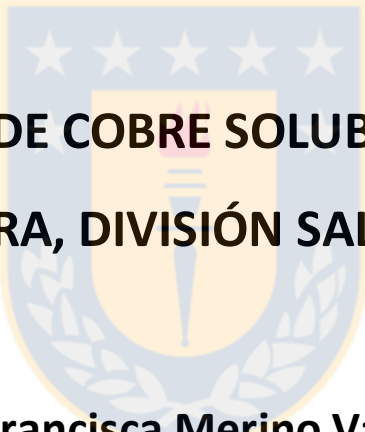


UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN
Facultad de Ingeniería
Departamento de Ingeniería
Metalúrgica

Profesor Patrocinante:
Dr. Leopoldo Gutiérrez Briones

Ingeniero Supervisor:
Srta. Gabriela Bañados Canales



**FLOTACIÓN DE COBRE SOLUBLE EN PLANTA
CONCENTRADORA, DIVISIÓN SALVADOR-CODELCO**

Paola Francisca Merino Valenzuela

Informe de Memoria de Título
para optar al Título de

Ingeniero Civil Metalúrgico

Mayo, 2019

DEDICATORIA

*A mis padres, María y Pedro, por ser el pilar
fundamental en cada paso de mi vida.*

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, agradezco a Dios por su amor incondicional al permitirme terminar esta etapa de mi vida. En segundo lugar, a mis padres por ser el apoyo fundamental durante todo mi existencia, sin ellos nada podría haber logrado hasta ahora. También agradezco a mi hermana y su esposo Ariel por todo el apoyo que me dieron al estar en su hogar, instándome a seguir adelante cada día. Agradezco a la división Salvador-CODELCO por seleccionarme para realizar mi memoria de título en sus dependencias y en especial al capataz encargado del Laboratorio Metalúrgico Sulfuros de la división, don Omar Vega, su ayuda junto con la de Fernando Castañeda, Ismael Pereira y don Gerardo González fue una bendición para mi vida, nunca olvidaré todo el buen ambiente generado allí. Un agradecimiento especial es para Luis, sin él no podría seguir concretando ningún logro en mi vida. Infinitas gracias a todas las personas que contribuyeron a llegar hasta donde he llegado.



RESUMEN

A lo largo de los últimos años, la Planta Concentradora de la división Salvador-CODELCO experimentó bajas recuperaciones de cobre y una alta razón de cobre oxidado (Kox) en la alimentación. Es por ello que se planteó como alternativa la sulfidización de cobre soluble en la flotación Rougher para aumentar la recuperación de cobre oxidado y de ese modo aumentar la recuperación de cobre total en la Planta concentradora. Se realizaron pruebas en laboratorio adicionando los sulfidizantes sulfhidrato de sodio (NaSH) y metabisulfito de sodio ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$), tanto en barridos experimentales, con las condiciones estándar de laboratorio, como también en diseños factoriales con variaciones en la dosificación de sulfidizante, espumante y pH.

Los resultados obtenidos en los barridos indicaron que sólo el NaSH incrementó la recuperación de cobre soluble en 21,43% y la recuperación de cobre total en 3,86% con respecto a la prueba estándar, con una dosis de 40 g/t; mientras que el metabisulfito de sodio incrementó la recuperación de cobre sulfurado en 5,61% y la de cobre total en 4,4%, con una dosis óptima de 75 g/t. Por otra parte, las recuperaciones de molibdeno y hierro también se incrementaron con la adición de los reactivos sulfidizantes.

Al trabajar con los diseños experimentales no se logró un mayor incremento en la recuperación de cobre soluble ni total que con las pruebas de barrido, llegando a la conclusión que sólo el NaSH fue una variable realmente significativa para aumentar la recuperación de cobre oxidado.

Como el objetivo final de la sulfidización fue incrementar la recuperación de cobre total, se adicionaron en una misma prueba ambos reactivos en sus dosis óptimas, lo cual incrementó la recuperación de cobre soluble en 24,49% y la de sulfurado en 6,74% y así, la recuperación de cobre total en 7,56% con respecto a la prueba estándar. Lo que se puede traducir en utilidades adicionales de \$2,10 USD/t.

