	Muy baja	Alta
Requerimiento de espacio	Bajo	Medio	Alto
Costo de operación	Bajo	Alto	Medio
Complejidad operativa	Media	Alta	Baja

Considerando el requerimiento de añadir al menos 703 kW de potencia instalada, los tres equipos propuestos lo cumplen. No obstante, el molino Vertimill destaca por su eficiencia energética, adecuada capacidad y granulometría compatible con flotación columnar (70% -325#). Se logra una molienda fina compatible con flotación columnar sin generar sobremolienda. Adicionalmente, su bajo requerimiento de espacio, bajo consumo energético y menores costos operacionales lo convierten en la opción más equilibrada para la Planta Convencional.

Actualmente en El Teniente se utiliza la tecnología de molinos verticales, utilizadas en la planta SAG y en la planta de Tratamiento de Relaves, lo cual ha traído beneficiosos resultados a sus correspondientes procesos de remolienda, lo que da un buen pronóstico para poder incluirlo en la planta de Flotación Convencional.

Por otra parte, el molino IsaMill, si bien logra una molienda aún más fina, representa una inversión operativa mayor y requiere una operación especializada. Por su parte, el molino de bolas convencional, si bien es confiable, no aporta mejoras energéticas ni operacionales significativas frente a las limitaciones actuales.

4.4.3 Optimización circuito remolienda

Se evalúan opciones de cambios menores en el circuito de remolienda de la Planta de Flotación convencional, el cual tiene como objetivo entregar flexibilidad operacional y mejorar el rendimiento metalúrgico de esta etapa del circuito general de la planta, considerando solo cambios de circuito que no involucren grandes costos, como pudiera ser un cambio de equipos.

En la Figura 21 se muestra el circuito actual de la planta, con el fin de observar los flujos que involucra la etapa de remolienda.

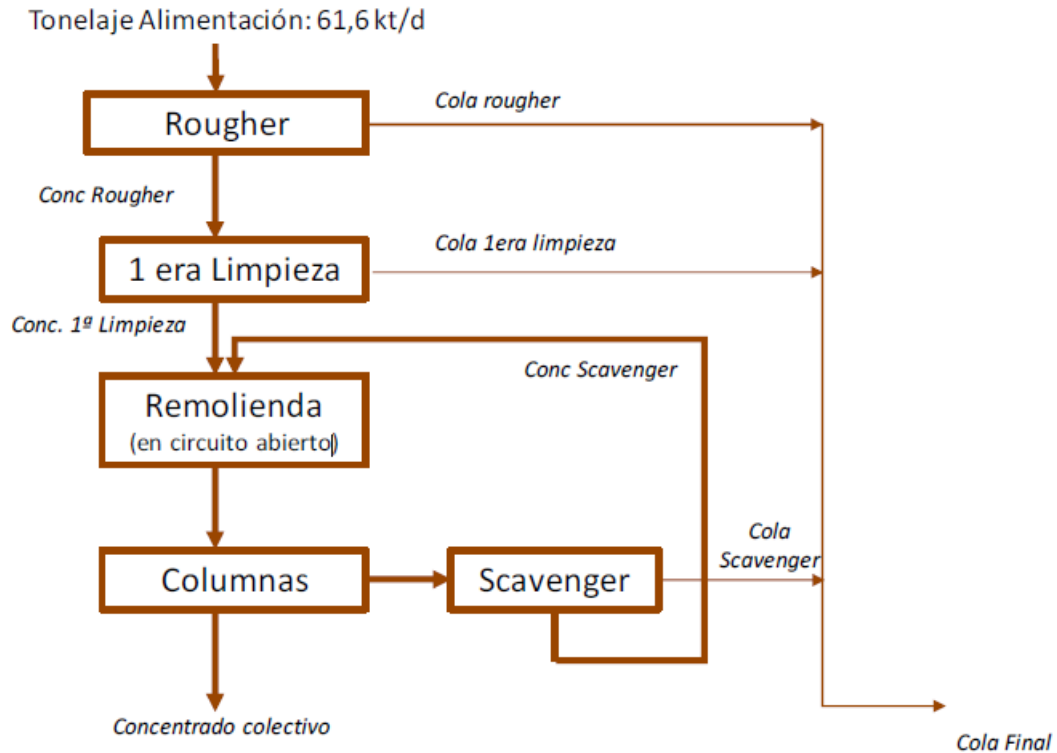


Figura 21. Esquema situación actual del circuito de Flotación Convencional Codelco El Teniente.

La problemática principal de la remolienda actual es el flujo de carga directa que debería pasar por remolienda, pero debido a temas de capacidad, esta va directo a flotación columnar. De esta manera, se plantean 2 alternativas al circuito actual que permita disminuir este flujo y mejorar el desempeño de esta etapa. Estas alternativas son:

- **Alternativa 1:** Cerrar el circuito de remolienda y no retornar el concentrado scavenger a remolienda.
- **Alternativa 2:** Cerrar el circuito de remolienda y separar concentrado pre-rougher.

De esta manera, en ambas alternativas se opta por cerrar el circuito, con el fin de garantizar el tamaño de producto de remolienda el cual irá posteriormente a la flotación columnar.

Alternativa 1. Cerrar circuito de remolienda y no retornar concentrado scavenger a remolienda

Esta alternativa considera no recircular concentrado scavenger a remolienda, haciendo que este retorne directamente a las columnas. Además, se considera cerrar el circuito de remolienda para el concentrado de repaso, con el fin de asegurar el tamaño del producto obteniendo un menor p80 para este flujo. En la Figura 22 se representa esta alternativa al circuito de la planta.

