

Universidad de Concepción
Facultad de ingeniería
Departamento ingeniería Metalúrgica

Profesor patrocinante
Dr. Leopoldo Gutiérrez

**Control de los problemas asociados al
insoluble mediante la modificación del
circuito de la Planta de Flotación Selectiva de
Molibdeno, Codelco División Chuquicamata**

Melanie Katherine Jara Padilla

Informe de Memoria de Título
para optar al título de
Ingeniera Civil Metalúrgica

Marzo, 2024

Agradecimientos

Luego de todos estos años de universidad, llega el momento de decirle adiós a esta etapa que estuvo llena de altos y bajos tanto académicos como personales, pero que recordaré por siempre con una sonrisa.

Quiero partir agradeciendo a mis padres, Carmen y David, que fueron, son y serán un pilar fundamental en mi vida y en mi paso por la universidad, estando siempre para mí cuando necesite un abrazo o unas palabras de aliento. Igualmente, a mis hermanos mayores, Melissa y Fabian, quienes fueron mis guías y consejeros una vez comencé mi vida universitaria.

También es momento de recordar a las personas que estuvieron conmigo desde un comienzo y lo siguen estando hasta el final, Daniela Jiménez y Javiera Farías, mis compañeras de sección, de estudio, de trabajos y mis hermanas que me regaló este camino.

A mi pareja Bernardo, con quien aprendí lo que es ser valiente, sin duda su apoyo y contención fueron fundamentales para mí en cada momento difícil que viví estando en otra ciudad sola por primera vez en mi vida.

No quiero dejar pasar la oportunidad de agradecerle a los profesores que desde que los conocí me guiaron y aconsejaron, y que hasta el día de hoy son para mí un apoyo al que recurrir dentro del departamento, profesora Eugenia Araneda y Eduardo Balladares. Gracias por las herramientas y el conocimiento entregado durante estos años, pero por sobre todo les agradezco su comprensión, su cercanía y su cariño entregado.

Realizar mi memoria en Chuquicamata no habría sido posible sin oportunidad que me dio el profesor guía Leopoldo Gutiérrez, al confiar en que haría un buen trabajo allá. También quiero mencionar a mi tutor de memoria Santiago Honores, gracias a él aprendí acerca de todos los procesos que pueden ocurrir en una planta concentradora.

Esta experiencia en Codelco sin duda quedó inmensamente marcada por mis amigos y colegas que conocí, mi querido Team Moli. Jean Pierre, Daniela, Camila, José, Catalina, Felipe y Batman, gracias por atravesar conmigo esta etapa, por todo el apoyo y las risas compartidas que alegraban los días estando en el trabajo.

Mi paso por la planta de Moli estuvo marcada por muchas personas, desde los jefes de turno, operadores de planta y personal de laboratorio. Gracias por toda la paciencia, enseñanzas y conocimientos entregados, haciéndome sentir bienvenida y acogida.

A la guardia de Santiago Rojas, gracias por enseñarme la planta las veces que fueron necesarias hasta que me la aprendí de memoria, porque de no ser por ustedes no habría terminado la memoria a tiempo.

Todos los finales son agridulces, toca decirle adiós a lo conocido para empezar un nuevo capítulo, con lugares, personas e historias desconocidas. Sin duda, a todas las personas que mencioné les estoy inmensamente agradecida, solo me queda desearles lo mejor y espero volver a encontrarlos en los próximos capítulos de mi vida.

Melanie Jara Padilla

Resumen

El presente trabajo de memoria fue realizado en la Planta de Molibdeno y Filtros, Codelco División Chuquicamata, el cual consistió en la implementación de un circuito propuesto con el objetivo de mejorar el control de los efectos negativos del insoluble (Ins) en la flotación selectiva, entendiendo como Ins a toda ganga que contenga sílice y oxígeno.

Durante mayo y junio de 2023 debido a un aumento de Ins en el concentrado colectivo (CC), de los espesadores de cabeza C6/C7 rebosaron 14.500 t CC con 2.5% Mo. Bajo la configuración normal del circuito, la corriente cola primera limpieza (K1L) retorna en su totalidad a los espesadores C6/C7. La propuesta de circuito plantea tratar en una etapa de barrido la mitad de la K1L, la cual se caracteriza por tener alta ley Ins y granulometría fina.

Las pruebas de sedimentación comprobaron que en condiciones de alto Ins% en CC, un aumento en la proporción másica de K1L aumenta los valores de NTU de las aguas claras y disminuye la velocidad de sedimentación en laboratorio en un 33%. Las pruebas de flotación de K1L revelaron que el molibdeno que contiene se puede recuperar hasta un 90.7% para una ley de Mo en la alimentación de 1.9% y tiempos de flotación de 8 minutos. Se demostró que el pH de 8.5 aumenta en promedio la R Mo en un 3%. Las pruebas cinéticas de flotación bajo la configuración normal de circuito revelaron que en todas las etapas de flotación se debería disminuir el número de celdas. Por otro lado, debido a la corta duración de la prueba industrial del circuito propuesto, no se tienen resultados de la cinética bajo esta configuración, por lo que no se pudo realizar un análisis concluyente respecto a estas pruebas, ni realizar una comparación entre ambas configuraciones.

Respecto las configuraciones de circuito normal y propuesto estudiadas, se tiene que ambas lograron el estándar operacional de R Mo sobre 92% y la calidad del concentrado final con 48% Mo, específicamente, lograron 94.8% R Mo – 48.54% Mo y 93.6% R Mo – 50.33% Mo, respectivamente. Finalmente, la configuración de circuito propuesta disminuyó el flujo másico de K1L que recirculaba al C6/C7 a un 30%. A pesar de que el escenario operacional que motivó el estudio de este circuito ya había mejorado, se determinó que esta propuesta operacional puede y será evaluada como una opción bajo posibles futuros escenarios que puede experimentar la planta de molibdeno.

Abstract

This thesis project was carried out in Codelco, División Chuquicamata at the Molybdenum and Filter Plant, and consisted of the implementation of a new proposed layout aiming to improve the control over the negative effects related to insoluble (Ins) in selective flotation, understanding Ins as all gangue which bear silica and oxygen.

During May and June 2023, caused by an increase of Ins in the collective concentrate (CC), the head thickeners C6/C7 overflowed 14.500 t CC with 2.5% Mo. Under the normal circuit configuration, the flow first cleaning tail (K1L) is sent back completely to the thickeners C6/C7. The proposed circuit proposes to just send back half of the K1L, this flow is characteristic of presenting high grades of Ins and fine granulometry.

Regarding the sedimentation tests, the results proved that under a high Ins grade in CC, an increase in the mass ratio of K1L increases the NTU values of clear water and decreases the laboratory sedimentation rate by 33%. The K1L flotation tests revealed that the molybdenum contained in that flow can be recovered up to 90.7% for conditions of 1.9% Mo in the feed and flotation time of 8 minutes. It has been proven that an 8.5 pH condition in average increases the Mo R about 3%. The kinetic flotation tests conducted under the usual circuit configuration revealed that in all the flotation stages the number of cells should be decreased. On the other hand, due to time constraints of the industrial trial of the proposed circuit, no results were obtained regarding this configuration kinetics, so no conclusive analysis related could be made, nor a comparison between both circuit configurations kinetics.

Regarding the usual and proposed circuit configurations assessed, it was shown that both configurations reached the operational standard over 92% Mo R and final concentrate quality over 48% Mo, specifically, they reached 94.8% Mo R – 48.54% Mo and 93.6% Mo R – 50.33% Mo, respectively.

Finally, the proposed circuit configuration decreased the K1L flow mass that recirculated to the head thickeners to 30%. Even though the operational scenario that led to the assessment of this proposed circuit had changed and improved, it was stated that this operational proposal could and will be considered as an option under possible future scenarios that would experience the molybdenum plant.

Índice

Capítulo I. Introducción.....	1
1.1. Justificación del tema	2
1.2. Objetivos.....	3
1.2.1. Objetivo general	3
1.2.2. Objetivos específicos.....	3
Capítulo II. Antecedentes generales	4
2.1. Antecedentes teóricos.....	4
2.1.1. Flotación.....	4
2.1.2. Flotación colectiva.....	6
2.1.3. Flotación selectiva	8
2.1.4. Cinética de flotación.....	12
2.1.5. Dimensionamiento de equipos y diseño de circuitos.....	13
2.1.6. Balance de masa	14
2.1.7. Ajuste de balance de masa.....	16
2.2. Antecedentes de la Planta Flotación Selectiva Chuquicamata	17
2.2.1. Historia División Chuquicamata	17
2.2.2. Planta Flotación Selectiva	18
2.2.3. Antecedentes del insoluble en la Planta Selectiva.....	23
2.2.4. Problemas asociados al insoluble en la flotación selectiva	26
Capítulo III. Metodología experimental	32
3.1. Pruebas de sedimentación.....	32
3.2. Pruebas de flotación de laboratorio	33
3.2.1. Pruebas de flotación K1L	33
3.2.2. Pruebas cinéticas de flotación.....	34

3.3. Muestreos de planta	35
Capitulo IV. Resultados y discusiones.....	38
4.1. Resultados pruebas de sedimentación	38
4.2. Resultados pruebas de flotación K1L.....	40
4.3. Resultados pruebas cinéticas de flotación	42
4.3.1. Cinética configuración de circuito normal	42
4.3.2. Cinética configuración de circuito propuesto.....	44
4.4. Resultados muestreos de planta.....	45
4.4.1. Muestreo configuración normal del circuito.	45
4.4.2. Muestreo configuración propuesta de circuito	48
Capitulo V. Conclusiones.....	54
Referencias	55
Anexos	56
Anexo A. Pruebas de sedimentación	56
Figura A.1. Curvas de sedimentación prueba de proporción CC/K1L, 25-05-2023	56
Figura A.2. Curva de sedimentación pruebas de proporción CC/K1L, 29-05-2023	56
Figura A.3. Curva de sedimentación pruebas de proporción CC/K1L, 30-05-2023	57
Anexo B. Resultado balance de masa pruebas cinéticas de flotación de K1L	58
Anexo C. Resultados pruebas cinéticas de flotación, configuración normal de circuito .	59
Tabla C.1. Resultados análisis químico	59
Tabla C.2. Resultados balance de masa cinética de flotación.....	60
Figura C.3. Ley de Mo y ley de cabeza en función del tiempo, etapa F1L	60
Figura C.4. Ley de Mo y ley de cabeza en función del tiempo, etapa F2L	61
Figura C.5. Ley de Mo y ley de cabeza en función del tiempo, etapa F3L	61
Figura C.6. Ley de Mo y ley de cabeza en función del tiempo, etapa F4L	62

Figura C.7. Ley de Mo y ley de cabeza en función del tiempo, etapa F5L	62
Anexo C.8. Ejemplo de cálculo de número de celdas por etapa de flotación	63
Anexo D. Resultados muestreo configuración normal de circuito	64
Tabla D.1. Resultado análisis químico y mediciones de laboratorio	64
Tabla D.2. Índices metalúrgicos para las etapas de flotación	65
Anexo D.3. Matriz	66
Tabla D.4. Factores de peso W_i	67
Anexo C.5. Matriz A, para ajuste por Multiplicadores de Lagrange	68
Anexo E. Resultados muestreo configuración propuesta de circuito	69
Tabla E.1. Resultados análisis químico y mediciones de laboratorio	69
Tabla E.2. Índices metalúrgicos para las etapas de flotación	70
Anexo D.3. Matriz	71
Tabla E.4. Factores de peso W_i	72
Anexo E.5. Matriz A, para ajuste por Multiplicadores de Lagrange	73

Índice de Figuras

Figura 1. Configuración inicial y propuesta del circuito (Elaboración propia).....	3
Figura 2. Diagrama general del proceso de flotación (L. Gutiérrez, 2022).....	4
Figura 3. Bosquejo de la adhesión partícula - burbuja (L. Gutiérrez, 2022).....	5
Figura 4. Ángulo de contacto formado por interacción sólido-líquido-gas (L. Gutiérrez, 2022).....	6
Figura 5. Ángulo de contacto para materiales hidrofílico e hidrofóbico (L. Gutiérrez, 2022).	6
Figura 6. Xantato con sus partes polar y apolar (L. Gutiérrez, 2022).	7
Figura 7. Estructura de la molibdenita (Honores, 2023).	9
Figura 8. Razón cara/borde de la molibdenita (L. Gutiérrez, 2022).....	10
Figura 9. Diagrama de estabilidad de HS^- según rango de pH (L. Gutiérrez, 2022).....	11
Figura 10. Determinación del tiempo de flotación a partir de la ley de corte (Elaboración propia).....	12
Figura 11. Flujos máxicos en una etapa de flotación (Elaboración propia).....	14
Figura 12. Diagrama de flujo Planta de flotación selectiva, Chuquicamata, Codelco (Elaboración propia).	21
Figura 13. Celda Dorr Oliver, Planta de Molibdeno, Chuquicamata.	22
Figura 14. Ley máxima y promedio de Insoluble en el CC, durante 2022 y 2023.....	23
Figura 15. Flujos máxicos de AFP, CC y K1L durante 2022 y 2023.....	24
Figura 16. Recuperación Mo mensual durante 2022 y 2023.....	25
Figura 17. Porcentaje de mineral alimentado desde DRT (S. Honores, 2023).	26
Figura 18. Espesador T5, acumulando flujo rebosado de los espesadores de cabeza C6 y C7 (Elaboración propia).	27
Figura 19. Relación de la ley de Mo en KP versus ley de Ca en el CC. (Honores, 2023) ...	29
Figura 20. Probetas de sedimentación (Elaboración propia).....	33
Figura 21. Materiales de flotación (Elaboración propia).....	34
Figura 22. Diagrama de flujo planta, muestreo configuración normal de circuito (Elaboración propia).	36
Figura 23. Diagrama de flujo planta, muestreo configuración propuesta de circuito (Elaboración propia).	37

Figura 24. Recuperación en peso versus recuperación de molibdeno para dos condiciones de flotación.	40
Figura 25. Recuperación de molibdeno según tiempo de colección, para dos condiciones de flotación.	41
Figura 26. Ley Mo y Lc en función del tiempo, FP.	42
Figura 27. Número de celdas por etapa, a utilizar y restantes según cinética de flotación para configuración normal de circuito.	43

Índice de Tablas

Tabla 1. Distribución de celdas por etapa y sus características.	22
Tabla 2. Resultados pruebas de sedimentación exploratorias.....	27
Tabla 3. Distribución de Ca en CC (Ley Ca 0.24%) (Honores, 2023).	28
Tabla 4. Comparación de composición de concentrados finales de Mo.....	30
Tabla 5. Recuperación en peso flotación rougher y recuperación global de molibdeno, para dos condiciones de %Ins.....	31
Tabla 6. Porcentaje de sólido y +325# y ley de insoluble de flujos CC y K1L.....	38
Tabla 7. Resultados de pruebas de sedimentación de proporción.	38
Tabla 8. Leyes promedio según tiempo de colección.	40
Tabla 9. Tiempo de residencia laboratorio y planta para cada etapa.	43
Tabla 10. Restricción y ecuaciones de balance según nodos.....	46
Tabla 11. Flujos máxicos, flujos finos Mo y ley Mo para cada corriente.	47
Tabla 12. Índices metalúrgicos de cada etapa y global.....	48
Tabla 13. Restricción y ecuaciones de balance según nodos.....	50
Tabla 14. Flujos máxicos, flujo finos Mo y ley Mo para cada corriente.....	51
Tabla 15. Índices metalúrgicos de cada etapa y global.....	52

Capítulo I. Introducción

En Chile la mayoría de los yacimientos son del tipo pórfidos cupríferos, los cuales tienen leyes aproximadas de 0.6 – 0.7% Cu y 0.02 – 0.03% Mo. El cobre suele estar como sulfuros a la forma de calcopirita (CuFeS_2), calcosina (Cu_2S), covelina (CuS), bornita (Cu_5FeS_4), estos minerales sulfurados son procesados vía flotación – fundición – electro refinación para obtener cátodos de cobre de alta pureza.

El proceso de flotación de sulfuros de cobre, o flotación colectiva, mediante la adición de reactivos se logra separar la ganga de los sulfuros haciendo que estos floten. De este modo, se obtiene un concentrado de, aproximadamente, un 25 – 35 % Cu. Adicionalmente, este concentrado contiene molibdeno (Mo) en la forma de molibdenita (MoS_2) la cual presenta flotabilidad (hidrofobicidad) natural, el cual es un subproducto valioso en el mercado actualmente, por lo que el concentrado colectivo se somete a un proceso de flotación selectiva Cu-Mo.

En la flotación selectiva se adicionan otros reactivos, usualmente sulfhidrato de sodio (NaHS), el cual permite separar los sulfuros de cobre de la molibdenita y así obtener dos concentrados; uno de cobre que se obtiene por las colas y un concentrado de molibdeno.

El concentrado de cobre continúa su vía productiva hacia la fundición para después obtener cátodos de cobre de alta pureza, y el concentrado de molibdeno continúa a varias etapas de limpieza con el objetivo de aumentar el contenido de Mo hasta el punto donde es comercializable (48% Mo).

En las plantas de flotación selectiva de Cu-Mo, como lo es la Planta de Molibdeno y Filtros de Chuquicamata, se procesa concentrado colectivo (25 – 35% Cu, 1% Mo) con reactivos depresores de cobre y dada la flotabilidad natural de la molibdenita, se obtiene de manera global un concentrado de cobre y un concentrado de molibdeno.

Chuquicamata en la actualidad procesa una mezcla de minerales de su rajo, de su División vecina Radomiro Tomic (DRT) y en menor proporción minerales de la mina Subterránea de DCh. En base a esto, la planta no tiene una misma mezcla de minerales en base a la cual diseñar y estandarizar sus procesos de flotación.

1.1. Justificación del tema

Recientemente, durante los meses de mayo y junio, se tuvo un aumento de ley de insoluble en la corriente de concentrado colectivo que alimenta a la planta de flotación selectiva. El aumento del insoluble con todos los problemas operacionales asociados que tiene, en conjunto con un aumento de granulometría fina y de carga circulante en el sistema, provocaron en los espesadores de cabeza que rebosara pulpa y no agua clara.

Durante este periodo, los reboses de los espesadores alcanzaron valores de porcentaje de sólido entre 8 – 10 % y en total rebosaron 14.500 toneladas de flujo de concentrado colectivo, con una ley aproximada de Mo de 2.5%, las cuales fueron almacenadas momentáneamente en planta para finalmente ser enviadas directamente a la planta de filtros y posteriormente a fundición, perdiendo todo el molibdeno contenido en él, correspondiente a 362.5 toneladas finas de Mo.

Bajo la configuración normal del circuito, la corriente de concentrado colectivo (CC) llega a los espesadores de cabeza (C6/C7) en donde se mezcla con la totalidad de la corriente cola primera limpieza (K1L) para conformar la alimentación de la flotación primaria (AFP). De la etapa de flotación primaria (FP) se obtiene la cola primaria (KP) correspondiente al concentrado de cobre que se envía a la planta de filtros y posteriormente a fundición, y el concentrado primario (CP), que alimenta posteriormente a la etapa de flotación primera limpieza (F1L) y produce la corriente de K1L ya mencionada y el concentrado primera limpieza (C1L) que continua al resto de etapas de limpieza posteriores.

En base a esta problemática, surge una propuesta de configuración del circuito en la cual se enviará la mitad de la corriente de K1L a los espesadores (C6/C7) como de costumbre, y la mitad restante se tratará en la celda Dorr Oliver (DO) como una etapa de barrido de la flotación primera limpieza.

Con esta configuración se pretende disminuir la carga circulante del sistema, disminuir la granulometría fina y el insoluble que se recircula a los espesadores, disminuyendo el rebose de estos. En la Figura 1 se presenta la configuración inicial del circuito y la variación propuesta.

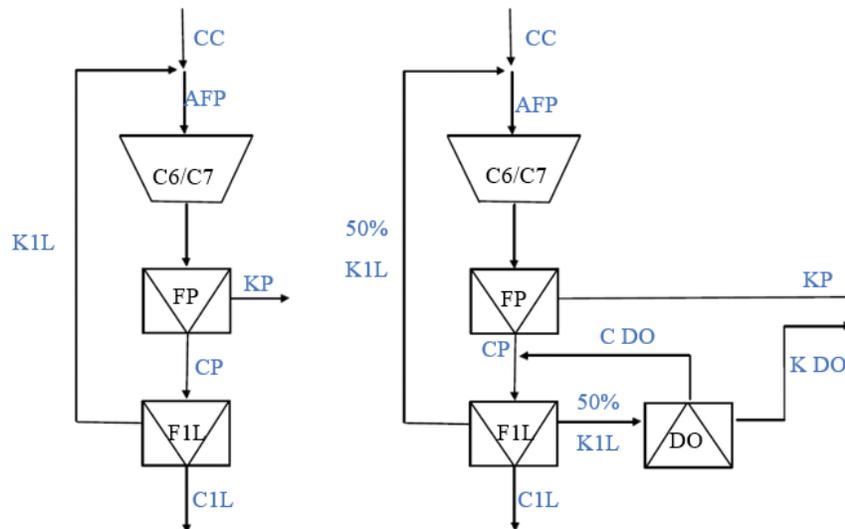


Figura 1. Configuración inicial y propuesta del circuito (Elaboración propia).

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo general

Evaluar opciones de modificación de circuito para mejorar el control de los efectos negativos del insoluble en la flotación selectiva.

1.2.2. Objetivos específicos

A continuación, se definen los siguientes objetivos específicos.

- Evaluar la incidencia de la corriente K1L sobre las variables de sedimentación que afectan el comportamiento de los espesadores de cabeza y demostrar que el molibdeno contenido en esta corriente es recuperable.
- Caracterizar la cinética de flotación de Mo a través de pruebas de laboratorio para ambos circuitos (inicial y propuesto).
- Realizar un muestreo de la planta con las configuraciones inicial y propuesta del circuito (Fig. 1) para poder realizar un análisis comparativo de la eficiencia sobre la recuperación global de molibdeno.
- De ser los resultados favorables a la configuración propuesta proponer recomendaciones para su aplicación en la planta.

Capítulo II. Antecedentes generales

2.1. Antecedentes teóricos

2.1.1. Flotación

La flotación es un método de concentración fundamentado en la química de superficies de los minerales a tratar, en este caso en su hidrofobicidad. Consiste en adherir selectivamente burbujas de un gas (aire, $N_{2(g)}$) a partículas minerales valiosas, para así obtener un concentrado rico en el mineral valioso y una cola mayormente compuesta de ganga (Michaud, 2015). A continuación, en la Figura 2 se presenta un diagrama general del proceso de flotación.

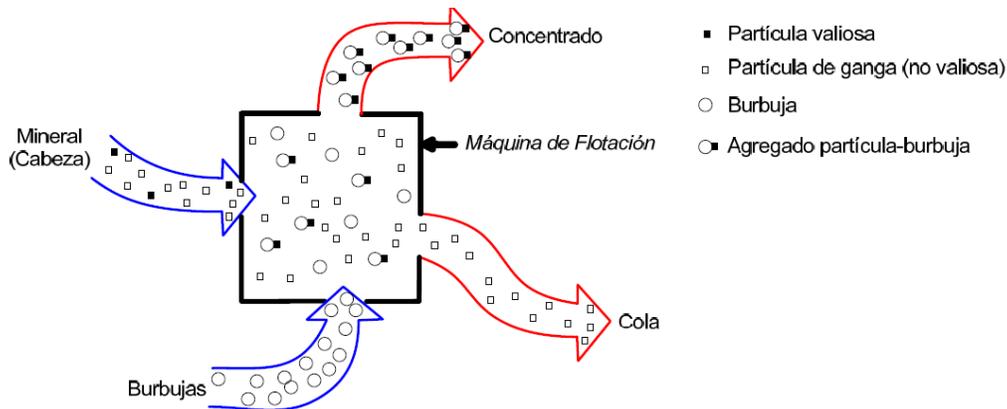


Figura 2. Diagrama general del proceso de flotación (L. Gutiérrez, 2022).