Finalmente, como conclusión se tuvo que la sulfidización efectivamente permite aumentar la recuperación de cobre soluble y total. Además, el único reactivo del estudio realmente eficaz como sulfidizante fue el NaSH con una dosis óptima de 40 g/t, sin embargo para maximizar la recuperación de cobre total en la flotación Rougher se necesitó adicionar ambos reactivos del estudio en sus dosis óptimas.

ABSTRACT

In the last years, the Concentrator Plant of the Salvador-CODELCO division experienced low copper recoveries and a high ratio of oxidized copper (Kox) in the fed ore. Then, sulfidization of soluble copper in the Rougher flotation was proposed as an alternative to increase the recovery of oxidized copper and thereby increase the recovery of total copper in the concentrator plant. To this end, laboratory tests were performed adding sulfidizers Sodium Sulphide (NaSH) and Sodium Metabisulfite (Na₂S₂O₅), using both the standard conditions in experimental test set, as well as variations in the dosage of sulfidizer, foamer and pH contained in two factorial designs.

The results obtained in the tests set indicated that only the NaSH increased the recovery of soluble copper in 21,43% and the recovery of total copper in 3,86% with respect to the standard test, with a dose of 40 g/t; while Sodium Metabisulfite increased the recovery of sulfurized copper by 5,61% and total copper by 4,4%, with an optimum dose of 75 g/t. It should be noted that the recoveries of molybdenum and iron also suffered increases with both reagents.

When working with the factorial designs, a greater increase in the recovery of soluble and total copper was not achieved than with the experimental test set, concluding that only NaSH was a really significant variable to increase the recovery of oxidized copper.

Now, as the final goal of sulfidization was to increase the recovery of total copper, both reagents were added in the same test in their optimum doses, which increased the recovery of soluble copper in 24,49% and that of sulfurized copper in 6,74% and thus, the recovery of total copper in 7,56% with respect to the standard test. This would translate into additional profits of \$ 2,10 USD/t.

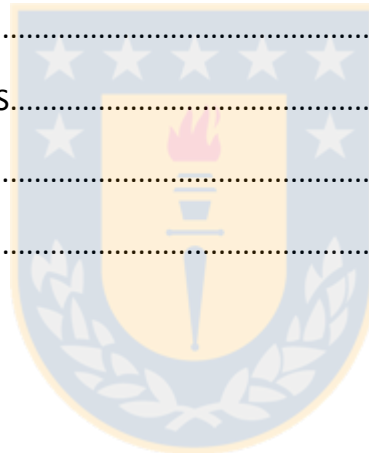
Finally, as a conclusion it was found that sulphiding effectively increases the recovery of soluble and total copper. In addition, the only reagent in the study that was really effective as sulfidizer was NaSH with an optimum dose of 40 g/t, however to maximize the recovery of total copper in the rougher flotation it was necessary to add both study reagents in their optimal doses.

ÍNDICE

CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN.....	1
1.1 Presentación del tema	1
1.2 Planteamiento del problema	1
1.3 Propuesta de trabajo.....	2
1.4 Objetivos	4
1.4.1 Objetivo General	4
1.4.2 Objetivos Específicos.....	4
capítulo 2. ANTECEDENTES.....	5
2.1 Antecedentes de la Empresa.....	5
2.2 Antecedentes Fundamentales	5
2.2.1 Flotación de Minerales.....	5
2.2.2 Flotación de Minerales Oxidados.....	9
2.2.3 Reactivos Específicos.....	12
2.2.4 Diseños Factoriales 2^k	15
2.2.5 Evaluación del Proceso de Flotación.....	18
CAPÍTULO 3. DESARROLLO EXPERIMENTAL.....	21
3.1 Caracterización del mineral de alimentación.....	21
3.2 Metodología	23
3.3 Equipamiento	25
3.3.1 Chancado y clasificación.....	25
3.3.2 Distribución y Homogeneización	26
3.3.3 Molienda y clasificación	27
3.3.4 Flotación Rougher	27

