



Universidad del Bío-Bío
Facultad de Ingeniería
Departamento de Ingeniería en Maderas
Escuela Ingeniería Civil Química



**EVALUACIÓN DEL EFECTO DEL PH Y DE LOS
REACTIVOS EN LA RECUPERACIÓN DE COBRE EN
CIRCUITO DE FLOTACIÓN COLECTIVA CU-MO EN
MINERA LOS PELAMBRES**

Informe de Habilitación Profesional presentado en conformidad a los requisitos
para obtener el título de Ingeniero Civil Químico

CAMILA JOSÉ CORREA MENDOZA

Profesor Tutor: Jorge Saavedra

Ingeniero Supervisor: Felipe Henríquez

Concepción, 11 julio 2019

RESUMEN

El presente informe tiene como objetivo el estudio de la regulación del pH, en el proceso de flotación colectiva de cobre, y sus efectos metalúrgicos, en la ley y recuperación de los minerales de interés, principalmente cobre, además del contaminante fierro. Por otro lado, como objetivos específicos, el enfoque fue evaluar los factores relevantes para la preparación de lechada de cal para la disminución de su consumo. Además, se estudiaron los efectos del pH regulando reactivos colectores, específicamente MX8522 y Xantato, en muestras mineralógicas representativas de la mina.

Esta propuesta surge por parte de Minera los Pelambres debido al cambio de mineral y al bajo pH natural que éste posee, siendo relevante en el control del pH de flotación y por consecuencia en la preparación de lechada de cal.

En la planta, el control del pH se realiza mediante el flujo de lechada de cal enviado al proceso, desde los molinos hasta celdas de flotación. El consumo de este reactivo modificador ha aumentado en el último tiempo, debido al ingreso de minerales con acidez natural alta, por lo cual se desea una optimización en el uso de este insumo, uno de los más importantes que necesita una planta concentradora de cobre en Minera los Pelambres, MLP, dado el alto impacto en la estructura de costo y el impacto vial en las comunidades.

Esta investigación incluye información respecto al proceso de flotación y los reactivos utilizados, incluyendo la cal como modificador de pH. Sumado a esto se presentan los antecedentes generales de la planta concentradora en Minera los Pelambres. Luego, se hizo un estudio sobre la cal, teniendo en consideración su preparación y factores más relevantes, tales como el agua de apagado, agua fresca o de proceso, y la granulometría de la cal y sus impurezas, en pruebas de reactividad. Posterior a ello, se realizaron pruebas de consumo de cal para diferentes minerales y pH, con el objetivo de reconocer forma de trabajo más eficiente para disminuir el consumo. Además, se realizó un estudio sobre el proceso de flotación con un nuevo reactivo

llamado MX-8522, en donde su objetivo es colectar el cobre, siendo estable a pH menor que el Xantato.

Como resultado se observó que, de los proveedores disponibles INACAL y SIBELCO, y de los dos tipos de agua, ya mencionados, el menor consumo de cal es para la utilización de cal SIBELCO y agua de proceso, lo cual se debe principalmente a la granulometría de la cal.

Como conclusión respecto a la planta de cal, se consiguió evaluar los factores relevantes, tipo de cal o granulometría y el tipo de agua de apagado a utilizar, recomendando trabajar con agua fresca y cal SIBELCO. Además, se logró una disminución en el consumo de cal significativa, de hasta un 31%.

Luego, para el estudio de la recuperación de cobre los resultados indicaron que no hay diferencia al bajar el pH, excepto para el mineral ácido.

De lo anterior, se concluyó que es posible trabajar a menor pH, pasando desde 9,5 a 8,6, sin afectar negativamente a la recuperación de cobre. Además, se concluyó, que el nuevo reactivo colector, MX8522, tiene efectos positivos en la recuperación de cobre, puesto que este es más selectivo.

Finalmente, se logró generar impacto en la preparación de lechada de cal, obteniendo una disminución en el consumo de cal. Además, de entregar las condiciones óptimas de trabajo para distintos tipos de minerales en cuanto a las dosificaciones de reactivos necesarios para optimizar la recuperación.

AGRADECIMIENTOS

Me gustaría agradecer en estas líneas la ayuda que muchas personas me han prestado durante el proceso de investigación y redacción de este trabajo.

En primer lugar, quisiera agradecer a mi familia, que me han ayudado y apoyado en toda mi carrera, que me han entregado todas las herramientas para crecer y mejorar, para siempre dar lo mejor de mí.

A mi pareja, Gino Torres, por ser mi pilar fundamental y haberme apoyado incondicionalmente, pese a las adversidades e inconvenientes que se presentaron. Que, con su respaldo, me ayuda alcanzar mis objetivos.

A mi tutor, Jorge Saavedra, por haberme orientado en todos los momentos que necesité sus consejos.

A todos mis amigos, compañeros y futuros colegas que me ayudaron de una manera desinteresada, gracias infinitas por toda su ayuda y buena voluntad. Gracias por creer en mí y siempre estar ahí para darme el ánimo que necesité.

A la Universidad del Bío-Bío por ser la sede de todo el conocimiento adquirido en estos años.

En planta concentradora, quiero dar las gracias a todos los que estuvieron ahí para enseñarme y aconsejarme en todo el transcurso de mi estudio, a Daniel Silva, por su paciencia, a Pablo Bustos, por su tiempo y dedicación para enseñarme, a Nelson Manzanares, por su apoyo y todas sus enseñanzas entregadas para mi crecimiento personal en el trabajo, al equipo de laboratorio en SGS, y a todo quien estuvo presente.

También quiero agradecer a los distintos equipos de trabajo en Bureau Veritas, Contact y Andritz, gracias por ayudarme cuando los necesité.

A mis compañeros memoristas, Rocío Antúnez y Daniel Meriño, quienes estuvieron conmigo durante todo el proceso, cada día en planta y compartiendo oficina, dándome todo el ánimo y empuje.

Finalmente, quiero expresar mi sincero agradecimiento a Felipe Henríquez, principal colaborador durante todo este proceso, quien, con su dirección, conocimiento, enseñanza y colaboración permitió el desarrollo de este trabajo.

Tabla de contenido

RESUMEN	i
AGRADECIMIENTOS	iii
ÍNDICE DE FIGURAS	viii
ÍNDICE DE TABLAS	ix
NOMENCLATURA	x
1. INTRODUCCIÓN	1
2. PLANTEAMIENTO PROBLEMA	3
3. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA	4
3.1. FLOTACIÓN	4
3.2. REACTIVOS DE FLOTACIÓN	7
3.2.1. Espumante	7
Pinnacle 9891	7
3.2.2. Colector	8
Matcol-D50	8
Xantato	8
MX-8522	8
3.2.3. Modificador de pH	9
Lechada de cal – Ca(OH) ₂	9
3.3. FLOTACIÓN EN MINERA LOS PELAMBRES	10
3.4. CONTROL DE PH MEDIANTE CAL	15
3.4.1. Formación de lechada de cal	15
3.4.2. Propiedades	16
A. Reactividad de cal	16
B. Superficie específica	17
C. Temperatura de apagado	18
D. Razón o proporción agua	18
E. Viscosidad de la pulpa	18
F. Agitación	19
G. Tiempo de hidratación	19
H. Temperatura del agua	19
I. Apagado o hidratación aérea	19
J. Calidad del agua	20

3.4.3.	Depresión de pirita por la cal	20
3.4.4.	Efecto del pH	22
3.4.5.	Impurezas contenidas en la cal	23
3.4.6.	Calidades de cal viva	23
4.	OBJETIVOS	24
4.1.	OBJETIVO GENERAL	24
4.2.	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	24
5.	METODOLOGÍA	25
5.1.	PRUEBAS LECHADA DE CAL	25
5.1.1.	Recursos y materiales	25
5.1.2.	Procedimiento	25
5.2.	PRUEBAS FLOTACIÓN	26
5.2.1.	Recursos y materiales	26
5.2.2.	Procedimiento	27
6.	ANÁLISIS Y RESULTADOS	29
6.1.	LECHADA DE CAL	29
6.1.1.	Reactividad cal	29
6.1.2.	Análisis de sulfatos en muestras de lechada y agua de proceso.	31
6.1.3.	Análisis químico agua	32
6.1.4.	Consumo de cal	33
6.1.5.	Análisis químico incrustaciones	36
6.2.	FLOTACIÓN	37
6.2.1.	Recuperación cobre	37
6.2.2.	Recuperación molibdeno	40
6.2.3.	Recuperación fierro	44
6.3.	MODELO RECUPERACIÓN DE COBRE EN FLOTACIÓN COLECTIVA	47
7.	CONCLUSIONES	50
8.	RECOMENDACIONES	51
8.1.	LECHADA DE CAL	51
8.2.	FLOTACIÓN	52
9.	REFERENCIAS	53
	ANEXOS	55
	ANEXO 1. MOLIENDA	55
	ANEXO 2. FLOTACIÓN	58
	ANEXO 2.1. FLOTACIÓN ROUGHER	58

ANEXO 2.2. REMOLIENDA	59
ANEXO 2.3. FLOTACIÓN COLUMNAR	60
ANEXO 2.4. CLEANER SCAVENGER	62
ANEXO 2.5. ESPESAMIENTO	63
ANEXO 3. REACTIVIDAD DE CAL SEGÚN NORMA REACTIVIDAD ASTM C-110	66
ANEXO 4. CONSUMO DE CAL	67

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Esquema de Flotación (Yianatos, 2005).....	4
Figura 2. Interacción mineral-colector (Elaboración propia).	5
Figura 3. Interacción espumante burbuja (elaboración propia).	5
Figura 4. Representación de adhesión de complejo espumante-burbuja a complejo mineral-colector (Morell Muñoz et al., 2014).	5
Figura 5. Diagrama proceso en celda flotación (Morell Muñoz et al., 2014).....	6
Figura 6. Comportamiento de la recuperación en relación a ley de concentrado (Morell Muñoz et al., 2014).	7
Figura 7. Zona de trabajo colectores (Morell Muñoz et al., 2014).	9
Figura 8. Efecto del pH en flotación Rougher (Ruiz Núñez, 2015).....	10
Figura 9. Esquema flotación colectiva (Yianatos, 2005).....	11
Figura 10. Esquema planta de cal (Delgado & Pandales, 2000).....	11
Figura 11. Efecto de la pirita en el pH (Castro & Gómez, 2018).	12
Figura 12. Efecto de pirita en mineral, en flotación Rougher, en el consumo de cal (Castro & Gómez, 2018).....	13
Figura 13. Consumo de cal para mineral F7 (Castro & Gómez, 2018).....	13
Figura 14. Consumo de cal para mineral F10 (Castro & Gómez, 2018).....	13
Figura 15. Efecto del tamaño de partícula en la superficie específica (Coloma Áñvarez, 2017).	17
Figura 16. Flotabilidad en función del pH para pirita en su forma natural y en presencia de colector (López Valdivieso & Reyes Bhená, 2005).....	21
Figura 17. Potencial zeta vs pH.	22
Figura 18. Reactividad de distintos tipos de cal en agua de proceso y fresca, donde la mezcla de cal es 70% INACAL – 30% SIBELCO.	29
Figura 19. Reactividad de cal con agua de proceso y distintas mezclas de cal.	30
Figura 20. Consumo de cal para distintos minerales con agua de proceso y mezcla de cal 70% In - 30% Sib, a pH 8,6 y 9,5.	33
Figura 21. Consumo de cal variando tipo de agua y mezclas de cal.	34
Figura 22. Consumo de cal mineral Tipo C variando mezclas de cal.	35
Figura 23. Efectos del pH en la recuperación de cobre para mineral 75% F7 - 25% F10.	37
Figura 24. Efectos del pH en la recuperación de cobre para mineral 50% F7 - 50% F10.	38
Figura 25. Efectos del pH en la recuperación de cobre para mineral 25% F7 - 75% F10.	38
Figura 26. Efectos del pH en la razón de enriquecimiento de cobre para mineral 75% F7 - 25% F10.....	39
Figura 27. Efectos del pH en la razón de enriquecimiento de cobre para mineral 50% F7 - 50% F10.....	39
Figura 28. Efectos del pH en la razón de enriquecimiento de cobre para mineral 25% F7 - 75% F10.....	40
Figura 29. Efectos del pH en la recuperación de molibdeno para mineral 75% F7 - 25% F10.	41
Figura 30. Efectos del pH en la razón de enriquecimiento de molibdeno para mineral 75% F7 - 25% F10.....	41
Figura 31. Efectos del pH en la recuperación de molibdeno para mineral 50% F7 - 50% F10.	42

Figura 32. Efectos del pH en la razón de enriquecimiento de molibdeno para mineral 50% F7 - 50% F10.....	42
Figura 33. Efectos del pH en la recuperación de molibdeno para mineral 25% F7 - 75% F10.	43
Figura 34. Efectos del pH en la razón de enriquecimiento de molibdeno para mineral 25% F7 - 75% F10.....	43
Figura 35. Efectos del pH en la recuperación de fierro para mineral 75% F7 - 25% F10.	44
Figura 36. Efectos del pH en la razón de enriquecimiento de fierro para mineral 75% F7 - 25% F10.....	44
Figura 37. Efectos del pH en la recuperación de fierro para mineral 50% F7 - 50% F10.	45
Figura 38. Efectos del pH en la razón de enriquecimiento de fierro para mineral 50% F7 - 50% F10.....	45
Figura 39. Efectos del pH en la recuperación de fierro para mineral 25% F7 - 75% F10.	46
Figura 40. Efectos del pH en la razón de enriquecimiento de fierro para mineral 25% F7 - 75% F10.....	46
Figura 41. Efecto del pH en recuperación de Cobre variando el tamaño del P80. Fino 180 μm , medio 220 μm y grueso 240 μm	48
Figura 42. Molinos SAG y Bolas en funcionamiento.	56
Figura 43. Esquema molienda MLP.....	57
Figura 44. Esquema flotación Rougher.	58
Figura 45. Celdas de flotación exteriores MLP.	59
Figura 46. Esquema remolienda con instrumentación.	60
Figura 47. Flotación columnar y aspersores en funcionamiento.	61
Figura 48. Esquema celda columna tipo P&ID.	62
Figura 49. Esquema tipo P&ID Scavenger.....	63
Figura 50. Espesadores planta concentradora.....	64
Figura 51. Esquema espesadores planta concentradora MLP.....	65

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Comparación de leyes entre Fase 7 y 10 (Castro & Gómez, 2018).....	12
Tabla 2. Resumen calidad metalúrgica para muestras F7 y F10 (Castro & Gómez, 2018).	14
Tabla 3. Normas y ensayos para realizar prueba de reactividad de cal (Coloma Álvarez, 2008).	16
Tabla 4. Mezclas de minerales de trabajo para flotación.	27
Tabla 5. Experimentos para estudiar el pH.....	28
Tabla 6. Concentraciones de mezclas de cal, % INACAL y % SIBELCO, utilizadas en pruebas de reactividad Figura 19.	31
Tabla 7. Análisis de sulfato en agua de proceso y lechada de cal, preparada con distintas proporciones de cal INACAL y SIBELCO.	31
Tabla 8. Análisis químico de agua de proceso y agua fresca.	32
Tabla 9. Evaluación económica consumo de cal para mezcla de cal actual vs óptima con agua de proceso.	36
Tabla 10. Análisis químico de incrustaciones proveniente del labio de estanque de almacenamiento de lechada de cal.	36
Tabla 11. Evaluación de modelos de regresión para la predicción en la recuperación de cobre.	48

NOMENCLATURA

MINERALOGÍA

F7	Fase 7, conocida como la Fase básica o dura
F10	Fase 10, conocida como la Fase ácida o blanda
Tipo A	75% Fase 7 y 25% Fase 10
Tipo B	50% Fase 7 y 50% Fase 10
Tipo C	25% Fase 7 y 75% Fase 10

REACTIVOS

MX-8522	Colector, nombre comercial. También mencionado como MX
Pinnacle 9891	Espumante, nombre comercial
Xantato	Colector
Matcol D50	Colector, nombre comercial
Cal, Ca(OH) ₂	Lechada de cal o hidróxido de calcio hidratado
g/ton	Gramos de reactivo por tonelada de mineral procesado seco, consumo específico

MOLIENDA SIGLAS

MB	Molinos bolas
SAG	Molino o molienda semi-autógena
F80	Es el tamaño de tamiz que deja pasar 80% de las partículas de la alimentación del circuito, en micrones.
P80	Es el tamaño de tamiz que deja pasar 80% de las partículas del producto del circuito, en micrones.

FLOTACIÓN SIGLAS

Scv	Scavenger
Ro	Rougher
Rec	Recuperación

QUÍMICA SIGLAS

Cu	Cobre
Fe	Fierro o Hierro

Mo	Molibdeno
FeS ₂	Pirita
CuFeS ₂	Calcopirita
Ca	Calcio
S	Azufre
CuS	Cobre soluble
CuT	Cobre total
OTROS	
MLP	Minera los Pelambres
PLANTA CAL SIGLAS	
In	INACAL, proveedor de cal
Sib	SIBELCO, proveedor de cal

1. INTRODUCCIÓN

Minera Los Pelambres es un yacimiento de sulfuro que forma parte de Antofagasta Minerals PLC, uno de los diez principales productores de cobre a nivel mundial y el tercero en el país. El principal objetivo de ésta es aumentar la producción de cobre, mediante el incremento de toneladas métricas de cobre fino en el puerto.

La planta concentradora se ubica en el sector precordillerano de Piuquenes a 35 km al este de Salamanca, Región de Coquimbo. Tiene una superficie de aproximadamente 5 ha, donde se procesa el mineral para producir el concentrado de cobre y molibdeno (Morell Muñoz, Dondero Carillo, & Fernández Celis, 2014). Consta del área de molienda y flotación, las cuales son descritas con mayor detalle en el Anexo 1 y Anexo 2, respectivamente. El área de flotación se divide en dos, colectiva y selectiva, siendo el enfoque en este estudio en la primera, la cual consta de cuatro etapas, Rougher, Remolienda, Scavenger y Columnar.

Minera los Pelambres procesa en las etapas de flotación distintos tipos de minerales, variando las concentraciones, o leyes, de Cu, Mo y Fe principalmente. La variabilidad del proceso es bastante común, pero actualmente surge un cambio crítico en el mineral, provocando problemas en la planta concentradora respecto al pH. El control del pH exige regular la preparación de la lechada de cal, para ser lo más eficiente posible. La lechada de cal es un insumo crítico para la flotación, puesto que es un reactivo que estabiliza el pH, favoreciendo el correcto funcionamiento de colectores y espumantes, además de depresar la pirita, un mineral indeseado en la flotación.

El nuevo mineral arribado a MLP aparece el 2014, generando aumentos en el consumo de cal que sobrepasan los límites económicos establecidos, superando aproximadamente hasta en 7.000 toneladas el presupuesto del año 2018. La mineralogía cambió desde la Fase 7 a la Fase 10, pasando desde un pH natural 7,7 a 6,2, impactando en la reología de la pulpa, puesto que un aumento de la cal en flotación genera un incremento en el porcentaje de sólidos, dificultando la flotabilidad del cobre por efecto de presiones (Castro & Gómez, 2018).

Debido a lo anterior, se realiza un estudio respecto al pH en flotación y el cómo mejorar la preparación de lechada de cal para disminuir este insumo. Además, se estudia un nuevo reactivo para flotación colectiva, el MX-8522, apto para trabajar a menor pH en flotación.

Se presenta una revisión bibliográfica en cuanto a la flotación y sus reactivos, enfocándose en colectores y modificadores de pH. Posteriormente, se presentan opciones de mejora en eficiencia respecto a la preparación de lechada de cal, reactivo modificador de pH, y recomendaciones para el uso de un nuevo colector para distintos tipos de minerales y pH.

2. PLANTEAMIENTO PROBLEMA

La industria minera y metalúrgica es una actividad que se encarga de extraer minerales para luego procesarlos y obtener un concentrado con alto valor económico. Un problema actual en minería es la variabilidad del mineral hacia otro con menor ley de cobre y mayor de hierro, ya que se deben re-evaluar las condiciones de trabajo del proceso para lograr mantenerlo estable. En el caso actual en Minera los Pelambres, los cambios en el mineral son críticos para el proceso, dificultando principalmente el control pH en flotación.