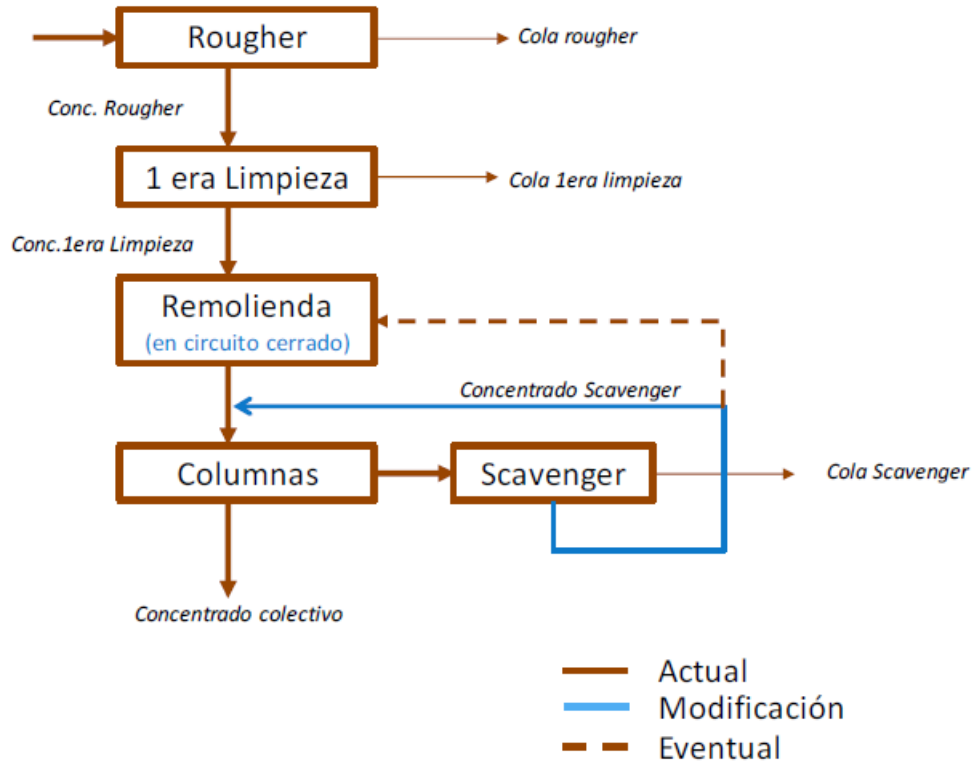


Figura 22. Esquema propuesta 1 para el circuito de Flotación (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

Es importante mencionar que esta opción compite directamente con el caso actual, en la cual el flujo no pasa por remolienda desde el cajón atómico, a partir de asegurar la remolienda del concentrado Repaso al orden de 70 – 75% -325# en circuito cerrado, y no retornar el concentrado Scavenger

Alternativa 2. Cerrar circuito de remolienda y separar concentrado pre-rougher

Esta alternativa considera modificar las primeras celdas de flotación rougher como etapa pre-rougher, y desviar este concentrado de alta ley de Cu a la alimentación de las columnas de flotación, con el fin de bajar la carga a remolienda y adelantar la obtención de concentrado final. Para asegurar la calidad del producto también se opta por cerrar el circuito de remolienda. En la Figura 23 se representa esta alternativa al circuito de la planta.