3.3.5 Filtración y Secado	28
3.3.6 Pulverización	29
3.4 Montaje Experimental.....	29
3.4.1 Preparación de muestras	30
3.4.2 Pruebas de cinética de molienda	30
3.4.3 Pruebas de Flotación Rougher	31
3.4.4 Análisis químico y de resultados de pruebas de Flotación Rougher	31
3.5 Definición de variables	32
3.5.1 pH	32
3.5.2 Tipo y dosificación de reactivos	32
3.6 Definición de Parámetros.....	33
3.7 Condiciones Experimentales.....	34
3.8 Programa de pruebas.....	35
3.8.1 Pruebas de cinética de molienda	35
3.8.2 Prueba Estándar	35
3.8.3 Barrido con NaSH	36
3.8.4 Barrido con Metabisulfito de Sodio	36
3.8.5 Diseño Factorial con NaSH	37
3.8.6 Diseño Factorial con Metabisulfito de Sodio	37
3.8.7 Pruebas de optimización de recuperación de cobre.	38
CAPÍTULO 4. RESULTADOS	39
4.1 Pruebas de cinética de molienda	39
4.2 Prueba Estándar	40
4.3 Barrido con NaSH	41
4.4 Barrido con Metabisulfito de Sodio	44

4.5 Diseño Experimental con NaSH.....	48
4.6 Diseño Experimental con MBS	51
4.7 Algoritmo de Yates NASH.....	54
4.8 Algoritmo de Yates MBS.....	55
4.9 Modelación Matemática (NaSH).....	56
4.10 ANOVA Diseño Factorial con NaSH (Análisis de la Varianza).....	57
4.11 Pruebas Especiales de Optimización de Recuperación de Cobre Total	58
4.12 Resultados Económicos.....	61
CAPÍTULO 5. DISCUSIONES.....	65
CAPÍTULO 6. CONCLUSIONES.....	68
CAPÍTULO 7. RECOMENDACIONES.....	69
BIBLIOGRAFÍA.....	70
ANEXOS	72



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Alternativas de notación para diseños factoriales 2^k	16
Tabla 2. Tabla de signos para el cálculo de efectos de un diseño factorial 2^3	17
Tabla 3. Algoritmo de Yates.	18
Tabla 4. Análisis químico del mineral de alimentación.	21
Tabla 5. Análisis de difracción de la alimentación.	22
Tabla 6. Variables previas de diseños experimentales.	24
Tabla 7. Definición de parámetros utilizados en las pruebas de flotación.	33
Tabla 8. Condiciones experimentales de pruebas de laboratorio.	34
Tabla 9. Pruebas de cinética de molienda.	35
Tabla 10. Condiciones prueba estándar o patrón.	35
Tabla 11. Pruebas de barrido con NaSH.	36
Tabla 12. Pruebas de barrido con MBS.	36
Tabla 13. Pruebas de Diseño Factorial con NaSH.	37
Tabla 14. Pruebas de Diseño Factorial con MBS.	38
Tabla 15. Resultados de pruebas de cinética de molienda.	39
Tabla 16. Resultados de recuperación de prueba estándar.	40
Tabla 17. Resultados de razón de enriquecimiento por elemento y razón de concentración (k) de prueba estándar.	40
Tabla 18. Resultados de Algoritmo de Yates para Diseño Factorial con NaSH.	54
Tabla 19. Resultado de Algoritmo de Yates para Diseño Factorial con MBS.	55
Tabla 20. Resultados de análisis de varianza de diseño experimental con NaSH.	57
Tabla 21. Continuación de resultados de Análisis de Varianza de Diseño Factorial con NaSH.	57
Tabla 22. Consideraciones en los cálculos de recuperación con uso de sulfidizantes.	62
Tabla 23. Incremento de ganancias por tonelada procesada anualmente.	63