El factor más relevante en la regulación y control del pH es la dosificación de la cal y su preparación. En la actualidad, debido al bajo pH del mineral se ha observado un aumento en consumo de cal, desde 300-500 g/ton a 800-1500 g/ton o mayores (Castro & Gómez, 2018). Este incremento se debe específicamente al ingreso de mineral blando o Fase 10 (F10) desde mina hasta planta concentradora. Este estudio incluye el efecto de los minerales en años siguientes, mineral Fase 11 (F11) y 12 (F12), los cuales son similares a la Fase 10. Por lo tanto, existe el interés en un análisis del proceso que conlleve a la mejora del proceso sin impacto metalúrgico. Esto podría provocar una disminución en la recuperación de cobre y/o en la producción. Actualmente, la preparación de lechada de cal es insuficiente para sostener el proceso con este nuevo mineral de pH natural ácido a diferencias de procesos estándar anteriores.

Para evitar esto, MLP plantea la estrategia de mejorar la preparación de lechada de cal y, por otra parte, utilizar un nuevo reactivo colector que permita trabajar a menor pH.

Debido a lo anterior, se realiza un estudio del control de pH, mediante un análisis en la preparación de lechada de cal y los factores que influyen en este, además del nuevo reactivo colector, MX8522, a diferentes concentraciones, para estudiar la recuperación óptima a distintos pH.

3. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

3.1. FLOTACIÓN

La flotación es un proceso físico-químico que tiene como objetivo separar especies valiosas de otros minerales sin valor económico. Este proceso consta en la recepción de una pulpa, que contiene agua y minerales previamente molidos provenientes de la mina, para luego entrar en contacto con un flujo de burbujas de aire, que favorecen la agitación de la pulpa y homogenización con los reactivos. La finalidad en esta etapa es favorecer el transporte de mineral por las burbujas, pero, para ello es necesario el uso de reactivos que beneficien la captura de las especies de interés, formando un complejo partícula-burbuja. Debido a esto, el mineral asciende hasta una zona conformada por un colchón de espuma. Al aumentar el nivel de espuma, a un tamaño adecuado, se produce un rebose en las celdas de flotación, pasando a formar una corriente de concentrado que pasa a otra celda de flotación, donde el proceso ya descrito se repite de tal forma de ser lo más selectiva posible y recuperar la mayor parte del mineral de valor. Los reactivos requeridos en flotación son colectores, espumantes y modificadores. Su uso es necesario, ya que, por lo general, las partículas no flotan por sí solas, puesto que son hidrófilas, es decir, tienen afinidad por el agua. El colector provoca que las superficies de las partículas pasen a ser hidrófobas, teniendo afinidad por el aire, así siendo colectadas por las burbujas. La pulpa restante que no es flotada es llamada ganga, el cual es enviado mediante el sector inferior de la celda de flotación al circuito de relaves (Morell Muñoz et al., 2014; Ruiz Núñez, 2015; Yianatos, 2005; Álvarez Huguez, 2016). Para la comprensión del proceso se visualiza un esquema en la Figura 1.

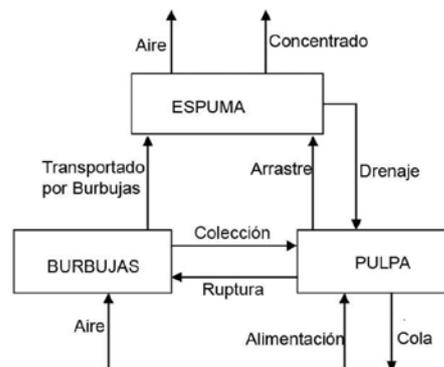


Figura 1. Esquema de Flotación (Yianatos, 2005).

La flotación consta principalmente de las siguientes etapas:

- a. Adsorción de reactivos en la superficie de la partícula: Esta es la primera fase, donde entra en contacto la partícula mineral junto con un reactivo, el colector, que se ve en la Figura 2.

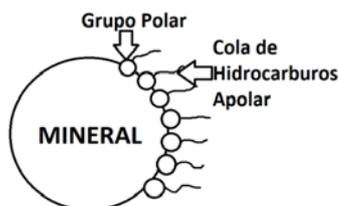


Figura 2. Interacción mineral-colector (Elaboración propia).

- b. Colisión y colección del mineral. Formación del complejo partícula-burbuja: La burbuja entra en contacto con el espumante, dada su afinidad por la interfase aire-líquido, Figura 3.
- c. Luego, el complejo mineral-colector entra en contacto con el complejo burbuja-espumante, Figura 4 (Urrea Rojas, 2016).

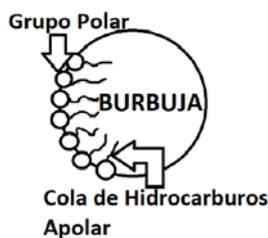


Figura 3. Interacción espumante burbuja (elaboración propia).

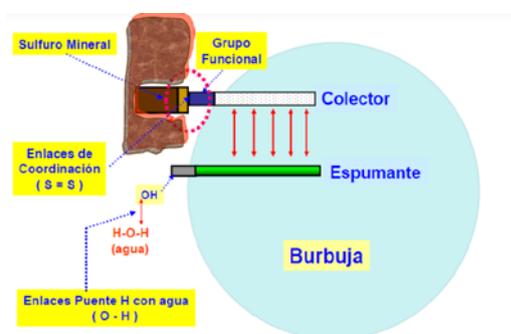


Figura 4. Representación de adhesión de complejo espumante-burbuja a complejo mineral-colector (Morell Muñoz et al., 2014).

3. Transporte del complejo desde la pulpa a la espuma. Las burbujas de aire, las cuales ya poseen el mineral colectado, como en la Figura 4, tienden a ascender a la superficie. Lo ideal

es evitar la colisión de estas burbujas, es decir formación de burbujas de mayor tamaño, así mantener una alta área superficial, es por lo que también se añade un espumante, el cual otorga la propiedad de disminuir la coalescencia a las burbujas, es decir son más elásticas y no colapsan.

4. Transporte por arrastre y atrapamiento: Transporte de la espuma al concentrado, salida del producto. El aumento en el nivel de espuma genera un rebose, generando el flujo de concentrado. La selectividad en la zona de espuma mejora pasando de celda en celda, esto se debe ya que al inicio se recupera todo el material posible, tanto ganga como concentrado, pero luego, en el transcurso se recupera cada vez menos ganga y más concentrado, aumentando el nivel de selectividad en la espuma. Esta selectividad genera un aumento en la ley o concentración del mineral de interés.

5. Retorno del mineral desde la espuma a la pulpa. No toda la espuma es transportada, puesto que esta tiene una duración en la superficie antes de la ruptura de película de la espuma, luego el colchón de espuma disminuye, generando un retorno del mineral desde la espuma a la pulpa (Morell Muñoz et al., 2014; Orozco López, 2012; Ruiz Núñez, 2015). Un esquema representativo de una celda de flotación se ve en la Figura 5.

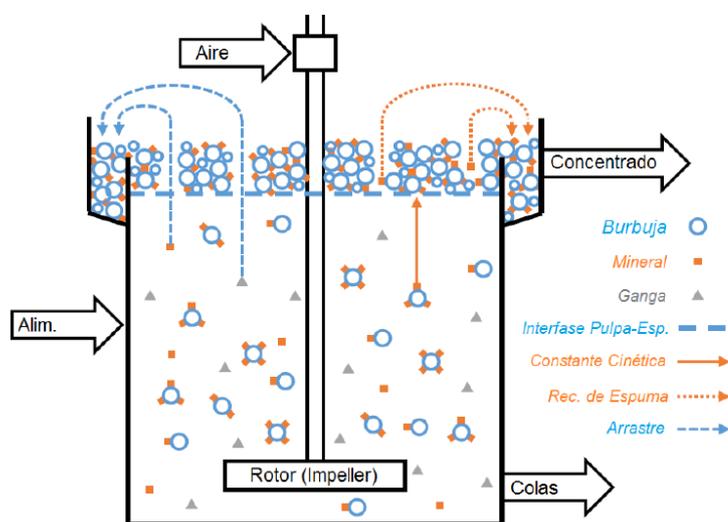


Figura 5. Diagrama proceso en celda flotación (Morell Muñoz et al., 2014).

Finalmente, tras la flotación es posible el cálculo de la recuperación. La recuperación es la medida de eficiencia del proceso de flotación, pero no es lo más importante para la planta, sino también debe considerarse la ley de concentrado. La ley, es la concentración del mineral de interés, y existe una relación de compensación entre estas variables, la cual debe ser manejada de acuerdo a las características propias de cada planta.

La recuperación de la especie de valor depende de la cantidad de partículas transportadas a la superficie, es decir de las partículas flotadas, por ende, la estabilidad y el tamaño de las burbujas de aire que las transporta influyen directamente en la recuperación. La Figura 6 muestra el comportamiento teórico de la ley en función del porcentaje recuperación (Morell Muñoz et al., 2014), donde a menor ley, mayor recuperación de concentrado. Esto se explica ya que, al aumentar la recuperación, se ensucia el concentrado con ganga.

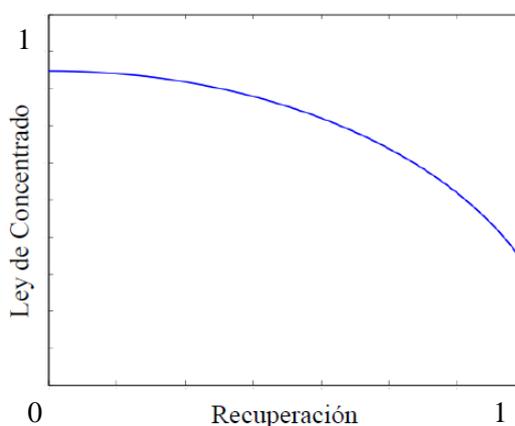


Figura 6. Comportamiento de la recuperación en relación a ley de concentrado (Morell Muñoz et al., 2014).

La recuperación se calcula de la siguiente forma (Morell Muñoz et al., 2014):

$$\text{Recuperación}\% = \frac{\text{Concentrado (Alimentación - Cola)}}{\text{Alimentación (Concetrado - Cola)}}$$

3.2. REACTIVOS DE FLOTACIÓN

Los principales reactivos utilizados en flotación en MLP son los mencionados a continuación.

3.2.1. Espumante

Pinnacle 9891

Este reactivo es en base a butanol, similar a muchos espumantes. Como descripción general estos reactivos favorecen la formación de burbujas, evitando la coalescencia. Son agentes

tensoactivos, es decir disminuyen la tensión superficial del agua, así es posible estabilizar la espuma y su formación, para la adherencia y levantamiento de la partícula. Mediante este funcionamiento se mejora la cinética de interacción burbuja - partícula. Permite que las burbujas mantengan su forma sin deshacerse por efecto de las presiones, esto quiere decir sin reventar cuando la burbuja recorre su trayecto, pasar por todo el colchón de espuma y llegar a la superficie (Valencia, 1999).

3.2.2. Colector

Matcol-D50

Este es un colector débil, para sulfuros de cobre, que contiene ditiocarbamato. Este, a diferencia de los demás colectores, se utiliza en dosis mayores debido a su origen, como colector primario, alcanzando hasta 15 g/ton (Urta Rojas, 2016).

Xantato

Este colector se caracteriza por ser un colector sulfhídrico, el cual posee una cabeza polar y una cola apolar. Su principal función es incrementar la propiedad hidrofóbica en las partículas minerales de una pulpa para facilitar la flotabilidad. La partícula queda cubierta por el colector que se adhiere a su superficie por medio de su parte polar, proporcionándole con la parte polar propiedades hidrofóbicas. Los Xantatos son relativamente inestables a bajo pH, por lo que no son adecuados en flotación de circuitos ácidos, pH bajo 7 (Solvay Edition, 2002).

MX-8522

Es una solución acuosa alcalina de sus componentes activos, basado en la química de los tiofosfatos. Es una mezcla compuesta por monotiofosfato, tionocarbamato modificado, tiofosfato, 1,3-dietil-2-thiourea. Debido a esta mezcla pasa a ser un colector fuerte de sulfuros de cobre, presentando buena selectividad frente a pirita mejorando la espuma en cuanto al mineral flotado. Es efectivo en la flotación de minerales sulfurados en circuitos ácidos y ha sido

utilizado con éxito en el reemplazo de otros colectores, como el Xantato, en flotación de Cobre – Oro. Presenta una buena cinética y las dosificaciones típicas varían entre 5 - 100 g/ton, dependiendo del contenido de elemento valioso en la alimentación y del empleo de otros colectores en la fórmula colectora. El reactivo es totalmente soluble en agua por lo que puede ser dosificado a la molienda (SOLVAY, 2017). El uso de los colectores en MLP son catiónicos, por lo tanto, el área de trabajo es a pH superior a 7, lo cual se observa en la Figura 7.

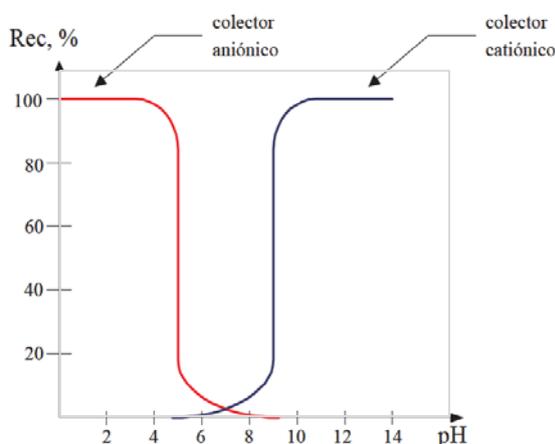
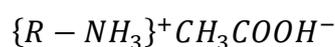


Figura 7. Zona de trabajo colectores (Morell Muñoz et al., 2014).

Los colectores catiónicos se caracterizan porque su parte polar posee una carga positiva la cual se adsorbe en una superficie con carga negativa. Esto se observa en su fórmula química:



Estos colectores son menos selectivos que los aniónicos y no quedan adsorbidos indefinidamente en un mineral determinado, es por ello que se añaden más reactivos, para potenciar la selectividad (Yianatos, 2005).

3.2.3. Modificador de pH.

Lechada de cal – $Ca(OH)_2$

En los procesos de concentración de minerales sulfurados de cobre, la cal se utiliza para modificar el pH de la pulpa de flotación, de manera de alcanzar la selectividad necesaria para

el proceso mediante una mejor acción de los reactivos espumantes y colectores sobre la superficie mineral. El efecto del pH en la recuperación se observa en la Figura 8.

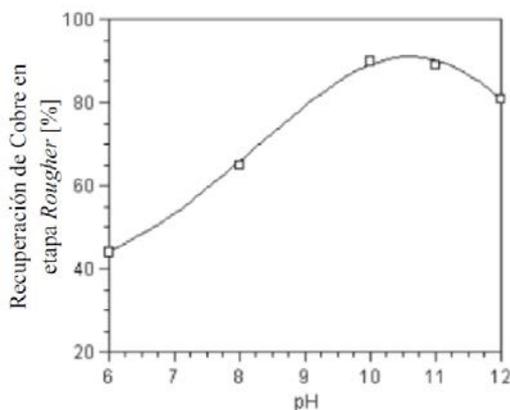


Figura 8. Efecto del pH en flotación Rougher (Ruiz Núñez, 2015).

3.3. FLOTACIÓN EN MINERA LOS PELAMBRES

La flotación consta primero de la flotación Rougher. Su función es recuperar la mayor cantidad de cobre proveniente de molienda. El concentrado es enviado a la etapa de Remolienda, que consiste en procesar el 100% del concentrado obtenido en las celdas Rougher y Scavenger, para obtener así un producto de 70 - 75 [µm] de P80, tamaño necesario para facilitar la selectividad en la siguiente etapa. Posteriormente, sigue la etapa Cleaner o Columnar, que recibe el concentrado de la etapa de Remolienda, teniendo como objetivo aumentar la ley de concentrado final. Las celdas columnares se caracterizan por ser una etapa de gran selectividad, generando un concentrado con una alta ley de cobre (33-34% de Cu). Luego, la cola de las columnas es enviada a flotación Scavenger o Barrido, donde su función es aumentar la recuperación del proceso. El concentrado que se produce en Scavenger se junta con el concentrado proveniente de la flotación Rougher, para luego alimentar la etapa de remolienda. Finalmente, prosigue el espesamiento del concentrado, el cual consiste en la separación por gravedad de las fases sólida y líquida de un fluido. Los espesadores utilizan floculante para acelerar el proceso de sedimentación gravitatoria, de los cuales se obtiene un producto con una

Los reactivos utilizados son de gran relevancia para la selectividad en flotación, tal como se menciona previamente. La selección de estos depende del tipo de mineral trabajado, el cual actualmente es mineral Fase 10 en su mayoría. El pH natural promedio de este es de 6,2 (Castro & Gómez, 2018). Por otra parte, para el análisis de sus efectos es importante conocer la mineralogía y su comportamiento frente al pH. En la Figura 11 se observa lo anterior según el porcentaje de pirita, donde a mayor porcentaje de pirita disminuye el pH natural del mineral, por lo tanto, el nuevo mineral tiene mayor cantidad de FeS₂.

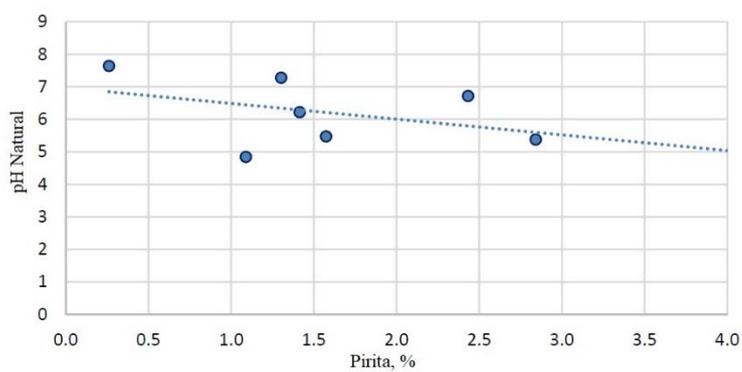


Figura 11. Efecto de la pirita en el pH (Castro & Gómez, 2018).

La Fase utilizada en años anteriores poseía un pH natural más alto, con pH 7,7. Una comparación entre las Fases se observa en la Tabla 1. El mineral actual, F10, contiene menos cobre soluble y más hierro. El Fe es directamente proporcional a la pirita.

Tabla 1. Comparación de leyes entre Fase 7 y 10 (Castro & Gómez, 2018).

Elemento	F7 %	F10 %
CuT	0,680	0,694
CuS	0,040	0,035
Fe	1,480	1,930
Mo	0,064	0,015

Por otra parte, el aumento en ley de pirita se relaciona con el aumento en consumo de cal, como se ve en la Figura 12, donde el consumo de cal es casi directamente proporcional al aumento en porcentaje de pirita en flotación Rougher.

El consumo de cal se observa en la Figura 13, para el mineral F7, el mineral menos ácido, donde se observa un consumo de cal inferior al de la Figura 14, donde se analiza el consumo de cal para mineral F10, más ácido. Esto se debe a la presencia de pirita en cada mineral, donde el mineral F7 tiene un menor contenido de Fe que el F10.

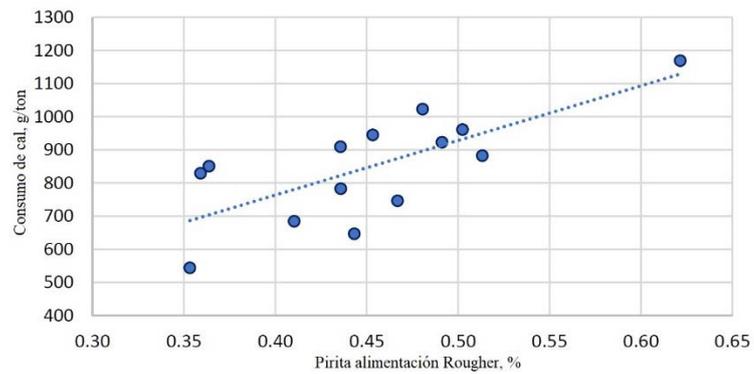


Figura 12. Efecto de pirita en mineral, en flotación Rougher, en el consumo de cal (Castro & Gómez, 2018).

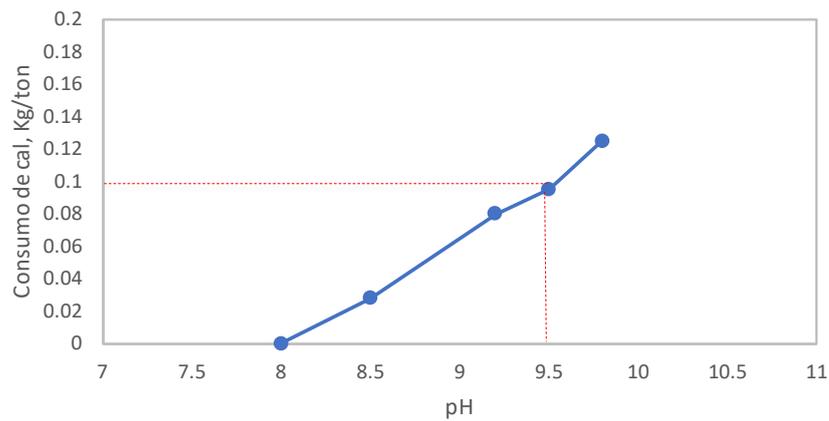


Figura 13. Consumo de cal para mineral F7 (Castro & Gómez, 2018).