Fisicoquímica de superficies

Las propiedades superficiales de un mineral (por ejemplo, la hidrofobicidad) se originan desde la fisicoquímica de superficies, la cual estudia las propiedades fisicoquímicas de las interfases existentes cuando se ponen en contacto los distintos estados de la materia. Las propiedades de cada una de estas interfases dependen de las fuerzas intra e intermoleculares existentes (Sadowski, 2004).

En el caso de la flotación, se dan tres interacciones; sólido-líquido, sólido-gas y líquido-gas, entre mineral, gas y agua. En cuanto a la interacción mineral-agua, se debe tener una energía libre de Gibbs alta, para que las partículas tiendan a no unirse con el agua y se adhieran con el gas. Para el caso mineral-gas, se necesita una energía libre de Gibbs baja, de modo tal que

la interfase sea lo más estable posible y no se revienten las burbujas que cargan el mineral. Finalmente, para la interacción agua-gas, también se requiere que la energía libre de Gibbs sea baja, para que las burbujas sean estables y no exista coalescencia.

Adhesión partícula-burbuja.

Entonces, la flotación se basa en la adhesión selectiva de partículas valiosas a burbujas de gas, las cuales abandonan en conjunto la celda de flotación y conforman el concentrado.

Esta adhesión partícula-burbuja es netamente función de la hidrofobicidad que presentan las partículas minerales (Fuerstenau et al., 2007). Estas pueden presentar hidrofobicidad natural, como es el caso de la molibdenita, grafito o el azufre, o hidrofobicidad inducida por reactivos (colectores), como es el caso de los sulfuros de cobre, esto último se detalla en el Capítulo 2.1.2. Un mineral hidrofóbico repelerá el agua en su superficie y en consecuencia preferirá adherirse a la burbuja de gas. En la Figura 3, se presenta un bosquejo de la adhesión partícula – burbuja.

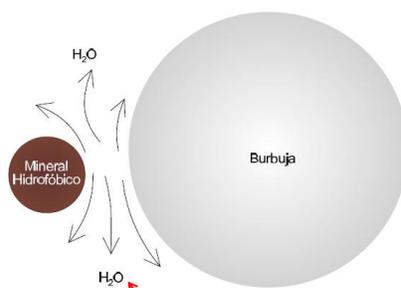


Figura 3. Bosquejo de la adhesión partícula - burbuja (L. Gutiérrez, 2022).

Una manera de cuantificar la hidrofobicidad de los minerales es el ángulo de contacto θ , el cual se define como el ángulo medido a través de la fase líquida formada desde la tangente a una gota de agua en su punto de confluencia entre las fases sólido-líquido-gas (punto triple) y la interfaz sólido-líquido (Srdjan M., 2007).

En la Figura 4, se muestra un ángulo de contacto formado por la interacción sólido-líquido-gas.

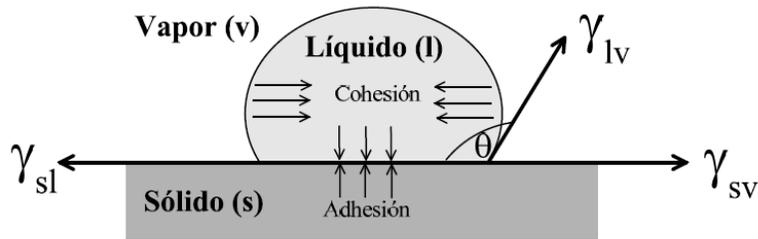


Figura 4. Ángulo de contacto formado por interacción sólido-líquido-gas (L. Gutiérrez, 2022).

Como se mencionó, el ángulo de contacto es una medida de la hidrofobicidad de un material. De este modo un sólido que presente alto θ , será hidrofóbico, en cambio si presenta bajo θ , será hidrofílico. Ambos casos se presentan, respectivamente, en la Figura 5.

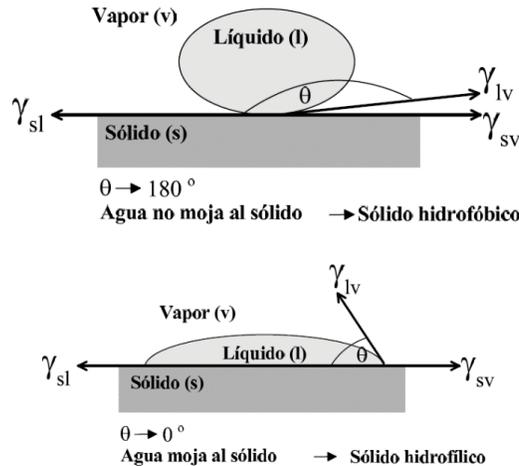


Figura 5. Ángulo de contacto para materiales hidrofílico e hidrofóbico (L. Gutiérrez, 2022).

2.1.2. Flotación colectiva

En Chile los yacimientos de cobre son del tipo pórfidos de cobre, por lo que contienen sulfuros de cobre, mayormente calcopirita (CuFeS_2) asociado a gangas del tipo silicatos. De este modo, la flotación colectiva es el proceso de flotación de estos sulfuros de cobre, los cuales para poder flotar necesitan el uso de reactivos de flotación, esto se detalla más adelante en este capítulo. De la flotación colectiva se obtiene una cola que contiene la ganga, y un concentrado, denominado concentrado colectivo, el cual además de contener alrededor de un 25 % Cu, contiene 1 % Mo, a la forma de molibdenita, la cual no requiere de reactivos para flotar debido a su flotabilidad natural.

Reactivos de flotación

Como se mencionó anteriormente, la flotación de sulfuros de cobre requiere de la adición de reactivos al proceso, para hacerlo más eficiente. A continuación, se detallan los reactivos más utilizados para la flotación de sulfuros de cobre.

Los espumantes son tensoactivos, por lo que modifica la tensión superficial del agua (γ_{H_2O}), la cual es una medida de la afinidad de un líquido con el aire. A mayor tensión superficial, menos afín por el aire es el líquido. Los espumantes disminuyen la tensión superficial del agua y provoca que la superficie de las burbujas tienda a reducir su razón superficie/volumen a un mínimo lo que estabiliza las burbujas y disminuye su coalescencia (Honores, 2023).

Las principales funciones de estos reactivos son la disminución del tamaño de burbuja (~ 1 mm), estabilizar la espuma y disminuir el tiempo de inducción (T_i).

Los colectores de flotación son reactivos que permiten inducir hidrofobicidad a las partículas minerales. Son moléculas orgánicas con una parte polar y una cadena hidrocarbonada (extremo hidrofóbico). Los colectores más utilizados en la flotación de sulfuros de cobre corresponden a los del grupo tiol o sulfhidrilo (-SH), en particular el reactivo xantato (Srdjan M., 2007), el cual se puede visualizar en la Figura 6.

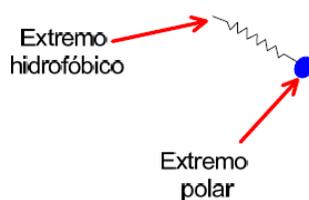
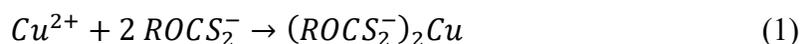


Figura 6. Xantato con sus partes polar y apolar (L. Gutiérrez, 2022).

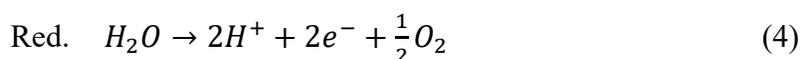
Los xantatos y sus derivados son muy utilizados en la flotación de sulfuros metálicos, en particular en la flotación de minerales de cobre. La adsorción de estos reactivos en la superficie de los sulfuros de cobre es el fenómeno más relevante en la flotación.

Los xantatos tienen dos mecanismos de acción, los cuales se detallan a continuación. Formación de compuesto xantato metálico (MX_2): Los xantatos forman compuestos insolubles en agua con los metales polivalentes formando precipitados hidrofóbicos en la superficie de los sulfuros de cobre facilitando su flotación. En la Ec. 1 y Ec. 2 se presenta la

ecuación de formación del compuesto xantato metálico de cobre general y simplificada, respectivamente.



Formación de dixantógeno (X_2): El dixantógeno (X_2) es un aceite insoluble altamente hidrofóbico que se adsorbe en superficies hidrofóbicas y mejora su flotabilidad. El xantato se oxida a dixantógeno, para lo que requiere la presencia de oxígeno disuelto y de una superficie conductora o semiconductor, como lo son los sulfuros de cobre. Las reacciones de oxidación y reducción que toman lugar, en la Ec. 3 y Ec. 4, respectivamente. (Srdjan M., 2007)



Dentro del grupo de modificadores, se encuentran cuatro tipos de reactivos, cada uno con una aplicación distinta. El primer tipo de modificador y uno de los más utilizados en los procesos de flotación, corresponden a los reguladores de pH. Entre ellos la cal (CaO), hidróxido de sodio ($NaOH$), carbonato de sodio (Na_2CO_3) y ácidos fuertes, como HCl o H_2SO_4 , los cuales suelen ser menos utilizados industrialmente debido a que son altamente corrosivos.

También, existen los llamados dispersantes, ayudan a dispersar las partículas finas de mineral y mejora la eficiencia de la separación, los hay orgánicos e inorgánicos. Los depresantes por otro lado, impiden la flotación de ciertas partículas minerales las cuales no interesa concentrar, un ejemplo de esto es la cal que depresa la pirita. Del mismo modo que los dispersantes, los hay orgánicos e inorgánicos. Finalmente, los activadores activan la flotabilidad de ciertos minerales que por sí solos flotan mal.

2.1.3. Flotación selectiva

El proceso de flotación selectiva corresponde a la flotación del concentrado obtenido de la flotación colectiva, el cual contiene, aproximadamente, 25-35% Cu y 1% Mo , para obtener un concentrado de molibdeno y una cola la cual corresponde a concentrado de cobre.

Flotabilidad de la molibdenita

La molibdenita (MoS_2), presenta una característica particular que facilita su flotabilidad y es que tiene hidrofobicidad natural. Esto es gracias a la estructura en capas horizontales de Mo y S, la cual hace que presente bordes activos químicamente (hidrofílicos) y caras inactivas químicamente (hidrofóbicos) (Sutulov, 1962). En la Figura 7, se presenta la estructura de la molibdenita.

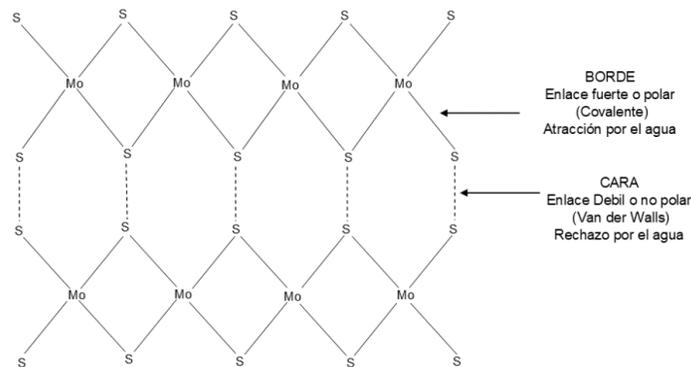


Figura 7. Estructura de la molibdenita (Honores, 2023).

En base a lo anterior, existe la llamada relación cara/borde de la molibdenita, la cual se relaciona directamente con el tamaño de la partícula de esta e impacta en su flotabilidad. La MoS_2 es un mineral laminar debido a su hábito de fractura durante la molienda, por lo que es más probable que se fracture a través de sus bordes, por ende, mientras menor es el tamaño de partícula de la molibdenita, esta aumenta su área de bordes, disminuyendo la razón cara/borde y volviendo más hidrofílicas a las partículas dificultando su flotación.

En cambio, a mayor tamaño de partícula, se tiene una menor área de bordes, es decir, mayor razón cara/borde lo que hace más hidrofóbicas las partículas facilitando su flotación (Castro et al., 2016). En la Figura 9, se presenta la razón cara/borde de la molibdenita a medida que esta disminuye su tamaño.

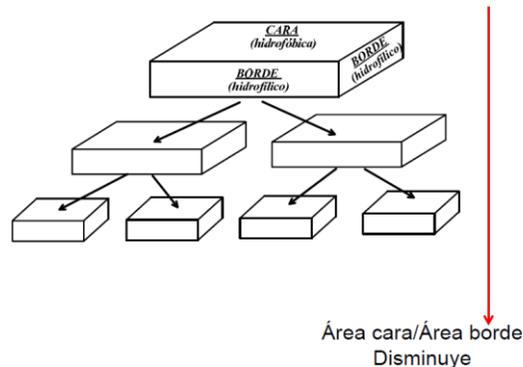


Figura 8. Razón cara/borde de la molibdenita (L. Gutiérrez, 2022).

Otro aspecto que tiene incidencia en la flotabilidad de la molibdenita es la presencia de especies hidrolizables como lo son los iones Ca^{2+} y Mg^{2+} . Estos iones pueden formar hidróxidos (CaOH^+ , Ca(OH)_2 , Mg(OH)_2) en las caras y bordes de la molibdenita “ensuciándola” y disminuyendo su flotabilidad. En particular, el calcio es el que se suele encontrar en mayores cantidades debido a que suele provenir de cuatro fuentes; de la cal adicionada en la flotación colectiva para ajuste de pH, en la ganga del mineral, agua de proceso y agua fresca (Honores, 2023). Es por esto que se utilizan reactivos para disminuir estos efectos negativos.

Reactivos de flotación

Ácido sulfúrico: Al concentrado colectivo se le añade ácido sulfúrico ($\text{H}_2\text{SO}_{4(l)}$) para disminuir el pH de la pulpa, que está entre 11-11.5, hasta 8-8.5 y así desorber el calcio de la superficie de la molibdenita y de cierto modo limpiarla. Además, el control del pH en la flotación selectiva es vital, pues si el pH baja de 8 se puede generar gas sulfhídrico ($\text{H}_2\text{S}_{(g)}$) el cual es tóxico, odorífero y desplaza el aire, y constituye uno de los mayores riesgos en una planta de molibdeno.

Sulfhidrato de sodio: El sulfhidrato de sodio ($\text{NaHS}_{(l)}$) es un reactivo depresor de los sulfuros de cobre, pues destruye el recubrimiento colector formado en la flotación colectiva. Además, es un muy buen reductor por lo que en general, un parámetro de control que se tiene en las plantas de flotación de molibdeno es el potencial de la pulpa o ORP, el cual debe oscilar entre -500 y -520 mV para operar correctamente (Honores, 2023), sin activar la flotabilidad de otros sulfuros ni disminuir la del molibdeno y además no generar un sobre consumo de reactivo, pues este es el reactivo más caro que se utiliza en la flotación selectiva.

La especie activa del NaHS es el ion HS^- , el cual fácilmente puede formar gas sulfhídrico si no se tiene un buen control en el pH del proceso. En la Figura 9, se presenta el diagrama de estabilidad del HS^- .

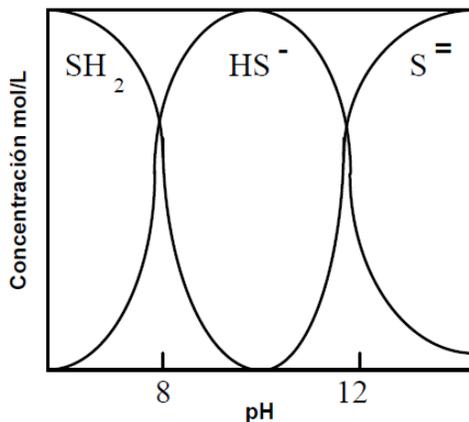
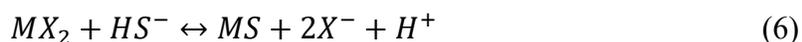
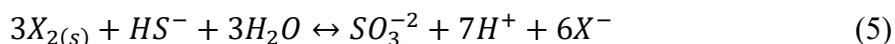


Figura 9. Diagrama de estabilidad de HS^- según rango de pH (L. Gutiérrez, 2022).

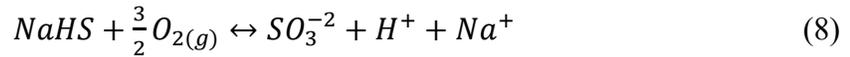
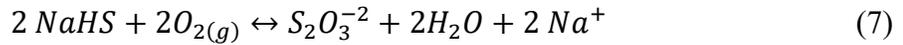
El NaHS tiene dos mecanismos de acción, o dos mecanismos de destrucción del recubrimiento colector; desorción de dixantógeno (X_2) y desorción de xantato metálico (MX_2).

Tanto el dixantógeno como el xantato metálico se formaron debido a la oxidación del xantato, y gracias a que el NaHS es un muy buen reductor, generará un ambiente reductor en la pulpa en el cual se producirán la Ec. 5 y Ec. 6, correspondientes a los dos mecanismos mencionados anteriormente, respectivamente.



Como ya se mencionó, el sulfhidrato de sodio corresponde al costo operacional más alto que se utiliza en las plantas de molibdeno, llegando a alcanzar un costo anual de 10 a 12 millones de dólares.

El consumo de este reactivo puede verse aumentado debido al gas con que se flote. Si se flota con aire, el oxígeno interacciona con el NaHS produciendo una descomposición del HS^- generando tiosulfato y iones sulfitos, según las Ec. 7 y Ec. 8, respectivamente.



Es por esto que la flotación de molibdeno se realiza con gases inertes, como lo es el nitrógeno, el cual además se puede obtener a partir de los gases de fundición, como lo es el caso de DCh.

2.1.4. Cinética de flotación

La cinética de flotación estudia como varía en el tiempo el flujo másico y la ley del concentrado de flotación. Esto tiene implicaciones en el diseño de los procesos ya que define el tiempo de flotación óptimo. Industrialmente, el tiempo de flotación determina el tamaño y número de celdas a utilizar en el proceso, lo que impacta en la economía del negocio.

Un parámetro importante para determinar este tiempo de flotación es la ley de corte o ley de cabeza. A medida que transcurre el proceso de flotación, la ley de mineral de interés va disminuyendo en la celda, pudiendo alcanzar el valor de la ley de corte. El tiempo en que se alcanza la ley de corte en la celda de flotación, puede ser determinado gráficamente, según se muestra en la Figura 10.

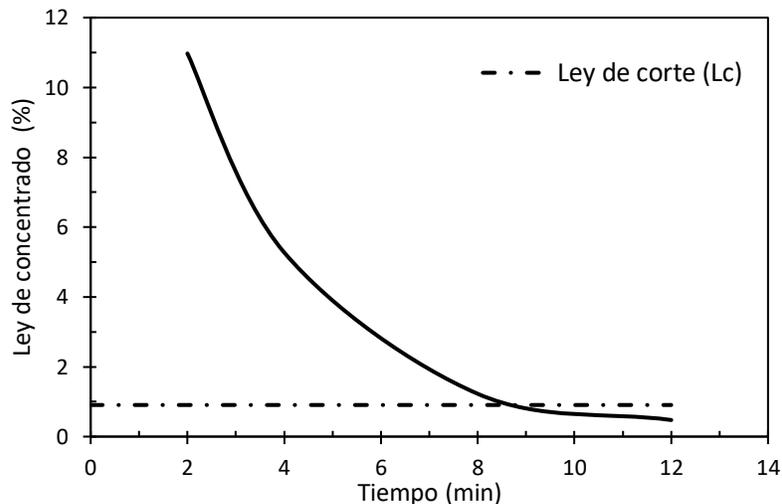


Figura 10. Determinación del tiempo de flotación a partir de la ley de corte (Elaboración propia).

A partir de la Figura 10, se tiene que la ley de corte es aproximadamente es de 1%, la ley del mineral de interés en el concentrado en el minuto 2 es de 11% y disminuye a mediada que transcurre la flotación, hasta alcanzar la ley de cabeza pasados 8 minutos. Por tanto, en este caso se recomendaría flotar este mineral mínimo por 8 minutos y medio.

Este tiempo de flotación, corresponde al tiempo de residencia (t_r) que es el tiempo que una partícula mineral permanece en la celda de flotación.

El tiempo de residencia se puede determinar también a partir de una razón, entre el volumen de reactor y el caudal total que pasa por él, según se muestra en la Ec 9.

$$t_r(h) = \frac{\text{Volumen útil reactor (m}^3\text{)}}{\text{Caudal (}\frac{\text{m}^3}{\text{h}}\text{)}} = \frac{V_r}{Q} \quad (9)$$

El tiempo de residencia es de suma importancia para poder escalar una operación, de nivel laboratorio a nivel industrial. Para ello existe el llamado Factor de Escalamiento (FE), que tiene distintos valores para distintos minerales, por ejemplo, para el molibdeno se tiene un FE de 3 – 3.5, para escalar el tiempo de residencia de laboratorio a planta.

Cuando en un proceso de flotación se tiene un menor tiempo de residencia del necesario, puede ocurrir lo que se denomina cortocircuito, esto implica que partículas de interés no tienen el tiempo necesario de operación que les permita abandonar la celda para ser concentradas. Este efecto se puede disminuir aumentando el número de celdas de flotación, lo que aumenta la posibilidad de las partículas de abandonar las celdas.

2.1.5. Dimensionamiento de equipos y diseño de circuitos

Para poder dimensionar equipos y diseñar circuitos de planta, es necesario conocer algunas ecuaciones que determinen el número de celdas necesarias para la operación. Usualmente en plantas, se utilizan flujómetros para monitorear la operación, aunque la literatura también permite obtener el flujo volumétrico de pulpa, a partir de la Ec. 10.

$$Q_p = M_T \left[\frac{1}{\rho_s} + \frac{1-s}{s\rho_L} \right] \quad (10)$$

Donde; Q_p corresponde al flujo volumétrico de pulpa (m^3/h), M_T es el flujo másico de material (t/h), ρ_s y ρ_L son la densidad del sólido y líquido, respectivamente, y s es la fracción de sólido ($^\circ/1$)

Una vez se determina el flujo volumétrico de pulpa, es posible determinar el número de líneas y de celdas necesarias. Las Ec. 11 y Ec. 12 presentan las fórmulas para determinar el número de celdas y número de líneas de flotación (Castro & García, 2006)

$$N_c = \frac{Q_p t_r}{V_c f} \quad (11)$$

$$N_l = \frac{N_c}{N_{c/l}} \quad (12)$$

Donde; V_c corresponde al volumen de la celda (m^3), f es la fracción de la celda ocupada por pulpa ($^{\circ}/1$), N_c es el numero de celdas, N_l es el número de líneas y $N_{c/l}$ es el número de celdas por línea.

2.1.6. Balance de masa

Los balances de masa en una planta son fundamentales para poder analizar el funcionamiento de esta, permitiendo operar y optimizar un proceso de manera correcta.