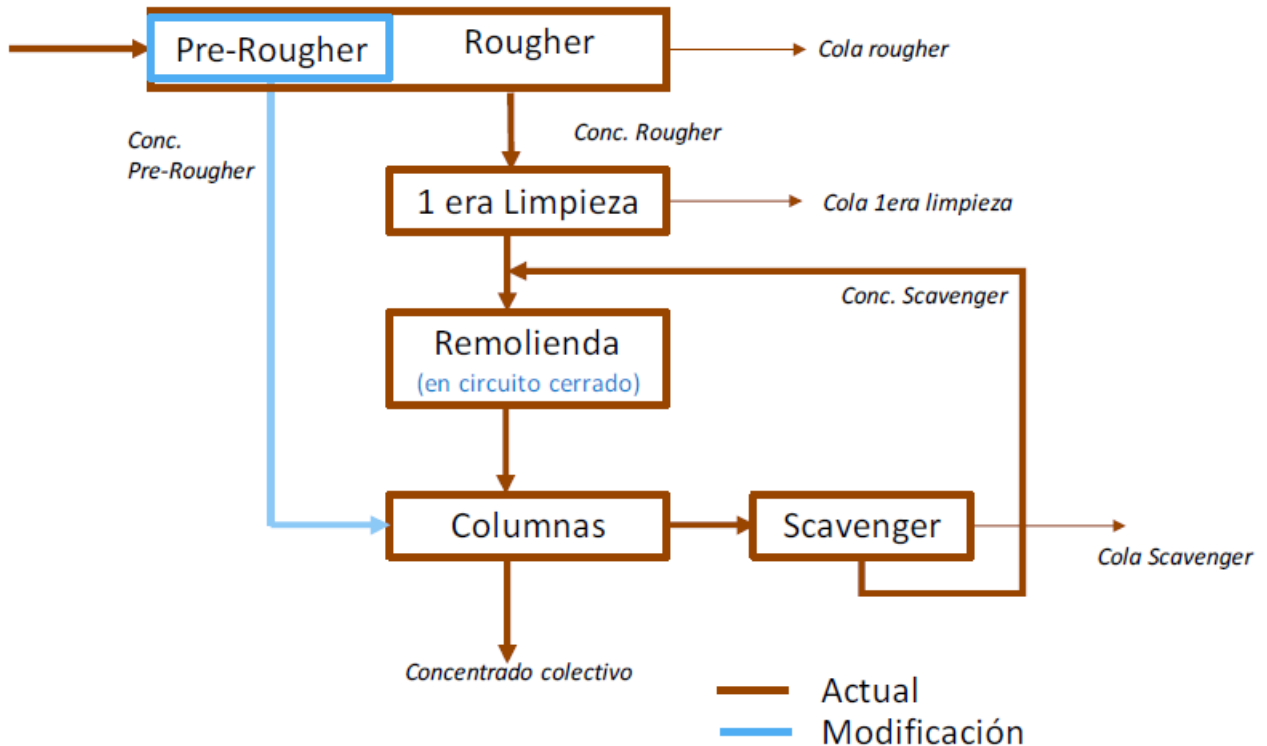


Figura 23. Esquema propuesta 2 circuito de Flotación Convencional (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

Es importante mencionar que esta opción, si bien se ha implementado en otras plantas concentradoras del país, es necesario realizar muestreos en planta y pruebas de laboratorio con el fin de esclarecer la siguiente información:

- Granulometría concentrado Pre-rougher
- Recuperación y capacidad de levante de concentrado pre-rougher en flotación columnar
- Conveniencia de flotación en conjunto o separada entre concentrado pre-rougher y concentrado remolido Repaso.

Estimación consumo específico de energía

Con la intención de proyectar el desempeño de la remolienda con estas alternativas, se estima el consumo específico de energía (CEE) requerido para una granulometría de producto deseado y la relación que tiene con la ley de Cu del concentrado final que se obtiene.

Considerando el dato referencial que se destaca en el proyecto Ingeniería Básica del Proyecto de Mejoramiento Metalúrgico de la Planta Convencional Colón, se consideró:

CEE Remolienda VTM: 3,5 kWh/t

CEE Remolienda M. Bolas: 5,0 kWh/t

Grado de Molienda alcanzado: 70% -325#

Ley de Cu concentrado final: 30%

Con estos valores se estima la Ecuación 15:

$$CEE_{rem\ molino\ vertical} = 0.7 \times CEE_{rem\ molino\ de\ bolas} \quad (15)$$

Estos datos operacionales fueron registrados durante el año 2012 donde se compara el CEE de los molinos de bolas en la Planta Convencional y el de los molinos verticales de la planta SAG, para un mismo grado de granulometría del producto, considerando que el mineral es muy similar.

Por otra parte, se consideran los datos operacionales entre 2013-2014 los cuales se muestran en la Figura 17 y corroboran la relación descrita anteriormente.

Bases de cálculo

Para realizar las simulaciones de ambas alternativas se parte de las bases de cálculo utilizando datos de planta y provenientes de informes realizados por JRI y Worley para la planta, los cuales se encuentran en Anexo A.1 y A.2. Estas estimaciones son preliminares de cada alternativa, por lo que deben ser validadas mediante pruebas de laboratorio, en el caso de que se concluya una conveniencia operacional y el desarrollo de esta continúe.

Resultados de alternativas propuestas

Teniendo en consideración las bases de cálculos expuestas anteriormente, se llega al balance de la simulación para cada etapa de las respectivas alternativas propuestas.

Balance

Considerando las bases de cálculo de ambas alternativas se realizan los respectivos balances de finos y los diagramas de flujo que incluyen los datos de balance.

Alternativa 1

En la Figura 24 se muestra el balance de finos obtenido con la simulación. De igual manera, en el Anexo A.3. se muestra este balance como tabla, incluyen los datos de tonelaje, ley Cu, finos Cu y recuperaciones de cada etapa.