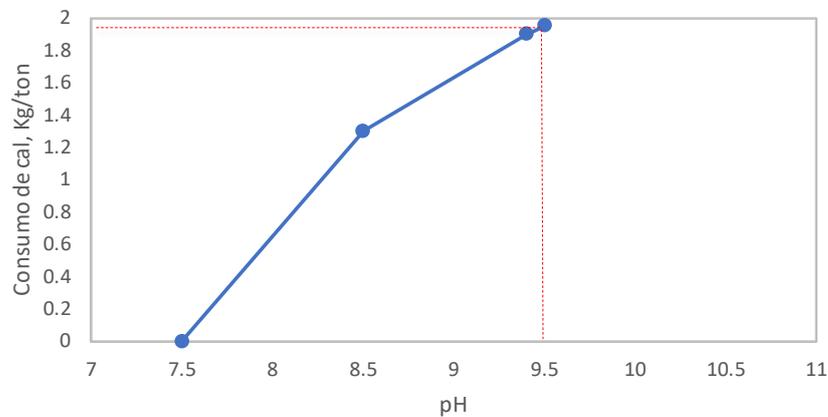


Figura 14. Consumo de cal para mineral F10 (Castro & Gómez, 2018).

El consumo para el mineral F10 supera en 21 veces el consumo para el mineral F7, lo cual representa solo para alcanzar un pH 9,5. Para un pH menor la diferencia en el consumo de cal disminuye, lo cual se observará posteriormente. Según lo anterior, se obtiene la Tabla 2 como resumen para las distintas Fases.

Tabla 2. Resumen calidad metalúrgica para muestras F7 y F10 (Castro & Gómez, 2018).

Parámetro	Muestra	
	Bajo consumo cal, F7	Alto consumo cal, F10
Ley cabeza Cu, %	0,707	0,484
Ley cabeza Mo, ppm	244	242
Ley cabeza Fe, %	1,29	3,10
pH natural	7,1	5,2
Consumo cal (pH 9,5), g/ton	92	1925
Tiempo de molienda para P80 μm , min	11	4,85

Esto indica que el mineral Fase 7 posee mejor ley de Cu, menor ley de Fe y menor contenido de Cu soluble. El mineral de Fase 10 es más blando y es de menor calidad metalúrgica que el mineral Fase 7, porque sus características son consistentes con un mineral alterado de zona periférica del yacimiento, con menor ley de Cu, mayor ley de Fe, y un contenido mayor de Cu soluble.

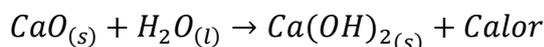
Según este estudio las variables que mejoran la recuperación en minerales de pH ácido son una molienda más fina que para mineral duro (P80 de 120 μm) y pH 8,5, además del reemplazo del colector por uno de tipo MX, especial para pH más bajo. Como resultado de lo anterior, la recuperación de cobre aumentó desde 73% a 86%, siendo esto significativo.

Finalmente, en la investigación de Castro y Gómez se concluyó que para el mineral Fase 10 (alto consumo de cal), es posible bajar el pH de flotación Rougher a un valor de 8,5, con un ahorro significativo de cal, y generar condiciones en las cuales puede mejorarse la recuperación de Cu y Mo. Cabe destacar que el tipo de colector utilizado puede variar estos resultados, es

por ello que existe interés en conocer el rendimiento del colector MX a distintas características del mineral y de pH (Castro & Gómez, 2018).

3.4. CONTROL DE PH MEDIANTE CAL

La cal apagada se produce por la reacción de la cal viva con agua, con formación del hidróxido de calcio y liberación de calor al ambiente (reacción exotérmica):



3.4.1. Formación de lechada de cal

La lechada de cal se produce al poner en contacto la cal viva con un exceso de agua en los reactores y estanques de apagado, los que sirven de almacenamiento y de traspaso a los sistemas de transporte hidráulico de lechada que dispone la planta concentradora, a través de los denominados *loop* de cal. Es la lechada de cal, en definitiva, el reactivo que se utiliza para controlar el pH en los procesos de concentración de minerales sulfurados de cobre y molibdeno. La planta concentradora de cal cuenta con dos lazos de control para la distribución de lechada de cal hidratada y así satisfacer los requerimientos de consumos en cada una de las unidades de procesamiento de la pulpa mineral.

El objetivo de preparar y adicionar la cal en forma de lechada es la de aprovechar al máximo sus propiedades físicas y químicas, ya que como lechada sedimenta mucho más lento que como cal adicionada directamente y además es casi dos veces más rápida en reaccionar. Debe prepararse en exceso de agua, ayudando de esta manera a minimizar los problemas de incrustaciones en las líneas y estanques.

La preparación de lechada de cal es un proceso crítico y no basta que el operador conozca como manipular el equipo y el proceso donde se va a aplicar la cal. El método y tipo de control

utilizado para la preparación de ésta pueden afectar fuertemente la eficiencia del proceso posterior. Una correcta instrumentación es esencial para controlar la temperatura correcta de apagado y mantener en un cierto rango la proporción de agua: cal.

La preparación depende de diversos factores, los cuales se describen en la Sección 3.4.2.

3.4.2. Propiedades

A. Reactividad de cal

La reactividad de la cal en agua es un ensayo que sirve para medir la liberación o descarga del calor de hidratación, esto mide la cinética de hidratación del óxido de calcio. Esta prueba tiene como funcionalidad reconocer el CaO libre. Este indicador demuestra la capacidad de la cal de reaccionar en un tiempo determinado y la temperatura alcanzada (Coloma Álvarez, 2008).

Consiste en medir la diferencia de la temperatura que se produce en un tiempo definido, al preparar una lechada a partir de cal viva y que se mantiene con agitación constante en un recipiente adiabático, térmicamente aislado. La Tabla 3 muestra las normas existentes para medir la reactividad de la cal.

Tabla 3. Normas y ensayos para realizar prueba de reactividad de cal (Coloma Álvarez, 2008).

Normas	Temperatura del agua °C	Cantidad de Cal g	Cantidad de agua cm ³
ASTM C-110	25	100	400
AWWA	25	100	400
NKL	20	150	600

En general, la reactividad puede verse afectada tanto por la densidad aparente de la cal como por las impurezas que pueda contener el agua utilizada en el ensayo. Del mismo modo puede ocurrir por la absorción de humedad y/o anhídrido carbónico desde la atmósfera durante el

almacenamiento o preparación de las muestras, por ello el cuidado de esta operación debe ser extremo.

Cales vivas con pequeñas cantidades de apagado aéreo (cal viva expuesta al ambiente) puede reducir significativamente la reactividad. Hay pruebas que muestran que 1,5% de agua absorbida o combinada, acompañada con una pequeña cantidad de anhídrido carbónico puede reducir en unos 10° C la reactividad. Como regla general, muestras de cal viva que contengan 1,0 % o más, de agua absorbida o combinada, no puede ser sometida a ensayo o análisis de reactividad (Coloma Álvarez, 2008). Este ensayo se detalla en el Anexo 3.

B. Superficie específica

La superficie específica de la cal viva es un factor relevante para la preparación de lechada de cal. El tamaño de la partícula, de óxido de calcio, no tiene relación directa con la superficie específica, esto quiere decir que un menor tamaño o granulometría de la cal no significa una superficie específica mayor. Existe un óptimo en cuanto a la granulometría, esto se debe a que existen diferencias de rugosidades, pliegues y fisuras internas que no cambian el tamaño geométrico, pero si el área superficial (Coloma Álvarez, 2008). Esto se observa en la Figura 15.

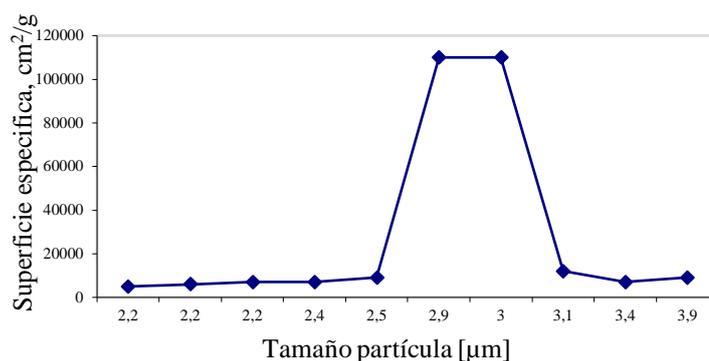


Figura 15. Efecto del tamaño de partícula en la superficie específica (Coloma Añvarez, 2017).

C. Temperatura de apagado

La temperatura óptima de apagado varía según el tipo cal utilizada, es decir, su pureza y granulometría. Es importante destacar que la cal es menos soluble a temperaturas altas, por lo que es recomendado trabajar a temperaturas entre 71,7°C y 85°C. Es una reacción exotérmica, por lo tanto, el control de temperatura es muy relevante, lo cual preferentemente se realiza mediante el ingreso de agua. En MLP el control se realiza en cuanto a velocidad del tornillo de ingreso de cal, variando la relación entre agua y cal (Coloma Álvarez, 2008).

D. Razón o proporción agua

La cantidad de agua añadida por unidad de cal consta en una razón 4:1. Una correcta proporción de preparación influye en el tiempo de hidratación y en la temperatura del apagado. A temperatura alta disminuye el tiempo de hidratación y disminuye la solubilidad de cal en el agua. Al controlar la temperatura, no se garantiza que ésta permanezca constante, ya que varía de acuerdo a la temperatura ambiental, verano e invierno, temperatura del agua de ingreso de apagado agua, desde 15-20°C, y reactividad de la cal, calidad que varía según los proveedores. El control de temperatura se realiza mediante el ingreso de cal, regulando la velocidad del tornillo de alimentación de óxido de calcio. Un buen control, según los proveedores de cal en MLP, debe ser realizado mediante regulación del flujo de agua, lo cual está siendo evaluado actualmente a través del levantamiento de instrumentación en planta de cal (Coloma Álvarez, 2008; Cárdenas Díaz, 2014).

E. Viscosidad de la pulpa

El tamaño de partícula de la cal viva y sus impurezas aumentan la viscosidad de la lechada, así afectando el tiempo de sedimentación. Además, el aumento de la viscosidad aumenta la temperatura de apagado pudiendo afectar en el control de temperatura.

F. Agitación

Se debe tener una mezcla homogénea. Una agitación baja y deficiente produce diferencias de temperatura en la mezcla, provocando puntos fríos y calientes. Los puntos fríos generan ahogamiento de la cal, provocando que no se hidraten. Los puntos calientes forman cristales hexagonales con área específica reducida.

Por otro lado, una mala agitación produce aglomeración de los silicatos y aluminatos cálcicos que se enlazan con el hidróxido de calcio, generando una nueva partícula de cal hidratada impura, pudiendo formar precipitados e incrustaciones.

G. Tiempo de hidratación

Es el tiempo requerido para completar el apagado de la cal. Con un tiempo de apagado mayor a 30 min, independiente de la reactividad de la cal utilizada, toda se encontrará hidratada. La cal de alta, mediana y baja reactividad se apaga a los 2-3, 5-10 y 15-30 min, respectivamente.

H. Temperatura del agua

Este factor es relevante en cuanto al tiempo de hidratación. El agua fría de hidratación no debe ponerse en contacto con la cal seca antes de ingresar al apagador, deben entrar en forma separada, para que tenga el tiempo necesario para la reacción de hidratación y la expansión natural. Se produce un aumento en la temperatura por sobre los 65,5°C al entrar en contacto, donde es relevante destacar, que, si el agua fría y la cal entran en contacto bruscamente, se produce la condición de ahogamiento en donde la cal no se hidrata.

I. Apagado o hidratación aérea

Las partículas más finas de cal viva son propensas a una hidratación aérea, debido a la gran superficie específica. El apagado aéreo produce partículas grandes de hidrato.

El óxido de calcio también se convierte en carbonato de calcio, debido a la absorción del monóxido de carbono (CO₂) atmosférico, disminuyendo la reactividad de la cal.

J. Calidad del agua

La presencia de algunos compuestos químicos en el agua, aceleran o impiden la hidratación. Generalmente, el agua con altos sólidos disueltos causa espuma, provocando problemas operacionales. Además, aguas que contienen sobre 500 ppm de sulfatos o sulfitos, se ven afectadas, ya que estos cubren la superficie de la cal, obstaculizando que el agua penetre por los poros y la hidratación se ve retardada (Coloma Álvarez, 2008).

También se produce la formación de cristales de sulfato o sulfito de calcio que forman incrustaciones en las áreas sensibles del sistema de lechada, siendo un problema actual en MLP. Para disminuir la formación de estos cristales se utilizará un dispersante, Nalco BLR 3715, el cual se encarga de repeler las cargas negativas, es decir los sulfatos, evitando que se adhieran y precipiten. Éste reactivo podría ser favorable en la preparación de lechada de cal, disminuyendo la reacción entre el calcio y sulfatos, por ende, se infiere que el calcio estaría disponible en mayor proporción para formar hidróxido de calcio, el producto de interés para la regulación del pH. Es de suma importancia no sobrepasar la dosificación recomendada del inhibidor, puesto que puede afectar aguas abajo, en el proceso de flotación, pudiendo causar efectos adversos en la adsorción del mineral de interés en los colectores y espumantes que se utilizan en el proceso. Esto pues, el mineral se une a estos reactivos según el pH, más específicamente respecto a la superficie del mineral y los aditivos.

3.4.3. Depresión de pirita por la cal

La pirita es un sulfuro metálico, FeS₂, asociado al mineral de cobre, siendo parte de la ganga en la planta concentradora. La pirita se depresa con cal en las etapas de limpieza donde se usa pH entre 11 - 12, que es una forma indirecta de regular el agregado de cal. La flotabilidad de la pirita, a distintas concentraciones de colector, y su comportamiento en función del pH se observa en la Figura 16. Se observa que la flotabilidad de la pirita disminuye a mayor pH, por

ello la relevancia en adición de cal, así evitar transportar Fe en el concentrado, quitando valor económico al producto final (López Valdivieso & Reyes Bhená, 2005).

Cuando la pirita se expone a oxígeno se oxida, generando oxihidróxido de hierro en su superficie, afectando a su flotabilidad. Una pirita oxidada superficialmente se hace más sensible a la depresión con cal. En cambio, una pirita a la cual se le restituye una superficie sulfurada mediante pretratamiento con sulfuro de sodio se hace más resistente a la depresión con cal. Por lo tanto, para depresar la pirita se debe regular el pH o esta flota sin necesidad de colectores. Se debe tener claridad en cuanto a la depresión, puesto que específicamente no es por el pH, sino por la cal. Los iones de calcio se adsorben sobre la superficie de la pirita y generan el cambio superficial descrito, donde los hidróxidos de FeS₂ forman esta capa superficial con propiedades hidrofílicas, por lo que el colector no es adsorbido. Si la pirita es depresada con cal, se puede reactivar bajando el pH, donde se disuelven los hidróxidos y se revierte su estado al inicial, pudiendo volver a flotar (López Valdivieso & Reyes Bhená, 2005)(Cárdenas Díaz, 2014).

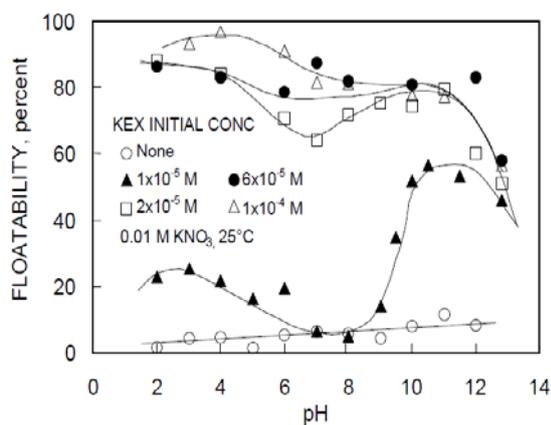


Figura 16. Flotabilidad en función del pH para pirita en su forma natural y en presencia de colector (López Valdivieso & Reyes Bhená, 2005).

La oxidación superficial de la pirita se consigue mediante:

- a. Aireación de la pulpa: menor consumo de cal, la calcopirita y la molibdenita son más difíciles de oxidar, se puede trabajar a pH más bajos.

- b. Envejecimiento de pulpa: se deja un día antes de flotar, lo que produce una pérdida de flotabilidad de la pirita. Del mismo modo ocurre, si los minerales están almacenados, por lo que deben quedar sellados e insuflar nitrógeno. El envejecimiento de pulpas se hace en espesadores para oxidar la pirita de un turno a otro turno.
- c. Adición de reactivos químicos, tales como peróxido de hidrógeno (H_2O_2); NaClO (oxidantes) u otros. Una vez que se oxida la pirita, el óxido superficial se hidrata inmediatamente generando una capa de hidróxido que hidrofaliza la superficie y por lo tanto inhibe la flotabilidad.

3.4.4. Efecto del pH

La recuperación colectiva y su efectividad depende de los reactivos utilizados, de una dosis adecuada y del pH. Al modificar el pH de la pulpa, es decir el concentrado de cobre, se modifica el potencial zeta. Esto se observa en la Figura 17, donde la curva a pH 7 alcanza un potencial equivalente a cero, es el punto isoelectrónico.

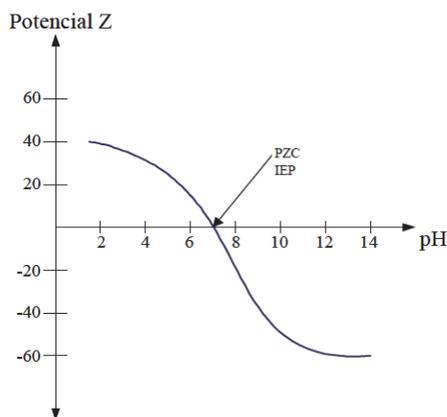


Figura 17. Potencial zeta vs pH.

Los colectores utilizados en MLP son efectivos en medio alcalino, por lo tanto, se trabaja a pH superior a 7. Por otro lado, trabajar en este rango genera menos problemática en cuanto a la corrosión en los equipos. Esto se controla en flotación mediante el hidróxido de calcio, ya

mencionado como el reactivo modificador de pH o depresante de pirita. Por ende, este proceso depende del potencial zeta (Yianatos, 2005).

3.4.5. Impurezas contenidas en la cal

El contenido de impurezas en los distintos tipos de cal va a depender de las que se encuentren en la materia prima, entre las más comunes están principalmente: el silicio, el aluminio, el hierro, el azufre, el magnesio y los metales alcalinos, entre otras. En algunos casos hay trazas de fundentes y pigmentos, tales como: el manganeso y el flúor, que le otorgan al producto distintas tonalidades en su color, fluctuando desde el blanco, al beige, e incluso algunas alcanzan el negro, siendo esta última característica una propiedad física, que no altera sus propiedades de alcalinización ni su calidad en la capacidad o valor alcalinizante. La presencia de estos elementos puede ser muy importante en algunos usos o aplicaciones de la cal donde tanto el manganeso, como el flúor, afectan o perjudican el proceso en la cual la cal es adicionada o quedan asociados en el residuo final que se genere. Debido a lo anterior es relevante un análisis de los distintos tipos de cal y el cómo afectan en su preparación estas impurezas, además de su compartimiento frente al uso de agua de proceso (Cárdenas Díaz, 2014).

3.4.6. Calidades de cal viva

Existen dos tipos de cal utilizadas en Minera los Pelambres, SIBELCO e INACAL. Estas se diferencian en granulometría, ley de óxido de cal libre y en contenido de impurezas. Respecto a estas diferencias, la cal SIBELCO es más costosa, ya que posee menor granulometría, mayor pureza, 86%, y menos impurezas en relación a INACAL, la cual posee un 83% de ley promedio. Dentro de las variables mencionadas, las impurezas influyen en el volumen útil en los estanques de almacenamiento y en el flujo enviado a molienda para acondicionar el proceso, puesto que se forman incrustaciones. Por otro lado, la granulometría, la cual al ser menor genera menor viscosidad, por ende, menor temperatura, y así una menor formación de precipitaciones, lo que favorece transporte lechada y disminuye esfuerzos de corte en la flotación.