Todo balance de masa se basa en el principio de conservación de masa, esto quiere decir, que, en un sistema como lo es una planta concentradora, la materia no puede crearse ni destruirse (Incropera, 2007). La variación de masa en el tiempo, de un sistema está dada por la Ec 14.

$$\frac{dm}{dt} = \dot{m}_{entrada} - \dot{m}_{salida} \pm \dot{g} \quad (14)$$

El termino \dot{g} , corresponde al flujo de masa que se puede generar o consumir en el sistema. En caso de que los flujos máscicos de entrada y de salida sean iguales entre sí, y que no haya generación de materia, entonces no habría variación de inventario.

En una planta concentradora, se suelen tener varias etapas de flotación. En la Figura 11 se presenta una generalización de los flujos de masa en una etapa de flotación.

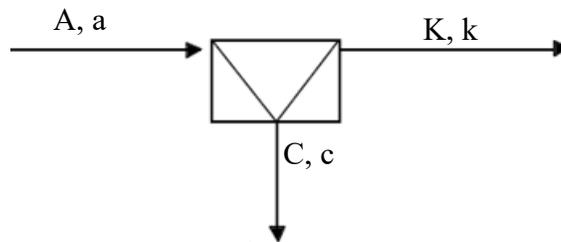


Figura 11. Flujos máscicos en una etapa de flotación (Elaboración propia).

Para cualquier etapa de flotación, como la presentada en la Figura 11, se tendrán flujos máscicos de alimentación, concentrado y cola, junto con sus respectivas leyes. Estos valores se detallan como sigue a continuación.

A, C, K: flujos másicos de alimentación, concentrado y cola de flotación, respectivamente (t/día). Notar que estos valores de tonelaje corresponden a mineral seco.

a, c, k: leyes de metal valioso contenido en la alimentación, concentrado y cola de flotación, respectivamente (%). Notar que estas leyes se calculan en base al mineral seco.

De este modo, para cualquier etapa de flotación, se pueden plantear las siguientes ecuaciones de balance de masa global y de finos, presentadas en las Ec. 15 y Ec. 16, respectivamente.

$$\text{Balance masa global} \quad A = C + K \quad (15)$$

$$\text{Balance masa finos} \quad Aa = Cc + Kk \quad (16)$$

En base a estas ecuaciones de balance, se puede obtener los valores de índices metalúrgicos, como lo son la recuperación, recuperación en peso y razón de enriquecimiento (Castro & García, 2006). Estos parámetros son esenciales a la hora de realizar un balance de masa.

La recuperación R, mide la eficiencia del proceso de flotación y se puede calcular como la razón entre el mineral de interés contenido en el concentrado y el mineral de interés en la cabeza, como se muestra la Ec. 17.

$$R = \frac{Cc}{Aa} \times 100 \quad (17)$$

Por otro lado, la recuperación en peso R_p , es la relación entre la cantidad de mineral del concentrado respecto la alimentación, como se muestra en la Ec. 18.

$$R_p = \frac{C}{A} \times 100 \quad (18)$$

Tanto la R como la R_p se pueden reescribir en término de las leyes, a partir del trabajo algebraico de las Ec 15 y Ec 16, las cuales se muestran a continuación en las Ec. 19 y Ec. 20, respectivamente.

$$R = \frac{c(a-k)}{a(c-k)} \times 100 \quad (19)$$

$$R_p = \frac{(a-k)}{(c-k)} \times 100 \quad (20)$$

El tercer índice metalúrgico corresponde a la razón de enriquecimiento RE, la cual corresponde a la relación entre la ley de mineral de interés en el concentrado respecto de la

ley de alimentación. Para que exista enriquecimiento se debe cumplir que el valor de la RE debe ser mayor a uno. A continuación, la RE se presenta en la Ec. 21.

$$RE = \frac{c}{a} \quad (21)$$

2.1.7. Ajuste de balance de masa

Usualmente en una operación industrial, al realizar muestreos de planta se tiene que la toma de muestras y el manejo de estas pueden tener desviaciones, de manera tal que la ley de conservación de masa no se cumple, esto quiere decir que las masas de entrada son distintas a las masas de salida (Ec. 22).

$$A a \neq C c + K k \quad (22)$$

Por lo tanto, para poder satisfacer la conservación de masa en todas las etapas de un circuito, se debe realizar un ajuste del balance metalúrgico. Uno de los métodos utilizados para realizar un ajuste de balance, es el método de Multiplicadores de Lagrange.

Ajuste de balance por Multiplicadores de Lagrange

El ajuste de balance por Lagrange es un método ampliamente utilizado ya que ayuda a disminuir la desviación por incertidumbre de datos considerados en el balance. Para poder aplicarlo, se deben tener las siguientes consideraciones.

- 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 del balance metalúrgico debe creerles más a las variables que tienen menor error de medición, lo que se asegura incorporando factores de peso.

Para poder formular el ajuste de balance, es necesario considerar un balance matricial del tipo $A \times B=C$, donde A, B y C, son matrices de las siguientes dimensiones, $(m+n) \times (m+n)$,

$(m+n) \times 1$, $(m+n) \times 1$, respectivamente. Donde, además, se tiene como n el número de nodos dentro del circuito y m el número de variables independientes.

A cada medición, se le debe asignar un factor de peso W_i , en función de la certeza de la medición, de esta manera un planteamiento del ajuste de balance por Lagrange se presenta en la Ec. 23.

$$\begin{pmatrix} W_1 & 0 & \cdots & 0 & \vdots & K_{11} & K_{21} & \cdots & K_{n1} \\ 0 & W_2 & \cdots & 0 & \vdots & K_{12} & K_{22} & \cdots & K_{n2} \\ \vdots & \vdots & \ddots & \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ 0 & 0 & \cdots & W_n & \vdots & K_{1m} & K_{2m} & \cdots & K_{nm} \\ \cdots & \cdots \\ K_{11} & K_{12} & \cdots & K_{1m} & \vdots & 0 & 0 & \cdots & 0 \\ K_{21} & K_{22} & \cdots & K_{2m} & \vdots & 0 & 0 & \cdots & 0 \\ \vdots & \vdots & \ddots & \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ K_{n1} & K_{n2} & \cdots & K_{nm} & \vdots & 0 & 0 & \cdots & 0 \end{pmatrix} \cdot \begin{pmatrix} F_1 \\ F_2 \\ \vdots \\ F_m \\ \cdots \\ \lambda'_1 \\ \lambda'_2 \\ \vdots \\ \lambda'_n \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} W_1 f_1 \\ W_2 f_2 \\ \vdots \\ W_m f_m \\ \cdots \\ 0 \\ 0 \\ \vdots \\ 0 \end{pmatrix} \quad (23)$$

La Ec. 23 corresponde a un sistema matricial, el cual se puede reescribir de una manera simplificada, según se muestra en la Ec. 24.

$$A \cdot B = C \quad (24)$$

El vector solución B , que contiene los valores ajustados de los flujos y los valores de los Multiplicadores de Lagrange, es posible calcularlo a partir del producto entre la matriz inversa de A y el vector de datos conocidos C (Ec. 25).

$$B = A^{-1} \cdot C \quad (25)$$

2.2. Antecedentes de la Planta Flotación Selectiva Chuquicamata

2.2.1. Historia División Chuquicamata

La mina de Chuquicamata es ampliamente conocida por ser la mina de cobre a rajo abierto más grande a nivel mundial, está ubicada en la Región de Antofagasta a 15 km al norte de Calama. (CODELCO-Corporación Nacional del Cobre, s. f.)

La explotación del rajo comenzó en el año 1915 bajo la empresa estadounidense Anaconda Copper Mining Company, para posteriormente en 1971 pasar a ser del Estado chileno gracias a la “Nacionalización de la Gran Minería del Cobre” durante el gobierno de Salvador Allende, proceso en el cual se creó la empresa estatal Codelco (Corporación Nacional del Cobre de

Chile), quien administra y opera la producción de Chuquicamata, junto con seis divisiones más.

Actualmente la división Chuquicamata se encuentra viviendo un importante proceso de transformación. Luego de 104 años de explotación del rajo, en 2019 se inauguró Chuquicamata Subterránea, la cual está ubicada justo debajo del rajo y cuya explotación permitirá extender la operación de la división 40 años más. Si bien este yacimiento aun no opera a su máxima capacidad, sus reservas alcanzan 1028 millones de toneladas de mineral con una ley de cabeza de 0.82% Cu y permitirá prolongar la vida útil de la mina y continuar con la extracción de cobre de manera más eficiente y sostenible. (CODELCO-Corporación Nacional del Cobre, s. f.)

2.2.2. Planta Flotación Selectiva

La planta de flotación selectiva de Chuquicamata se compone a grandes rasgos, de una etapa de flotación rougher y seis etapas de limpieza, cinco en celdas de flotación convencional y una en celdas columnares y tiene la configuración típica de las plantas de flotación selectiva donde los concentrados avanzan a la siguiente etapa de limpieza y las colas se devuelven a la etapa anterior, para así disminuir la pérdida de molibdeno en el circuito y alcanzar valores de recuperaciones globales mayores.

El flujo de concentrado colectivo (CC) que llega a la planta es de aproximadamente 350-380 m³/h, el cual llega a los espesadores de cabeza C6 y C7, donde se ajusta el porcentaje de sólido de la pulpa de 20-25% a 42-45 %. En los espesadores de cabeza se recibe también el flujo de cola primera limpieza (K1L) y en conjunto son enviados al estanque agitador AG 074, donde se le adiciona ácido sulfúrico para ajustar el pH de la pulpa, de 11 a 8.5. Una vez ajustado el pH, el flujo es enviado al DP 09 y alimenta a las dos líneas de flotación primaria (FP) BC 010 y BC 011. La cola de la flotación primaria (KP) es enviada a la planta de filtros para posteriormente secar el concentrado de cobre y enviarlo a la fundición. El concentrado primario (CP) es enviado al estanque agitador AG 102B donde se agrega ácido sulfúrico para ajustar nuevamente el pH de la pulpa para posteriormente enviar el flujo de pulpa al distribuidor de pulpa 1 (DP 1) y así alimentar la flotación primera limpieza (F1L), en celdas convencionales.

La F1L se lleva a cabo en dos líneas de flotación, BC 018 y BC 019. El flujo de K1L es enviado a los espesadores de cabeza C6 y C7, y el concentrado primera limpieza (C1L) es enviado al espesador intermedio C8, para ajustar el porcentaje de descarga a 40-45% y así alimentar las columnas de flotación C 107 y C 108. Estas columnas son las únicas celdas en todo el circuito que son flotadas con aire en vez de nitrógeno, ya que la planta no cuenta con una línea de nitrógeno que abastezca estas celdas.

Cabe destacar que tanto la etapa de FP como F1L, reciben flujo de NaHS al inicio de cada línea de flotación y su dosificación se regula mediante la medición de ORP, el cual varía de -450 mV a -500 mV. El consumo de NaHS es aproximadamente 6.5 kg/t CC y su dosificación suele variar entre 12-16 L/min por línea de flotación. En cambio, el ácido sulfúrico tiene una dosificación por línea de FP y F1L de a 4.7 y 1 L/min, respectivamente.

El concentrado global de ambas columnas (C C107/C108) es enviado directamente al BC 020, es decir, a la flotación cuarta limpieza (F4L) debido a la alta ley de molibdeno que logran sus concentrados. Sin embargo, las colas de las columnas son enviadas por separado a la siguiente etapa del circuito, correspondiente a la flotación segunda limpieza (F2L), la cual se compone por tres líneas de flotación, los BC 401 A/B/C.

Generalmente en la F2L, se operan dos líneas, el BC 401 A y el BC 401 C; la alimentación del BC 401 C corresponde al conjunto de cola tercera limpieza (K3L), cola columna 107 (K C107) y cola columna C109 o C110, que funcionan como columnas de repaso del concentrado final de molibdeno cuando no se logra la calidad deseada. La alimentación del BC 401 A corresponde solo a la cola de la columna 108 (K C108). Posteriormente, las colas de la F2L son devueltas al DP 1 y a la etapa de F1L, mientras que los concentrados de ambas líneas son enviados a la flotación tercera limpieza (F3L).

La F3L opera con dos líneas, los BC 403 A/B, ambas líneas reciben la misma carga de alimentación, correspondiente al concentrado segunda limpieza (C2L) y cola cuarta limpieza (K4L). El concentrado tercera limpieza (C3L) es enviado a alimentar la flotación cuarta limpieza (F4L) en conjunto con el concentrado columnar y la cola quinta limpieza (K5L). Las colas de la tercera limpieza (K3L) como ya se mencionó, retrocede en el circuito y alimenta al BC 401 C.

La F4L recibe como flujo de alimentación el C3L, C C107/C108 y K5L. La cola cuarta limpieza (K4L) retrocede en el circuito y alimenta la F3L, mientras que el concentrado cuarta limpieza (C4L) avanza en el circuito a la flotación quinta limpieza (F5L).

La F5L se lleva a cabo en dos líneas de flotación, los BC 406 A/B. La cola quinta limpieza (K5L) retrocede en el circuito y alimenta la F4L, mientras que el concentrado quinta limpieza (C5L) constituye el concentrado final de molibdeno si es que tiene 48% Mo. En caso de no lograr la calidad deseada en el C5L, se envía a las columnas C109 o C110 para repasar este flujo y lograr la calidad final deseada.

En ambos casos, una vez el concentrado final logra esta calidad de 48% Mo, se envía al estanque T 40 y se distribuye a los estanques 501 A/B/C/D. Desde el estanque 501 A finalmente se envía el concentrado final de molibdeno a la planta de filtros de molibdeno. El concentrado pasa por el filtro Hoesch y sale con un 8% humedad. Este queque es enviado a secadores rotatorios donde el concentrado sale con menos de 1% de humedad para finalmente ser embazado en maxi sacos de 1202 kg. La producción de concentrado final de molibdeno, bajo condiciones normales de alimentación a planta y ley de Mo, alcanza aproximadamente 35 t/día, lo que equivale a 29 maxi sacos.

El diagrama completo del circuito se presenta en la Figura 12. Cabe destacar, que la enumeración utilizada para los flujos en este diagrama contempla algunos flujos que por condiciones de planta y de seguridad no son posibles de muestrear, por lo que la enumeración de los muestreos diferirá de esta y se presentarán más adelante según corresponda.

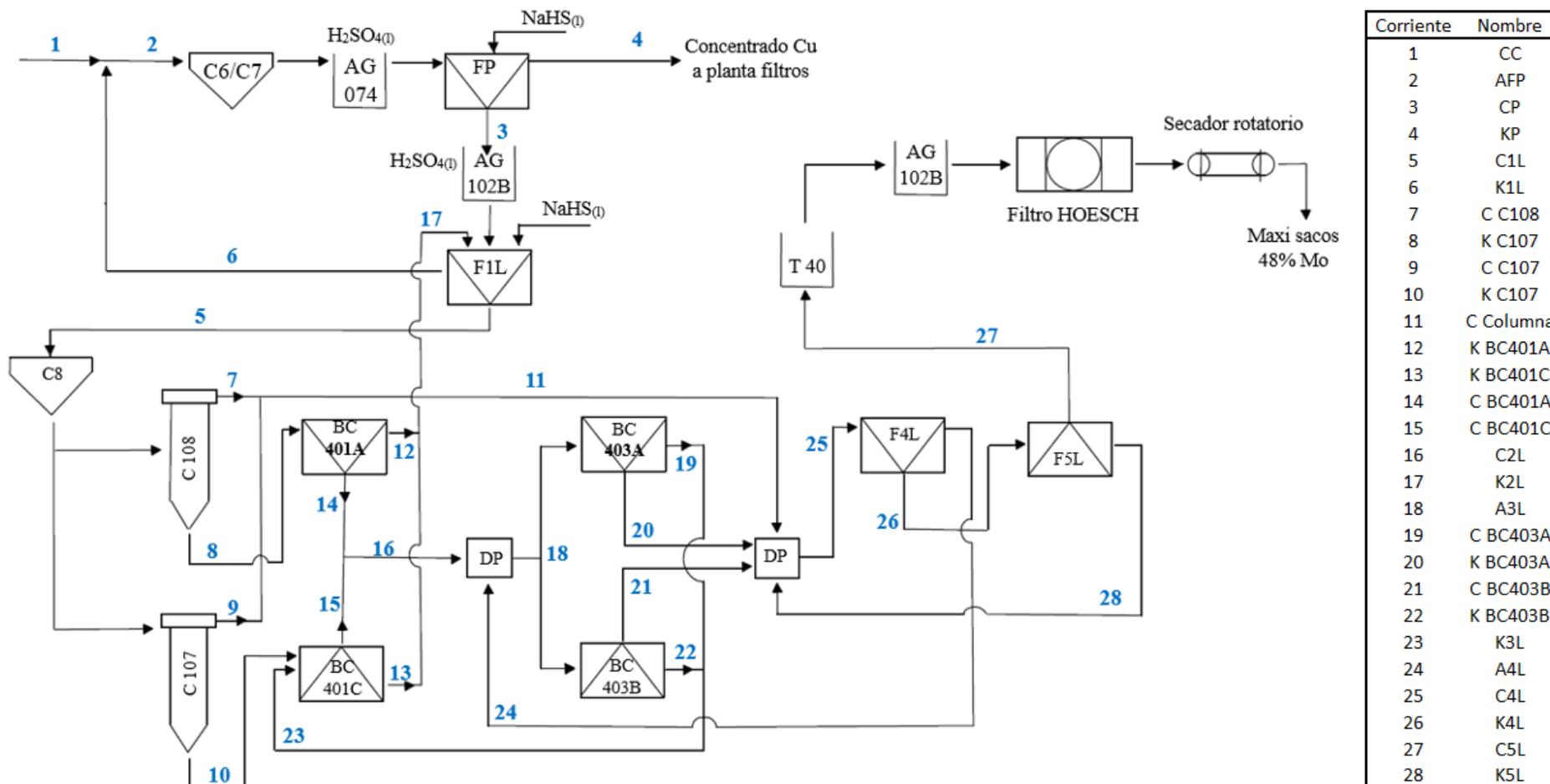


Figura 12. Diagrama de flujo Planta de flotación selectiva, Chuquicamata, Codelco (Elaboración propia).

Equipos por etapa

En base a la descripción del circuito, en la Tabla 1 se presentan la distribución de celdas por cada etapa del proceso y sus características.

Tabla 1. Distribución de celdas por etapa y sus características.

Etapa	Línea	# Celdas	Arreglo	V/celda (pie ³)	V/celda (m ³)	V _{total} /etapa (m ³)
FP	BC 010	10	2x2x2x2x2	500	14.2	283
	BC 011	10	2x2x2x2x2			
F1L	BC 018	8	2x2x2x2	300	8.5	127
	BC 019	7	2x2x3			
F2L	BC 401 A	20	4x4x4x4x4	40	1.1	68
	BC 401 B	20	4x4x4x4x4			
	BC 401 C	20	4x4x4x4x4			
F3L	BC 403A	18	4x6x8	40	1.1	41
	BC 403B	18	4x6x8			
F4L	BC 020	6	2x2x2	300	8.5	51
F5L	BC 406 A	8	1 banco de 8	30	0.8	14
	BC 406 B	8	1 banco de 8			
Dorr Oliver	-	1	1	1600	45.3	45.3

También, en la Figura 13, se presenta una fotografía de la celda Dorr Oliver.



Figura 13. Celda Dorr Oliver, Planta de Molibdeno, Chuquicamata.

2.2.3. Antecedentes del insoluble en la Planta Selectiva

Para comprender el origen y la importancia de los problemas operacionales ocasionados por el aumento de insoluble es necesario establecer algunos antecedentes.

La corriente de cola primera limpieza (K1L) se caracteriza por tener altos niveles de insoluble y presentar granulometría fina. En la configuración normal del circuito se tiene que este flujo es recirculado en su totalidad a los espesadores de cabeza C6 y C7, donde se mezcla con el concentrado colectivo (CC) y conforman la alimentación a la flotación primaria (AFP).

Por otro lado, se entiende por insoluble como toda la ganga que tiene en su composición Si y O, y el rango normal de insoluble en el concentrado colectivo que alimenta la planta es de 12 – 15%. En la Figura 14, se presentan los valores máximo y promedio de la ley de insoluble en el CC, durante el 2022 y 2023.

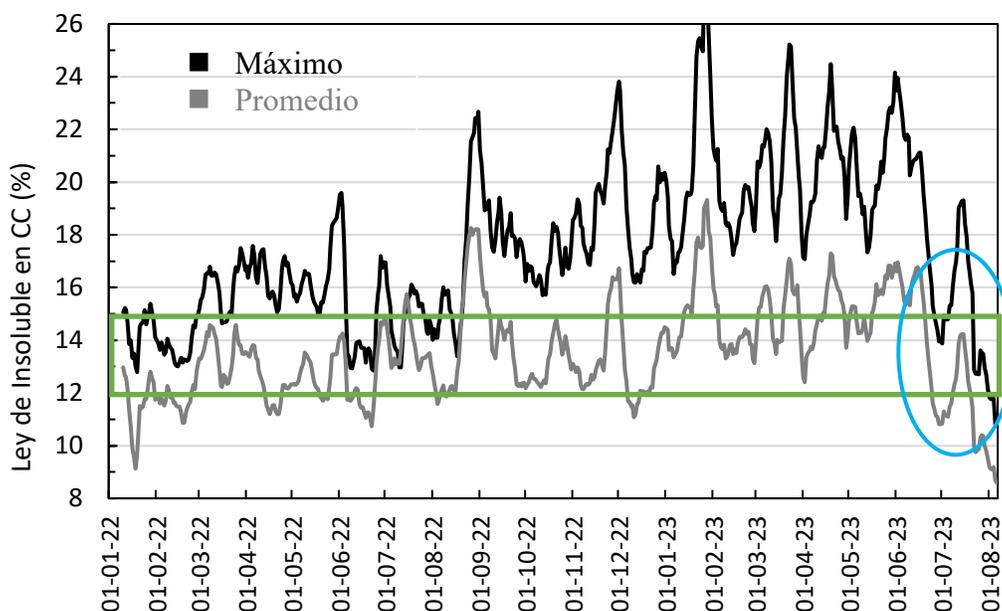


Figura 14. Ley máxima y promedio de Insoluble en el CC, durante 2022 y 2023.

A partir de la Figura 14, el recuadro verde representa el rango normal de operación del %Ins en el CC, de 12 a 15%. Además, desde mediados del 2022, se presentó un aumento sostenido de la ley de Ins en el CC y alcanzó niveles máximos de 26%, situación que se vio mantenida especialmente durante los meses de mayo y junio del 2023, periodo en el cual se dio el rebose de pulpa de CC en los espesadores de cabeza de la Planta de Molibdeno. Notar que esta

condición cambió significativamente a partir de julio, donde los valores promedio y máximos de Ins en el CC ya se encontraban dentro del rango normal de operación de 12 a 15%.

De manera similar, en la Figura 15, se presentan los flujos máxicos de AFP, CC y K1L, durante el mismo periodo de 2022 y 2023.