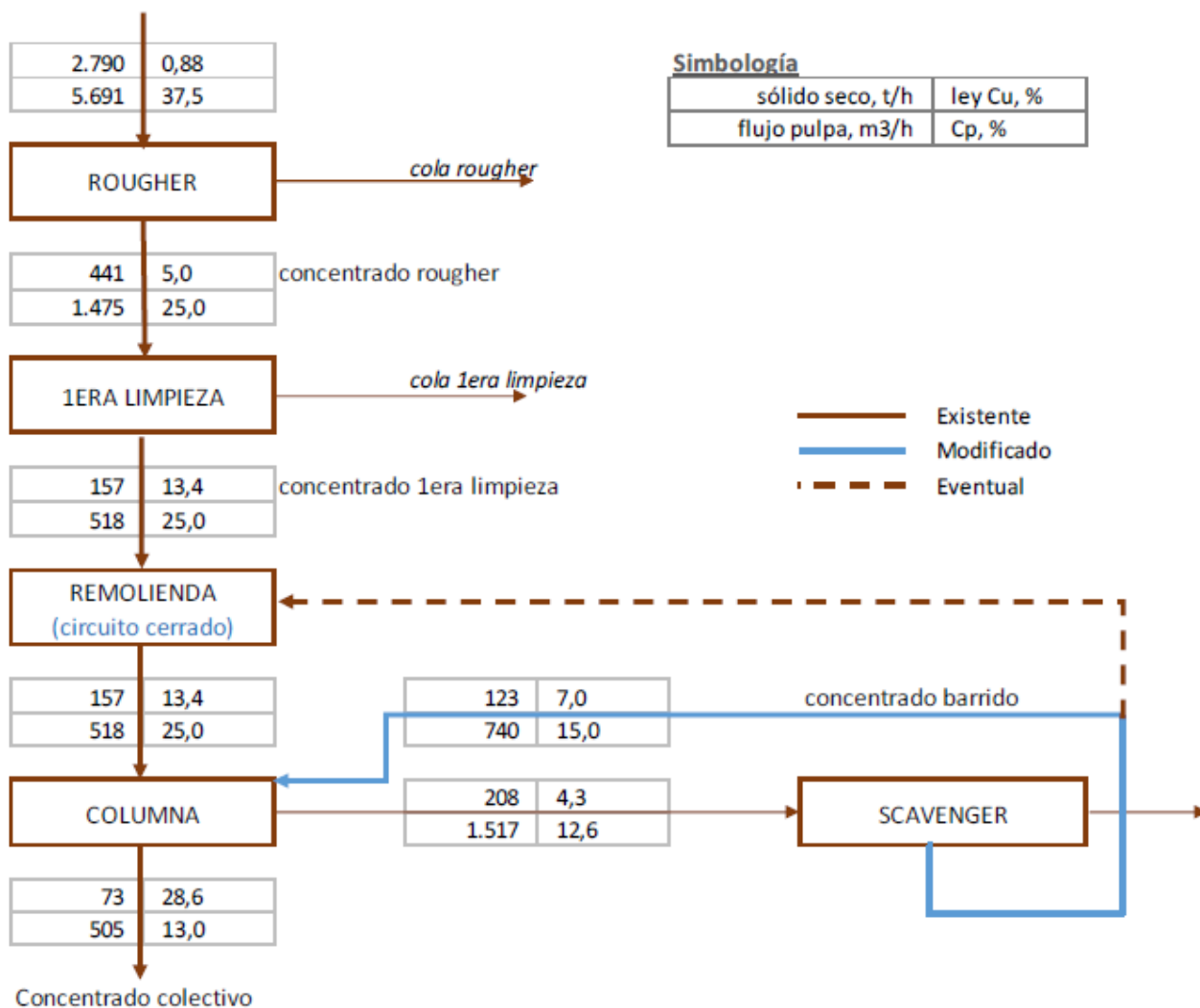


Figura 24. Diagrama de flujo propuesto para alternativa 1 con respectivo balance (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

Alternativa 2

En la Figura 25 se muestra el balance de finos obtenido con la simulación. De igual manera, en el Anexo A.4. se muestra este balance como tabla, incluyen los datos de tonelaje, ley Cu, finos Cu y recuperaciones de cada etapa.

Granulometría producto	% -325#	70 – 75
Ley Cu Conc. final	%	28 – 30

En la Figura 26 se muestra la simulación obtenida para el circuito de remolienda en circuito cerrado.

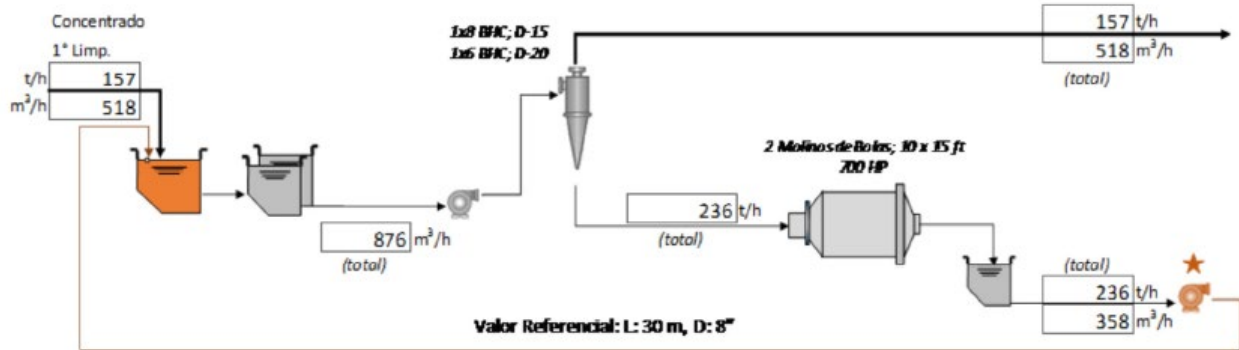


Figura 26. Esquema de la simulación del circuito remolienda convencional alternativa 1 (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

Considerando los resultados obtenidos, se puede visualizar que con esta alternativa es posible disminuir la carga fresca de la remolienda con respecto a la cual, ya que no se incluye la recirculación de concentrado Scavenger, pasando de 281 t/h (actual) a 157 t/h (Alt. 1) aproximadamente, lo que representa una disminución de flujo másico fresco de 44%.

Esta alternativa permite cerrar el circuito de remolienda, además de transferir un C.E.E. entre 5,0 y 5,6 kWh/t para el concentrado Repaso con una toma de potencia de 75 – 85% de la instalada, lo cual es menor a la situación actual. Esto garantiza un producto final de 70 – 75% -325# para este flujo, lo que beneficia directamente la recuperación de la flotación columnar y la ley del concentrado final.