4. OBJETIVOS

4.1. OBJETIVO GENERAL

Analizar efectos del pH y de los reactivos colectores en la recuperación de cobre en el circuito de flotación colectiva Cu-Mo en Minera los Pelambres.

4.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Evaluar los factores relevantes en la preparación de lechada de cal para la disminución de su consumo.

Analizar el efecto del pH y de la concentración de colectores, Xantato y MX-8522, en la recuperación de Cobre proveniente de muestras mineralógicas de distinta acidez natural.

5. METODOLOGÍA

Para el desarrollo de los objetivos, la metodología se divide en dos partes, una para el estudio de preparación de lechada de cal, y la siguiente sobre flotación.

5.1. PRUEBAS LECHADA DE CAL

Se realiza prueba para verificar la reactividad de la cal, además de un análisis químico del agua utilizada para su preparación, llevada a cabo por laboratorio Alfred Knigh. Por otro lado, se realizan pruebas de incrustaciones, para reconocimiento de sílice y carbonatos en laboratorio externo. La primera prueba se describe a continuación:

5.1.1. Recursos y materiales

- Recipiente térmico, adiabático. Este puede ser un vaso precipitado de 1 L, envuelto en papel aluminio para evitar la pérdida de calor.
- Agitador magnético.
- Cal viva pulverizada (SIBELCO-INACAL).
- Agua fresca.
- Agua de proceso.
- Termómetro.
- Cronómetro.
- Probeta.

5.1.2. Procedimiento

1. Verter 400 mL de agua fresca en recipiente térmico.
2. Sumergir termómetro en agua contenida en recipiente. Medir temperatura inicial.
3. Luego agregar 100 g de cal viva en el recipiente térmico y agitar.

4. Utilizar termómetro para medir cambios de temperatura, primero a los 30 segundos, luego a los 60 segundos, 90 segundos, 2 minutos, 3 minutos y 15 minutos, finalizando la medición en esta última etapa.
5. Luego, obtener variación final de temperatura en 15 minutos.
6. Repetir procedimiento para agua de proceso y también utilizando mezcla estándar de cal viva usada en planta.

Estas pruebas serán repetidas al menos dos veces, así obtener resultados estadísticamente confiables.

5.2. PRUEBAS FLOTACIÓN

5.2.1. Recursos y materiales

a. Equipos de medición y ensayo

- Equipo de flotación, marca Metso, 2,3 L.
- Balanza, marca RADWAG.
- Medidor con electrodo de pH y ORP.

b. Materiales

- Cal viva pulverizada (SIBELCO-INACAL).
- Agua fresca.
- Agua de proceso.
- Reactivos estándar: Matcol D-50, Pinnacle 9891, MX 8522, Diesel.
- Probeta de vidrio de 1000 cc.
- Micropipetas.
- Baldes de 20 L.
- Paleta.
- Recipiente plástico.

- Cronómetro.

5.2.2. Procedimiento

El experimento comienza con la recepción de muestra mineralógica desde MLP en laboratorio SGS, de F10 y F7. Luego, las muestras pasan a secado.

Inmediatamente finalizado el secado, se realizan tres mezclas de 32 Kg cada una, las cuales se detallan en la Tabla 4.

Tabla 4. Mezclas de minerales de trabajo para flotación.

Mezcla	F7		F10	
	%	Kg	%	Kg
A	25	8	75	24
B	50	16	50	16
C	75	24	25	8

A cada una de estas mezclas se le realizan los siguientes estudios:

- Cinética de molienda en 5 puntos.
- Pruebas de consumo de cal para alcanzar un pH 8,6 y, por otro lado, un pH 9,5, descrito con mayor detalle en el Anexo 4.

Posteriormente, se prosigue con las etapas a continuación:

1. A cada una de las mezclas se le adiciona:
 - Preparación de lechada, al 5% de sólidos, para alcanzar pH requerido por prueba.
 - Reactivos estándar y MX 8522 en reemplazo al Xantato (ver Tabla 5).
2. Llevar mezcla a molienda, 230 µm.
3. Tomar muestra para llevarla a proceso de flotación, donde se debe ajustar porcentaje de sólidos a un 36% mediante adición de agua de proceso.
4. Añadir en celda de flotación de 2,3 L, Metso.
5. Agitar a velocidad estándar 1500 rpm.
6. Medir pH inicial y potencial en pulpa, y pH en agua de proceso.

7. Ajustar pH a lo requerido, previamente mencionado (pH 9,5 y pH 8,6).
8. Añadir Pinnacle 9891 y acondicionar por 1 minuto (sin inyección de aire).
9. Con la válvula del rotámetro cerrada, fijar presión del regulador de aire a 2 bar.
10. Adicionar aire a la pulpa, mediante el accionamiento gradual de la válvula de control del rotámetro hasta alcanzar un flujo de 5 L/min. La lectura del flujo de aire se realiza tomando como referencia la parte inferior del flotador.
11. Iniciar paleteo cuando comience a rebosar la espuma (considerar tiempo 0 de la flotación, realizarlo cada 10 segundos).
12. Colectar concentrados en bandeja de acero inoxidable a los 1, 3, 6, 10 y 15 minutos.
13. Mantener nivel de celda con agua recuperada y lavar los bordes con esta misma.
14. Cinética de flotación finalizada.
15. Registro de pH y potencial de la pulpa.
16. Una parte del relave es utilizada para medir viscosidad y otra, junto al concentrado, es filtrada para su envío para su análisis químico Cu, Mo, Fe.
17. Se deben registrar los pesos de los productos obtenidos.
18. Registrar datos relevantes observados por el operador, tales como aumento de espuma, color, consistencia, entre otros.

La prueba de laboratorio se detalla resumida en la Tabla 5.

Tabla 5. Experimentos para estudiar el pH.

Mezcla mineral	de Estándar	MX 8522	MX 8522	MX 8522
	Xantato 5 g/ton	4 g/ton	8 g/ton	12 g/ton
		Xantato 0 g/ton	Xantato 0 g/ton	Xantato 0 g/ton
75% F7 – 25% F10			pH 8,6	
50% F7- 50% F10			y	
25% F7 – 75% F10			pH 9,5	

6. ANÁLISIS Y RESULTADOS

6.1. LECHADA DE CAL

6.1.1. Reactividad cal

Se realizaron dos tipos de test de reactividad. La primera prueba tiene como objetivo evaluar el tipo de agua utilizada en la preparación de lechada de cal y la segunda, evaluar las mezclas de distintos tipos de cal en la lechada con el agua actual en planta. En la Figura 18 se observa la evolución temporal de temperatura para cal 100% SIBELCO, 100% INACAL y la mezcla, 70% INACAL – 30% SIBELCO, con distintos tipos de agua. Por otro lado, en la Figura 19, se observa el comportamiento de la lechada de cal frente a distintos tipos de cal utilizadas y mezclas, en presencia de agua de proceso. Ambas figuras muestran los resultados de evaluación de factores más relevantes en preparación de lechada de cal.

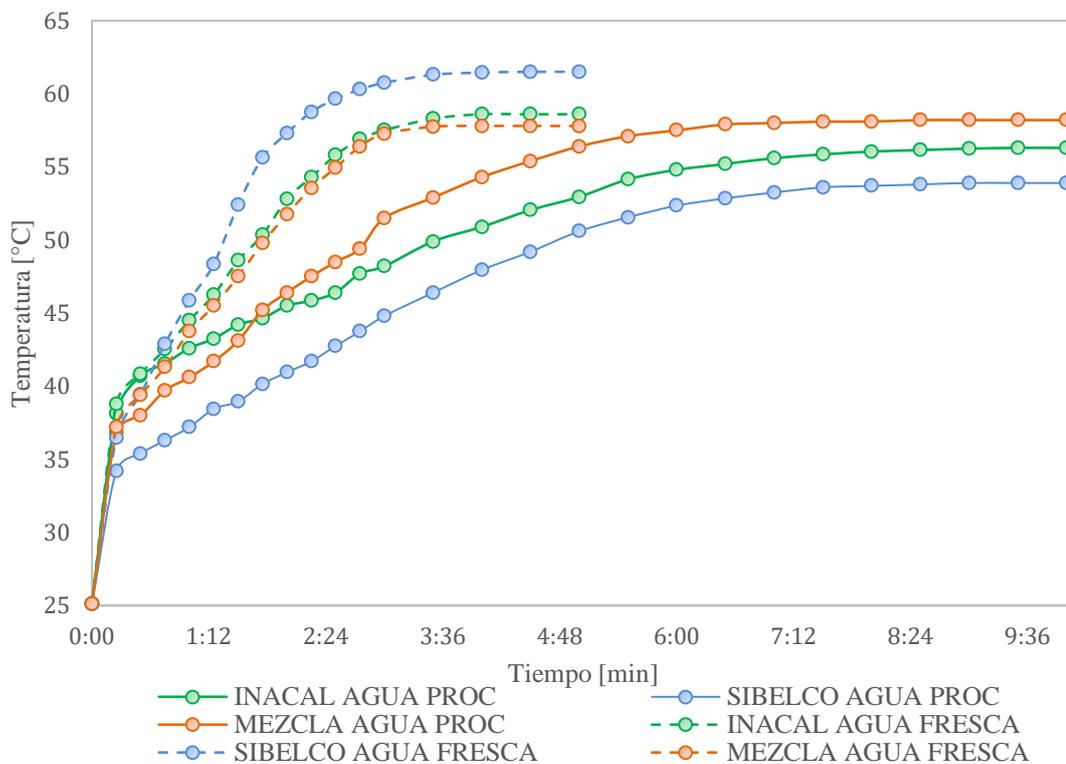


Figura 18. Reactividad de distintos tipos de cal en agua de proceso y fresca, donde la mezcla de cal es 70% INACAL – 30% SIBELCO.

En la Figura 18 se muestra que la cal SIBELCO con agua fresca corresponde a la mejor opción de preparación de lechada de cal. Alcanza una mayor temperatura en un menor tiempo, teniendo mayor pendiente que las demás curvas de reactividad. La importancia en alcanzar altas temperaturas radica en que las bajas temperaturas del agua de apagado en invierno no influyen en el control de esta variable. Estos resultados deben ser confirmados por las pruebas consumo de cal, puesto que cada mineral posee un consumo distinto, siendo la Fase 7 una mineralogía que requiere menos cal para alcanzar el pH deseado en flotación, a diferencia de la Fase 10, la cual exige un consumo alto de cal para llegar al pH 9,5 utilizado en planta concentradora.

Por otra parte, la reactividad es un índice para el CaO libre y al ser mayor indica que el tamaño de las partículas es reducido aún más, por lo tanto, la superficie específica es incrementada, lo que se traduce en una mayor eficiencia de neutralización y, por tanto, una reducción de consumo cal. El alto contenido de CaO libre indica mayor cantidad de calcio para reaccionar y formar el $\text{Ca}(\text{OH})_2$, siendo un referente de la disminución del consumo de cal para alcanzar un pH deseado, es decir, aumenta el poder alcalinizante.

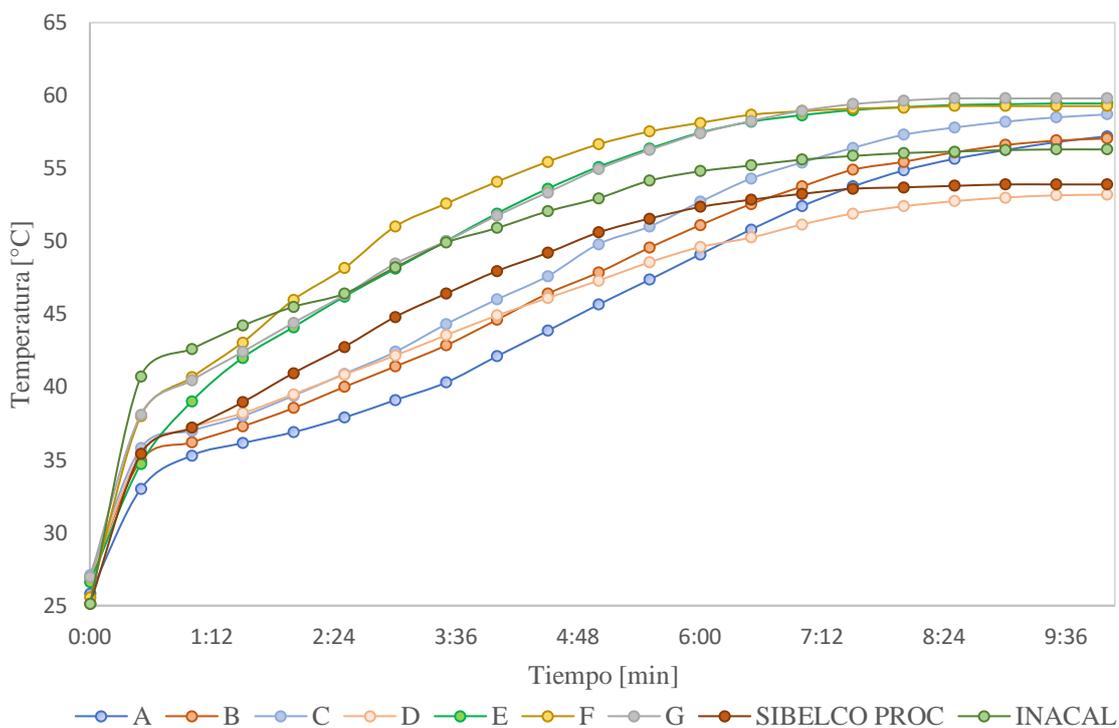


Figura 19. Reactividad de cal con agua de proceso y distintas mezclas de cal.

Por otro lado, en la Figura 19 se observa la mejor mezcla para agua de proceso, siendo el resultado poco representativo, puesto que las mezclas E, F y G son muy similares. Estas mezclas se ven en la Tabla 6. Para corroborar los resultados obtenidos, se realizan pruebas de consumo de cal, así los resultados serán concretos para el mineral de interés.

Tabla 6. Concentraciones de mezclas de cal, % INACAL y % SIBELCO, utilizadas en pruebas de reactividad Figura 19.

Mezclas	A	B	C	D	E	F	G
INACAL-SIBELCO							
%-%	20-80	30-70	40-60	50-50	60-40	70-30	80-20

6.1.2. Análisis de sulfatos en muestras de lechada y agua de proceso.

Se realizó un análisis de las distintas mezclas de cal para verificar los resultados obtenidos en la Figura 19. Esto se observa en la Tabla 7, donde se visualiza una relación entre mezclas de cal y sulfatos.

Tabla 7. Análisis de sulfato en agua de proceso y lechada de cal, preparada con distintas proporciones de cal INACAL y SIBELCO.

N°	Muestra	SO ₄ [mg/L]
H	Agua de proceso sin tratar	1072
A	Lechada cal; 20% INACAL - 80% SIBELCO	38
B	Lechada cal; 30% INACAL - 70% SIBELCO	210
C	Lechada cal; 40% INACAL - 60% SIBELCO	272
D	Lechada cal; 50% INACAL - 50% SIBELCO	255
E	Lechada cal; 60% INACAL - 40% SIBELCO	258
F	Lechada cal; 70% INACAL - 30% SIBELCO	390
G	Lechada cal; 80% INACAL - 20% SIBELCO	245

Lo anterior se traduce en, a mayor proporción de INACAL, mayor cantidad de sulfato sin reaccionar con el calcio, llegando a un máximo en la mezcla F. Bajo estas condiciones una mayor cantidad de hidróxido de calcio quedará disponible para cumplir su principal objetivo de regular el pH. Por ende, se obtendría un menor consumo de cal para la muestra donde existe mayor concentración de sulfatos en la lechada de cal. Este análisis indica que la mejor opción es F, 70% INACAL y 30% SIBELCO. Se infiere que la razón por la cual la mezcla es óptima se debe a la proporción adecuada entre CaO libre entre ambos tipos de cal, además, pudiendo existir un óptimo en cuanto a granulometría.

6.1.3. Análisis químico agua

El análisis químico del agua tiene como objetivo evaluar la calidad de agua de apagado, según concentración de sulfatos, en la preparación de lechada de cal. Los resultados se observan en la Tabla 8. Se obtiene que la cantidad de sulfato presente en el agua de proceso supera lo recomendado para la preparación óptima de lechada de cal. El máximo recomendado por los expertos proveedores de cal es equivalente a 500 ppm, una concentración mayor de sulfatos afecta en la eficiencia de la preparación de lechada, puesto que el sulfato tiende a dirigirse a los poros de la cal, y debido a la alta superficie específica que el óxido de calcio tiene, cubriendo una mayor superficie, obteniendo un producto ineficiente para el proceso posterior.

Tabla 8. Análisis químico de agua de proceso y agua fresca.

Tipo	Muestra	SO₄ [mg/L]	pH	Conductividad [uS]	Temperatura [°C]
1	Agua Proceso	1783	7,87	3330	22
2	Agua Fresca	143	8,20	396	22

Es importante mencionar que la concentración de sulfatos en el agua de proceso en la Tabla 8 es superior al de la Tabla 7, mostrando además una gran diferencia. Esto se debe a la variabilidad en el proceso, la cual se explica principalmente por los distintos minerales de ingreso a la planta.

6.1.4. Consumo de cal

Inicialmente se evaluó el consumo de cal para distintas mineralogías, el mineral Tipo A, B y C, a distintos pH. Los tipos de minerales se especifican en la Tabla 4. Esto se observa en la Figura 20.

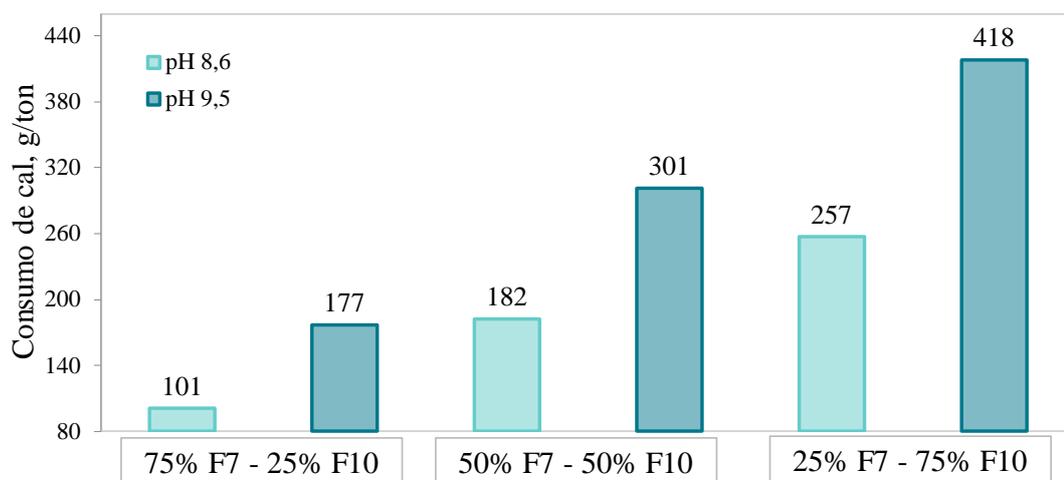


Figura 20. Consumo de cal para distintos minerales con agua de proceso y mezcla de cal 70% In - 30% Sib, a pH 8,6 y 9,5.

Los resultados obtenidos en la Figura 20 corroboran que el consumo de cal aumenta con minerales con mayor concentración Fase 10, tanto para alcanzar un pH 8,6 como un pH 9,5. Dentro de lo anterior, el punto de interés se encuentra en la diferencia en consumo de cal desde un pH bajo y a pH alto, donde el aumento en consumo es de 38,5% para el mineral C, 39,5 % para el mineral B y a 42,9% para el mineral A. Según estos resultados se debiese trabajar a pH más bajo para disminuir el consumo de cal, pero para ello se deben optimizar los reactivos, lo cual se revisará en las pruebas de flotación.

Posteriormente, se evalúa el consumo de cal para reconocer la mezcla óptima de cal y el tipo de agua a utilizar para un mineral específico a diferentes pH. De forma adicional a los objetivos, se decidió incluir un estudio utilizando un inhibidor de incrustaciones, un dispersante de Nalco, llamado BLR 3715, para evitar el mayor problema en el agua de proceso, los sulfatos. Este dispersante tiene como principal función generar cierta repelencia entre cargas, por lo tanto, no se formarían compuestos entre la cal y sulfatos, favoreciendo la eficiencia del proceso según lo

esperado. La concentración del dispersante se mantiene fija en 200 ppm, es decir 200 gramos de dispersante por litro de agua de apagado. Los resultados se observan en la Figura 21.