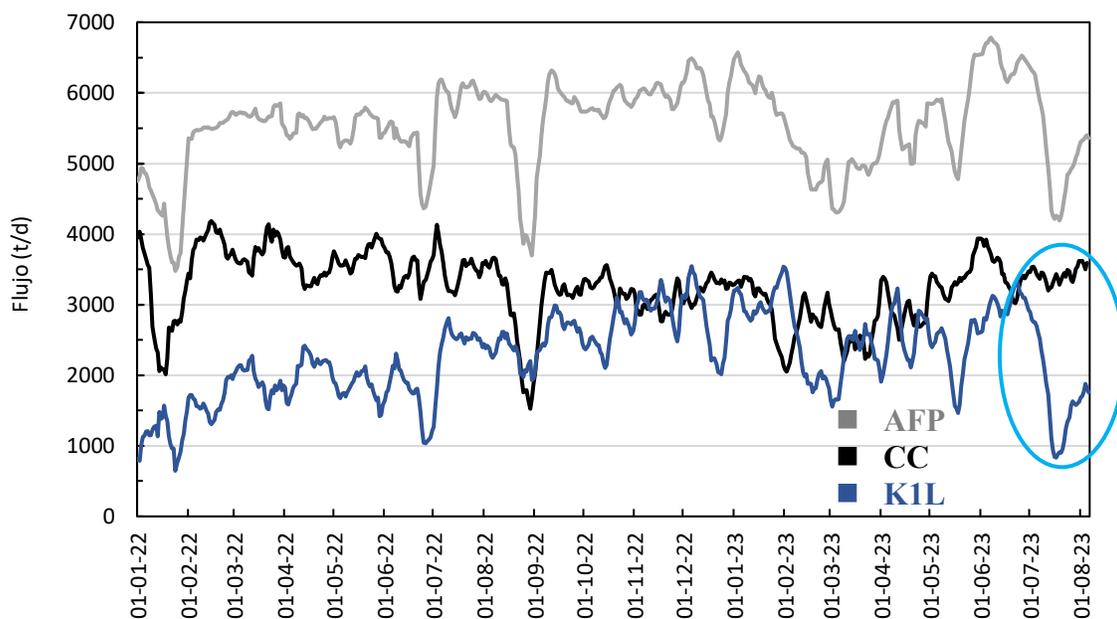


Figura 15. Flujos máxicos de AFP, CC y K1L durante 2022 y 2023.

De la Figura 15, se tiene que la carga circulante, es decir, el flujo de K1L respecto al CC, experimentó un aumento significativo durante el mismo periodo de estudio anterior, desde mediados del 2022 hasta junio 2023.

En la Figura 16, se presentan los valores de %R Mo promedio de cada mes, para el mismo periodo de evaluación.

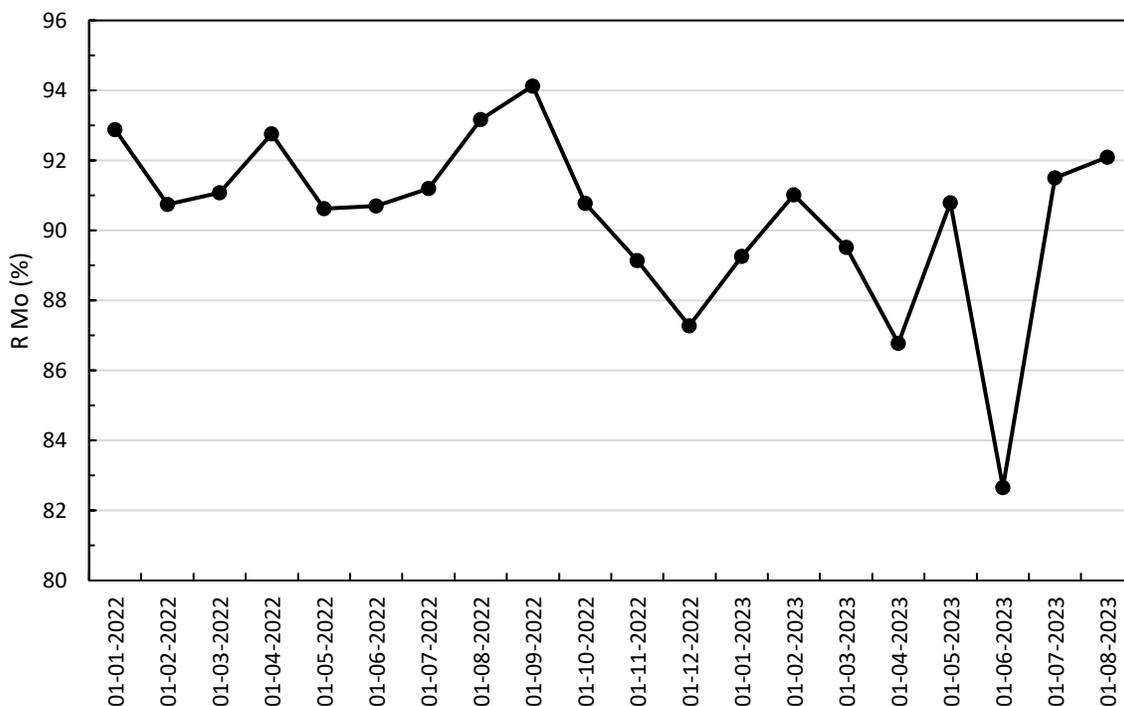


Figura 16. Recuperación Mo mensual durante 2022 y 2023.

A partir de la Figura 16, se reflejan las consecuencias del aumento de la ley de Ins y de la carga circulante, presentados en las Figuras 14 y Figura 15, respectivamente, en la Recuperación global de molibdeno. El estándar de R Mo es de 92 %, y se tiene a partir de la Figura 16, que dicho estándar no se cumplió en el mismo periodo de estudio, en particular, durante el mes de junio 2023 se tuvo una R Mo de 82.7 %.

Este aumento de insoluble se debe principalmente a dos razones. La primera es el aumento de ingreso de mineral de la División Radomiro Tomic, el cual es un material alterado y arcilloso. En la Figura 17, se presenta el porcentaje de alimentación de mineral de la División Radomiro Tomic a la Planta concentradora de Chuquicamata.

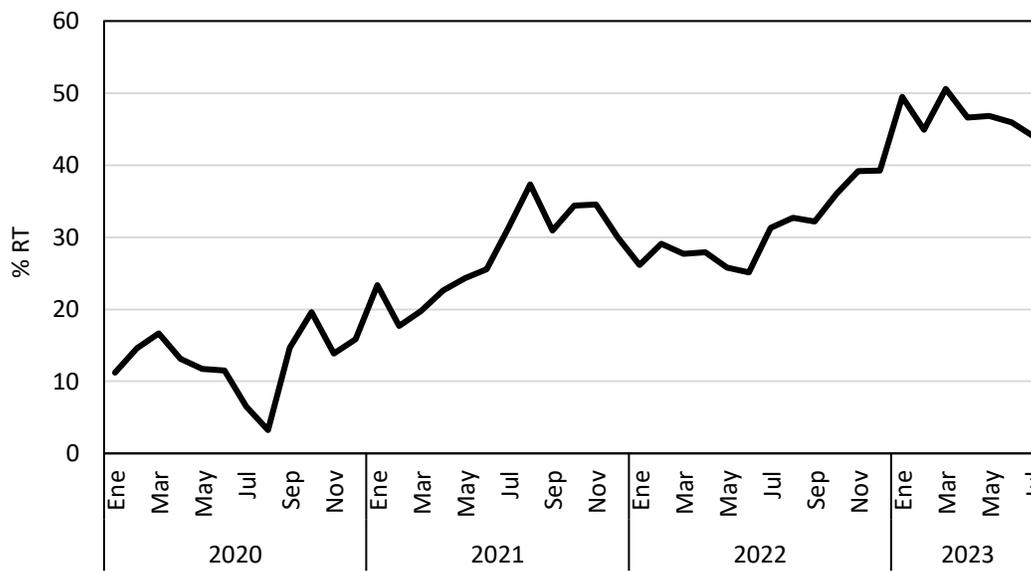


Figura 17. Porcentaje de mineral alimentado desde DRT (S. Honores, 2023).

Y, en segundo lugar, se tiene que, en la etapa de limpieza colectiva, que produce el concentrado colectivo que llega a la planta de molibdeno, se tenía un desconocimiento del estándar operacional por línea, pues la etapa de limpieza colectiva tenía un control cinético global, lo que no permitía tener un control tan preciso de la etapa ante un aumento del insoluble.

2.2.4. Problemas asociados al insoluble en la flotación selectiva

En base a lo planteado en el apartado 2.2.3, se pueden describir los problemas operacionales que este aumento de insoluble produce en planta.

Disminución de la velocidad de sedimentación en los espesadores de cabeza.

Este aumento de la ley de insoluble en el CC se vio reflejado en la disminución de la velocidad de sedimentación de los espesadores de cabeza a tal punto de que estos tenían reboses con 8 -10% de sólido.

Bajo este escenario, se tienen dos opciones para lidiar con el rebose de los espesadores; lo primero es almacenar la pulpa dentro de la planta para poder recircularla al circuito y reprocesarla y, en segundo lugar, se puede almacenar para después enviarlo directamente a filtros y fundición, perdiendo todo el Mo fino contenido en él.

La decisión tomada en este caso fue la segunda opción, esto significo la pérdida directa de 14.500 toneladas de CC con una ley de Mo de 2.5%. En la Figura 18, se presenta una fotografía del espesador T5 donde se acumuló el rebose de los espesadores de cabeza C6 y C7.



Figura 18. Espesador T5, acumulando flujo rebosado de los espesadores de cabeza C6 y C7 (Elaboración propia).

Este problema se pudo haber abordado aumentando la dosificación de reactivos desde la planta de floculantes, pero lamentablemente esta planta opera adecuadamente hasta un máximo de 15% Ins. Además, es una planta relativamente nueva, creada hace tres años, y aun no se tiene el conocimiento necesario para controlar la dosificación de reactivos bajo este tipo de escenarios operacionales.

En un estudio exploratorio realizado con el fin de determinar la mejor dosificación de reactivos, se obtuvieron los resultados de sedimentación presentados en la Tabla 2.

Tabla 2. Resultados pruebas de sedimentación exploratorias.

Fecha	%Ins CC	NTU	V sed (cm/s)
25-may	17	144	0.51
02-ago	7.9	49	1.48

De la información presentada en la Tabla 2, se puede apreciar que efectivamente las variables de sedimentación de NTU y velocidad de sedimentación se ven ampliamente afectadas para una condición de alto nivel de %Ins en el CC. En particular, la velocidad de sedimentación

es tres veces más rápida y los valores de NTU son un tercio para un 7.9% Ins en el CC, en comparación a un 17% Ins CC.

Disminución de la recuperación global de Mo

En el caso de Chuquicamata, se tiene que el insoluble contiene en su matriz hasta un 65% de Ca asociada a él, por tanto, se tiene una relación directamente proporcional entre el aumento de calcio respecto al aumento de Ins. En la Tabla 3, se presenta la distribución del Ca en el CC (para una ley de Ca 0.24%).

Tabla 3. Distribución de Ca en CC (Ley Ca 0.24%) (Honores, 2023).

Especie	Fórmula	% Másico	% Distribución Ca
Feldespato Plagioclasa	$(\text{Na,Ca})(\text{Si,Al})_3\text{O}_8$	2.49	61.2
Apatito	$\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3(\text{F,Cl,OH})$	0.07	15.0
Otros silicatos		0.17	13.1
Anhidrita/Yeso	CaSO_4	0.08	9.58
Feldespato Albita	$\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$	0.41	0.76
Cuarzo	SiO_2	2.78	0.34
Fe óxidos/Hidróxidos		0.04	0.01
Otros		0.07	0.00
		Total	100.0

Sumado a lo anterior, se sabe que el calcio en la flotación de molibdeno es perjudicial debido a las interacciones que el calcio tiene sobre la superficie de la molibdenita, disminuyendo su flotabilidad y su recuperación en el proceso global.

Este efecto se ve reflejado en la Figura 19, que muestra la ley de Ca en el CC versus el Mo en la KP.

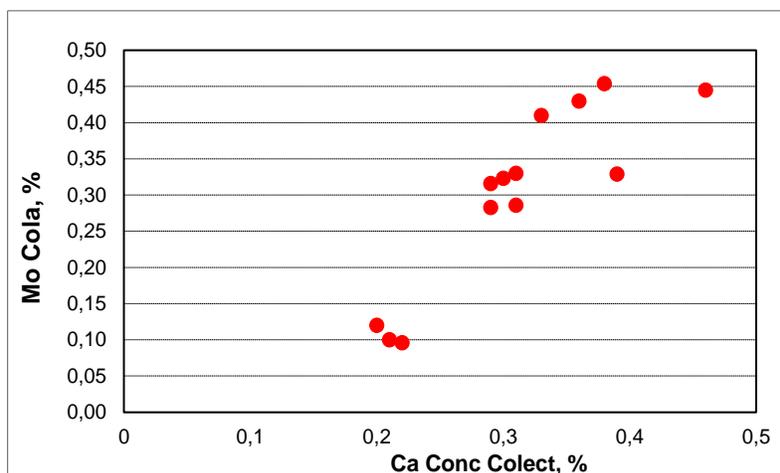


Figura 19. Relación de la ley de Mo en KP versus ley de Ca en el CC. (Honores, 2023)

A partir de la Figura 19, se ve un comportamiento sostenido de que mientras mayor es la ley de Ca en el CC, mayor es la ley de molibdeno en la cola primaria, es decir, mientras más calcio hay en la alimentación más es el molibdeno que no se recupera en la etapa de flotación rougher.

Un posible control para esta problemática sería controlar el pH disminuyéndolo, de este modo se desestabilizarían los precipitados de calcio sobre la molibdenita y esta tendría mejores valores de recuperación, lamentablemente este control no se recomienda, pues se podría dar la formación de gas sulfhídrico bajo la condición de bajo pH.

Otro posible control es aumentar el agua fresca al sistema, para disminuir la concentración de calcio en el agua del proceso con el mismo fin del párrafo anterior, pero de manera similar no es recomendable aplicarlo a planta, ya que implicaría un aumento en el consumo de un recurso limitado y valioso como lo es el agua en una planta concentradora.

Contaminación del concentrado final de Mo

Si aumenta el %Ins en el concentrado final de molibdeno, por simple ajuste de leyes, se tiene que disminuirá la ley de Mo. Un concentrado de molibdeno para poder ser vendido en el mercado sin sufrir una penalización económica debe tener mínimo una ley de 48% Mo. Por tanto, el tener este tipo de concentrados ralentiza la producción y la venta de estos, pues se estos concentrados de baja calidad se mezclan con otros que, si cumplen con la ley de Mo requerida, para así no sufrir de esta penalización económica.

En la Tabla 4, se presentan dos concentrados finales, obtenidos bajo dos condiciones de alto y bajo Ins.

Tabla 4. Comparación de composición de concentrados finales de Mo.

%	Ca	Cu	Fe	Ins	Mo	Pb	Zn
Alto Ins	0.338	4.08	2.16	18.1	41.52	0.034	0.175
Bajo Ins	0.496	1.69	1.48	4.7	50.19	0.041	0.101

Como se presenta en la Tabla 4, se tiene el caso de que para un alto Ins (18.1%) en el concentrado final, por consecuencia disminuye la ley de Mo a 41.52%. En cambio, cuando se tiene un bajo Ins (4.7%) en el concentrado final, la ley de Mo es incluso mayor a la esperada, alcanzando un 50.19% Mo.

Una manera de mejorar este efecto sería controlando la cinética de flotación en las etapas de limpieza de manera tal de mantener la calidad del concentrado final. Esto es posible de realizar en planta, pero no es recomendable sostener esta acción en el tiempo, ya que puede llegar a pasar la cuenta por un aumento de la carga circulante del sistema.

Mala calidad de los concentrados de cobre enviados a fundición

Un concentrado de cobre, correspondiente a la KP en nuestro sistema, con alto nivel de insoluble se dice que tiene mala calidad debido a todos los problemas operacionales que conlleva en la siguiente etapa del proceso correspondiente a la fundición, como lo es el manejo y sangrado de la escoria, la pérdida de cobre por arrastre mecánico, entre otros. Además, en Chuquicamata la ley de Ins aceptable en fundición es de un 14%

Aumento de flujo de carga circulante en la planta

Para poder mantener la recuperación global de molibdeno sobre el 92% esperado, se tiene que levantar más masa y en consecuencia aumentar la recuperación en peso. De esta manera se aumenta el flujo de CP y por tanto la cantidad de masa que avanza hacia las etapas de limpieza posteriores.

Esto se puede visualizar en la data presentada en la Tabla 5, donde se presentan los valores de recuperación en peso de la flotación primaria y recuperación global de molibdeno mensuales para dos condiciones, de alto y bajo %Ins.

Tabla 5. Recuperación en peso flotación rougher y recuperación global de molibdeno, para dos condiciones de %Ins.

Mes	%Rp FP	%Ins CC	%R Mo
Mayo	60	15.8	90.8
Julio	40.8	11.3	91.5

Como se presenta en la Tabla 5, se tienen los valores promedio mensuales de Rp y R Mo para dos condiciones de %Ins. Se tiene durante julio, que para un valor de 11.3% Ins en la flotación rougher se tiene una Rp de 40.8% y se logró una recuperación global de molibdeno de 91.5%. En cambio, durante mayo, para una condición de 15.8% Ins en el CC se tiene una Rp mucho mayor de 60%, es decir, se tiene que levantar más masa en la flotación rougher para poder mantener la recuperación global de molibdeno, que incluso así, no logra superar la recuperación del mes de julio.

Una posible mejora para esta problemática, es decir, para disminuir la carga circulante, se puede controlar la cinética de la flotación rougher, levantando menos masa y ser más selectivo con respecto al molibdeno, pero de ser una acción sostenida en el tiempo, se vería afectada la recuperación global de molibdeno.

Durante los meses de mayo y junio, se percibió un aumento de este nivel de insoluble en el CC alcanzando valores máximos de hasta 28%, según se muestra en la Figura 14. Esto resultó en el rebose de pulpa de los espesadores C6 y C7 con % sólidos de 8 – 10%, se acumularon en la planta aproximadamente 14.500 t de concentrado colectivo (2.5% Mo) que fueron enviadas después a la planta de filtros y a fundición, perdiendo todo el Mo contenido en él correspondiente a 362.5 t finas de Mo.

En base a todo lo anterior, se propuso una nueva configuración del circuito en la cual se tratará aproximadamente el 50% del flujo de K1L en la celda Dorr Oliver y el 50% restante se enviará a los espesadores C6 y C7 como de costumbre, como se muestra en la Figura 1.

Con esta configuración se pretende disminuir la carga circulante del sistema, disminuir la granulometría fina y el insoluble que se recircula a los espesadores para controlar y disminuir el rebose de estos.

Capítulo III. Metodología experimental

La metodología de trabajo abarcó tres procesos; pruebas de sedimentación, flotaciones en laboratorio y muestreos en planta.

3.1. Pruebas de sedimentación

Se tomó muestra de CC y K1L y se realizó pruebas de sedimentación con distintas proporciones de estas muestras, con esto se simuló lo que ocurre en los espesadores de cabeza en distintas condiciones y se analizó la incidencia de la corriente K1L en las variables de sedimentación; velocidad de sedimentación, NTU, sólidos en suspensión (SS) y granulometría. Se tomó muestra de floculante y coagulante fresco que estaba alimentando a planta, estos reactivos se dosificaron igual que en planta, 40 g/t de floculante y 20 g/t de coagulante.

A las muestras originales de CC y K1L, se midió el porcentaje de sólido y se realizó análisis granulométrico de % +325#. Además, de reportes de bitácora, se consultó y registró la ley de insoluble de cada muestra.

Se preparó las probetas de sedimentación de 1 L, bajo tres proporciones; 40% CC – 60% K1L, 50% CC – 50% K1L, 60% CC – 40% K1L. Se obtuvo el porcentaje de sólido de cada una de las probetas, con eso se calculó los mL de floculante y coagulante de cada una, mediante una plantilla de Excel.

A cada probeta se le pegó cinta de papel, se tapó y se agitó cinco veces para homogenizar la muestra, se le añadió los mL correspondientes de coagulante y se agitó cada probeta cinco veces. Luego se añadió los mL correspondientes de floculante y se agitó cada probeta cinco veces y se inició la prueba.

Cada probeta se marcó a los siguientes tiempos; 1, 3, 5, 7, 10, 15, 20, 25 y 30 minutos. Finalizada la prueba, se tomó una muestra de agua clara con una jeringa de cada probeta y se midió NTU y SS con un turbidímetro.

Se registró la distancia entre las marcas de cada tiempo y se calculó la velocidad de sedimentación mediante Excel. En la Figura 20, se presentan las probetas una vez finalizadas las pruebas de sedimentación.



Figura 20. Probetas de sedimentación (Elaboración propia).

Una vez se registró toda la data, se pasó cada probeta por malla 325# y se secó la masa retenida, con lo que después se calculó el % +325# de cada muestra. Finalmente, se envió la masa retenida a análisis de DRX por insoluble.

3.2. Pruebas de flotación de laboratorio

3.2.1. Pruebas de flotación K1L

Se tomó muestra de K1L y se flotó durante varios días, con lo que se obtuvo una estadística. Se realizaron las pruebas de flotación bajo dos condiciones de pH; al pH de la pulpa 10.5 y pH ajustado a 8.5, y potencial en -520 mV.

A la muestra se le midió el porcentaje de sólido y se preparó una probeta con muestra homogénea de 1.35 L de pulpa para ser flotada. Se preparó la celda, se encendió y agitó la pulpa, se midió pH y potencial iniciales y se ajustó el pH según lo indicado con ácido sulfúrico y el potencial con NaHS. Una vez bajo las condiciones indicadas, se abrió la válvula de nitrógeno y se dio comienzo a la prueba de flotación.

Se detuvo la flotación según la espumabilidad que presentó la pulpa, por lo que se tomó concentrados a los 2, 8 y 12 minutos, según correspondió. Posteriormente, se filtró la alimentación, los concentrados y la cola de cada prueba, y se secó en horno.

Luego, se masó cada queque y se registró su peso, se disgregó cada muestra en malla 16# y se prepararon en sobres rotulados para posteriormente ser analizados en DRX y análisis químico, por cobre, hierro, molibdeno e insoluble. Con los resultados se obtuvo una estadística y se estudió la flotabilidad de la corriente K1L.

En la Figura 21, se presentan los materiales de flotación.



Figura 21. Materiales de flotación (Elaboración propia).

3.2.2. Pruebas cinéticas de flotación

Se tomó muestras de la alimentación de todas las etapas del circuito (FP, F1L, F2L, F3L, F4L, F5L). Se midió el porcentaje de sólido de cada muestra y se preparó una probeta con muestra homogénea de 1.35 L de pulpa para ser flotada.

Una vez se preparó la celda, se encendió y agitó la pulpa, se midió pH y potencial iniciales y después se ajustó a condiciones estándares de pH 8.5 y -520 mV, con ácido sulfúrico y NaHS de planta, respectivamente, solo para las muestras de FP y F1L, ya que en planta solo se añaden reactivos a esas dos etapas. Ajustadas las muestras a condiciones estándares, se abrió la válvula de nitrógeno y se dio comienzo a la prueba de flotación.

Para estudiar la cinética de flotación, se flotó a los tiempos de 2, 4, 8 y 12 minutos. Posteriormente, se filtró la alimentación, los cuatro concentrados y la cola de cada muestra, y se secó en horno.