Alternativa 2

Los resultados específicos de remolienda se expresan en la Tabla 20. Además, en el Anexo A.6. se muestran los resultados en detalle que se obtuvieron con la simulación de los hidrociclones, donde se destaca que la cantidad de ciclones D-15 y D-20 instalados está acorde a los requeridos, considerando que todos están operativos, siendo de 8 y 6 respectivamente.

Tabla 20. Resultados molinos remolienda convencional alternativa 2.

Descripción	Unidad	Valor
Potencia instalada	kW (hp)	1044 (1400)
Factor potencia aprovechable	%	85
Potencia disponible	kW	887
Conc. 1° Limpieza	t/h	61
Conc. Scavenger	t/h	133
Carga circulante	%	150
C.E.E.	kWh/t	3,5 – 4,6
Consumo requerido	kW	678 – 891
Toma de potencia	%	65 – 85
Granulometría producto	% -325#	65 – 70
Ley Cu Conc. final	%	28

En la Figura 27 se muestra la simulación obtenida para el circuito de remolienda en circuito cerrado.

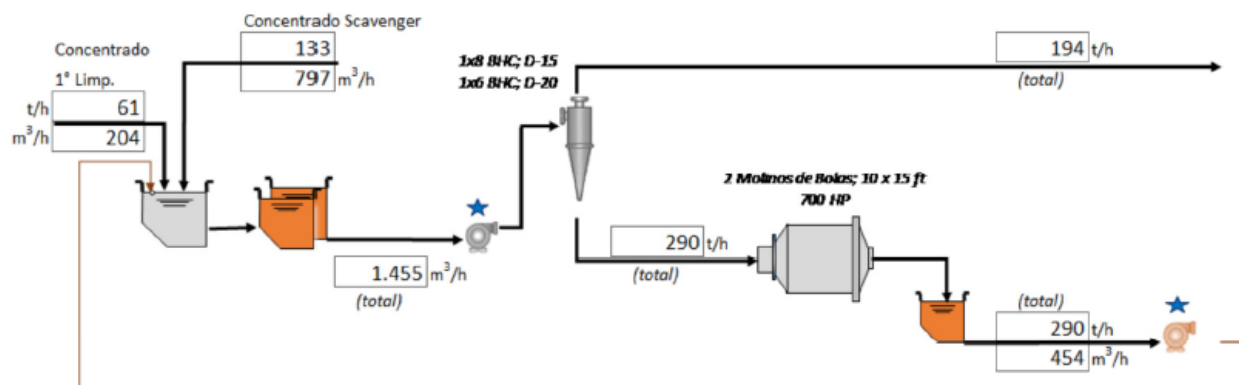


Figura 27. Esquema de la simulación de remolienda Convencional alternativa 2 (Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos, 2022).

Considerando estos resultados, se puede observar que, al cerrar el circuito de remolienda, y disminuyendo la carga en ambos molinos mediante el adelanto del concentrado pre-rougher, se transfiere un C.E.E. cercano a 4,6 kWh/t a la carga fresca, lo que garantiza la obtención de un producto con granulometría entre 65 – 70% -325#.

En primer lugar, es importante mencionar que los resultados obtenidos para esta alternativa presentan mayores incertidumbres que la Alternativa 1. Esto se debe principalmente a:

- Desconocimiento de la granulometría del concentrado pre-rougher, su efecto en la recuperación y la capacidad de levante en la flotación columnar.
- Conveniencia de la flotación conjunta o separada para el concentrado pre-rougher y el concentrado que pasa por remolienda.

Considerando todo esto, es conveniente realizar muestreos de planta y pruebas de laboratorio para validar estos supuestos. De poder hacerlo, se asegura que con esta alternativa se puede disminuir la carga fresca en la remolienda con respecto a la actual, pasando de 281 t/h (actual) a 194 t/h (Alt. 2), lo que se traduce en una disminución de flujo másico fresco de 31% aproximadamente, obteniendo un producto con granulometría 65 – 70% -325# para el concentrado de remolienda, lo que beneficia, junto con el concentrado pre-rougher, la recuperación en flotación columnar y la ley del concentrado final.

En lo que respecta modificaciones en la planta, esta alternativa presenta mayores modificaciones que la Alternativa 1, debido a las extracciones de concentrado pre-rougher, lo que implicaría un mayor gasto.

5. CONCLUSIONES

Considerando el tiempo de residencia óptimo de la etapa scavenger obtenida en laboratorio (28,51 min), se concluye que es necesario sumar un banco de flotación a los ya existentes (BCO 106 y 107) para aumentar el tiempo de flotación actual, el cual es de 22,3 min. Para resolver esto y evitar grandes inversiones de capital, la alternativa más viable para esta situación es reparar y poner en marcha el banco 108 que actualmente está en desuso. Con la capacidad de este banco es posible llegar a un tiempo de residencia de 30,71 min, cumpliendo adecuadamente con las condiciones de procesamiento.

Con los datos de recuperación al flotar cola scavenger con y sin remolienda en el laboratorio, se evidencia una falta de remolienda, lo que va de la mano del by-pass que se realiza en esta etapa por temas de capacidad el cual es del 50% aproximadamente. Para conocer la capacidad faltante se realizan cálculos de la potencia aprovechable actual y la requerida, concluyendo que faltan 943 hp para procesar el mineral actual. De esta manera se propone invertir en un molino Vertimill ya que estos equipos logran una liberación de materiales de granulometría más fina y evita la sobremolienda.