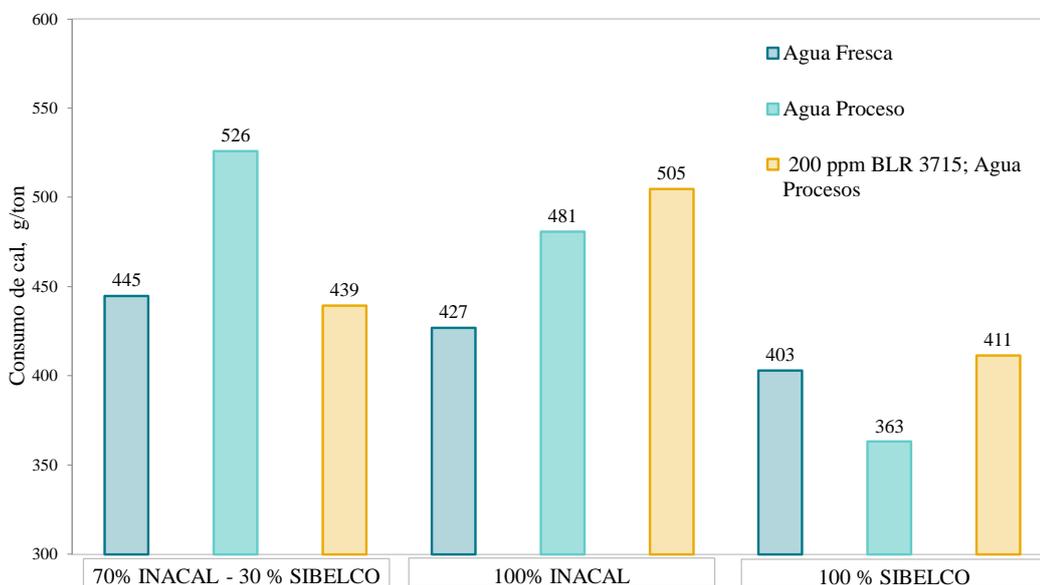


Figura 21. Consumo de cal variando tipo de agua y mezclas de cal.

La Figura 21 muestra el consumo de cal considerando diferentes proporciones de cal y agua de apagado, para el mineral más representativo, tipo C. En esta figura lo primordial es observar el menor consumo, el cual es para la mezcla 100% SIBELCO con agua de proceso. Esto contradice el resultado obtenido en la Figura 18, lo cual explica que los resultados de reactividad no son representativos para todos los minerales, siendo este el caso de no representatividad, es por ello que es de suma importancia no regirse solo de resultados de aquel test. En la Figura 22 se muestra un caso para el mineral Tipo C donde la reactividad tiene relación directa con el consumo de cal, variando las concentraciones de cal. Este resultado difiere de los demás, pudiendo deberse a errores de laboratorio por cambios en el operador que realiza la prueba.

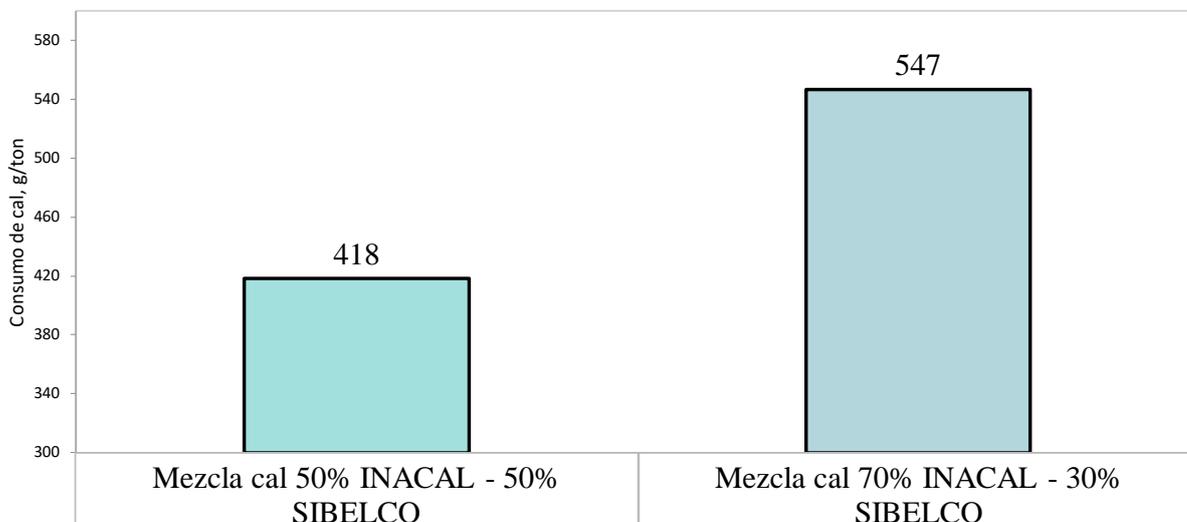


Figura 22. Consumo de cal mineral Tipo C variando mezclas de cal.

Otro resultado relevante es observar la diferencia entre el mejor caso, 100% SIBELCO con agua proceso, y el utilizado actualmente en la planta, 70% INACAL – 30% SIBELCO con agua de proceso, habiendo una diferencia equivalente a 30,98%. Una diferencia en el consumo de cal de esta magnitud tiene un alto costo asociado, el cual se estima en la Tabla 9. Estos resultados demuestran que es posible generar un gran ahorro al cambiar solo el tipo de cal, o viendo desde otra perspectiva, se pudiese aumentar el mineral tratado en casi un 31% según la capacidad actual de la planta de cal utilizando la forma más eficiente posible en la preparación de lechada. Un cambio de proveedor es complejo, puesto que existe la posibilidad de que no puedan abastecer el consumo exigido por planta de cal para los minerales, tal como ha ocurrido en MLP en años anteriores. Es por ello que como estrategia se decide tener dos proveedores.

Por otro lado, este análisis económico no considera el gasto asociado en cuanto al uso particular de cal SIBELCO, ni el ahorro asociado en cuanto a la disminución del tratamiento de incrustaciones que generaría, por ende, menor problemáticas en las cañerías de cal en cuanto a embanque, ni tampoco se consideran beneficios operacionales como una mejor recuperación.

Un cambio rápido a realizar en planta, y también bastante efectivo, es el uso del dispersante, generando un 16% de ahorro en consumo de cal. Esto se observa en la mezcla

actual de la planta de cal, 70% INACAL – 30% SIBELCO con agua de proceso y adicionando los 200 ppm de Nalco BLR 3715.

Tabla 9. Evaluación económica consumo de cal para mezcla de cal actual vs óptima con agua de proceso.

Casos	Mezcla de cal - agua proceso	Cal precio USD\$/ton	Cal tratada ton/día -ton/año		Costos cal USD\$/ año	Ahorro USD\$ por año
Actual	70% In -30% Sib	175*	250	91.250	\$15.968.750	\$
Óptimo	100% Sib		172,5	62.963	\$11.018.525	4.950.225

*Valor negociado por MLP a proveedores para cal comprada en mes junio.

6.1.5. Análisis químico incrustaciones

Se realizó un análisis químico en las incrustaciones presentes en los equipos en la planta de cal, esto con el objetivo de reconocer el principal causante en su formación, así verificar si es la cal o el tipo de agua. Estos resultados se observan en la Tabla 10. La concentración de carbonatos y de sílice es bastante similar, pero existe mayor proporción de carbonatos, indicando que este componente tiene mayor influencia en la proporción de incrustaciones. Esto quiere decir que las incrustaciones son principalmente a causa del tipo de cal utilizada, es decir, debido a la cantidad de impurezas presentes. Aun así, el porcentaje de silicatos es alto, por ende, se debe tomar en cuenta para tratar este tipo de compuestos. Por otra parte, se deben realizar análisis más completos, tales como difracción de rayos X o espectrofotometría, para verificar que contiene el porcentaje restante y tomar las acciones necesarias para solucionar el problema.

Tabla 10. Análisis químico de incrustaciones proveniente del labio de estanque de almacenamiento de lechada de cal.

Mg [%]	SiO ₂ [%]	Carbonatos [%]
0,31	4,15	4,99

6.2. FLOTACIÓN

Los resultados y análisis se presentan para cada mineral por separado. Cabe destacar que las recuperaciones representan la flotación Rougher a nivel de laboratorio, donde se evalúa a los 15 minutos de flotación.

6.2.1. Recuperación cobre

Las flotaciones se realizaron para evaluar el efecto del pH en recuperación y como mitigar esto con el reactivo MX8522, evaluándolo para distintos tipos de minerales. Esto se visualiza en las Figura 23, Figura 24 y Figura 25.

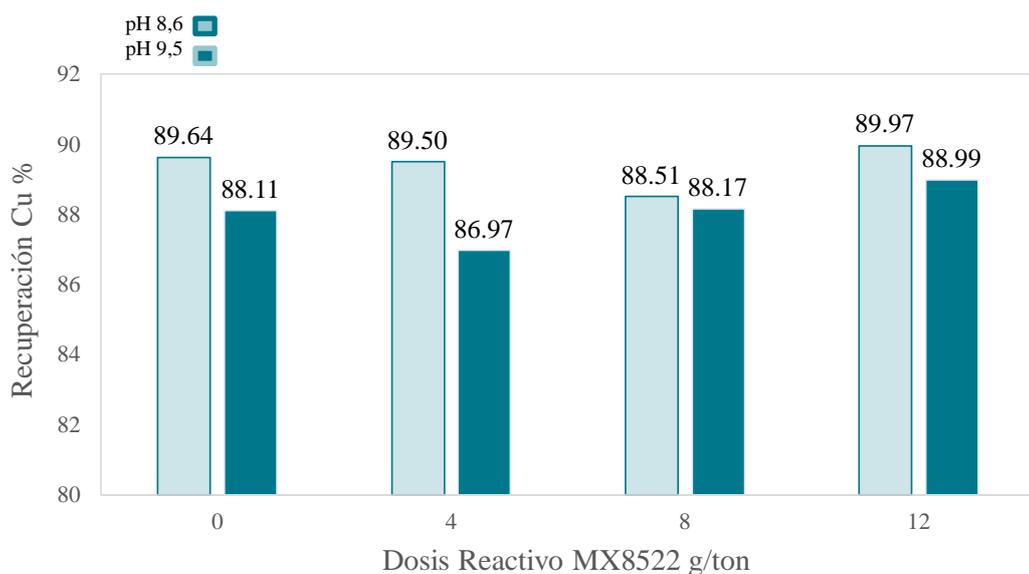


Figura 23. Efectos del pH en la recuperación de cobre para mineral 75% F7 - 25% F10.

En los resultados obtenidos en la Figura 23, para el mineral considerado como básico, se observa que no existe gran diferencia en la recuperación, habiendo una variación entre 1-2%, lo cual no es significativo a nivel de laboratorio. Una variación sobre un 3% podría ser considerado relevante en planta, siendo este valor la representación de un 1% a nivel industrial, valores menores se consideran posibles errores a nivel de laboratorio.

Por otra parte, los resultados para el mineral tipo B, es decir el mineral neutro, se encuentran en la Figura 24.

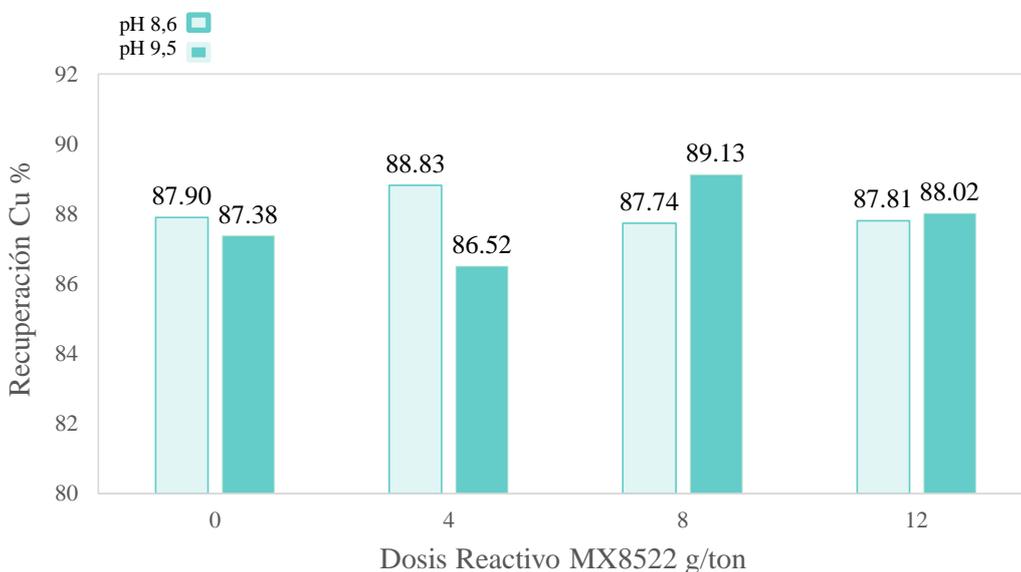


Figura 24. Efectos del pH en la recuperación de cobre para mineral 50% F7 - 50% F10.

Asimismo, tal como los resultados de la Figura anterior, no se observa diferencia en la recuperación, habiendo variación inferior a 3% entre un pH y otro.

Para el mineral tipo C, o mineral ácido, los resultados se observan en la Figura 25.

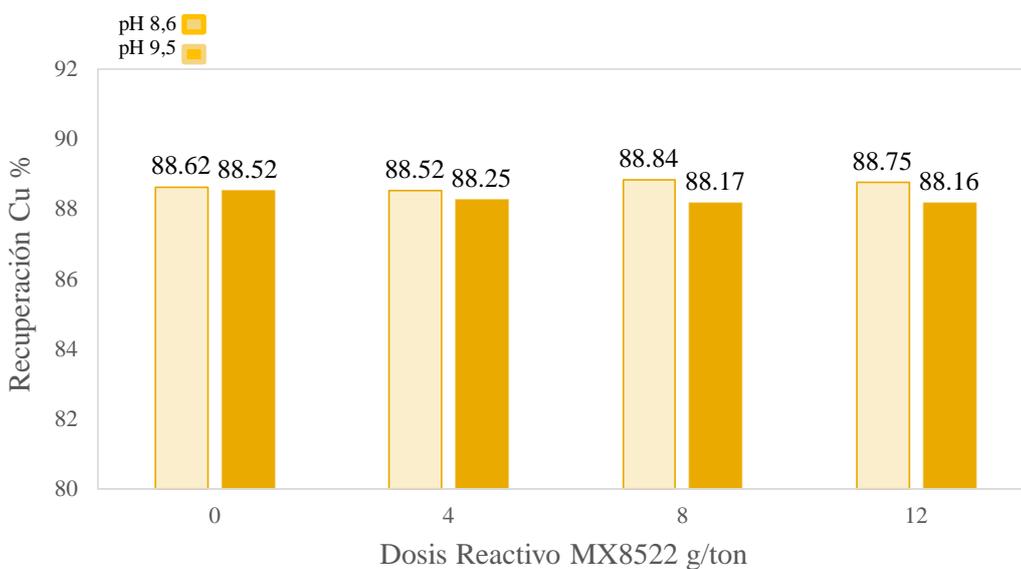


Figura 25. Efectos del pH en la recuperación de cobre para mineral 25% F7 - 75% F10.

En la Figura 25 se observa lo mismo que en las Figuras anteriores, no hay variación significativa en la recuperación al realizar cambios en el pH. Para realizar un análisis con más detalle y obtener resultados concluyentes, se decide complementar con un estudio de la razón de enriquecimiento, esto es evaluar la concentración de cobre recuperada en relación a la alimentación de cobre ingresada a flotación. Estos resultados se observan en la Figura 26, Figura 27 y Figura 28.

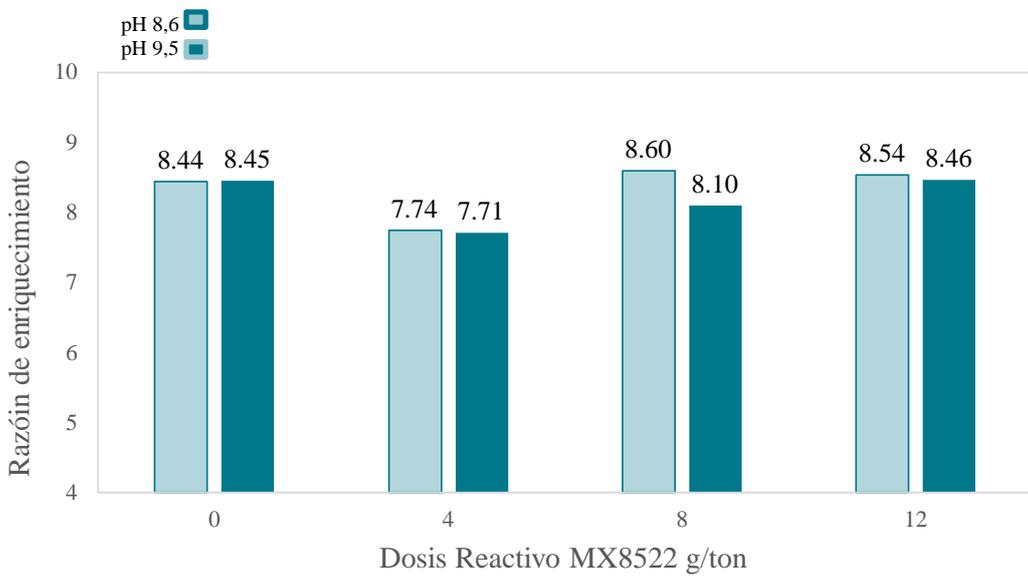


Figura 26. Efectos del pH en la razón de enriquecimiento de cobre para mineral 75% F7 - 25% F10.

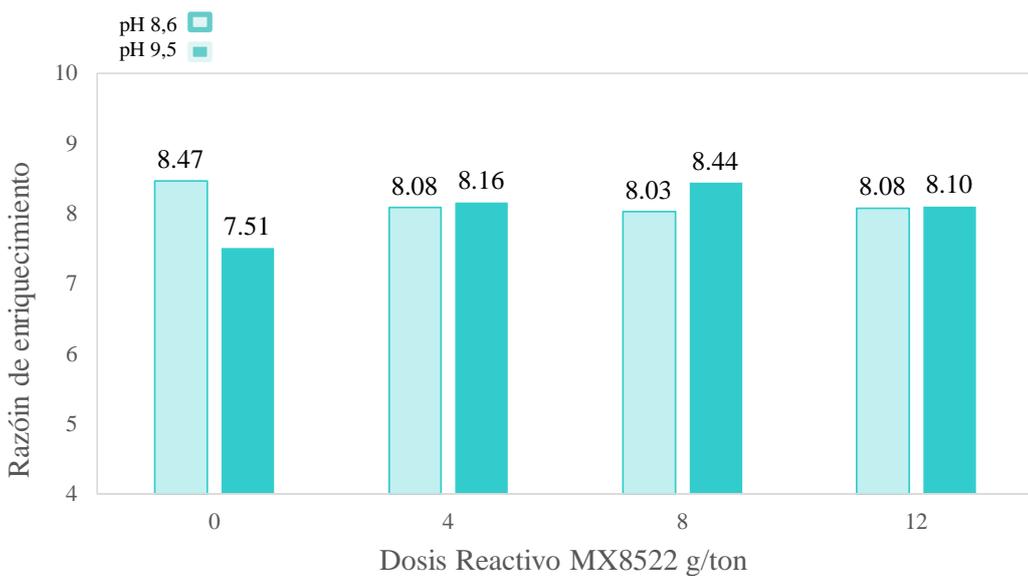


Figura 27. Efectos del pH en la razón de enriquecimiento de cobre para mineral 50% F7 - 50% F10.

Los resultados indican que no hay efectos relevantes al variar el pH, ni en el caso del mineral tipo A y B, es decir, no hay efectos en la recuperación al disminuir el pH.

Para finalizar el análisis en cuanto al cobre, los resultados para el mineral ácido se observan en la Figura 28.