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Representación del proceso de Flotación	5
Figura 2. Adhesión selectiva de partícula hidrofóbica y burbuja de aire	6
Figura 3. Adhesión del espumante a burbuja de aire	7
Figura 4. Diagrama Eh-pH para un sistema de agua y azufre con especies disueltas a 1M, 25°C y 1 bar de presión con inclusión de aniones de azufre y óxidos	12
Figura 5. Especies formadas mediante disociación de NaSH a distintos pH.	14
Figura 6. Representación del proceso de flotación mediante un balance metalúrgico	19
Figura 7. Composición de la alimentación según puntos de extracción.	21
Figura 8. Análisis microscópico del mineral de alimentación.	22
Figura 9. Microscopías del compósito de alimentación	23
Figura 10. Montaje experimental de etapa de Chancado y Clasificación.	26
Figura 11. Cortador de rifles, cortador rotatorio, y betonera	26
Figura 12. Molino de bolas de laboratorio y Rotap	27
Figura 13. Montaje experimental de la flotación Rougher	28
.Figura 14. Filtros a presión y horno LabTech	28
Figura 15. Diagrama de flujo resumen del montaje experimental de la investigación	29
Figura 16. Gráfico de tiempo de molienda en función del porcentaje retenido en la 70#.	39
Figura 17. Recuperación de cobre total, soluble e insoluble a distintas dosis de NaSH	41
Figura 18. Recuperación de cobre total, hierro y molibdeno a distintas dosis de NaSH.....	42
Figura 19. Recuperación másica o en peso a distintas dosis de NaSH.....	42
Figura 20. Razones de enriquecimiento de cobre total, soluble e insoluble a distintas dosis de NaSH.	43
Figura 21. Razones de enriquecimiento de cobre total, hierro y molibdeno a distintas dosis de NaSH	43
Figura 22. Razones de Concentración a distintas dosis de NaSH.	44
Figura 23. Recuperación de cobre total, soluble e insoluble a distintas dosis de MBS.....	44
Figura 24. Recuperación de cobre total, hierro y molibdeno a distintas dosis de MBS).....	45
Figura 25. Recuperación másica o en peso a distintas dosis de MBS.....	45

Figura 26. Razones de enriquecimiento de cobre total, soluble e insoluble a distintas dosis de MBS	46
Figura 27. Razones de enriquecimiento de cobre total, hierro y molibdeno a distintas dosis de MBS)	47
Figura 28. Razón de concentración a distintas dosis de MBS.	47
Figura 29. Recuperación de cobre total, soluble e insoluble de las pruebas del diseño experimental con NaSH y prueba estándar.....	48
Figura 30. Recuperación de cobre total, hierro y molibdeno de las distintas pruebas del diseño factorial con NaSH y prueba estándar.	48
Figura 31. Recuperación másica de las pruebas del diseño factorial con NaSH y estándar.....	49
Figura 32. Razones de enriquecimiento de cobre total, soluble e insoluble de las pruebas del diseño factorial con NaSH y estándar.....	49
Figura 33. Razones de enriquecimiento de cobre total, hierro y molibdeno de las pruebas del diseño factorial con NaSH y estándar.	50
Figura 34. Razón de concentración de las distintas pruebas del diseño factorial con NaSH y estándar.	50
Figura 35. Recuperación de cobre total, soluble e insoluble de las pruebas del diseño experimental con MBS y prueba estándar.	51
Figura 36. Recuperación de cobre total, hierro y molibdeno de las distintas pruebas del diseño factorial con MBS y prueba estándar.....	51
Figura 37. Recuperación másica de las pruebas del diseño factorial con MBS y estándar.	52
Figura 38. Razones de enriquecimiento de cobre total, soluble e insoluble de las pruebas del diseño factorial con MBS y estándar.	52
Figura 39. Razones de enriquecimiento de cobre total, hierro y molibdeno de las pruebas del diseño factorial con MBS y estándar	53
Figura 40. Razón de concentración de las distintas pruebas del diseño factorial con MBS y estándar.	53
Figura 41. Recuperación de cobre total, soluble e insoluble de pruebas especiales de optimización y prueba estándar.	58