Luego, se masó cada queque y se registró su peso, luego se disgregó cada muestra en malla 16# y se prepararon en sobres rotulados para posteriormente ser analizados en DRX y análisis químico, por cobre, hierro, molibdeno e insoluble. Con los resultados de análisis químico, se analizó la cinética de todas las muestras.

3.3. Muestreos de planta

Los muestreos de planta tuvieron el propósito de tener una foto de la planta completa, bajo ciertas configuraciones de circuito, para posteriormente realizar el balance de masa correspondiente con Lagrange y poder comparar las configuraciones de circuitos.

A partir del diagrama de flujo de la planta presentado en la Figura 12 se reconoció los puntos relevantes y factibles de muestrear en terreno, información con la que se determinó los diagramas de flujo simplificados de la planta bajo las configuraciones normal y propuesta de circuito, los cuales se presentan a continuación en las Figuras 22 y 23, respectivamente. Se estudió ambas configuraciones y en base a la proximidad de los puntos de muestreo considerados en terreno, se designó los puntos a cortar por cada operador.

Se realizó una ART (Análisis de Riesgos en el Trabajo) con todos los operadores involucrados en el muestreo. Además, se consultó en bitácora y se registró el flujo de alimentación de CC a planta al momento del muestreo.

Se muestreó todos los puntos durante una hora, con cortes cada quince minutos (cinco cortes en total), para así obtener un compuesto de pulpa para cada punto. Por ejemplo, para el punto de CC, cuando se inicia el muestreo, es decir, al tiempo cero, se realizó el primer corte, luego transcurridos 15 minutos se realizó el segundo corte, hasta que se obtuvo los 5 cortes en la hora considerada del muestreo. Es importante mencionar que, entre cada corte realizado de los distintos puntos, se lavó el cortador de medialuna para disminuir la desviación en los datos una vez analizados.

Posteriormente, se trasladó todos los baldes con muestras a laboratorio y se registró el pH, potencial y masa de cada uno. Se filtró cada una de las muestras y se secó los queques.

Se registró el peso de todos los queques secos, con lo que se obtuvo el porcentaje de sólido de cada muestra. Luego, se disgregó cada muestra en malla 16# y se prepararon en sobres rotulados para posteriormente ser analizados en DRX y análisis químico, por cobre, hierro, molibdeno e insoluble. Con los resultados de análisis químico, se realizó el balance de masa global y de finos, mediante Lagrange.

A continuación, se detallan los materiales utilizados; baldes lecheros de 3L, cortadores de medialuna, electrodo de pH y potencial, filtro de vacío, sobres de muestras.

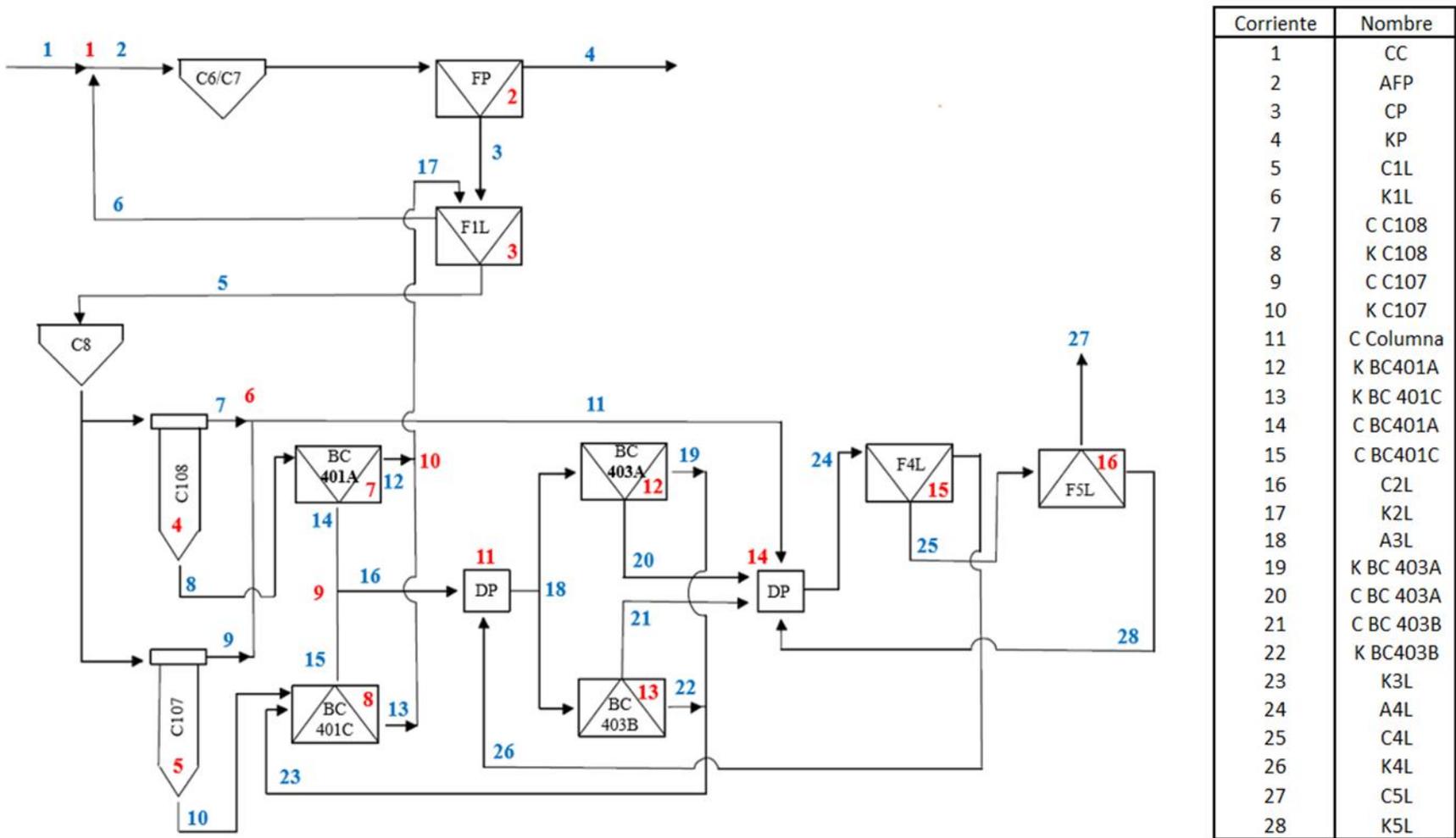


Figura 22. Diagrama de flujo planta, muestreo configuración normal de circuito (Elaboración propia).

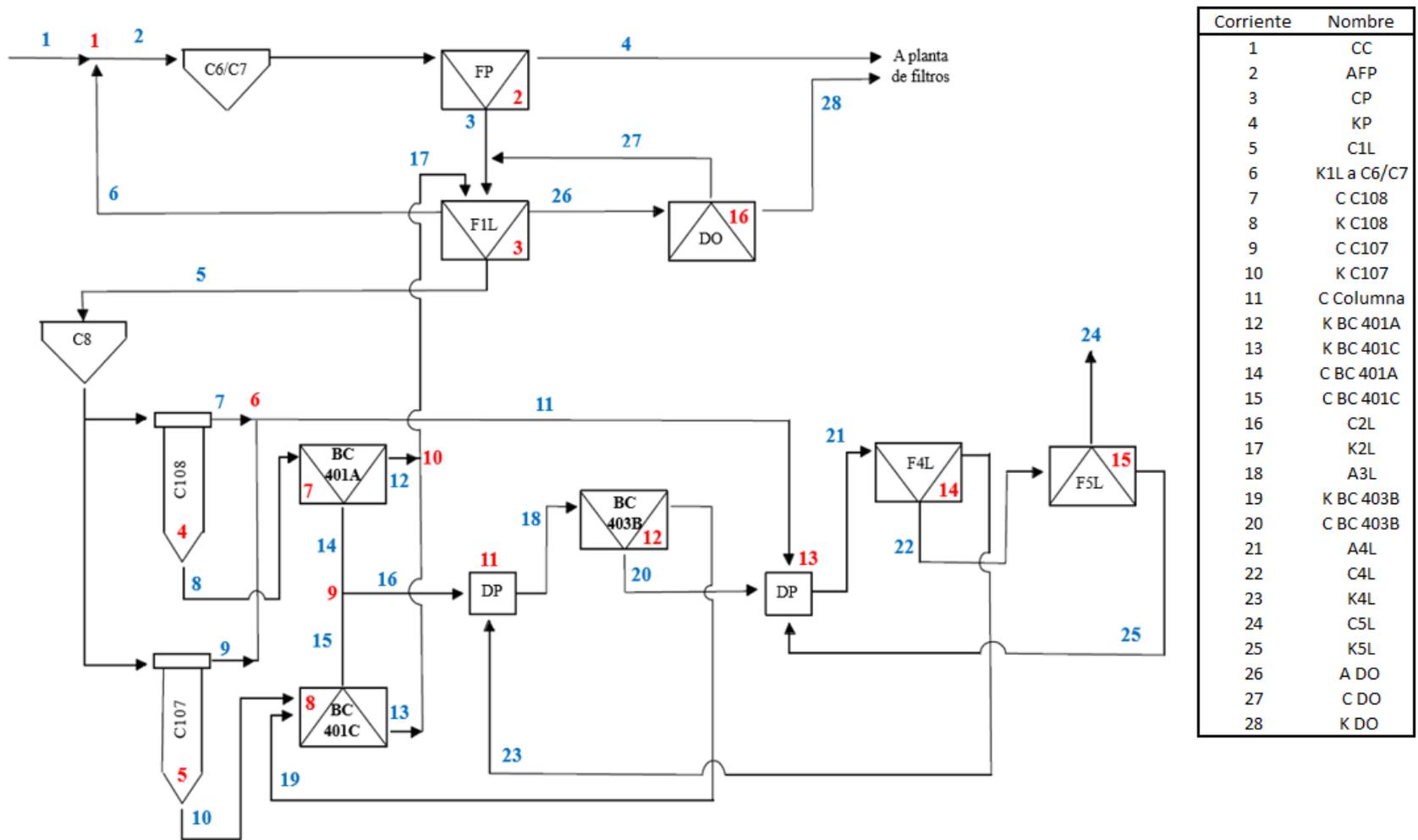


Figura 23. Diagrama de flujo planta, muestreo configuración propuesta de circuito (Elaboración propia).

Capítulo IV. Resultados y discusiones

4.1. Resultados pruebas de sedimentación

A continuación, se presentan los resultados de las pruebas de sedimentación, realizadas durante tres días bajo condiciones de alto insoluble en el CC. En la Tabla 6 se presentan el porcentaje de sólido, porcentaje +325# y ley de insoluble de los flujos CC y K1L.

Tabla 6. Porcentaje de sólido y +325# y ley de insoluble de flujos CC y K1L.

Fecha	Muestra	%s	%+325#	%Ins
25-05-2023	CC	26.63	20.21	16.5
	K1L	35.94	19.30	19.85
29-05-2023	CC	27.14	20.43	14.4
	K1L	32.98	21.43	20.15
30-05-2023	CC	32.38	29.59	17.7
	K1L	33.44	18.20	19.56

A partir de la data de la Tabla 6, se tiene que la corriente de K1L presenta un porcentaje de sólido mayor y una granulometría más fina respecto al CC, bajo condiciones de alto insoluble en el CC, característica que se repite en las tres mediciones realizadas.

Durante los tres días, se repitió el mismo set de pruebas de sedimentación, bajo las tres proporciones definidas en el apartado anterior. Las curvas de las pruebas de sedimentación realizadas se presentan en el Anexo A, Figuras A.1-3, respectivamente.

En la Tabla 7 se presentan los resultados de las variables de sedimentación, granulometría, ley de insoluble, porcentaje de sólido y altura de compactación.

Tabla 7. Resultados de pruebas de sedimentación de proporción.

Fecha	Prueba	Condición	%s	NTU	SS	%+325#	V sed (cm/s)	%Ins	h comp (cm)
25-05-2023	P1	40 % CC 60% K1L	30.93	144	94	25.4	0.5122	18.51	16.2
	P2	50% CC 50% K1L	31.37	57	37	23.1	0.6694	18.12	14.9
	P3	60% CC 40% K1L	36.00	90	40	27.0	0.7602	17.62	13.8
29-05-2023	P1	40 % CC 60% K1L	30.93	72	70	20.5	0.3225	17.85	20.4
	P2	50% CC 50% K1L	31.37	87	73	23.5	0.3300	17.27	20.0
	P3	60% CC 40% K1L	36.00	69	59	25.6	0.5217	16.25	14.3
30-05-2023	P1	40 % CC 60% K1L	34.05	86	72	20.5	0.2861	19.48	21.4
	P2	50% CC 50% K1L	35.24	53	49	22.6	0.3525	18.9	19.4
	P3	60% CC 40% K1L	36.72	51	46	26.5	0.4670	18.32	21.9

En base a los resultados de las pruebas realizadas presentados en la Tabla 7, se tiene que en general a menor proporción de corriente de K1L se obtienen mejores resultados en las variables de sedimentación, es decir, menores valores de NTU y SS, velocidades de sedimentación más rápidas, se tiene una granulometría más gruesa y una menor ley de insoluble.

Por otro lado, si bien el tiempo considerado para la prueba de 30 minutos es suficiente para tener resultados confiables respecto a ciertas variables de sedimentación estudiadas, como; la velocidad de sedimentación, NTU y SS, este tiempo sería insuficiente para poder realizar un análisis certero respecto a la altura de la capa compactada. Este parámetro suele relacionarse directamente con las arcillas presentes en la pulpa, es decir, con el insoluble. Esta relación entre la compactación y la presencia de arcillas se mantiene tanto para pruebas de laboratorio como a nivel industrial en los espesadores, de esta manera es usual que se presente una mala compactación cuando los niveles de insoluble son altos, resultando una capa compactada alta, y viceversa.

Este comportamiento se vio reflejado en la mayoría de las pruebas realizadas, donde en las probetas con mayor proporción de K1L presentaron mayor contenido de Ins y, efectivamente, una altura de capa compactada mayor comparada con las probetas con menor proporción de K1L. Si bien estos resultados reflejan lo esperado, sería recomendable repetir el set de pruebas con una duración de 1 hora, para poder realizar un análisis más concreto que permita corroborar si efectivamente el aumento de insoluble se relaciona directamente con la altura de compactación.

De este modo, se verifica que el corriente de K1L y su proporción en los espesadores de cabeza, efectivamente tiene una incidencia en las variables de sedimentación de estos equipos y en la calidad de agua clara que rebosa.

Si bien los resultados de estas pruebas de sedimentación son concluyentes, se recomienda repetir este set de pruebas bajo una condición de ley normal de insoluble en CC, para comprobar si el aumento de proporción másica de la corriente K1L provoca los mismos efectos negativos en las variables de sedimentación bajo ese nuevo escenario, evaluando, además, si el comportamiento de los espesadores de cabeza en planta es congruente con los resultados de laboratorio.

4.2. Resultados pruebas de flotación K1L

Con el fin de demostrar que el Mo contenido en la corriente K1L se puede recuperar, la corriente K1L se flotó bajo las condiciones de pH y potencial previamente definidas durante varios días. El balance de masa de cada prueba se realizó mediante Excel, los cuales se presentan en el Anexo B.

A continuación, se presenta en la Tabla 8, los resultados promediados según tiempo de colección de todos los días en que se realizó la estadística.

Tabla 8. Leyes promedio según tiempo de colección.

Condición	t (min)	Alimentación (%)				Concentrado (%)				Cola (%)				Recuperaciones (%)				
		Cu	Fe	Mo	Ins	Cu	Fe	Mo	Ins	Cu	Fe	Mo	Ins	Cu	Fe	Mo	Ins	Peso
pH 8.5 Eh -520 mV	2	26.4	17.4	1.9	18.1	15.6	9.4	15.3	28.7	27.4	18.1	0.58	17.3	4.6	4.4	66.6	12.6	8.3
	8					23.0	10.1	7.2	31.5	27.5	19.4	0.19	14.6	21.6	15.9	90.7	40.3	24.7
pH 10.5 Eh -520 mV	2	25.8	17.5	2.0	19.1	15.8	10.6	14.0	23.1	26.8	18.2	0.84	18.6	5.1	5.0	56.0	10.5	8.6
	8					23.1	12.7	7.0	27.5	26.6	19.3	0.27	15.6	24.8	19.8	87.8	40.3	27.4

En base a la data presentada en la Tabla 8, se obtuvo la Figura 24 y Figura 25, que presentan la recuperación en peso versus la recuperación de molibdeno y la recuperación de molibdeno según los tiempos de colección, respectivamente, para las dos condiciones de flotación.

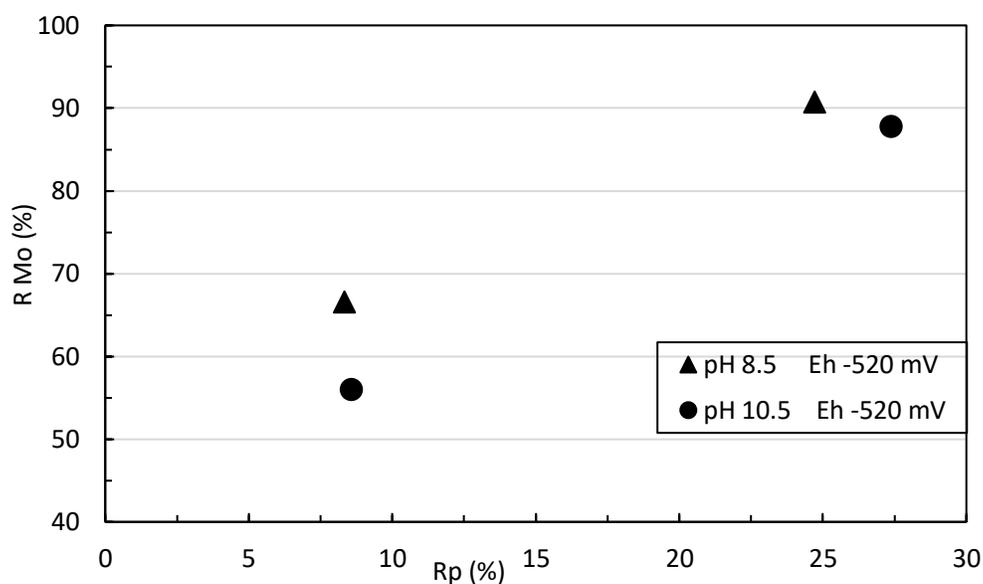


Figura 24. Recuperación en peso versus recuperación de molibdeno para dos condiciones de flotación.

De la Figura 24, se tiene que para la condición de pH 8.5, en el tiempo de colección de 2 minutos a una misma recuperación en peso se logra una mayor recuperación de molibdeno, respecto a la condición de pH 10.5. Para el tiempo de colección de 8 minutos, a una menor recuperación en peso se logra una mayor recuperación de molibdeno, respecto a la condición de pH 10.5.

Por tanto, dado que, en ambos tiempos de colección, la condición de pH 8.5 logra mayores %R Mo con %Rp menores, es decir, logra recuperar más molibdeno incluso levantando menor masa, por lo que esta condición de pH más ácido hace que la flotación de la corriente K1L sea más selectiva respecto al Mo, comparado con el pH de la pulpa de 10.5.

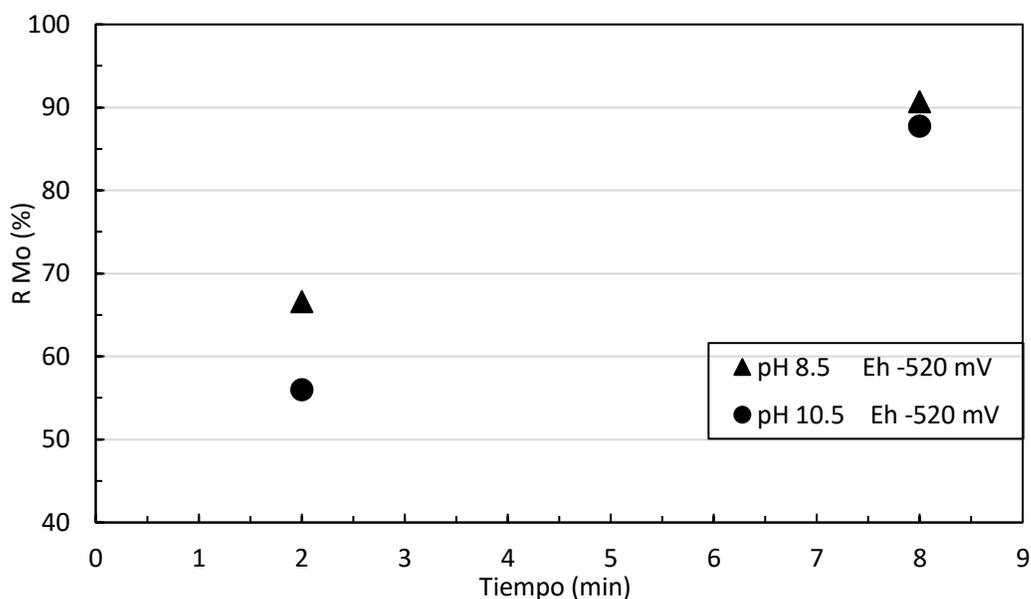


Figura 25. Recuperación de molibdeno según tiempo de colección, para dos condiciones de flotación.

A partir de la Figura 25, se tiene que, para un mismo tiempo de colección de 2 minutos, la recuperación de molibdeno logra mayores valores a pH 8.5 que a pH 10.5, alcanzando 66% y 56%, respectivamente. Dicho comportamiento se repite a menor grado para el tiempo de colección 8 minutos.

La recuperación de un mineral de interés es mayor al inicio de la flotación y disminuye a medida que transcurre el tiempo, comportamiento que se ve reflejado en la Figura 25, en particular, bajo la condición de pH de 8.5 se logra una mayor %R Mo en el tiempo de colección 2 minutos.

En base a la data analizada, se determinó que la mejor condición de flotación para la corriente de K1L es un pH de 8.5, por lo que esta condición fue la que se aplicó en terreno, al momento de probar la configuración propuesta del circuito.

4.3. Resultados pruebas cinéticas de flotación

4.3.1. Cinética configuración de circuito normal

Bajo una configuración de circuito y condiciones de operación normales, se realizaron las pruebas cinéticas de flotación de laboratorio de cada etapa, para lo cual se tomaron las alimentaciones de cada etapa. En el Anexo C, Tabla C.1, se presentan los resultados de análisis químico de las alimentaciones, concentrados y colas de cada etapa.

En base al análisis químico, mediante Excel se realizó el balance de masa de las pruebas de flotación, los cuales se presentan en el Anexo C, Tabla C.2.

A partir de las pruebas de balance de masa y el concepto de ley de cabeza (L_c), se graficó para cada etapa la ley de Mo y la L_c en función del tiempo de flotación, para determinar el tiempo de residencia de cada etapa bajo esta configuración normal de circuito y así definir el número de celdas por etapa a acortar, de ser necesario. En la Figura 26, se presenta la ley de Mo en el concentrado y la ley de cabeza para la etapa de FP, en función del tiempo. En el Anexo C, Figuras C.3-7, se presentan las gráficas de la ley de Mo en el concentrado y la ley de cabeza para las etapas de F1L, F2L, F3L, F4L y F5L, respectivamente.