Respecto a la optimización del circuito de remolienda, se consideran 2 opciones de modificaciones, teniendo ambas un circuito de remolienda en circuito cerrado, ya que es necesario tener un mejor control y garantizar el tamaño de producto de remolienda. De esta manera, se obtienen las conclusiones para ambas alternativas:

- **Alternativa 1 (cerrar circuito remolienda y no retornar el concentrado scavenger a remolienda):** Se disminuye la carga fresca, evitando by-pass de concentrado repaso, pasando de 289 t/h (actual) a 157 t/h, disminuyendo un 44% el flujo másico. Además, se obtiene un C.E.E. de 5,0 – 5,6 kWh/t para el concentrado de repaso, lo que garantiza un producto final de 70 – 75% -325#, beneficiando directamente la recuperación en la ley del concentrado final.
- **Alternativa 2 (cerrar circuito remolienda y separar concentrado pre-rougher):** Se disminuye la carga fresca, pasando de 289 t/h (actual) a 194 t/h, lo que se traduce en una disminución de flujo másico fresco de 31% aproximadamente, lo que junto con el concentrado pre-rougher, beneficia la recuperación en flotación columnar y la ley del concentrado final.

Considerando estas alternativas al circuito de flotación convencional, se tiene que ambas presentan un beneficio considerable a la planta y sus resultados, ya que ambas aumentan la recuperación Scavenger y de la etapa cleaner. La recuperación Scavenger aumenta de 96,2% (balance actual) a 96,8 implementando ambas alternativas. La recuperación Global aumenta de 80,4 (balance actual)

a 85,0% implementando ambas alternativas. Sin embargo, la alternativa 1 presenta mejores resultados, además de una menor inversión. Por otra parte, en la alternativa 2 se presentan mayores incertidumbres debido a que se realizaron mayores suposiciones para su simulación, por lo que se recomienda realizar muestreos en planta y pruebas de laboratorio para tener más certeza de los resultados que se obtiene con un concentrado pre-rougher y la conveniencia al circuito actual.

6. BIBLIOGRAFÍA

- Bulatovic, S. M. (2007). *Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice. Flotation of Sulfides Ores*. Oxford, UK: Elsevier.
- Castro, S., & García, J. A. (2003). *Flotación: Fundamentos y Aplicaciones. Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Universidad de Concepción, Chile*. Concepción.
- Codelco Chile. (2019). *Molienda "Todo a la juguera"*. Codelco Educa.
- Codelco El Teniente, Gerencia de Proyectos. (2022). *Proyecto Optimización Capacidad de procesamiento plantas SAG y Convencional*. Machalí, Chile.
- Davenport, W. G. (2011). *Extractive Metallurgy of Copper, 5th ed.* Oxford, UK.: Elsevier Ltd.
- Fuerstenau, M. C. (2009). *Froth Flotation, A Century of Innovation*. Colorado, USA: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME).
- Glencore Technology. (2015). *IsaMill™ Technology for Efficient Mineral Processing. Technical White Paper*.
- Gutiérrez, L. (2022). *Curso de Flotación de Minerales*. Concepción: Universidad de Concepción, Departamento de Ingeniería Metalúrgica.
- Metso Minerals. (2013). *Ceecthefuture*. Retrieved from <https://www.ceecthefuture.org/wp-content/uploads/2014/03/Allen.pdf>
- Metso Minerals. (2013). *Vertimill Technical Brochure*.
- Metso Outotec. (2021). *Basics in Mineral Processing Handbook*.
- Ramírez, A. (2021). *Curso de Concentración gravitacional y magnética*. Concepción: Universidad de Concepción, Departamento de Ingeniería Metalúrgica.
- Rao, S. R. (2004). *Surface chemistry of froth flotation 2nd ed.* New York, USA.: Kluwer Academic/Plenum Publishers.
- Taggart, A. F. (1951). *Handbook of Mineral Dressing: Ores and Industrial Minerals*. John Wiley & Sons.
- Wills, B. &. (2016). *Wills` Mineral Processing Technology; An Introduction to the Practical Aspects of Ore treatment and Mineral Recovery (8th ed. ed.)*.
- Worley. (2020). *Proyecto Mitigación vulnerabilidades y optimización procesos SAG Convencional*.
- Yianatos, J. (2005). *Flotación de Minerales. Universidad Técnica Federico Santa María*. Valparaíso, Chile.

ANEXOS

Anexo A. 1. Bases de cálculo para simulación Alternativa 1.

Descripción	Unidad	Valor
Leyes		
Ley Cu Concentrado 1° Limpieza	%	13.4
Ley Cu concentrado Final Colectivo	%	28.0 – 30.0
Ley Cu Concentrado Scavenger	%	7.0
Flotación 1° Limpieza		
Alimentación		Concentrado primario
Remolienda		
Tipo de circuito		Cerrado
Alimentación		Concentrado 1° limpieza, con eventual fracción de concentrado Scavenger
C.E.E.	kWh/t	5.0 – 5.6
Granulometría producto remolienda	% -325#	70.0 – 75.0
Carga circulante	%	150
Flotación Columnar		
Alimentación		Producto remolienda + concentrado Scavenger

Anexo A. 2. Bases de cálculo para simulación alternativa 2.