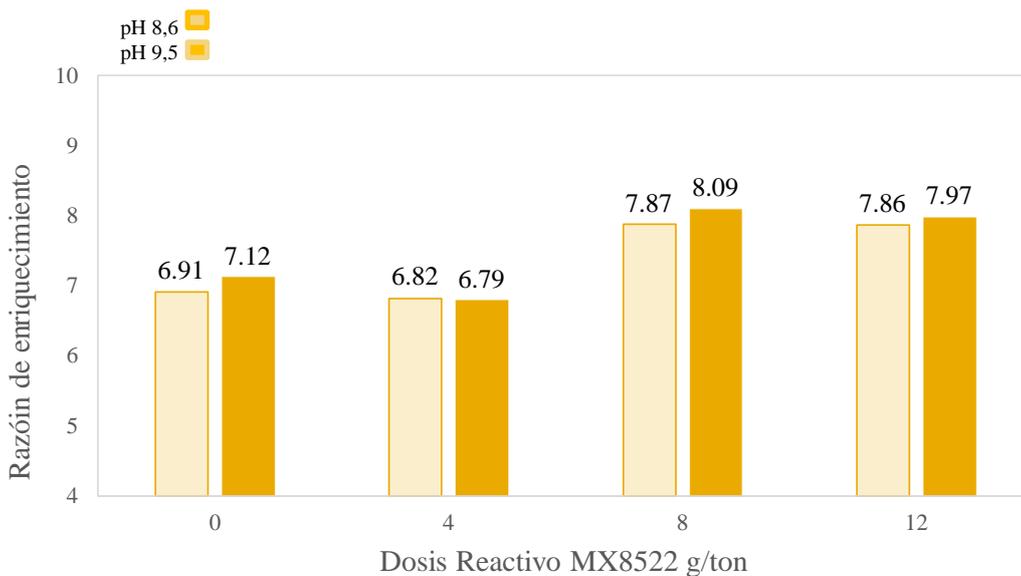


Figura 28. Efectos del pH en la razón de enriquecimiento de cobre para mineral 25% F7 - 75% F10.

En la Figura 28, a diferencia de los casos anteriores, se observa una tendencia, donde a mayor concentración de reactivo MX8522 aumenta el enriquecimiento de cobre. Esto se debe a que el mineral ácido posee mayor concentración de pirita, por lo tanto, el colector debe ser más selectivo para flotar el cobre.

6.2.2. Recuperación molibdeno

Los siguientes resultados muestran la recuperación de molibdeno a distintos pH, variando el tipo de mineral y dosis de reactivo, tal cual se realizó para la recuperación de cobre. Asimismo, se agregó como resultado un análisis del enriquecimiento de molibdeno. A diferencia del caso anterior, los resultados se evaluaron a los 10 minutos en flotación Rougher a nivel de laboratorio, puesto que al llegar a los 15 minutos en todos los casos se alcanzó una recuperación máxima del 100%.

En la Figura 29 y la Figura 30 se observan los efectos del pH, tanto para la recuperación como razón de enriquecimiento de molibdeno para un mineral básico o tipo A.

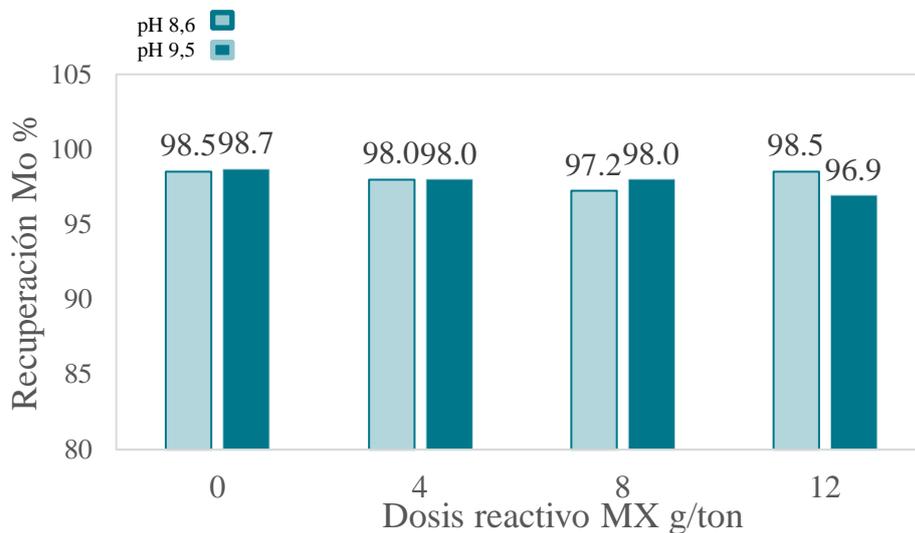


Figura 29. Efectos del pH en la recuperación de molibdeno para mineral 75% F7 - 25% F10.

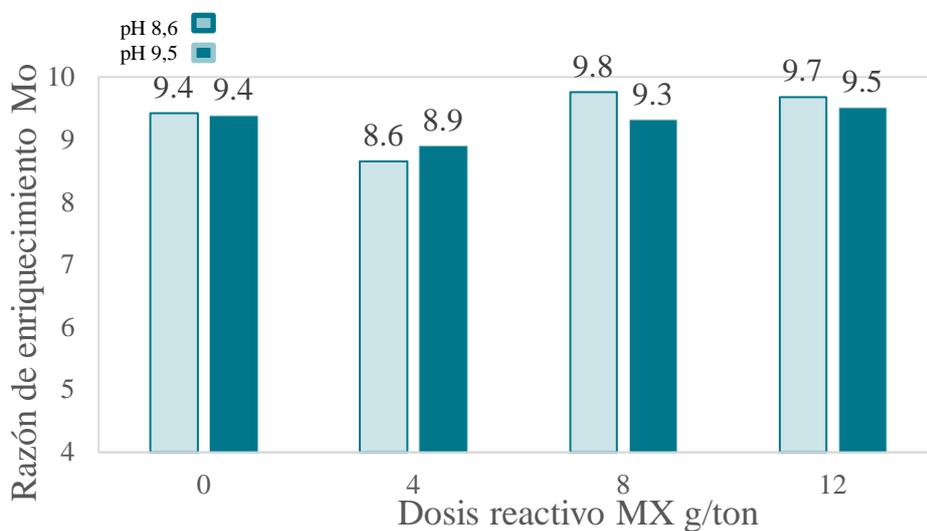


Figura 30. Efectos del pH en la razón de enriquecimiento de molibdeno para mineral 75% F7 - 25% F10.

De lo anterior, se observa que no hay efectos ni en recuperación de molibdeno ni en la razón de enriquecimiento, excepto en el caso de trabajar con 4 g/ton de reactivo MX8522, lo cual se debe a la baja concentración de reactivo principalmente.

En el caso del mineral neutro, o mineral tipo B, los resultados se observan en la Figura 31 y Figura 32.

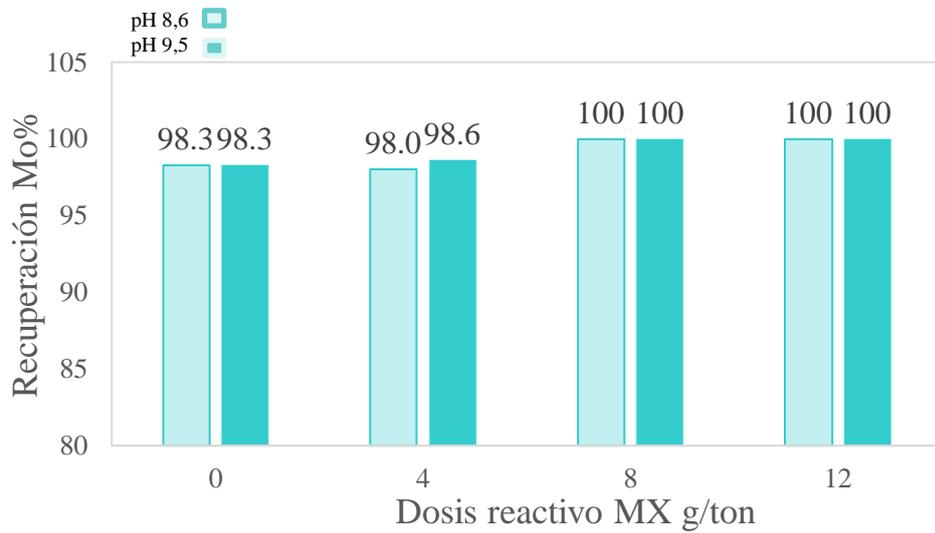


Figura 31. Efectos del pH en la recuperación de molibdeno para mineral 50% F7 - 50% F10.

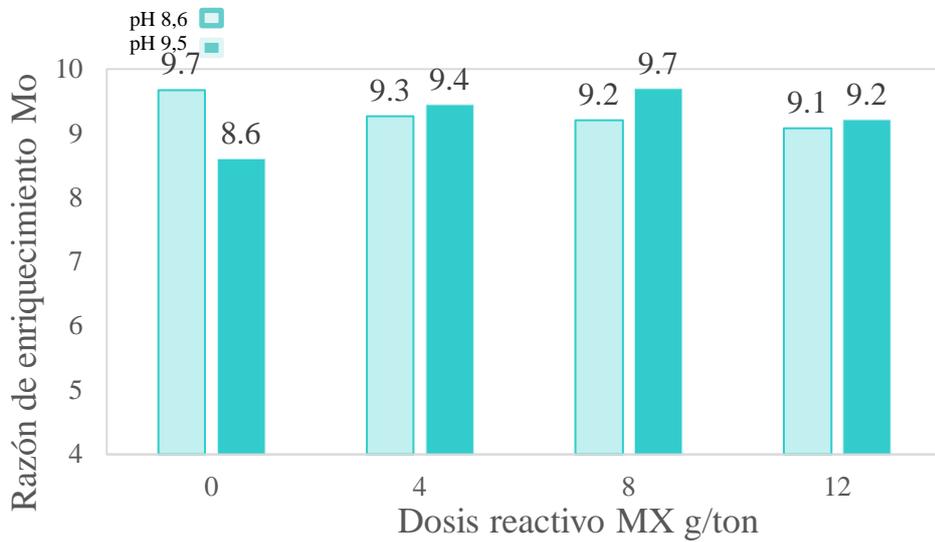


Figura 32. Efectos del pH en la razón de enriquecimiento de molibdeno para mineral 50% F7 - 50% F10.

Los resultados muestran lo mismo que en el primer caso, no hay efectos significativos en la recuperación ni razón de enriquecimiento del molibdeno, por ende, no hay cambios al disminuir el pH en la flotación respecto a lo analizado.

Los resultados para el mineral ácido, o tipo C, se observan en la Figura 33 y Figura 34.

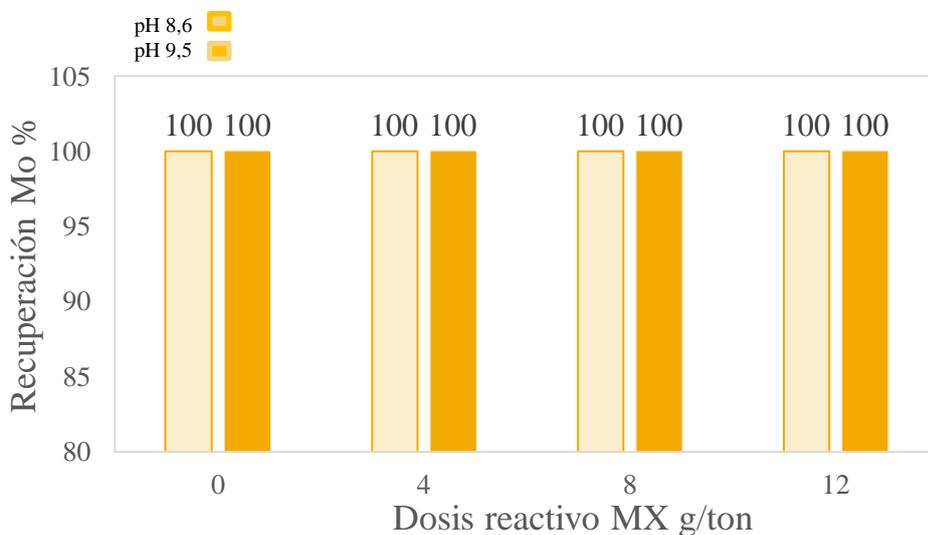


Figura 33. Efectos del pH en la recuperación de molibdeno para mineral 25% F7 - 75% F10.

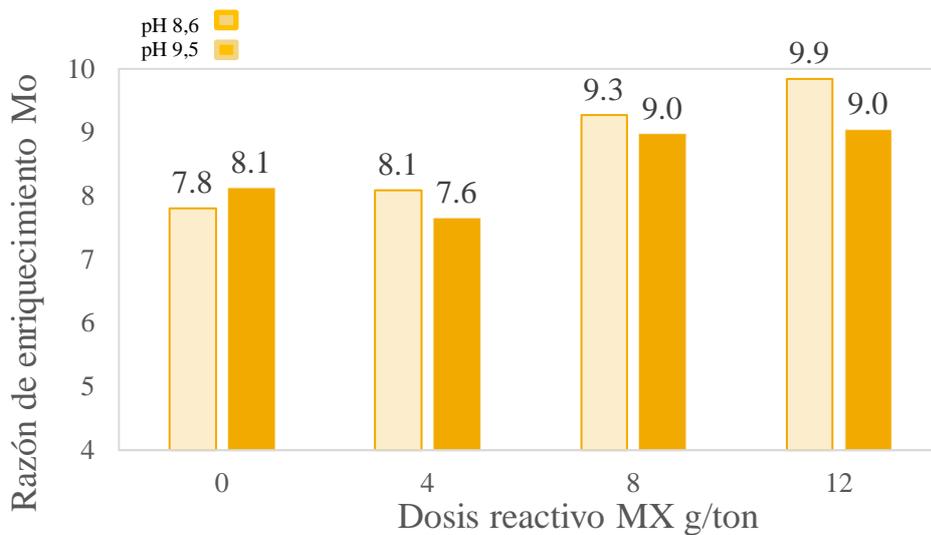


Figura 34. Efectos del pH en la razón de enriquecimiento de molibdeno para mineral 25% F7 - 75% F10.

Al igual que en el caso del análisis de cobre, en la razón de enriquecimiento de cobre para el mineral ácido se observa una tendencia al aumentar la dosis del reactivo MX8522, debiéndose a la selectividad del colector utilizado.

6.2.3. Recuperación fierro

Se evalúa la recuperación de hierro, o fierro en minería, para verificar que sea el menor posible recuperado en el concentrado de cobre. Es decir, se busca flotar la menor cantidad.

La Figura 35 y Figura 36 muestran los resultados obtenidos para el mineral tipo A.

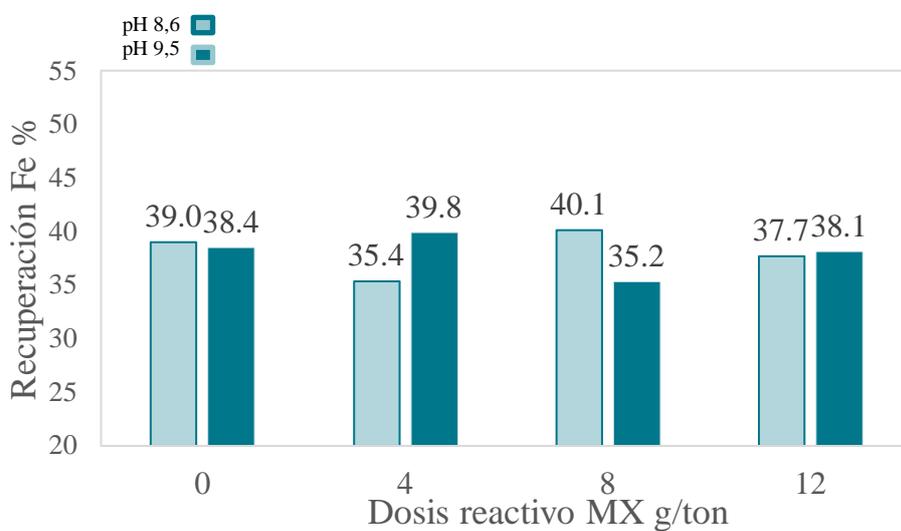


Figura 35. Efectos del pH en la recuperación de fierro para mineral 75% F7 - 25% F10.

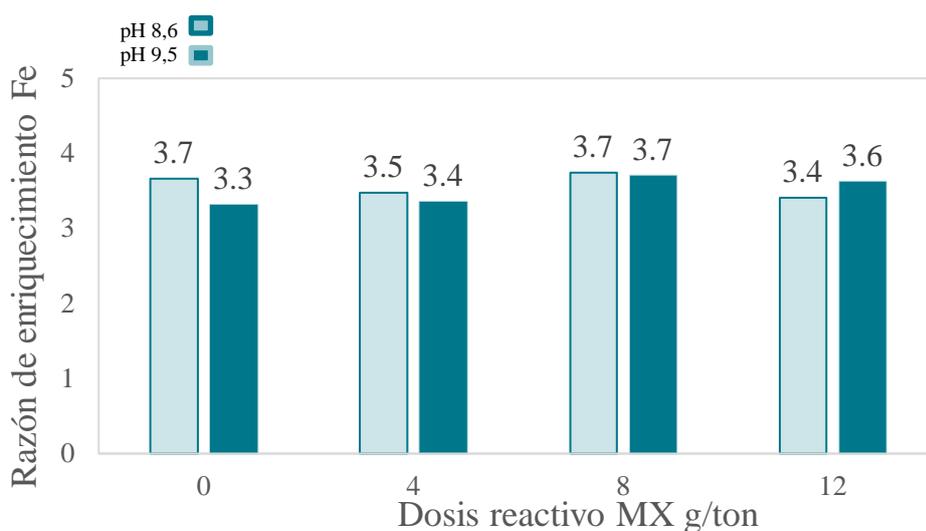


Figura 36. Efectos del pH en la razón de enriquecimiento de fierro para mineral 75% F7 - 25% F10.

Dentro de los resultados obtenidos se observa poca diferencia en la recuperación, lo cual se asemeja a los resultados de razón de enriquecimiento de fierro, siendo los efectos del pH poco relevantes.

Los resultados obtenidos para el mineral tipo B se ven la Figura 37 y Figura 38.

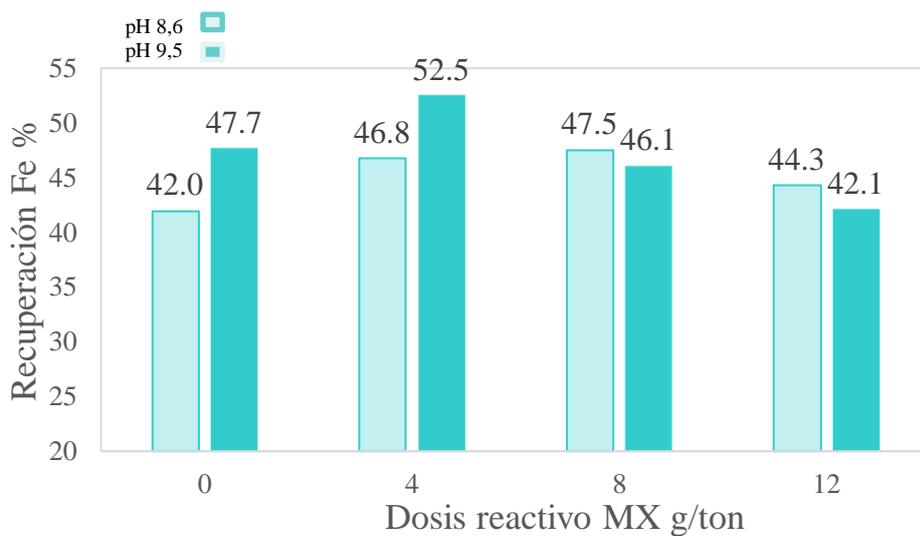


Figura 37. Efectos del pH en la recuperación de fierro para mineral 50% F7 - 50% F10.

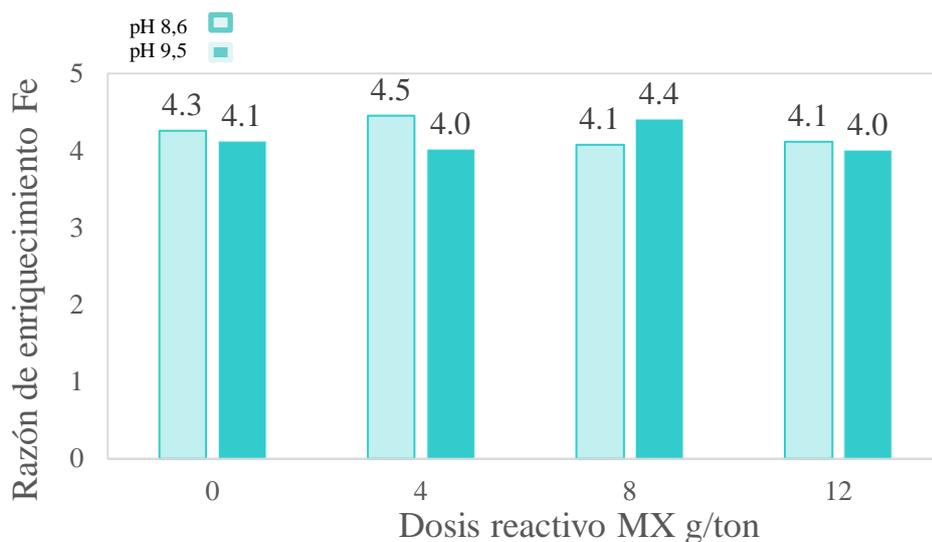


Figura 38. Efectos del pH en la razón de enriquecimiento de fierro para mineral 50% F7 - 50% F10.