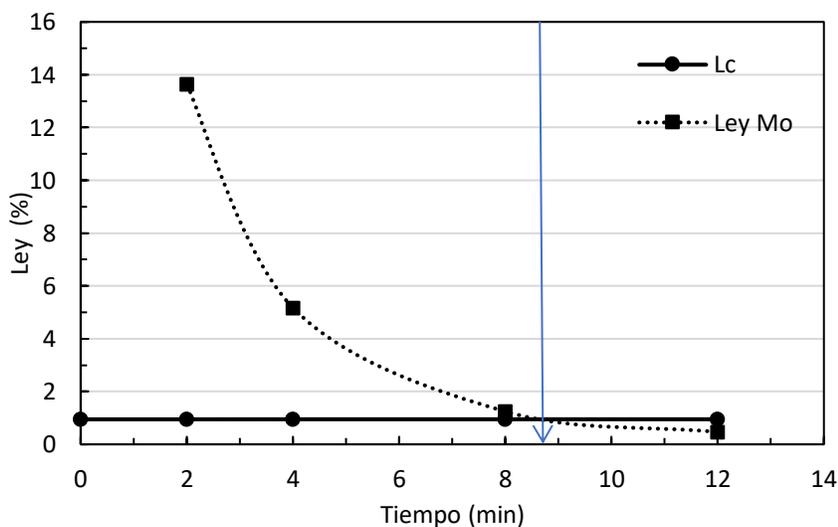


Figura 26. Ley Mo y L_c en función del tiempo, FP.

A partir de la Figura 26, se tiene que, para la etapa de FP, la ley de Mo en el concentrado se iguala a la ley de cabeza aproximadamente a los 8.6 minutos. Este tiempo de residencia de laboratorio, con el FE de 3.5, permitirá obtener el tiempo de residencia en planta, los cuales se presentan en la Tabla 9 a continuación.

Tabla 9. Tiempo de residencia laboratorio y planta para cada etapa.

Etapa	tr lab (min)	tr planta (min)
FP	8.6	30.1
F1L	8.4	29.4
F2L	12	42
F3L	6.8	23.8
F4L	8	28
F5L	9.6	33.6

De esta manera, en base a los resultados presentados en la Tabla 9 y utilizando las ecuaciones de dimensionamiento de equipos se calculó el número de celdas de flotación por etapa del proceso, según se muestra en la Figura 27. Un ejemplo de cálculo del número de celdas por etapa se presenta en el Anexo C.8.

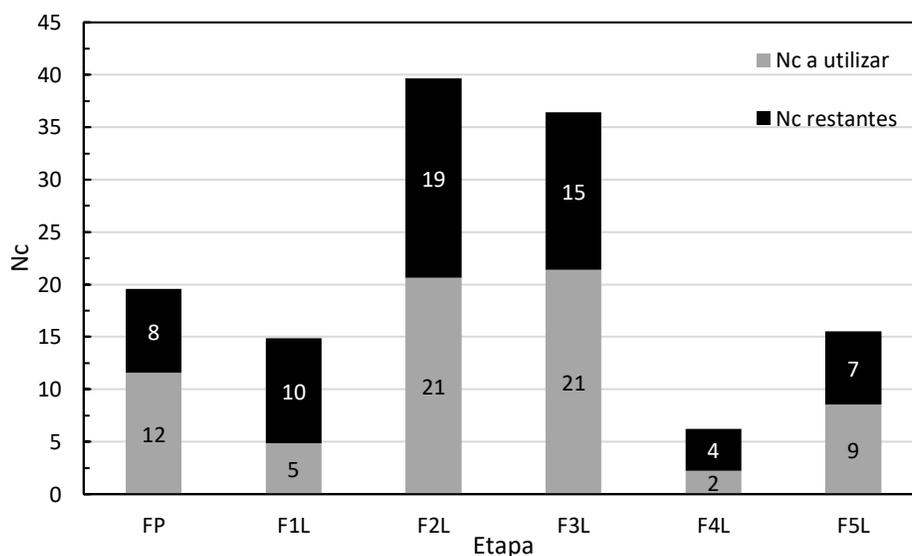


Figura 27. Número de celdas por etapa, a utilizar y restantes según cinética de flotación para configuración normal de circuito.

En la Figura 27 se muestra para cada etapa de flotación, el número de celdas a utilizar y las restantes, determinadas a partir de la cinética de flotación bajo la configuración normal de circuito.

Al acortar el número de celdas por línea en planta, siempre es recomendable dar un cierto margen de error, por ejemplo, para la etapa FP se tiene que, de las 20 celdas totales, se debe acortar a 12 celdas. En planta, una decisión más segura sería primero acortar a 16 celdas, esperar cierto tiempo hasta que se establezca la flotación y evaluar la etapa mediante corte de muestras y análisis de DRX. Si los resultados son favorables, se podría probar nuevamente con 14 celdas, hasta llegar al número determinado inicialmente de 12 celdas. Este análisis se debería aplicar al acortar el número de celdas para todas las etapas de flotación.

De esta manera, para minimizar los efectos de cortocircuito asociados a la distribución de los tiempos de residencia, se intentó maximizar el número de celdas que operaría por línea. Es por esto que en base al número de celdas por línea presentado en la Tabla 1, se tiene para cada etapa de flotación, lo siguiente; para la FP se recomienda disminuir el número de celdas a 8 celdas por línea, para la F1L se recomienda operar con solo la línea BC 018 es decir con 8 celdas, para la F2L y F3L se recomienda disminuir el número de celdas de 20 a 14 en sus dos líneas habituales por etapa (BC 401 A/C y BC 403 A/B, respectivamente), para la F4L se recomienda disminuir a 4 celdas y finalmente para la F5L se recomienda disminuir a 6 celdas por línea (BC 406 A/B).

4.3.2. Cinética configuración de circuito propuesto

Las pruebas cinéticas del circuito propuesto no se alcanzaron a realizar, debido a que se operó con este circuito desde las 22:00 del turno de noche hasta aproximadamente las 16:30 del día siguiente. Durante ese periodo se monitoreó el funcionamiento de la celda Dorr Oliver, para posteriormente preparar y realizar el muestreo de esta configuración de circuito.

Una vez terminado el muestreo, jefatura decidió finalizar la prueba y volver a operar bajo la configuración normal del circuito, dado que los últimos análisis de DRX del monitoreo realizado no fueron favorables, por tanto, no se alcanzó a tomar muestras para las pruebas cinéticas de esta configuración.

De esta manera, no se pudo comparar la cinética de laboratorio de la configuración normal y propuesta de circuito. Una alternativa que se pudo haber considerado durante el muestreo a la planta bajo la configuración de circuito propuesta, es haber cortado más muestras de pulpa de las alimentaciones de todas las etapas de flotación, de modo tal de haber tenido muestra para el análisis químico del muestreo completo y pulpa suficiente para las pruebas cinéticas de laboratorio.

En base a lo anterior, se recomienda operar nuevamente la planta con esta configuración propuesta de circuito para realizar las pruebas cinéticas y comparar estos resultados con los obtenidos bajo la configuración normal de circuito.

4.4. Resultados muestreos de planta

4.4.1. Muestreo configuración normal del circuito.

El muestreo se llevó a cabo bajo condiciones normales de operación, con una alimentación seca de 3195 t/día de CC con una ley de 1.13% Mo.

En la Figura 22, se presentan las 28 corrientes consideradas para el muestreo (números azules) junto con su nomenclatura, además de los 17 nodos (números rojos) considerados para las ecuaciones de balance.

Cabe destacar, que las corriente número 14 y 15 correspondientes a los concentrados de las dos líneas de flotación de segunda limpieza (BC 401 A y BC 401 C), no son posibles de muestrear en planta, y se consideraron de esta manera en el balance de masa por conveniencia con las mismas leyes de la corriente 16, correspondiente al concentrado global de segunda limpieza (C2L) que si tiene punto de muestreo.

En el Anexo D, Tabla D.1, se presentan los resultados de análisis químico, porcentaje de sólido, pH y potencial de todas las muestras tomadas.

A partir de las leyes de Mo obtenidas del análisis químico, se calculó según la Ec. 20 los valores de R_p de cada etapa de flotación, las cuales fueron utilizadas para establecer las restricciones necesarias para realizar el balance. En el Anexo D, Tabla D.2, se presentan los valores de R_p de cada etapa de flotación, además de los demás índices metalúrgicos, R y RE, calculados con las Ec. 19 y 21, respectivamente.

Además, a partir del diagrama de flujo presentado en la Figura 22 se establecen las ecuaciones de balance relacionadas a cada uno de los 17 nodos. En la Tabla 10 se presentan las ecuaciones de balance y restricciones.

Tabla 10. Restricción y ecuaciones de balance según nodos.

Nodo	Restricción	Nodo	Ecuación de balance
Alim	$F1=3195$	1	$F1+F6-F2$
2	$F3-0.1822 F2$	2	$F2-F3-F4$
3	$F5-0.4113 (F3+F17)$	3	$F3+F17-F5-F6$
4	$F7-(0.4351*0.5) F5$	4	$0.5 F5-F7-F8$
5	$F9-(0.2240*0.5) F5$	5	$0.5 F5-F9-F10$
7	$F14-0.42.06 F8$	6	$F7+F9-F11$
8	$F15-0.3910 (F10+F23)$	7	$F8-F12-F14$
12	$F20-(0.4313*0.5) F18$	8	$F10+F23-F15-F13$
13	$F21-(0.5808*0.5) F18$	9	$F14+F15-F16$
15	$F25-0.3837 F24$	10	$F12+F13-F17$
16	$F27-0.4026 F25$	11	$F16+F26-F18$
		12	$0.5 F18-F19-F20$
		13	$0.5 F18-F21-F22$
		14	$F11+F20+F21+F28-F24$
		15	$F24-F25-F26$
		16	$F25-F27-F28$
		17	$F1-F4-F27$

A partir de las restricciones y ecuaciones de balance, se construyó la matriz A, que se presenta en el Anexo D.3. Resolviendo el balance matricial, se obtuvo los flujos másicos de cada corriente, los que se presentan más adelante en la Tabla 11.

Para ajustar el balance de masa de finos, se asignaron los factores de peso W_i a cada corriente, los cuales se presentan en el Anexo D, Tabla D.4. Además, la matriz A construida según la Ec. 23, se presenta en el Anexo D.5.

Finalmente, en la Tabla 11 se presentan los resultados del balance de masa ajustado por Multiplicadores de Lagrange.

Tabla 11. Flujos másicos, flujos finos Mo y ley Mo para cada corriente.

Corriente	Flujo (t/d)	Fino Mo (t/d)	Ley Mo (%)
CC	3195.0	36.9	1.16
AFP	3818.6	41.3	1.08
CP	695.8	39.4	5.66
KP	3122.8	1.9	0.06
C1L	435.7	73.5	16.87
K1L	623.6	4.4	0.70
C C108	94.8	25.3	26.67
K C108	123.1	11.5	9.32
C C107	48.8	14.5	29.82
K C107	169.1	22.2	13.13
C Columna	143.6	39.8	27.74
K BC401A	71.3	5.2	7.23
K BC 401C	292.3	33.3	11.40
C BC401A	51.8	6.3	12.20
C BC401C	187.6	33.8	17.99
C2L	239.4	40.1	16.74
K2L	363.6	38.5	10.58
A3L	631.2	144.4	22.87
K BC 403A	178.9	26.2	14.64
C BC 403A	136.7	46.0	33.65
C BC 403B	183.7	53.5	29.13
K BC403B	131.9	18.7	14.16
K3L	310.8	44.9	14.44
A4L	571.1	183.4	32.12
C4L	179.3	79.1	44.12
K4L	391.8	104.3	26.62
C5L	72.2	35.0	48.54
K5L	107.1	44.1	41.14

Además, en la Tabla 12 se presentan los índices metalúrgicos de cada etapa y global.

Tabla 12. Índices metalúrgicos de cada etapa y global.

Etapas	R Mo (%)	Rp (%)	RE
FP	95.4	18.2	5.2
F1L	95.3	45.9	2.1
C108	68.8	43.5	1.6
C107	39.6	22.4	1.8
BC 401A	55.1	42.1	1.3
BC 401C	47.2	36.2	1.3
BC 403A	63.7	43.3	1.5
BC 403B	74.1	58.2	1.3
F4L	43.1	31.4	1.4
F5L	44.3	40.3	1.1
Global	94.8	2.3	42.0

En base a los resultados presentados en la Tabla 12, se tiene que la R Mo global alcanza un valor de 94.8%, levemente mayor al estándar operacional de 92% por lo que bajo estas condiciones operacionales y de circuito, se tiene un excelente escenario que permite recuperar el Mo. Esto puede explicarse por medio de las altas R Mo alcanzadas en las primeras etapas del proceso, la FP y F1L. Además, la ley de Mo en el concentrado final C5L, alcanza un 48.54% por lo que se cumple la calidad final deseada que permite tener una producción inmediata de producto comercializable.

En cuanto a las etapas de flotación columnar, a partir de las Tablas 11 y 12, se aprecia que ambas columnas en alcanzan altos valores de R Mo para el tipo de etapa que constituyen, los cuales deberían fluctuar entre 25 y 30%, están siendo sobrepasados a 68.8 y 39.6% por las columnas C108 y C107, respectivamente. A pesar de eso, ambas son bastante selectivas con respecto al Mo aumentando la ley aproximadamente 10 y 13 puntos porcentuales, respecto a la ley alimentación.

4.4.2. Muestreo configuración propuesta de circuito

El muestreo se llevó a cabo bajo las siguientes condiciones de operación; un flujo de alimentación seca de 3680 t/d de CC con una ley de 0.997% Mo. Es importante notar que en esta oportunidad para la F3L solo se contaba con una línea operando, el BC 403B. Además, en esta configuración se encuentra en operación la celda Dorr Oliver, a modo de una etapa de barrido de, en un principio, el 50% de la corriente K1L.

En la Figura 23, se presentan las 28 corrientes consideradas para el muestreo (números azules) junto con su nomenclatura, además de los 17 nodos (números rojos) considerados para las ecuaciones de balance.

Al igual que en el muestreo anterior, las corrientes número 14 y 15 correspondientes a los concentrados de las dos líneas de flotación de segunda limpieza (BC 401 A y BC 401 C), no son posibles de muestrear en planta, y se consideraron de esta manera en el balance de masa por conveniencia con las mismas leyes de la corriente 16, correspondiente al concentrado global de segunda limpieza (C2L) que si tiene punto de muestreo en planta.

Además, debido a segregaciones de planta en el área del punto de muestreo de la corriente C1L, no se pudo tomar muestra de ese punto, por lo que se consultó el análisis de RX de bitácora y no se cuenta con las mediciones de pH, E_h y %s de laboratorio.

En el Anexo E, Tabla E.1, se presentan los resultados de análisis químico y mediciones de laboratorio (pH, E_h y %s) de los puntos muestreados.

A partir de las leyes de Mo obtenidas del análisis químico, se calculó según la Ec. 20 los valores de R_p de cada etapa de flotación, las cuales fueron utilizadas para establecer las restricciones necesarias para realizar el balance. En el Anexo E, Tabla E.2, se presentan los valores de R_p de cada etapa de flotación, además de los demás índices metalúrgicos, R y RE, calculados con las Ec. 19 y 21, respectivamente.

A partir del diagrama de flujo presentado en la Figura 23 se establecen las ecuaciones de balance relacionadas a cada uno de los 17 nodos. En la Tabla 13 se presentan las ecuaciones de balance y restricciones.

Tabla 13. Restricción y ecuaciones de balance según nodos.

Nodo	Restricción	Nodo	Ecuación de balance
Alim	$F1=3680$	1	$F1+F6-F2$
2	$F3-0.3843 F2$	2	$F2-F3-F4$
3	$F5-0.1488 (F3+F17+F27)$	3	$F3+F17+F27-F5-F6-F26$
4	$F7-0.3407*1/2 F5$	4	$1/2F5 -F7-F8$
5	$F9-0.2620*1/2 F5$	5	$1/2F5 -F9-F10$
7	$F14-0.3775 F8$	6	$F7+F9-F11$
8	$F15-0.5726 (F10+F19)$	7	$F8-F12-F14$
12	$F20-0.2911 F18$	8	$F10+F19-F13-F15$
14	$F22-0.669 F21$	9	$F14+F15-F16$
15	$F24-0.563 F22$	10	$F12+F13-F17$
16	$F27-0.6967 F26$	11	$F16+F23-F18$
		12	$F18-F19-F20$
		13	$F20+F11+F25-F21$
		14	$F21-F23-F22$
		15	$F22-F24-F25$
		16	$F26-F27-F28$
		17	$F1-F4-F28-F24$

A partir de las restricciones y ecuaciones de balance, se construyó la matriz A, que se presenta en el Anexo E.3. Resolviendo el balance matricial, se obtuvo los flujos másicos de cada corriente, los que se presentan en la Tabla 14.

Para ajustar el balance de masa de finos, se asignaron los factores de peso W_i a cada corriente, los cuales se presentan en el Anexo E, Tabla E.4. Además, la matriz A construida según la Ec. 23, se presenta en el Anexo E.5.

Finalmente, en la Tabla 14 se presentan los resultados del balance de masa ajustado por Multiplicadores de Lagrange.

Tabla 14. Flujos máxicos, flujo finos Mo y ley Mo para cada corriente.

Corriente	Flujo (t/d)	Fino Mo (t/d)	Ley Mo (%)
CC	3680	57.2	1.55
AFP	4683	66.7	1.42
CP	1800	65.5	3.64
KP	2884	1.18	0.041
C1L	417	85.3	20.48
K1L a C6/C7	1003	9.5	0.94
C C108	71	25.6	36.11
K C108	137	17.0	12.41
C C107	55	23.0	42.09
K C107	154	19.7	12.81
C Columna	126	48.6	38.71
K BC 401A	85	6.5	7.56
K BC 401C	225	25.3	11.27
C BC 401A	52	10.6	20.40
C BC 401C	301	65.6	21.79
C2L	353	76.2	21.59
K2L	310	31.8	10.25
A3L	525	127.3	24.26
K BC 403B	372	71.2	19.14
C BC 403B	153	56.1	36.71
A4L	520	212.9	40.94
C4L	348	161.8	46.46
K4L	172	51.1	29.74
C5L	106	53.5	50.33
K5L	242	108.3	44.76
A DO	2275	60.8	2.67
C DO	1585	58.3	3.68
K DO	690	2.51	0.363

Además, en la Tabla 15 se presentan los índices metalúrgicos de cada etapa y global.

Tabla 15. Índices metalúrgicos de cada etapa y global.

Etapa	R Mo (%)	Rp (%)	RE
FP	98.22	38.43	2.56
F1L	54.84	11.27	3.50
C108	60.05	65.93	1.76
C107	53.84	26.20	2.06
BC 401A	62.06	37.75	1.64
BC 401C	72.15	57.26	1.36
BC 403B	44.05	29.11	1.51
F4L	75.99	66.95	1.14
F5L	33.08	30.54	1.08
DO	95.88	69.67	1.38
Global	93.55	2.89	32.37

En base a los resultados presentados en la Tabla 15, se tiene que la R Mo global alcanza un valor de 93.55%, mayor al estándar operacional de 92% por lo que bajo estas condiciones operacionales y de circuito, se tiene un excelente escenario que permite recuperar el Mo. Además, ley de Mo del concentrado final cumple con la calidad requerida, logrando un 53.5% Mo, lo que permite tener una producción inmediata de producto comercializable.

En cuanto a la etapa de flotación añadida, la flotación en celda Dorr Oliver, se tuvo que los resultados de su aplicación en planta difirieron en algunos aspectos en comparación a las pruebas de laboratorio. Por ejemplo, la ley de Mo promedio en la alimentación de las pruebas de laboratorio fue de 1.9% Mo y alcanzó R Mo de 90.7% y Rp 24.7% en promedio, logrando calidades de concentrados de 7.2% Mo. Por otro lado, para la prueba industrial, la ley alimentación de Mo a la celda DO era levemente mayor, 2.67% Mo y alcanzo una R Mo de 95.88% y Rp de ~70%, sin embargo, la calidad de estos concentrados fue de 3.68% Mo, poco más de la mitad de lo obtenido en las pruebas de laboratorio.

Esto se puede explicar en base a las condiciones de operación de la celda, pues se tuvieron que realizar varios intentos del llenado de la celda, porque se cerraba el tapón. Operaciones determinó que se debía trabajar con un gran flujo de $N_{2(g)}$ para poder mantener la carga en la celda sin que se cerrara el tapón, por lo que se trabajó con alturas de espuma de 30 pulgadas, y se logró una Rp ~70% mucho más alta que la obtenida en el laboratorio de 24.7%.

Cabe destacar que, para la realización de este muestreo, realizado el día 25 de julio de 2023, las condiciones de la planta en cuanto al insoluble ya habían cambiado. Los meses de mayo y junio fueron críticos para la planta, los niveles de Ins% en CC estaban disparados a más de 26%, la recuperación mensual 10 puntos debajo del estándar operacional, 82.7% R Mo como se muestra en la Figura 14 y Figura 16, respectivamente. El tiempo que transcurrió desde la detección del rebose en los espesadores de cabeza, la decisión de plantear esta nueva configuración de circuito y todos los trabajos de *pipping* necesarios para poder aplicarlo en planta, fue demasiado tardío. Para cuando se encontraron las condiciones necesarias para evaluar este circuito, ya había cambiado el escenario en la concentradora, pues de la flotación colectiva se tomaron medidas operacionales para el control del insoluble en la corriente de concentrado colectivo que se enviaba a la planta selectiva.

Los niveles de insoluble habían disminuido considerablemente llegando a sus niveles normales entre 12 y 14% Ins en CC, además de que la R Mo% mensual (considerada hasta el día 25) se encontraba en 91.5% R Mo, a punto de cumplir nuevamente con el estándar operacional de 92% R Mo.

En cuanto al objetivo de disminuir la carga que se recirculaba a los espesadores de cabeza, se tuvo que de la totalidad de la corriente K1L solo se recirculó un 30%, en vez de un 100% como lo haría en la configuración normal del circuito.

A pesar de que los resultados de este muestreo no fueron los esperados, si fueron buenos resultados para la planta, pues se logró disminuir la carga que recirculaba a los espesadores de cabeza. Esta es una opción de circuito que podría ser utilizada bajo distintos escenarios posibles en Chuquicamata, como lo es cuando se tiene un aumento significativo de la alimentación de flujo CC a planta y claro está, cuando se experimente nuevamente un aumento significativo del insoluble en el CC, como ocurrió durante los meses de mayo y junio. Esta configuración de circuito se estableció como una nueva alternativa de operación que sin duda se seguirá evaluando en la planta de flotación de molibdeno.

Capítulo V. Conclusiones

En base a los resultados presentados y discutidos, se concluye lo siguiente.

Respecto a las pruebas de sedimentación, se tiene que bajo condiciones de alto Ins% en CC el aumento de proporción másica de la corriente K1L efectivamente tiene un efecto negativo en las variables de sedimentación evaluadas, en particular en los valores de NTU y velocidad de sedimentación.

Estas pruebas simularon a nivel laboratorio de lo que ocurre en los espesadores de cabeza C6/C7 y explican por qué estos equipos sufrieron de rebose durante el periodo de aumento de insoluble en la corriente CC.

Por otro lado, respecto a las pruebas de flotación de la corriente K1L, se tiene que el molibdeno contenido en esa corriente es recuperable, alcanzando valores máximos de R Mo de 97.2%. Además, la condición que hace el proceso de flotación más eficiente y selectivo respecto al Mo, logrando menores Rp y mayores R Mo, es un pH de 8.5.