Descripción	Unidad	Valor
Leyes		
Ley Cu Conc. Pre-rougher	%	11.3
Ley Cu Conc. 1° Limpieza	%	2.5
Ley Cu Concentrado Final Colectivo	%	28.0

Ley Cu Concentrado Scavenger	%	6.5
Recuperaciones		
Pre-rougher	%	80.0
Flotación Primaria		
Sección 1:		
N° bancos	Unidad	2
N° celdas por banco	Unidad	4
Volumen de celda	m ³	128
Arreglo		2 – 2
Factor de volumen útil		0.85
Sección 2:		
N° bancos	Unidad	3
N° celdas por banco	Unidad	7
Volumen de celda	m ³	43
Arreglo		2 - 2 - 3
Factor de volumen útil		0.85
Sección 3:		
N° bancos	Unidad	3
N° celdas por banco	Unidad	10
Volumen de celda	m ³	43
Arreglo		2 - 2 - 3 - 3
Factor de volumen útil		0.85
Flotación Pre-Rougher		
Ubicación		Primeras celdas flotación primaria
Flotación Rougher		
Alimentación		Colas pre-rougher
Flotación 1° Limpieza		
Alimentación		Concentrado rougher
Remolienda		
Tipo de circuito		Cerrado c/clasif. Previa
Alimentación		Concentrado 1° limpieza + concentrado Scavenger

C.E.E.	kWh/t	3.5 – 4.6
Granulometría producto remolienda	% -325#	65 - 70
Carga circulante	%	150
Flotación Columnar		
Alimentación		Producto remolienda + concentrado pre-rougher

Anexo A. 3. Balance de finos simulada para Alternativa 1.

Etapa	Alimentación			Concentrado			Colas			Rec. Cu (%)	Rec. en peso (%)
	Tonela je	Ley Cu	Finos Cu	Tonela je	Ley Cu	Finos Cu	Tonela je	Ley Cu	Finos Cu		
	(t/h)	(%)	(t/h)	(t/h)	(%)	(t/h)	(t/h)	(%)	(t/h)		
Rougher + Repaso	2790,0	0,9	24,5	157,0	13,4	21,1	2633,0	0,1	3,4	86,2	5,6
Flotación Rougher	2790,0	0,9	24,5	441,0	5,0	22,1	2348,0	0,1	2,5	90,0	15,8
Flotación Repaso	441,0	5,0	22,1	157,0	13,4	21,1	284,0	0,3	0,9	5,8	35,6
Cleaner	157,0	13,4	21,1	73,0	28,6	20,8	84,0	0,4	0,3	98,6	46,3
Flotación Columnar	281,0	10,6	29,8	73,0	28,6	20,8	208,0	4,3	8,9	70,0	26,0
Flotación Scavenger	208,0	4,3	8,9	123,0	7,0	8,6	84,0	0,4	0,3	96,8	59,4
Global	2790,0	0,9	24,5	73,0	28,6	20,8	2717,0	0,1	3,7	85,0	2,6

Anexo A. 4. Balance de finos simulada para Alternativa 2.

Etapa	Alimentación			Concentrado			Colas			Rec. Cu (%)	Rec. en peso (%)
	Tonela je	Ley Cu	Finos Cu	Tonela je	Ley Cu	Finos Cu	Tonela je	Ley Cu	Finos Cu		
	(t/h)	(%)	(t/h)	(t/h)	(%)	(t/h)	(t/h)	(%)	(t/h)		
Rougher + Repaso	2790,0	0,9	24,5	234,0	9,0	21,1	2556,0	0,1	3,4	86,2	8,4
Flotación Primaria	2790,0	0,9	24,5	441,0	5,0	22,1	2348,0	0,1	2,5	90,0	15,8
Pre-rougher	2790,0	0,9	24,5	174,0	11,3	19,6	2616,0	0,2	4,9	80,0	6,2

Flotación Rougher	2616,0	0,2	4,9	268,0	0,9	2,5	2348,0	0,1	2,5	50,0	10,2
Flotación Repaso	268,0	0,9	2,5	61,0	2,5	1,5	207,0	0,5	0,9	61,9	22,7
Cleaner	234,0	9,0	21,1	74,0	28,0	20,8	160,0	0,2	0,3	98,6	31,8
Flotación Columnar	367,0	8,1	29,8	74,0	28,0	20,8	293,0	3,1	8,9	70,0	20,3
Flotación Scavenger	293,0	3,1	8,9	133,0	6,5	8,6	160,0	0,2	0,3	96,8	45,4
Global	2790,0	0,9	24,5	74,0	28,0	20,8	2715,0	0,1	3,7	85,0	2,7

Anexo A. 5. Resultados simulación hidrociclones remolienda Convencional Alternativa 1.

	Descripción	Unidad	Valor
Datos balance	Conc. 1° Limpieza	t/h	157
	Conc. Scavenger	t/h	123
	Factor de diseño	t/h	1,2
	Carga circulante	%	150
	Tonelaje de diseño total alim.	t/h	472
	Flujo total diseño alim. Ciclones	m ³ /h	1052
	Presión alimentación ciclones	psi	12 – 15
	Cp alimentación ciclones (total)	%p/p	34,1
	Densidad sólido alim.	t/m ³	3,38
	Cv alimentación ciclones	%v/v	13,3
	F4	-	1,2
	F5	-	1,1
	D-15	Diámetro ciclón	In
Capacidad por ciclón		m ³ /h	142
Cantidad ciclones D-15 instalados			8
Flujo alimentación ciclones D-15		m ³ /h	526
Cantidad ciclones D-15 requeridos operativos			3 – 4
Cantidad ciclones D-15 requeridos stand by			4 – 5
D-20	Diámetro ciclón	In	20
	Capacidad por ciclón	m ³ /h	256
	Cantidad ciclones D-20 instalados		6

	Flujo alimentación ciclones D-20	m ³ /h	526
	Cantidad ciclones D-20 requeridos operativos		2,1
	Cantidad ciclones D-20 requeridos stand by		3,9

Anexo A. 6. Resultados simulación hidrociclones remolienda Convencional Alternativa 2.