En la Figura 37 se observa leve tendencia, donde la recuperación de fierro aumenta al ser baja la concentración del reactivo MX8522, lo cual se explica debido a la insuficiente cantidad de colector en el proceso de flotación. Por otra parte, los demás resultados son muy constantes, no habiendo diferencia nuevamente al cambiar el pH, tanto para la recuperación de fierro como para la razón de enriquecimiento.

Los resultados para el mineral C se encuentran en la Figura 39 y Figura 40.

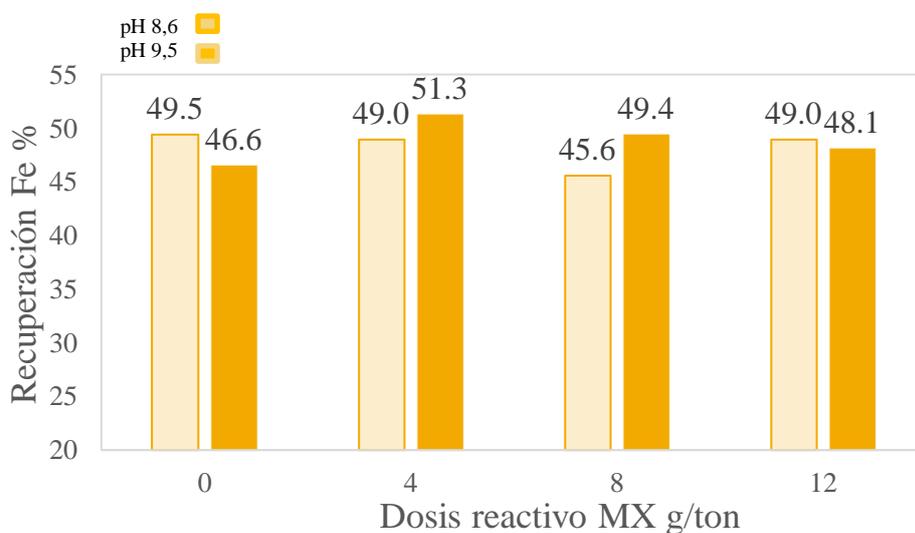


Figura 39. Efectos del pH en la recuperación de fierro para mineral 25% F7 - 75% F10.

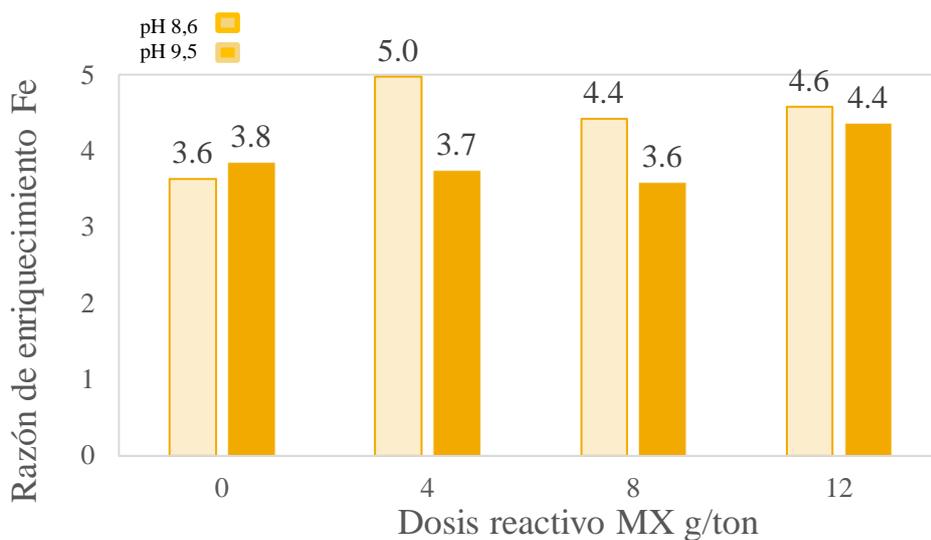


Figura 40. Efectos del pH en la razón de enriquecimiento de fierro para mineral 25% F7 - 75% F10.

En cuanto a los resultados para el mineral ácido se observa que no hay efectos al disminuir el pH en la recuperación, a diferencia de la razón de enriquecimiento de fierro, donde existe un cambio a menor pH, siendo mayor el enriquecimiento. La causa de lo anterior se debe a la cal, ya que la interacción entre el calcio y la pirita, para esta ser depresada, crece al aumentar el pH. Esto no se observa en otros minerales, ya que la cantidad de fierro en la Fase 10 es más de dos veces mayor a la cantidad de fierro en la Fase 7, lo cual se menciona en la Tabla 1.

6.3. MODELO RECUPERACIÓN DE COBRE EN FLOTACIÓN COLECTIVA

Para evaluar los efectos del pH en la recuperación de cobre, uno de los objetivos principales, se realizó un modelo donde se pudiese observar la relevancia y el impacto que los cambios en el pH pudiesen causar. Esto tiene como objetivo validar la importancia de este informe.

El modelo se realizó mediante los siguientes pasos:

1. Selección y análisis de variables:
 - P80; %Sólidos flotación; Tiempo residencia flotación; pH líneas Rougher; ReactivosLas variables se seleccionaron mediante estudio bibliográfico, de otros modelos efectuados para recuperación de cobre. Además, se complementó mediante la experiencia adquirida en terreno y apoyo de supervisores. Para finalizar la selección, se evaluó la correlación de los input y el output.
2. Análisis de muestreo: Se realiza un análisis de velocidad de muestreo y registro. Esto con el objetivo de verificar que el registro de los datos fuese más rápido que el output, es decir, la recuperación, evitando la repetición de datos que puedan alterar la predicción.
3. Selección de algoritmo de entrenamiento: Se evalúa la data mediante los modelos de regresión. Luego, se selecciona el modelo en base al menor error (RMSE) y al mayor coeficiente de relación alcanzado. Los valores obtenidos se observan en la Tabla 14.
4. Según los valores obtenidos, un RMSE equivalente a 0,022 y un coeficiente de determinación o R^2 de 0,92, se selecciona el Árbol de decisiones.

Posteriormente, se realiza un test para observar variabilidad en la recuperación al modificar el pH, en distintos rangos de pH, es decir, un análisis de sensibilidad, obteniendo los siguientes resultados en la Figura 41.

Tabla 11. Evaluación de modelos de regresión para la predicción en la recuperación de cobre.

Algorithm	Mean Absolute Error	Root Mean Squared Error	Relative Absolute Error	Relative Squared Error	Coefficient of Determination
Bayesian Linear Regression	0.014377	0.036824	0.211316	0.155314	0.844686
Linear Regression	0.012625	0.035663	0.185578	0.145674	0.854326
Boosted Decision Tree Regression	0.00834	0.022408	0.122582	0.057514	0.942486
Decision Forest Regression	0.030563	0.050184	0.449238	0.288458	0.711542
Neural Network Regression	0.012923	0.03627	0.189944	0.150676	0.849324
Poisson Regression	0.015374	0.037127	0.225981	0.15788	0.84212

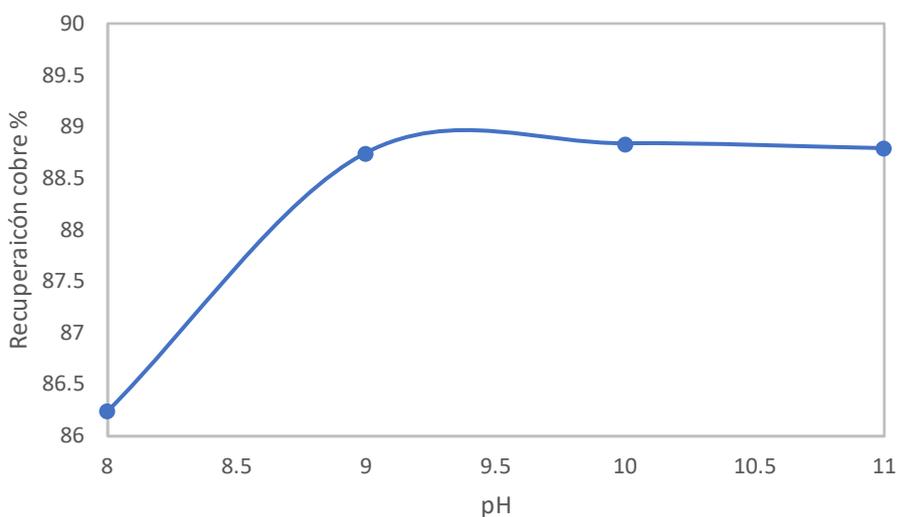


Figura 41. Efecto del pH en recuperación de Cobre variando el tamaño del P80. Fino 180 μm , medio 220 μm y grueso 240 μm .

Según lo anterior es posible observar que los cambios del pH pueden ser tanto positivos como negativos para la recuperación, pero, lo más relevante es que al alcanzar un pH 9 la

recuperación no aumenta más, por ende, el agregar más cal para aumentar el pH a partir desde este punto es una pérdida de este insumo. Estos cambios pueden generar un impacto relevante a nivel económico, lo cual se recomienda evaluar en otros estudios. Por otra parte, se recomienda seguir esta evaluación, considerando la depresión de pirita en el modelo, así observar realmente la importancia del pH.

7. CONCLUSIONES

Las condiciones evaluadas en la preparación de lechada de cal demostraron tener gran relevancia en el aumento de la eficiencia de la planta, pudiendo disminuir el consumo hasta en un 31%. Esto mediante el control de las principales variables evaluadas, el tipo de agua de apagado y tipo de cal, donde existe gran importancia su granulometría e impurezas presentes. De lo anterior se concluye que se debe trabajar con agua fresca, lo cual se debe a las grandes concentraciones de sulfato presente en el agua de proceso, y utilizar cal SIBELCO, puesto que posee menor granulometría y mayor pureza de CaO.

Respecto a los efectos del pH en la recuperación no se observaron grandes diferencias, por lo tanto, se concluye que es posible trabajar a pH más bajo sin cambios significativos para todo tipo de mineral. Por otra parte, se analizaron los colectores, pudiendo concluir que al aumentar la concentración de MX8522 en un mineral con acidez natural es posible mejorar los resultados de recuperación de cobre, debido a la selectividad en este colector.

8. RECOMENDACIONES

8.1. LECHADA DE CAL

1. Utilizar agua fresca para agua de apagado en preparación lechada de cal, y sólo con cal SIBELCO, evitando incrustaciones en cañerías y estanques de almacenamiento.
2. En caso de utilizar agua proceso, utilizar sólo cal SIBELCO para la preparación de lechada de cal, así disminuir consumo de cal.
3. Evaluar instalación de instrumentación, lo cual se encuentra en curso actualmente, de celda de carga para la alimentación de cal, así reconocer el porcentaje de cada cal ingresa a la planta, específicamente a los estanques de almacenamiento, aumentando la eficiencia en preparación de lechada de cal según lo anteriormente mencionado.
4. Evaluar uso de cal de baja granulometría, SIBELCO, y eliminar equipo clasificador, así aumentar producción lechada de cal en el tiempo. Para ello generar estudio de granulometría en planta de cal.
5. Evaluar instalación de nueva planta, una planta de osmosis inversa, para el tratamiento adecuado del agua de proceso, previo al ingreso como agua de apagado en planta de cal. Esto con el objetivo de disminuir los sulfatos a lo permitido, es decir, una concentración inferior a 500 ppm.
6. Evaluar el uso de un intercambiador de calor para aprovechar el calor generado en la reacción exotérmica de formación de hidróxido de cal para aumentar la temperatura del agua que ingresa como agua de apagado, acelerando la reacción, por ende, acelerando la formación de una lechada de cal óptima.
7. Evaluar instalación de nueva instrumentación para análisis químico del agua de ingreso al molino de apagado.

8.2. FLOTACIÓN

1. Utilizar reactivos estándar para minerales neutros y trabajar a menor pH 8,6.
2. En el caso de minerales ácidos trabajar a menor pH 8,6 y utilizar reactivo colector MX8522 para favorecer la recuperación de cobre.

9. REFERENCIAS

- Álvarez Huguez, M. I. (2016). *Interacción agua/roca y controles fisicoquímicos sobre el procesamiento de minerales en las celdas de flotación: efecto de iones aluminio, calcio y magnesio*. Universidad de Chile.
- Cárdenas Díaz, R. (2014). *Estudio para disminuir el consumo de cal en la planta concentradora CODELCO Andina*. Pontificia Universidad Católica de Valparaíso.
- Castro, S., & Gómez, M. (2018). *Diagnóstico y mitigación del incremento de consumo de cal en MLP*. Santiago, Chile.
- Coloma Álvarez, G. (2008). *LA CAL : ¡ ES UN REACTIVO QUÍMICO !* Instituto de ingenieros de minas de Chile, Canadian institute of mining, metallurgia and petroleum.
- Coloma, G (2013). Lechada de cal. Presentación realizada en Minera los Pelambres.
- Delgado, J. C., & Pandales, E. (2000). *Diseño de un sistema apagador de cal*. Corporación universitaria tecnológica de Bolívar.
- Edition, R. (2002). *Mining Chemicals* (3rd Editio). Cytec Industries Inc.
- López Valdivieso, A., & Reyes Bhená, J. L. (2005). *Flotación de calcopirita , pirita y molibdenita en minerales de cobre tipo pórfidos*. Universidad Autónoma de San Luis Potosí.
- Morell Muñoz, S., Dondero Carillo, A., & Fernández Celis, J. (2014). *Propuesta modificación circuito planta flotación colectiva Cu-Mo en planta concentrado el Chavay, MLP*. Pontificia Universidad Católica de Valparaíso.

- Orozco López, Y. R. (2012). *Estudio del efecto del tipo y concentración de espumante en la selectividad del proceso de flotación a escala laboratorio*. Universidad de Chile.
- Ruiz Núñez, F. G. (2015). *Control predictivo de nivel de una línea de flotación rougher de planta MLP*. Universidad Técnica Federico Santa María.
- SOLVAY. (2017). Ficha de datos de seguridad AERO ® MX-8522 Promoter, 9336(703), 1–11.
- Urra Rojas, E. A. (2016). *Adición de un nuevo colector en el banco de flotación primaria - cuantificación contextual del mejoramiento potencial en el desempeño de la flotación en las concentradoras “Laguna Seca” y “Los Colorados.”* Universidad Técnica Federico Santa María.
- Valencia, M. M. (1999). Evaluación de reactivos de flotación, 2(1).
- Yianatos, J. (2005). *Flotación de minerales*. Universidad técnica Federico Santa María.

ANEXOS

ANEXO 1. MOLIENDA

El mineral que es extraído desde la mina es sometido a una primera etapa de reducción de tamaño en un chancador primario, ubicado cerca de la mina. Luego, se transporta hacia la planta por una correa de 12 kilómetros de largo, hasta el acopio de gruesos, que es un galpón techado y se ubica a un costado de la planta. De aquí se alimenta a las tres líneas de molienda SAG, las cuales trabajan en paralelo y alimentan a la misma planta de flotación. El objetivo de estas líneas es reducir de tamaño el material alimentado, que está por debajo de 1.25", a un tamaño de producto 80% más fino que 19 milímetros.

Todas las líneas poseen un molino SAG de 36 x 17 [pies] y de 15.500 [kW] de potencia, los cuales procesan 3.000 [tph]. El mineral que la molienda semiautógena no logra reducir de tamaño, queda en las parrillas de los molinos, las cuales botan los pebbles o gravilla hacia una correa que los transporta hacia la planta de pebbles o hacia la planta de gravilla, dependiendo cuánto deban reducir su tamaño para luego ser alimentados nuevamente a los molinos SAG 1 y 2 o directamente a los molinos de bolas.

Luego que el mineral sale de la molienda SAG, pasa por un proceso de clasificación por medio de baterías de hidrociclones, que se encuentran ubicadas en cada línea de procesamiento. La línea del molino SAG 3 posee tres baterías de 14 hidrociclones cada una, de las cuales dos se encuentran operativas y una Stand by, a diferencia de las líneas de los molinos SAG 1 y 2 que tienen dos baterías operativas.

Una vez clasificado el mineral, por el underflow de los hidrociclones nace la alimentación de los molinos de bolas. Para la línea 1 y 2 se cuenta con dos molinos de bolas por línea, los cuales miden 21 x 33 [pies] y cuentan con una potencia de 7.200 [kW]. Por otra parte, la línea de molienda 3, posee tan sólo un molino de bolas de 26 x 40 [pies] y 14.000 [kW] de potencia.

El objetivo de la molienda secundaria es pasar 1.500 [tph] y lograr un tamaño de producto dentro de un rango de 170 – 240 [μm].

Por último, existe un molino de bolas llamado Molino Ocho, que opera independiente a los molinos SAG y está alimentado por equipos denominados “Chimbombos”, cuya función es desviar una parte del flujo que alimenta la batería de hidrociclones de cada molino hacia el Molino Ocho (Ruiz Núñez, 2015).

Para visualizarlo de mejor manera, en la Figura 42 se muestra una fotografía del proceso, y en la Figura 43, un esquema de molienda y clasificación.

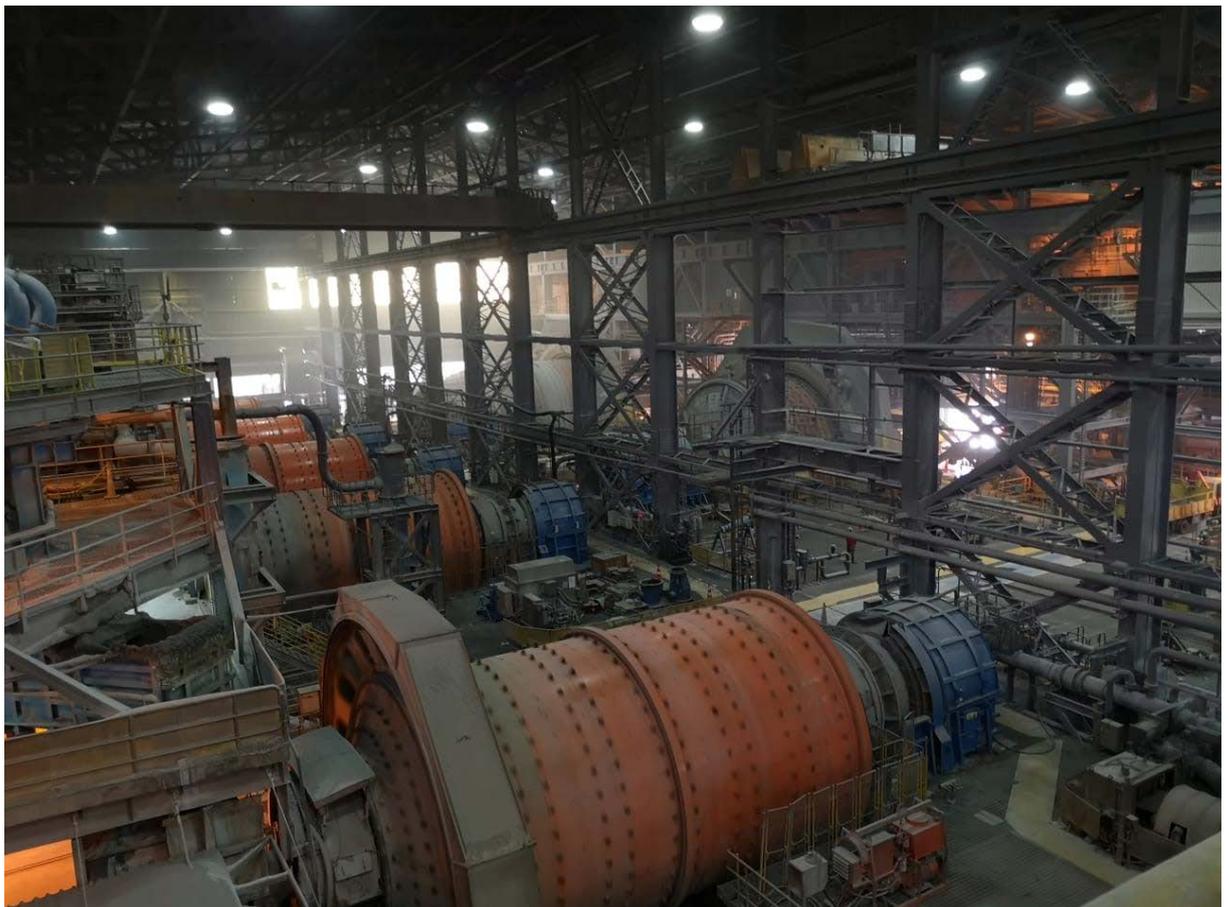


Figura 42. Molinos SAG y Bolas en funcionamiento.