En cuanto a las pruebas cinéticas de flotación realizadas bajo la configuración normal del circuito, se tiene que en todas las etapas de flotación es necesario acortar el número de celdas por línea. Para la configuración propuesta de circuito, no se tienen resultados debido a la detención de la prueba industrial. Por tanto, no se puede realizar una comparación de la cinética de flotación de las configuraciones normal y propuesta de circuito.

En cuanto a los muestreos realizados en planta bajo las configuraciones normal y propuesta, se tiene que bajo ambos circuitos se logra mantener el estándar operacional de R Mo sobre el 92% con la calidad deseada de 48% Mo, permitiendo tener producto comercializable de manera inmediata.

En particular, la configuración de circuito propuesta permitió disminuir el flujo másico de K1L que recirculaba a los espesadores de cabeza a un 30%. A pesar de que las condiciones de alto insoluble y rebose de espesadores que propiciaron esta configuración ya habían cambiado y vuelto a la normalidad, se establece este circuito como una opción a posibles futuros escenarios que pueda experimentar la planta de molibdeno, como lo es aumento de alimentación a planta (flujo CC) y el aumento del insoluble en el CC.

Referencias

- Castro, S., & García, J. A. (2006). *Flotación Fundamentos y Aplicaciones*.
- Castro, S., Lopez-Valdivieso, A., & Laskowski, J. S. (2016). Review of the flotation of molybdenite. Part I: Surface properties and floatability. *International Journal of Mineral Processing*, 148, 48-58. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2016.01.003>
- CODELCO-Corporación Nacional del Cobre, C. (s. f.). *Chuquicamata*. CODELCO - Corporación Nacional del Cobre, Chile. Recuperado 19 de enero de 2024, de <https://www.codelco.com/division-chuquicamata>
- Fuerstenau, M. C., Jameson, G. J., & Yoon, R.-H. (2007). *Froth Flotation: A Century of Innovation*. SME.
- Honores, S. (2023). *Fundamentos y prácticas de la flotación de Mo*.
- Incropera, F. P. (2007). *Fundamentals of Heat and Mass Transfer* (6th ed).
- Michaud, D. (2015, julio 7). Conceptos Básicos de Flotación de Minerales. *Mineral Processing & Metallurgy*. <https://www.911metallurgist.com/blog/conceptos-basicos-de-flotacion-de-minerales>
- Sadowski, Z. (2004). *Physicochemical Problem of Mineral Processing*.
- Srdjan M., B. (2007). *Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice* (First edition).
- Sutulov, A. (1962). *Molibdeno*.

Anexos

Anexo A. Pruebas de sedimentación

Figura A.1. Curvas de sedimentación prueba de proporción CC/K1L, 25-05-2023

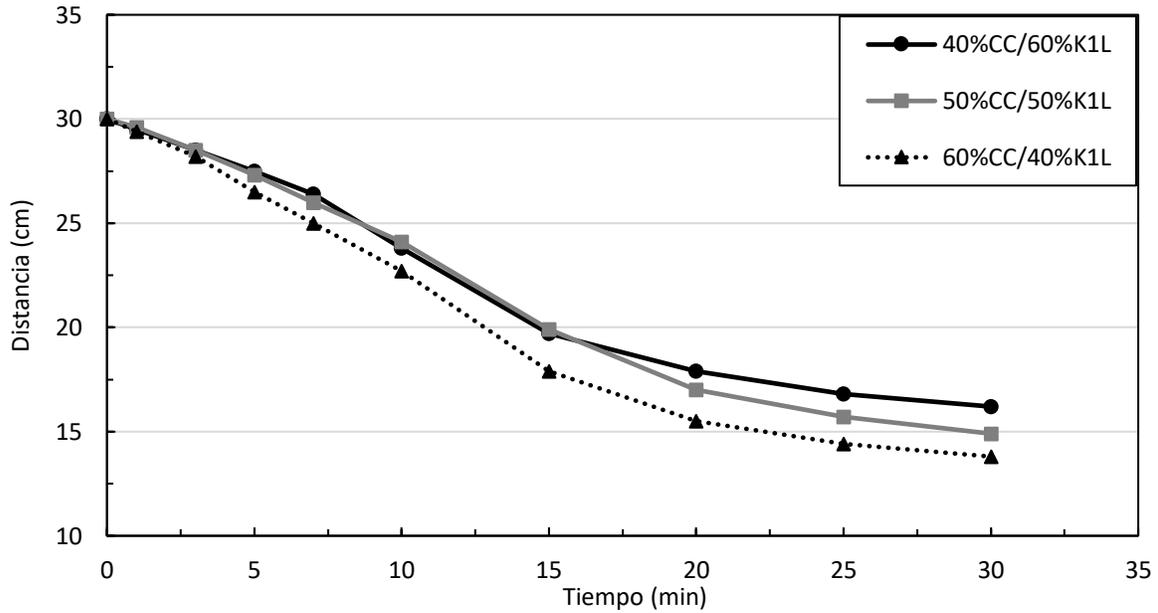


Figura A.2. Curva de sedimentación pruebas de proporción CC/K1L, 29-05-2023

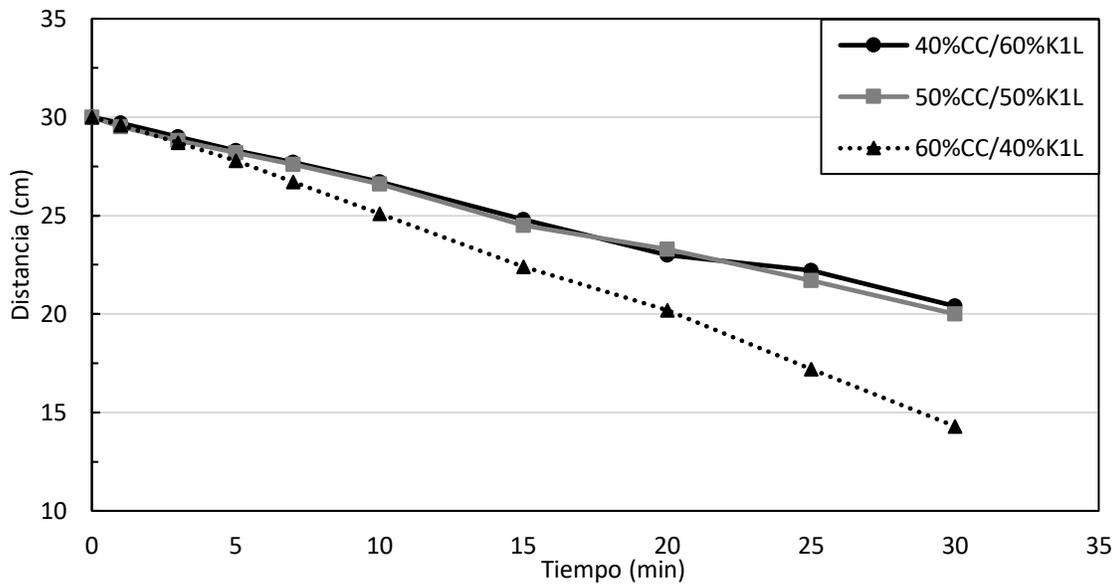
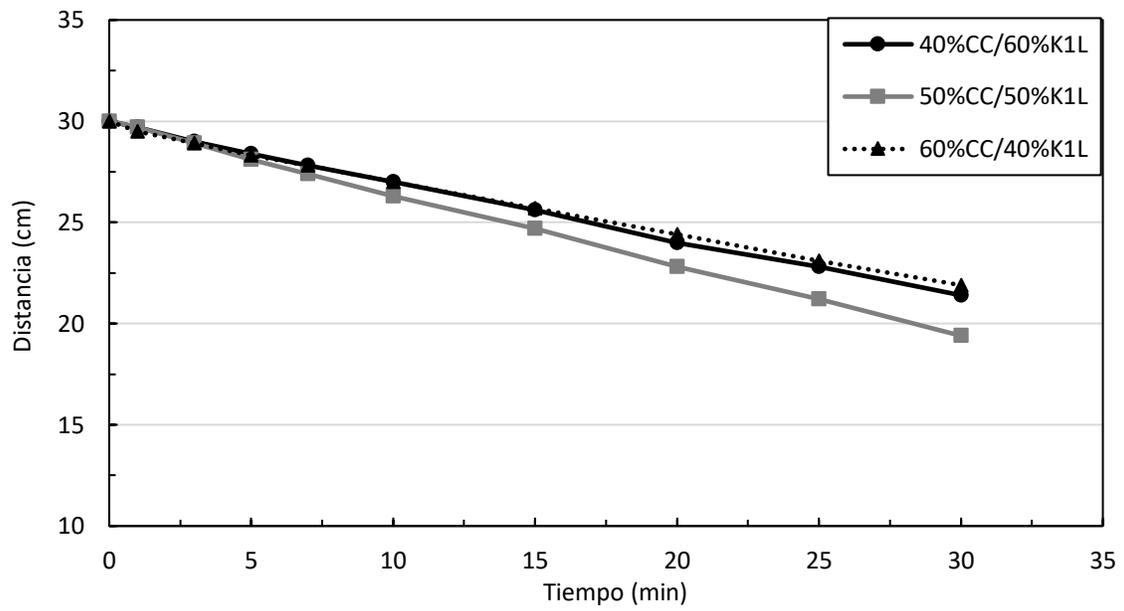


Figura A.3. Curva de sedimentación pruebas de proporción CC/K1L, 30-05-2023



Anexo B. Resultado balance de masa pruebas cinéticas de flotación de K1L

Fecha	Condición	t (min)	Alimentación (%)				Concentrado (%)				Cola (%)				Recuperaciones (%)				
			Cu	Fe	Mo	Ins	Cu	Fe	Mo	Ins	Cu	Fe	Mo	Ins	Cu	Fe	Mo	Ins	Peso
20-06-2023	pH 8.5 Eh -520	2	28.0	18.0	1.52	15.8	15.8	13.3	17.1	31.6	28.8	18.3	0.46	14.7	3.6	4.7	71.5	12.7	6.4
		8				22.9	5.2	8.9	45.0	29.0	20.5	0.08	10.1	13.3	4.7	95.8	46.5	16.3	
21-06-2023	pH 8.5 Eh -520	2	27.5	17.2	1.9	15.2	12.5	6.2	22.2	16.7	28.6	18.0	0.49	15.1	3.0	2.4	76.2	7.2	6.6
		8				20.8	12.2	9.6	17.2	29.0	18.3	0.19	14.7	13.9	13.0	92.0	20.8	18.4	
		12				21.5	12.7	8.2	17.7	27.7	20.9	0.05	10.7	17.2	16.2	93.8	25.6	22.0	
	pH 10.5 Eh -520	2	27.5	17.2	1.9	15.2	15.0	8.8	17.6	14.7	28.5	17.9	0.66	15.2	4.0	3.8	67.9	7.1	7.4
		8				19.5	11.8	10.3	16.4	29.1	18.3	0.23	15.0	11.9	11.5	90.0	18.1	16.8	
		12				21.3	13.0	7.8	17.1	26.7	20.5	0.04	9.6	17.5	16.9	91.6	25.3	22.5	
28-06-2023	pH 8.5 Eh -520	2	28.8	16.9	1.2	15.4	20.1	11.8	8.7	15.5	29.6	17.4	0.46	15.4	6.0	6.0	63.9	8.6	8.6
		8				27.7	13.9	2.5	19.2	29.6	19.0	0.19	12.7	39.9	34.2	90.6	51.7	41.5	
	pH 10.5 Eh -520	2	28.8	16.9	1.2	15.4	16.6	10.4	14.0	15.5	29.2	17.1	0.69	15.4	2.1	2.2	42.7	3.6	3.5
		8				32.1	12.6	3.0	22.7	27.1	19.1	0.21	11.6	38.0	25.5	88.2	50.3	34.1	
03-07-2023	pH 8.5 Eh -520	2	27.3	16.2	1.5	15.6	17.3	3.4	16.7	42.4	27.9	17.0	0.52	14.0	3.6	1.2	66.1	15.6	5.7
		8				28.4	1.3	8.1	39.1	27.1	19.0	0.20	11.2	16.4	1.2	88.3	39.5	15.8	
10-07-2023	pH 8.5 Eh -520	2	24.9	17.5	1.9	17.8	14.4	8.4	18.4	36.5	25.8	18.3	0.50	16.2	4.4	3.7	75.4	15.8	7.7
		8				22.2	8.3	7.1	37.3	25.8	20.6	0.13	11.2	22.5	12.0	95.0	53.0	25.2	
	pH 8.5 Eh -520	2	24.9	17.5	1.9	17.8	14.4	9.3	16.7	25.8	25.6	18.1	0.83	17.2	3.8	3.5	58.7	9.6	6.6
		8				25.7	11.6	5.9	33.4	24.6	19.8	0.29	11.7	28.9	18.6	88.7	52.7	28.1	
11-07-2023	pH 8.5 Eh -520	2	21.9	16.6	4.3	23.8	8.4	7.4	20.1	27.3	24.7	18.5	1.07	23.1	6.5	7.6	79.5	19.7	17.1
		8				17.1	13.5	10.7	27.9	24.9	18.6	0.33	21.2	30.2	31.2	95.4	45.1	38.5	
		12				18.5	14.5	8.9	28.0	25.0	18.5	0.23	20.0	40.0	41.4	97.2	55.8	47.4	
	pH 10.5 Eh -520	2	21.9	16.6	4.3	23.8	10.8	8.0	18.1	31.1	24.1	18.3	1.51	22.3	8.4	8.2	71.0	22.1	16.9
		8				13.4	9.7	13.8	33.3	25.5	19.5	0.36	19.8	18.0	17.3	94.1	41.2	29.5	
		12				16.7	11.7	10.6	32.6	25.3	19.8	0.19	18.0	30.2	28.0	97.4	54.3	39.6	
12-07-2023	pH 8.5 Eh -520	2	26.1	19.2	0.8	23.2	21.0	15.4	4.1	30.8	26.4	19.5	0.5	22.7	5.1	5.1	33.6	8.4	6.3
		8				22.2	16.3	3.5	34.5	26.9	19.8	0.2	20.8	14.7	14.6	77.9	25.7	17.3	
		12				24.4	17.5	2.0	36.7	27.0	20.1	0.1	16.2	31.8	31.0	89.3	54.0	34.1	
	pH 10.5 Eh -520	2	26.1	19.2	0.8	23.2	22.3	16.6	3.6	28.3	26.5	19.4	0.5	22.7	7.2	7.3	39.8	10.3	8.4
		8				24.7	17.6	2.1	31.8	26.6	19.8	0.2	19.8	27.0	26.1	77.6	39.0	28.5	
		12				25.4	18.1	1.5	31.2	26.7	20.1	0.2	16.7	43.6	42.3	89.0	60.3	44.9	

Anexo C. Resultados pruebas cinéticas de flotación, configuración normal de circuito

Tabla C.1. Resultados análisis químico

Muestra	Cu (%)	Fe (%)	Mo (%)	Ins (%)
AFP	32.15	20.03	0.95	17.40
CP 2''	24.55	11.75	13.63	14.30
CP 4''	27.90	15.65	5.17	20.10
CP 8''	29.84	19.00	1.24	19.10
CP 12''	31.94	19.92	0.47	17.60
KP	33.20	21.65	0.09	14.40
A1L	31.76	20.25	0.91	16.60
C1L 2''	22.95	14.69	9.49	21.10
C1L 4''	26.60	16.37	4.70	20.60
C1L 8''	30.64	19.33	1.13	18.30
C1L 12''	31.66	19.94	0.46	17.10
K1L	32.18	21.33	0.16	15.40
A2L	21.46	14.97	6.90	24.10
C2L 2''	18.02	12.25	13.50	23.30
C2L 4''	17.90	12.29	12.35	23.70
C2L 8''	18.14	12.52	11.70	24.40
C2L 12''	20.28	13.84	8.74	25.10
K2L	22.74	16.65	3.42	24.90
A3L	8.35	6.55	22.00	32.00
C3L 2''	3.82	3.03	37.09	25.10
C3L 4''	4.70	4.11	28.84	33.60
C3L 8''	6.27	6.15	18.58	41.60
C3L 12''	11.48	10.41	9.13	40.20
K3L	20.28	15.07	3.08	26.10
A4L	4.65	4.01	34.30	25.10
C4L 2''	2.97	2.53	45.01	13.40
C4L 4''	3.04	2.56	43.61	18.10
C4L 8''	3.84	3.53	33.83	28.00
C4L 12''	5.53	5.40	20.74	41.00
K4L	14.62	11.72	6.94	35.40
A5L	3.29	2.90	42.22	15.30
C5L 2''	2.13	1.95	51.30	7.90
C5L 4''	2.17	1.93	49.26	9.30
C5L 8''	2.54	2.25	46.15	14.90
C5L 12''	3.82	3.71	34.44	25.30
K5L	13.27	10.49	12.76	29.50

Tabla C.2. Resultados balance de masa cinética de flotación

Etapa	Tiempo (min)	Alimentación (%)				Concentrado (%)				Cola (%)				Recuperaciones (%)					RE			
		Cu	Fe	Mo	Ins	Cu	Fe	Mo	Ins	Cu	Fe	Mo	Ins	Cu	Fe	Mo	Ins	Peso	Cu	Fe	Mo	Ins
AFP	2	32.15	20.03	0.95	17.40	24.39	11.21	14.08	16.95	32.44	20.36	0.46	17.42	2.71	2.00	53.03	3.48	3.57	0.76	0.56	14.86	0.97
	4					26.17	13.01	9.25	22.13	32.66	20.63	0.24	17.00	6.41	5.12	76.86	10.02	7.88	0.81	0.65	9.76	1.27
	8					27.81	14.31	4.98	26.88	33.03	21.19	0.13	15.47	14.61	12.07	88.78	26.09	16.89	0.86	0.71	5.26	1.55
	12					28.91	15.03	3.58	26.65	33.20	21.65	0.09	14.40	22.01	18.37	92.51	37.50	24.48	0.90	0.75	3.78	1.53
F1L	2	31.76	20.25	0.91	16.60	23.10	14.62	10.97	21.24	32.02	20.42	0.60	16.46	2.12	2.10	35.29	3.72	2.91	0.73	0.72	12.13	1.28
	4					25.44	15.61	7.48	20.97	32.27	20.63	0.37	16.24	6.03	5.80	62.21	9.51	7.53	0.80	0.77	8.26	1.26
	8					29.59	17.65	3.44	19.56	32.34	20.95	0.22	15.80	19.79	18.51	80.78	25.03	21.24	0.93	0.87	3.80	1.18
	12					31.01	18.32	2.23	18.74	32.18	21.33	0.16	15.40	35.04	32.47	88.45	40.52	35.89	0.98	0.90	2.46	1.13
F2L	2	21.46	14.97	6.90	24.10	18.78	12.28	13.48	22.52	21.71	15.22	6.28	24.25	7.56	7.09	16.87	8.07	8.64	0.88	0.82	1.95	0.93
	4					18.72	12.30	12.90	22.70	22.03	15.53	5.64	24.39	15.12	14.24	32.40	16.33	17.33	0.87	0.82	1.87	0.94
	8					18.99	12.42	12.37	22.86	22.56	16.10	4.48	24.65	27.20	25.51	55.07	29.16	30.74	0.88	0.83	1.79	0.95
	12					19.87	12.88	11.24	23.11	22.74	16.65	3.42	24.90	41.28	38.37	72.58	42.75	44.59	0.93	0.86	1.63	0.96
F3L	2	8.35	6.55	22.00	32.00	4.24	3.08	33.51	25.54	10.14	8.06	16.98	34.81	15.42	14.29	46.22	24.22	30.34	0.51	0.47	1.52	0.80
	4					4.74	3.62	30.31	29.76	13.40	10.65	10.36	35.14	33.15	32.26	80.38	54.25	58.34	0.57	0.55	1.38	0.93
	8					5.26	4.24	27.45	32.69	18.21	13.90	4.63	29.80	47.92	49.32	94.97	77.75	76.11	0.63	0.65	1.25	1.02
	12					5.78	4.72	26.07	33.27	20.28	15.07	3.08	26.10	56.98	59.25	97.52	85.55	82.29	0.69	0.72	1.19	1.04
F4L	2	4.65	4.01	34.30	25.10	2.90	2.46	45.54	13.34	5.01	4.33	32.00	27.51	10.61	10.44	22.57	9.04	17.00	0.62	0.61	1.33	0.53
	4					2.93	2.47	44.82	15.95	5.75	5.00	27.58	30.95	24.56	24.00	50.95	24.78	39.00	0.63	0.62	1.31	0.64
	8					3.25	2.85	39.58	21.79	10.08	8.53	13.76	38.00	55.68	56.55	91.81	69.06	79.56	0.70	0.71	1.15	0.87
	12					3.49	3.12	37.48	23.91	14.62	11.72	6.94	35.40	67.32	69.62	97.90	85.34	89.61	0.75	0.78	1.09	0.95
F5L	2	3.29	2.90	42.22	15.30	2.06	1.90	50.82	7.87	3.52	3.09	40.62	16.68	9.83	10.24	18.86	8.06	15.67	0.63	0.65	1.20	0.51
	4					2.07	1.87	49.54	8.66	4.03	3.53	37.76	19.35	23.79	24.42	44.41	21.41	37.84	0.63	0.65	1.17	0.57
	8					2.19	1.98	47.23	11.52	6.43	5.55	27.87	26.11	49.38	50.45	82.89	55.78	74.09	0.67	0.68	1.12	0.75
	12					2.47	2.27	44.65	14.13	13.27	10.49	12.76	29.50	69.22	72.39	97.69	85.28	92.37	0.75	0.78	1.06	0.92