	Descripción	Unidad	Valor
Datos balance	Conc. 1° Limpieza	t/h	61
	Conc. Scavenger	t/h	133
	Factor de diseño	t/h	1,2
	Carga circulante	%	150
	Tonelaje de diseño total alim.	t/h	581
	Flujo total diseño alim. Ciclones	m ³ /h	1746
	Presión alimentación ciclones	psi	15
	Cp alimentación ciclones (total)	%p/p	27,3
	Densidad sólido alim.	t/m ³	2,94
	Cv alimentación ciclones	%v/v	11,3
	F4	-	1,2
	F5	-	1,1
D-15	Diámetro ciclón	In	15
	Capacidad por ciclón	m ³ /h	139
	Cantidad ciclones D-15 instalados		8
	Flujo alimentación ciclones D-15	m ³ /h	873
	Cantidad ciclones D-15 requeridos operativos		6 – 7
	Cantidad ciclones D-15 requeridos stand by		1 – 2
D-20	Diámetro ciclón	In	20
	Capacidad por ciclón	m ³ /h	250
	Cantidad ciclones D-20 instalados		6
	Flujo alimentación ciclones D-20	m ³ /h	873

	Cantidad ciclones D-20 requeridos operativos		3,5
	Cantidad ciclones D-20 requeridos stand by		2,5

UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN – FACULTAD DE INGENIERÍA
Departamento de Ingeniería Metalúrgica
Hoja Resumen Memoria de Título

Título: Evaluación de estrategias para el circuito Cleaner en Planta Molienda y Flotación Convencional – Codelco División El Teniente.
Nombre Memorista : Julio Mario Alejandro Plaza de los Reyes Vera

Modalidad	Investigación	Profesor(es) Patrocinante(s) Prof. Andrés Ramírez Madrid.
Concepto		
Calificación		
Fecha	27-06-2025	
Prof. Eugenia Araneda H.		Ingeniero Supervisor: Sr. Héctor Piña Becerra.
		Institución: Codelco División El Teniente – Universidad de Concepción

Comisión (Nombre y Firma)	
Prof. Luper Echeverry Vargas.	Prof. Leopoldo Gutiérrez Briones.

Resumen
<p>Desde el año 2020 hasta la fecha, la planta de Molienda y Flotación Convencional, Codelco División El Teniente ha venido presentando tendencias de recuperación negativas en su circuito global y en específico en su etapa Cleaner. Gracias a los informes realizados por la Gerencia de Proyectos, se observa un alza en la ley de cobre de las colas Scavenger, promediando un 0,4% de ley, con una cantidad de cobre potencial recuperable de $2,27 \frac{t\ Cu}{día}$, la cual es debido a la granulometría gruesa que existe en este flujo, lo que conlleva a dificultades en las etapas de Scavenger y de Remolienda. De esta manera, el presente trabajo tiene como objetivo evaluar las capacidades actuales de ambas etapas, proponiendo nuevos equipos y realizando cambios en el circuito Cleaner actual.</p> <p>En la etapa Scavenger se identificó una deficiencia de capacidad que limita el tiempo de residencia a 22,3 min, muy por debajo del óptimo estimado de 28,5 min. Por esta razón se propone la reactivación del banco 108 y tenerlo como parte del circuito Scavenger para recuperar gran parte del cobre perdido.</p> <p>Para la etapa de remolienda se identificó una falta de potencia 703 kW lo que se traduce en falta de capacidad, lo que provoca que el 50% del flujo que debería procesar la remolienda, vaya por un by-pass directo a flotación columnar. Para esto se propone incluir un nuevo equipo de remolienda, en este caso un modelo Vertimill, ya que esta tecnología de molinos verticales evita la sobremolienda, además de que tiene una mayor probabilidad de lograr liberación de materiales de granulometría más fina, es más eficiente energéticamente y se puede configurar para circuitos abiertos o cerrados.</p> <p>Además, se considera la opción de modificar el circuito de la planta mediante dos alternativas que permitan una mejora considerable sin gastos considerables como compra de equipos. Estas son: 1): Cerrar circuito de remolienda y no retornar el concentrado Scavenger a remolienda. 2): Cerrar circuito de remolienda y separar concentrado pre-Rougher.</p> <p>La propuesta de cerrar el circuito de remolienda es importante ya que permite tener un mejor control del producto, lo que garantiza el tamaño estimado para que pase a flotación columnar el cual es de 70 – 75% -325#. En ambas opciones se presenta un aumento en la recuperación Global, pasando de un 80,4% (actual) a 85,0% (alternativas propuestas). Además, hay una disminución del flujo másico que pasa por Remolienda, De esta manera, se opta por la alternativa 1 ya que obtiene mejores resultados, considera una menor inversión y hay una mayor certeza en los resultados que se pudieron obtener, ya que la alternativa 2 presenta mayores incertidumbres debido a que se realizaron mayores suposiciones al momento de simular.</p>