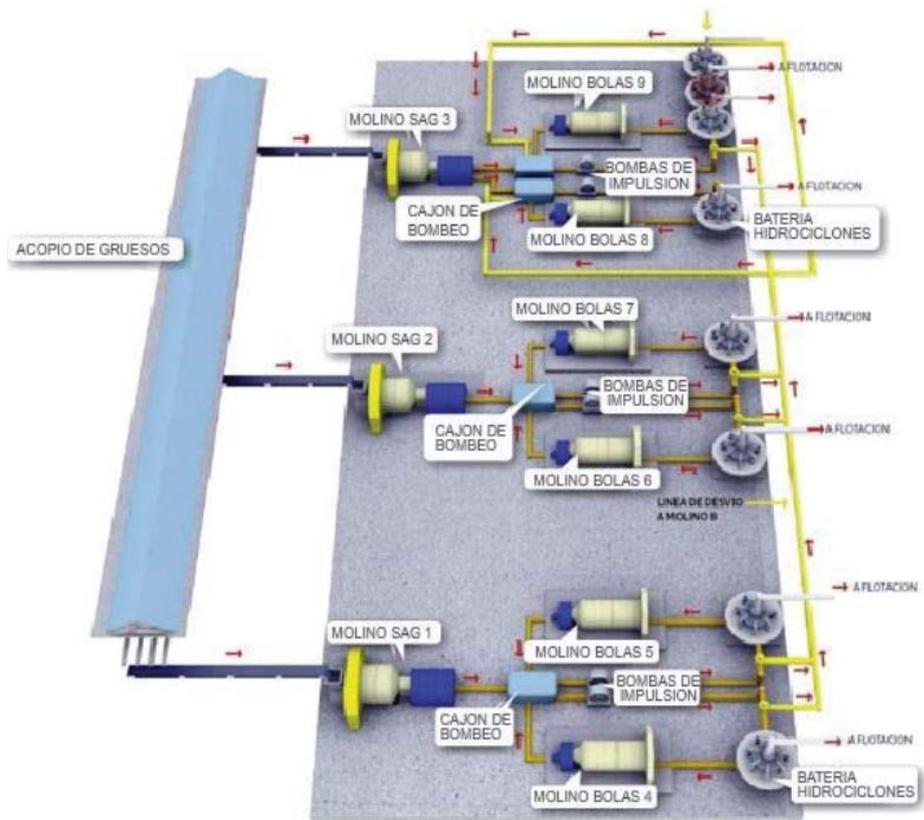


Figura 43. Esquema molienda MLP.

ANEXO 2. FLOTACIÓN

ANEXO 2.1. FLOTACIÓN ROUGHER

Es el primer proceso de la planta de flotación colectiva. Su principal objetivo es recuperar la mayor cantidad de cobre obtenido en la alimentación proveniente de la molienda.

La etapa Rougher, está compuesta por 8 bancos de celdas de flotación. Los bancos 1 a 4 están formados por 9 celdas de 128 [m³] cada una. Por otra parte, los bancos 5 y 6 están compuestos por 6 celdas de 250 [m³], en cambio, los bancos 7 y 8 están conformados por tan sólo 5 celdas de la misma capacidad que las que tienen los bancos 5 y 6.

En la Figura 44 se muestra un esquema con todos los bancos de celdas de flotación disponibles en la planta concentradora de MLP y en la Figura 45 se observa una fotografía de las celdas de flotación para facilitar comprensión de la planta (Ruiz Núñez, 2015; Urra Rojas, 2016).

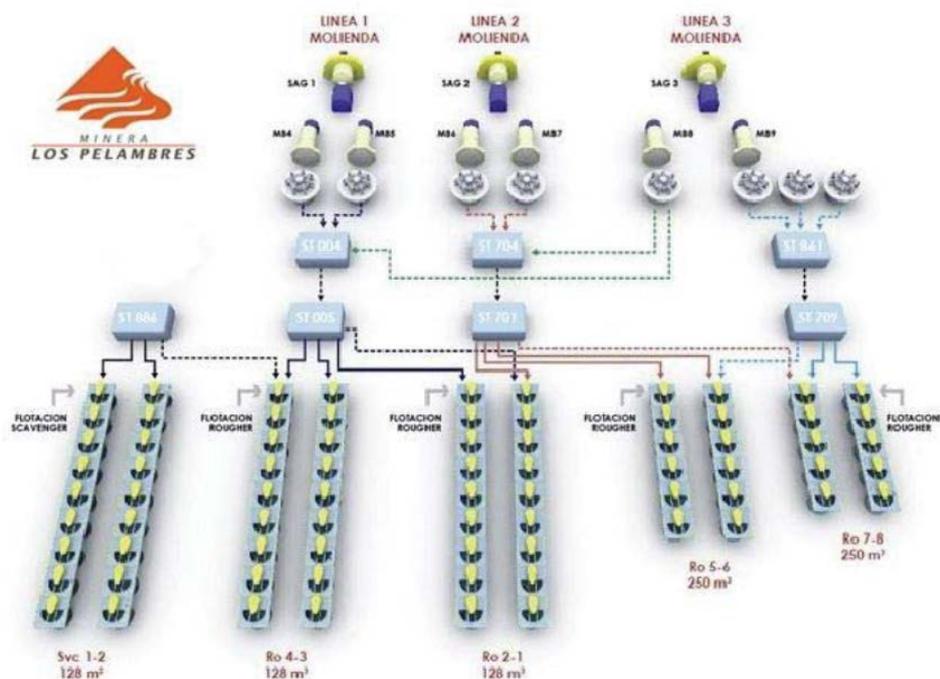


Figura 44. Esquema flotación Rougher.



Figura 45. Celdas de flotación exteriores MLP.

ANEXO 2.2. REMOLIENDA

En esta etapa se procesa el 100% del concentrado obtenido en las celdas Rougher y Scavenger, para obtener así un producto de 70 - 75 [μm] de P80, tamaño necesario para facilitar la selectividad en la siguiente etapa. La etapa de remolienda cuenta con tres baterías de ciclones para clasificar y con 4 molinos verticales, que utilizan bolas de 1" para su objetivo (Morell Muñoz et al., 2014; Ruiz Núñez, 2015). Un esquema completo de remolienda se observa a continuación en la Figura 46.

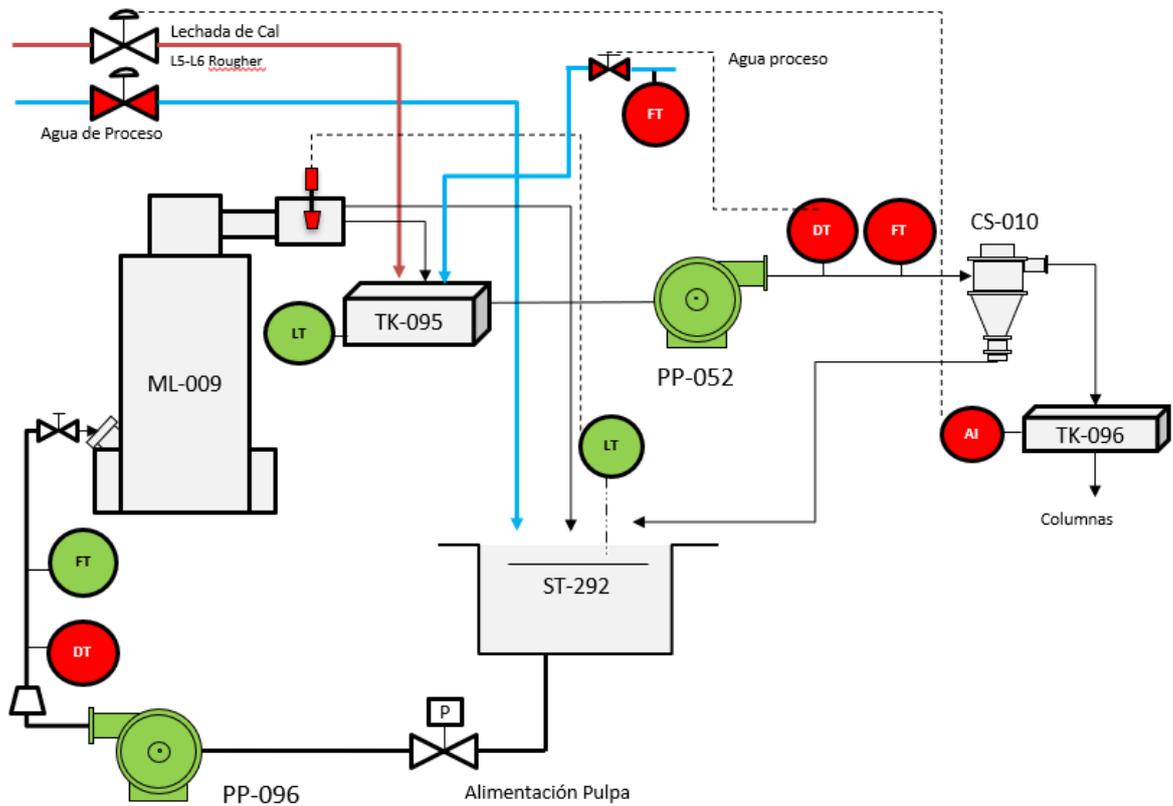


Figura 46. Esquema remolienda con instrumentación.

En particular el esquema mostrado en la Figura 46 muestra uno de los primeros molinos en la planta concentradora. En color rojo se observa instrumentación que no está correctamente calibrada y en verde la instrumentación certificada y calibrada. La idea de este esquema es mostrar el proceso de remolienda, donde se observa que la pulpa pasa por un proceso de clasificación antes de ser enviado a las celdas columnares.

ANEXO 2.3. FLOTACIÓN COLUMNAR

Es el tercer proceso de la flotación colectiva, cuenta con 14 columnas de flotación de 4 x 14 [m] y se caracteriza por ser una etapa de gran selectividad ya que tiene por objetivo generar un concentrado con una alta ley de cobre (33-34% de Cu), apto para su comercialización.

A continuación, en la Figura 47, podemos ver los aspersores de una celda columnar en operación (Morell Muñoz et al., 2014; Ruiz Núñez, 2015).



Figura 47. Flotación columnar y aspersores en funcionamiento.

Además, un esquema tipo P&ID para una de las celdas columnares se observa a continuación, en la Figura 48.

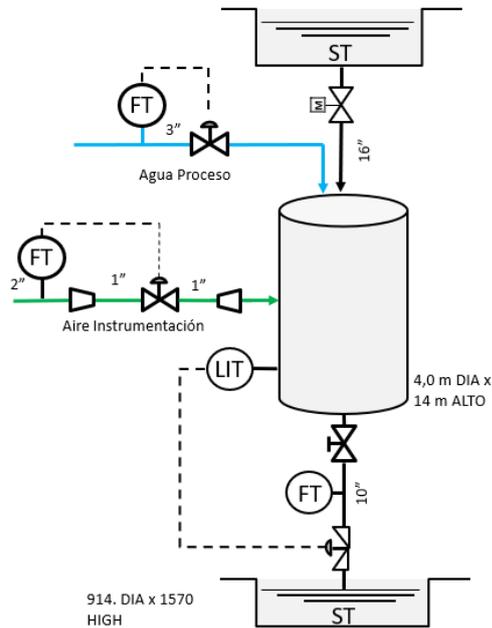


Figura 48. Esquema celda columna tipo P&ID.

La Figura 48 muestra el control de una celda columnar en cuanto a nivel y flujo, además de las dimensiones de esta.

ANEXO 2.4. CLEANER SCAVENGER

También se denomina flotación de barrido, y está compuesta por 2 bancos de celdas de flotación, ambas con 9 celdas de 128 [m3]. Son alimentadas con la cola de las columnas. El concentrado que se produce en MLP se junta con el concentrado proveniente de la flotación Rougher para luego alimentar la etapa de remolienda.

En la Figura 49 se observa un esquema tipo P&ID de la etapa Scavenger por completo.

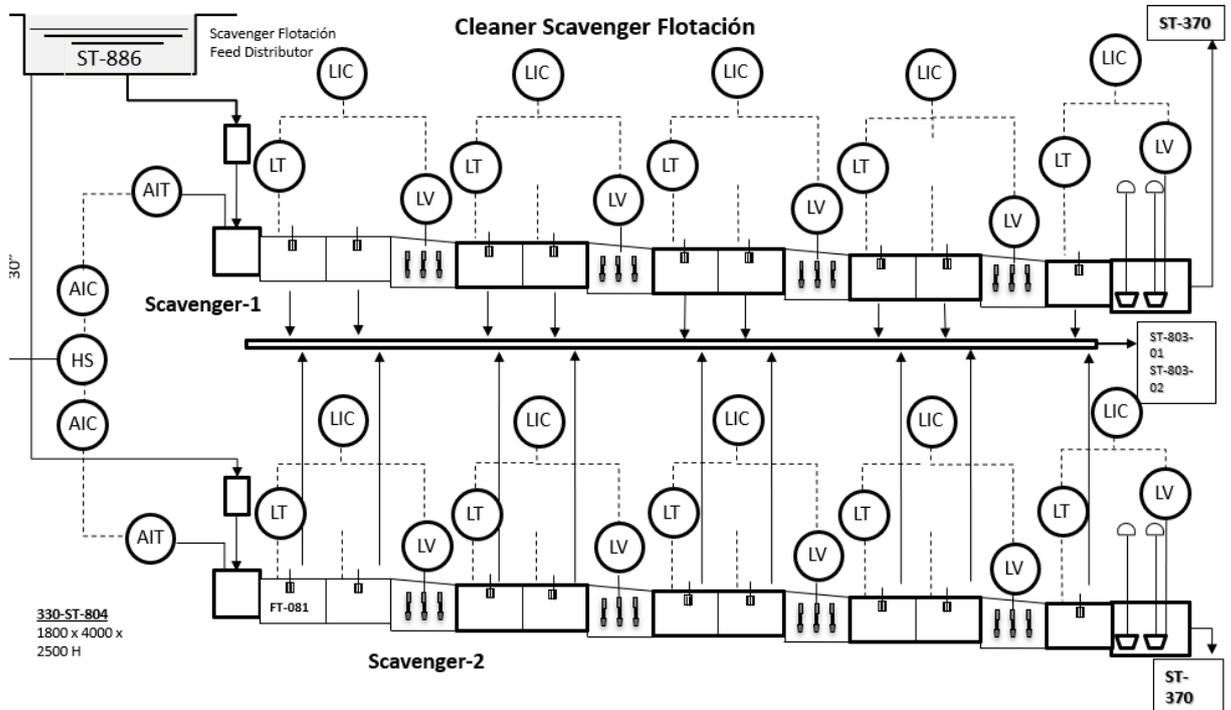


Figura 49. Esquema tipo P&ID Scavenger.

Se observa que el control en esta etapa se basa en el control de nivel, pero además se realiza un seguimiento en cuanto a la medición del pH.

ANEXO 2.5. ESPESAMIENTO

El proceso de espesamiento consiste en la separación por gravedad de las fases sólida y líquida de un fluido. En MLP, existen espesadores de concentrados y de relaves en los cuales se recupera el 85% del agua usada en la planta, para luego ser reutilizada en la operación como agua de procesos. Los espesadores utilizan floculante para acelerar el proceso de sedimentación gravitatoria. La planta cuenta con 3 espesadores de concentrado, de los cuales se obtiene un producto con una ley de alrededor del 34% de Cu. El producto final de la planta concentradora es enviado por un concentraducto, que es una especie de canaleta de 120 kilómetros de largo que llega hasta el puerto Punta Chungo.

En la Figura 50, se pueden observar dos de los tres espesadores que posee la planta concentradora hacia la derecha (Morell Muñoz et al., 2014; Ruiz Núñez, 2015).



Figura 50. Espesadores planta concentradora.

Por otra parte, un esquema de los espesadores de la planta se observa a continuación, en la Figura 51.

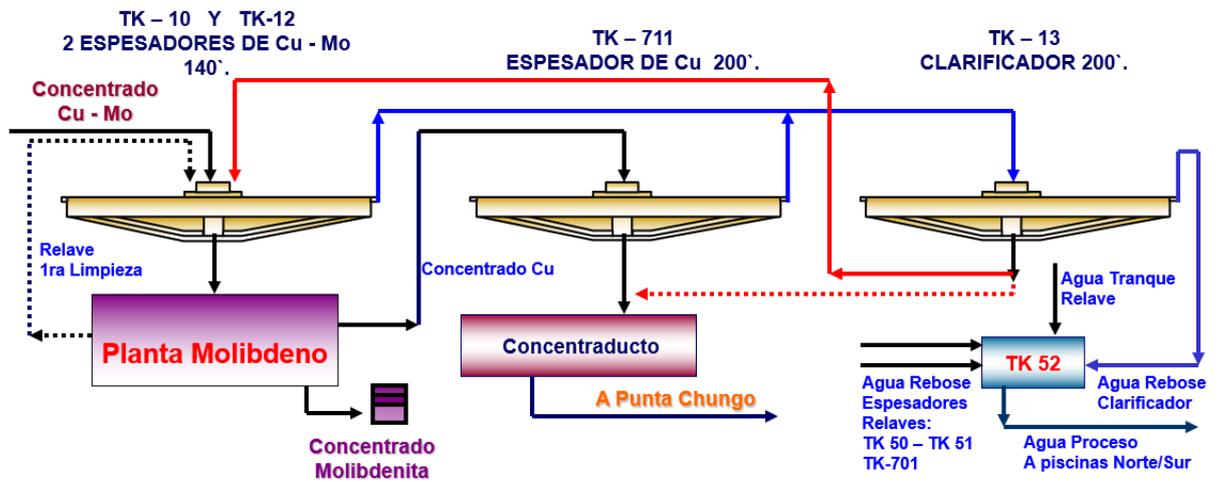


Figura 51. Esquema espesadores planta concentradora MLP.

ANEXO 3. REACTIVIDAD DE CAL SEGÚN NORMA REACTIVIDAD ASTM C-110

El incremento de temperatura en 30 segundos es una medida de reactividad de la porción reconocida como cal viva quemada blanda. El tiempo total de apagado, suministra una medida sobre el grado de reactividad del material. La elevación final de la temperatura es totalmente dependiente del contenido de la cal libre de la muestra.

1. La cal de alta reactividad se define como aquella que genera una diferencia de temperatura de 40°C en 3 minutos o menos y la reacción se completa en 10 minutos.
2. La cal de mediana reactividad se aplicará cuando esta diferencia de 40°C en la temperatura ocurre entre 3 a 6 minutos y la reacción completa entre los 10 y 20 minutos.
3. La cal de baja reactividad es cuando la diferencia de temperatura de 40°C ocurre sobre los 6 minutos y la reacción se complete sobre los 20 minutos.

El parámetro de reactividad es totalmente dependiente del contenido de cal libre de la muestra y proporciona una indicación del comportamiento de la cal viva en procesos que involucren sistema de hidratación de cal (Coloma Álvarez, 2008).

ANEXO 4. CONSUMO DE CAL

Las pruebas de consumo de cal constan en dos etapas, la etapa exploratoria y luego, la confirmación.

EXPLORATORIO

Se comienza por la molienda del mineral al tamaño requerido, en este caso a 230 μm . La cinética de molienda se realiza antes de las pruebas de consumo de cal, por ende, ya se tiene el tiempo requerido para alcanzar el P80.

Luego, se realiza la flotación, donde en la celda se agrega el mineral ya molido y se ajusta a un 36% de sólidos mediante la adición de agua destilada.

En celdas de flotación se agrega cal preparada al 5% cada 2 min y se realiza el registro del pH. Al alcanzar el pH deseado se esperan 10 min y se observa nuevamente el pH. Si el valor disminuye nuevamente se agrega una pequeña dosis de cal.

Para finalizar, se realiza la sumatoria del volumen de cal utilizada para utilizarlo posteriormente en la confirmación del consumo de cal.

CONFIRMACIÓN

Nuevamente se realiza la molienda del mineral, ya explicada en etapa exploratoria, para posteriormente llevarlo a la celda de flotación. En esta fase se añade la cal, la cual fue calculada previamente. Luego se mide el pH para confirmar que se llegó al adecuado, si el pH es inferior se añade el 110% del volumen de cal calculado, por otra parte, si el pH es mayor, se añade un 90% del volumen de cal calculado en la etapa exploratoria.