Figura C.3. Ley de Mo y ley de cabeza en función del tiempo, etapa F1L

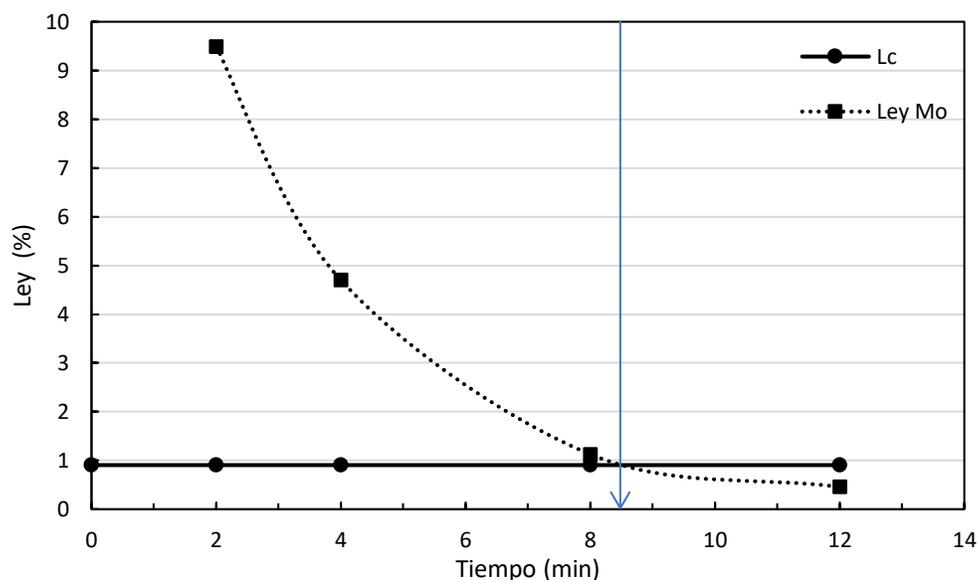


Figura C.4. Ley de Mo y ley de cabeza en función del tiempo, etapa F2L

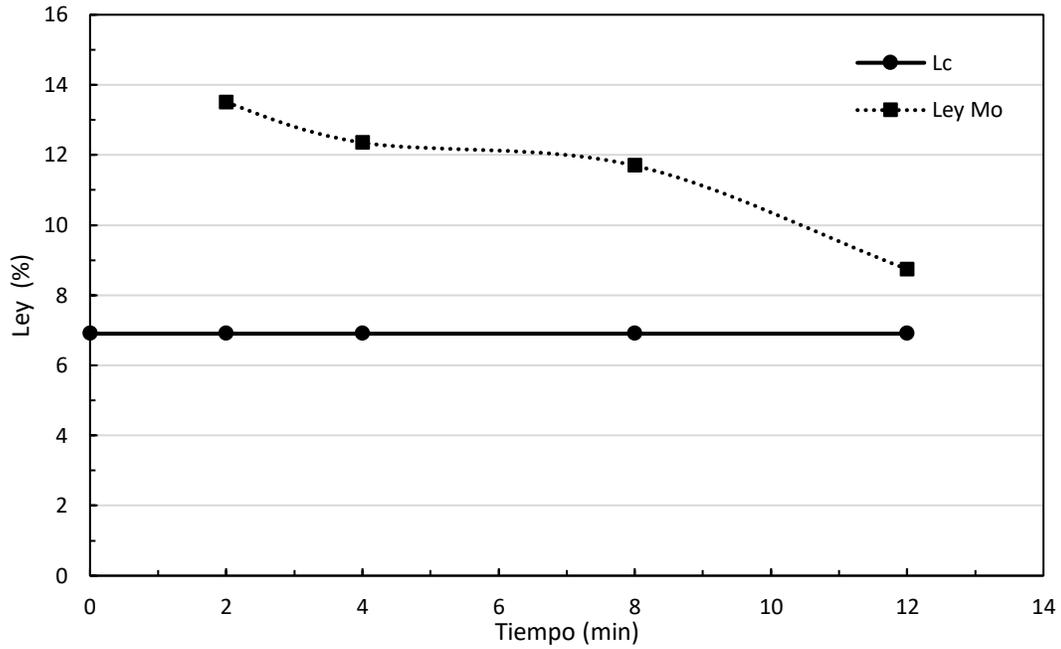


Figura C.5. Ley de Mo y ley de cabeza en función del tiempo, etapa F3L

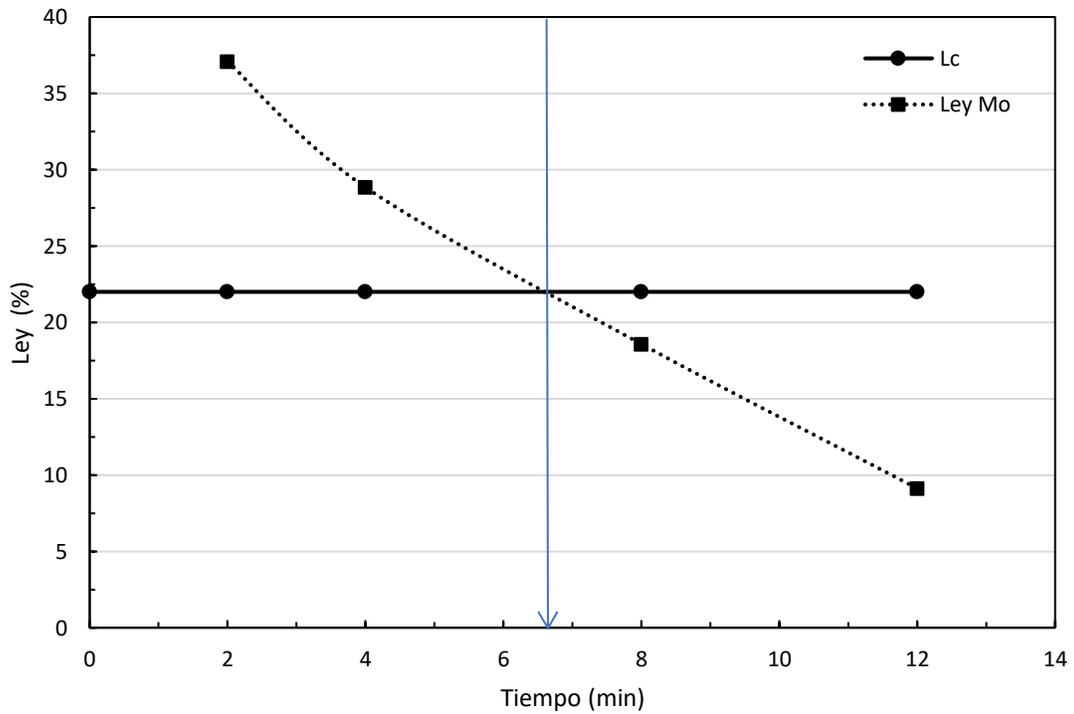


Figura C.6. Ley de Mo y ley de cabeza en función del tiempo, etapa F4L

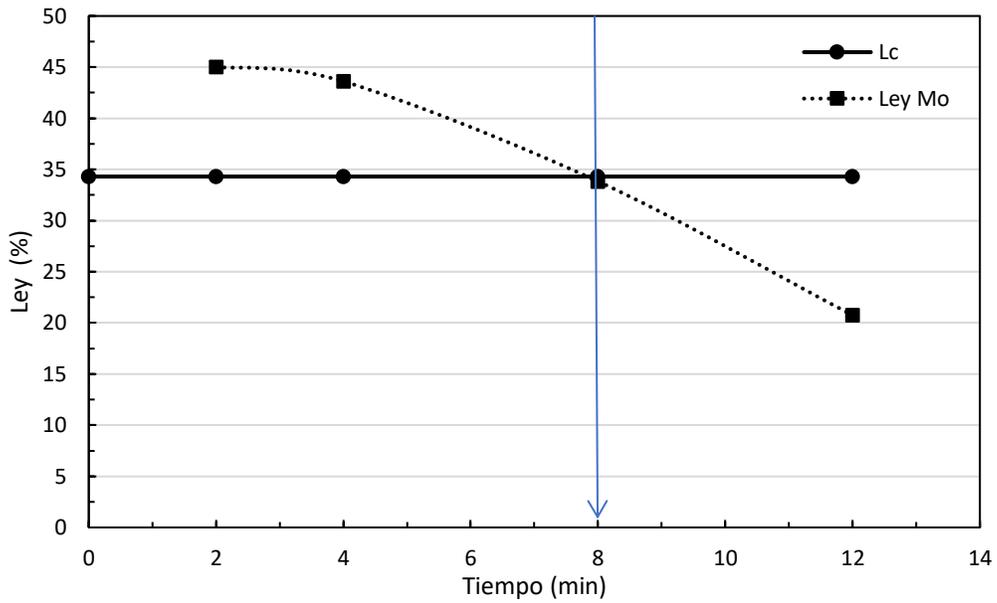
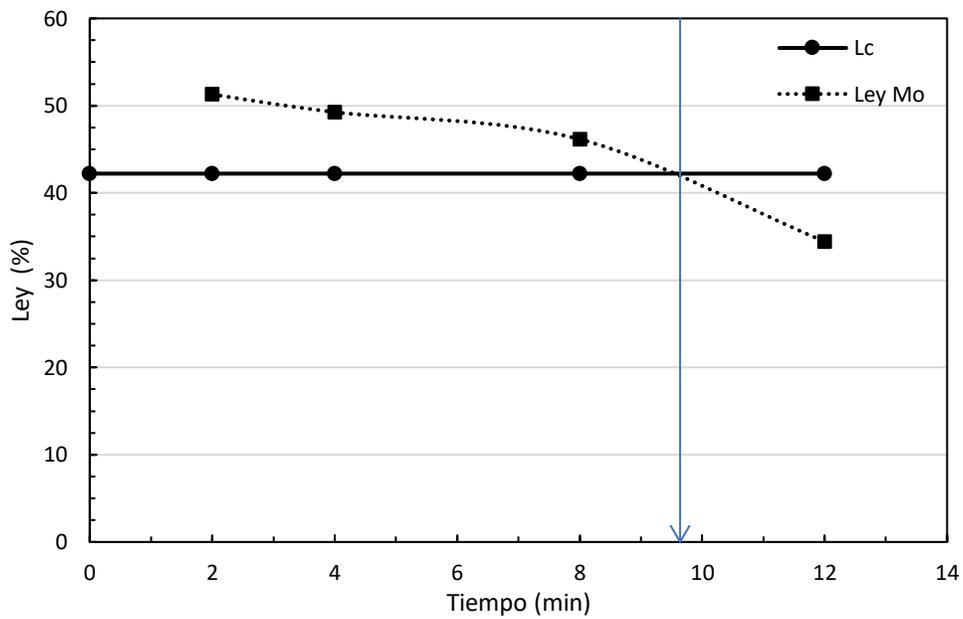


Figura C.7. Ley de Mo y ley de cabeza en función del tiempo, etapa F5L



Anexo C.8. Ejemplo de cálculo de número de celdas por etapa de flotación

Para determinar el número de celdas para la etapa de FP, se necesita conocer primeramente el porcentaje de sólido y el tonelaje por día de ese flujo, para determinar el flujo volumétrico a partir de la Ec 10, según se muestra a continuación. Para un porcentaje de sólido de 38% y 3847 t/d de AFP.

$$Q_p = 3847 \frac{t}{d} * \left[\frac{1}{4.8 \frac{t}{m^3}} + \frac{1 - 0.38}{0.38 * 1 \frac{t}{m^3}} \right] = 7078 \frac{m^3}{d}$$

Luego, con el tiempo de residencia determinado a partir del FE, se obtiene número de celdas a partir de la Ec 11, como sigue a continuación.

$$N_c = \frac{7078 \frac{m^3}{d} * \left(\frac{30.1 \text{ min}}{24 \frac{h}{d} * 60 \frac{\text{min}}{h}} \right)}{14.2 m^3 * 0.90} = 11.58 \approx 12$$

Anexo D. Resultados muestreo configuración normal de circuito

Tabla D.1. Resultado análisis químico y mediciones de laboratorio

Corriente	Nombre	Cu (%)	Fe (%)	Mo (%)	Ins (%)	pH	Eh (mV)	%s
1	CC	31.2	17.09	1.13	14.16	11	-93.8	34.75
2	AFP	29.4	19	0.93	14.4	8.2	-275.8	46.2
3	CP	26.5	16.42	4.7	20	11	-570	29.4
4	KP	29.1	20.51	0.09	13.8	10.9	-419.8	51.25
5	C1L	12.5	8.71	18.5	19.6	9.2	-350.8	11.4
6	K1L	27.6	20.6	0.72	14.7	10.6	-535.8	38.03
7	C C108	15.4	9.93	27.2	22.7	8.6	-295.1	41.83
8	K C108	14	10.31	11.8	25.9	10.9	-571.8	36.82
9	C C107	11.9	6.91	33.4	14.3	11	-527.4	26.75
10	K C107	15.2	10.13	14.2	24.6	11	-538.8	35.52
11	C Columna	9.2	5.83	28.7	11.5	10.6	-428.2	24
12	K BC401A	26.7	16.57	7.3	19.4	11.1	-574.6	20.91
13	K BC 401C	18.9	11.14	12.1	31.5	11.3	-564.8	19.17
14	C BC401A	18.5	11.77	18	22.3	8.7	-137.8	7.17
15	C BC401C	18.5	11.77	18	22.3	8.7	-137.8	7.17
16	C2L	18.5	11.77	18	22.3	8.7	-137.8	7.17
17	K2L	21.4	13.07	10.3	26.8	11.3	-578.8	19.17
18	A3L	8.6	6.14	21.73	31.5	11.2	-569.8	31.61
19	K BC 403A	16.1	9.61	14.8	29.6	11.4	-575.8	25.39
20	C BC 403A	7.47	3.70	30.80	21.70	11.20	-563.20	28.60
21	C BC 403B	6.81	4.22	31.30	16.80	10.80	-570.50	27.80
22	K BC403B	12.7	8.01	14.22	32.7	11.4	-570.4	17.6
23	K3L	14.4	8.81	14.51	31.15	11.4	-573.1	21.495
24	A4L	4.6	3.71	32.6	26.6	11	-530	30.15
25	C4L	3.4	2.49	43.2	13.2	11	-474.6	41.72
26	K4L	5.5	4.17	26	29	11.3	-526.8	21.1
27	C5L	2.6	2.02	47.8	11.3	10.9	-526.8	27.9
28	K5L	3.2	2.48	40.1	15.3	11.2	-587	37.88

Tabla D.2. Índices metalúrgicos para las etapas de flotación

Etapa	Ley a (%)	Ley c (%)	Ley k (%)	%R	%Rp	RE
Global	1.13	47.8	0.09	92.21	2.18	42.30
FP	0.93	4.7	0.09	92.09	18.22	5.05
F1L	8.03	18.5	0.72	94.72	41.13	2.30
C108	18.5	27.2	11.8	63.97	43.51	1.47
C107	18.5	33.4	14.2	40.43	22.40	1.81
BC 401A	11.8	18	7.3	64.15	42.06	1.53
BC 401C	14.41	18	12.1	48.85	39.10	1.25
BC 403A	21.7	30.80	14.8	61.21	43.13	1.42
BC 403B	21.7	31.3	8.4	83.77	58.08	1.44
F4L	32.6	43.2	26	50.85	38.37	1.33
F5L	43.2	47.8	40.1	44.55	40.26	1.11

Anexo D.3. Matriz

	F1	F2	F3	F4	F5	F6	F7	F8	F9	F10	F11	F12	F13	F14	F15	F16	F17	F18	F19	F20	F21	F22	F23	F24	F25	F26	F27	F28	
1	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
2	0	-0.1822	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
3	0	0	-0.4113	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-0.4113	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
4	0	0	0	0	-0.2175	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
5	0	0	0	0	-0.112	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
6	0	0	0	0	0	0	0	-0.4206	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
7	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-0.391	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	-0.391	0	0	0	0	0	
8	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-0.2156	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	
9	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-0.2904	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	
10	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-0.3837	1	0	0	0	
11	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-0.4026	0	1	0	
12	1	-1	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
13	0	1	-1	-1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
14	0	0	1	0	-1	-1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
15	0	0	0	0	0.5	0	-1	-1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
16	0	0	0	0	0.5	0	0	0	-1	-1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
17	0	0	0	0	0	0	1	0	1	0	-1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
18	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	-1	0	-1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
19	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	-1	0	-1	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	
20	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	1	-1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
21	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	1	0	0	0	-1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
22	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	-1	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	
23	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.5	-1	-1	0	0	0	0	0	0	0	0	
24	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.5	0	0	-1	-1	0	0	0	0	0	0	
25	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	1	0	0	-1	0	0	1	
26	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	-1	-1	0	
27	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	-1	-1	
28	1	0	0	-1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-1	0

Tabla D.4. Factores de peso W_i

Corriente	W_i
CC	100
AFP	1
CP	1
KP	100
C1L	1
K1L	100
C C108	1
K C108	1
C C107	100
K C107	100
C Columna	1
K BC401A	100
K BC 401C	1
C BC401A	1
C BC401C	1
C2L	1
K2L	100
A3L	1
K BC 403A	0.1
C BC 403A	1
C BC 403B	1
K BC403B	100
K3L	1
A4L	1
C4L	1
K4L	1
C5L	1
K5L	1

Anexo E. Resultados muestreo configuración propuesta de circuito

Tabla E.1. Resultados análisis químico y mediciones de laboratorio

Corriente	Nombre	Cu (%)	Fe (%)	Ins (%)	Mo (%)
1	CC	27.7	23.95	7.9	1.00
2	AFP	28.3	21.38	10.7	1.42
3	CP	26.5	19.22	12.1	3.61
4	KP	26.1	26.26	7	0.05
5	C1L	10.4	7.5	24.7	20.50
6	K1L (a C6-C7)	24.7	19.71	14.8	2.68
7	C C108	4.8	4.84	12.8	36.82
8	K C108	16.3	12.31	22.2	12.07
9	C C107	3.6	4.23	11.9	42.98
10	K C107	17.3	12.75	21.6	12.52
11	C Columna	4.3	5.04	10.9	38.30
12	K 401A	18.1	14.52	23	6.99
13	K 401C	11.7	9.78	24.8	10.04
14	C 401A	9.1	6.66	18.7	20.44
15	C 401 C	9.1	6.66	18.7	20.44
16	C2L	9.1	6.66	18.7	20.44
17	K2L	16.8	12.56	22.9	8.71
18	A3L	9.1	6.82	18.6	24.26
19	K 403B	10.4	8.01	19.9	19.47
20	C 403B	4.2	3.35	12.1	35.91
21	A4L	3.9	3.13	10.7	41.44
22	C4L	2.3	2.17	9.7	47.52
23	K4L	6.3	4.69	18.9	29.14
24	C5L	1.7	1.56	6.7	50.62
25	K5L	2.5	2.24	11.9	43.52
26	A DO	25.1	19.08	14.7	2.68
27	C DO	24.9	17.59	16.9	3.67
28	K DO	29.5	21.53	10.6	0.40

Tabla E.2. Índices metalúrgicos para las etapas de flotación

Etapas	Ley a (%)	Ley c (%)	Ley k (%)	R Mo (%)	Rp (%)	RE
Global	1.00	50.62	0.23	77.58	1.53	50.77
FP	1.42	3.61	0.05	97.66	38.43	2.54
F1L	5.33	20.50	2.68	57.22	14.88	3.85
C108	20.50	36.82	12.07	61.19	34.07	1.80
C107	20.50	42.98	12.52	54.93	26.20	2.10
401A	12.07	20.44	6.99	63.94	37.75	1.69
401C	16.00	20.44	10.04	73.17	57.26	1.28
403B	24.26	35.91	19.47	43.09	29.11	1.48
F4L	41.44	47.52	29.14	76.76	66.95	1.15
F5L	47.52	50.62	43.52	59.98	56.31	1.07
DO	2.68	3.67	0.40	95.47	69.67	1.37

Anexo D.3. Matriz

	F1	F2	F3	F4	F5	F6	F7	F8	F9	F10	F11	F12	F13	F14	F15	F16	F17	F18	F19	F20	F21	F22	F23	F24	F25	F26	F27	F28
1	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
2	0	-0.38	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
3	0	0	-0.15	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-0.15	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-0.15	0
4	0	0	0	0	-0.17	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
5	0	0	0	0	-0.13	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
6	0	0	0	0	0	0	0	-0.38	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
7	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-0.57	0	0	0	0	1	0	0	0	-0.57	0	0	0	0	0	0	0	0	0
8	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-0.29	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0
9	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-0.67	1	0	0	0	0	0	0
10	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-0.31	0	1	0	0	0	0
11	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-0.7	1	0
1	1	-1	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
2	0	1	-1	-1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
3	0	0	1	0	-1	-1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	-1	1	0
4	0	0	0	0	0.5	0	-1	-1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
5	0	0	0	0	0.5	0	0	0	-1	-1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
6	0	0	0	0	0	0	1	0	1	0	-1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
7	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	-1	0	-1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
8	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	-1	0	-1	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0
9	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	1	-1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
10	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	1	0	0	0	-1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
11	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	-1	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0
12	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	-1	-1	0	0	0	0	0	0	0	0
13	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	1	-1	0	0	0	1	0	0	0
14	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	-1	-1	0	0	0	0	0
15	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	-1	-1	0	0	0	0
16	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-1	1	1
17	1	0	0	-1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-1	0	0	0	-1

Tabla E.4. Factores de peso Wi

Corriente	Wi
CC	1
AFP	100
CP	1
KP	100
C1L	100
K1L a C6/C7	1
C C108	100
K C108	1
C C107	100
K C107	1
C Columna	100
K BC 401A	1
K BC 401C	1
C BC 401A	100
C BC 401C	0.1
C2L	0.1
K2L	1
A3L	100
K BC 403B	1
C BC 403B	1
A4L	1
C4L	0.1
K4L	1
C5L	100
K5L	1
A DO	100
C DO	100
K DO	100

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

Título: Control de los problemas asociados al insoluble mediante la modificación del circuito de Planta de Flotación Selectiva de Molibdeno, Codelco División Chuquicamata.

Nombre Memorista: Melanie Katherine Jara Padilla

Modalidad	Investigación	Profesor(es) Patrocinante(s)
Concepto		Prof. Leopoldo Gutiérrez
Calificación		
Fecha	28-03-2024	
Prof. ^a Eugenia Araneda H.		
		Ingeniero Supervisor: Santiago Honores
		Institución: Codelco

Comisión (Nombre y Firma)

Prof. Andrés Ramírez	Prof. Luver Echeverry
----------------------	-----------------------

Resumen

El presente trabajo de memoria fue realizado en la Planta de Molibdeno y Filtros, Codelco División Chuquicamata, el cual consistió en la implementación de un circuito propuesto con el objetivo de mejorar el control de los efectos negativos del insoluble (Ins) en la flotación selectiva, entendiéndose como Ins a toda ganga que contenga sílice y oxígeno.

Durante mayo y junio de 2023 debido a un aumento de Ins en el concentrado colectivo (CC), de los espesadores de cabeza C6/C7 rebosaron 14.500 t CC con 2.5% Mo. Bajo la configuración normal del circuito, la corriente cola primera limpieza (K1L) retorna en su totalidad a los espesadores C6/C7. La propuesta de circuito plantea tratar en una etapa de barrido la mitad de la K1L, la cual se caracteriza por tener alta ley Ins y granulometría fina.

Las pruebas de sedimentación comprobaron que en condiciones de alto Ins% en CC, un aumento en la proporción másica de K1L aumenta los valores de NTU de las aguas claras y disminuye la velocidad de sedimentación en laboratorio en un 33%. Las pruebas de flotación de K1L revelaron que el molibdeno que contiene se puede recuperar hasta un 90.7% para una ley de Mo en la alimentación de 1.9% y tiempos de flotación de 8 minutos. Se demostró que el pH de 8.5 aumenta en promedio la R Mo en un 3%. Las pruebas cinéticas de flotación bajo la configuración normal de circuito revelaron que en todas las etapas de flotación se debería disminuir el número de celdas. Por otro lado, debido a la corta duración de la prueba industrial del circuito propuesto, no se tienen resultados de la cinética bajo esta configuración, por lo que no se pudo realizar un análisis concluyente respecto a estas pruebas, ni realizar una comparación entre ambas configuraciones.

Respecto las configuraciones de circuito normal y propuesto estudiadas, se tiene que ambas lograron el estándar operacional de R Mo sobre 92% y la calidad del concentrado final con 48% Mo, específicamente, lograron 94.8% R Mo – 48.54% Mo y 93.6% R Mo – 50.33% Mo, respectivamente. Finalmente, la configuración de circuito propuesta disminuyó el flujo másico de K1L que recirculaba al C6/C7 a un 30%. A pesar de que el escenario operacional que motivó el estudio de este circuito ya había mejorado, se determinó que esta propuesta operacional puede y será evaluada como una opción bajo posibles futuros escenarios que puede experimentar la planta de molibdeno.