Figura 42. Recuperación de cobre total, hierro y molibdeno de las pruebas especiales de optimización y prueba estándar.)	59
Figura 43. Recuperación másica de las pruebas especiales de optimización y prueba estándar	59
Figura 44. Razones de enriquecimiento de cobre total, soluble e insoluble de las pruebas especiales de optimización junto con la prueba estándar.	60
Figura 45. Razones de enriquecimiento de cobre total, hierro y molibdeno de las pruebas especiales de optimización junto con la prueba estándar.	60
Figura 46. Razón de concentración de las pruebas especiales de optimización y prueba estándar.	61
Figura 47. Incremento de Ingresos totales anuales por concepto de cobre con uso de sulfidizantes.	62
Figura 48. Incremento de ingresos totales por concepto de cobre y molibdeno con uso de sulfidizantes.....	63



NOMENCLATURA

Abreviación	Significado
Kox.	Razón de cobre oxidado/cobre total
IN	Inca Norte
ICO	Inca Central Oeste
IW	Inca Oeste
IES	Inca Extensión Sur
CuT	Cobre total
CuS-Cit	Cobre soluble u oxidado
Cu ins.	Cobre insoluble o sulfurado
MTA	Millones de toneladas año
“	Pulgadas
‘	Pie
Rpm	Revoluciones por minuto
v/v	Concentración en volumen/volumen
5% + ½ “	5% del mineral con una granulometría mayor a ½ pulgada
100%- ¼ ”	100% del mineral con una granulometría menor a ¼ pulgada
23% +70#	23% retenido en la malla 70
%R	Recuperación
%Rp	Recuperación en peso
C	Masa de concentrado
C	Ley de concentrado
F	Masa de alimentación
F	Ley de alimentación
T	Masa de relave o cola
T	Ley de relave o cola

%R.E.	Razón de enriquecimiento
K	Razón de concentración
RE	Recuperación Económica
XA-343	Xantato 343
AP 3758	Aero Promoter 3758
MBS	Metabisulfito de sodio
NaSH	Sulfhidrato de sodio



CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN

1.1 PRESENTACIÓN DEL TEMA

La flotación de sulfuros de cobre es una operación metalúrgica de gran relevancia hoy en día. Es un proceso simple desde el punto de vista operacional y poco costoso en cuanto al consumo de los reactivos que requiere, lo cual hace que su aplicación industrial sea muy atractiva. Por otra parte, es importante señalar que la flotación, en el tratamiento de sulfuros, es la operación metalúrgica más importante desde el punto de vista económico, debido a que es aquí donde se producen las mayores pérdidas del proceso extractivo, por lo cual la minimización de pérdidas de mineral valioso o de recuperación en la flotación es una tarea crucial y un desafío para la optimización del proceso minero en cuestión y la consiguiente obtención de mayores ingresos para la organización.

Es así como una de las causas de pérdida de recuperación de mineral valioso en flotación tiene relación con las características mineralógicas de la alimentación al proceso, las cuales muchas veces dificultan el tratamiento del mineral. Una de estas características corresponde al contenido de cobre soluble u oxidado, este cobre soluble, debido a su gran hidratación, no es posible colectarlo en el proceso y se pierde en la cola de flotación.

Sin embargo, a lo largo de los años se han desarrollado investigaciones con el fin de lograr concentrar cobre oxidado mediante flotación surgiendo el proceso de sulfidización como una alternativa. Este proceso consiste en la adición de reactivos que aportan iones S^{2-} y SH^- , los cuales, a través de su adsorción química, modifican la naturaleza físico-química de la estructura superficial de los minerales oxidados de cobre a través de la creación de un recubrimiento de sulfuro sobre ellos. Esto da como resultado una superficie menos hidrofílica sobre la cual es posible la adsorción de colectores y posterior flotación.

1.2 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La Planta Concentradora de la División Salvador de Codelco, a lo largo de los años, se ha visto enfrentada a varios problemas operacionales, siendo, en esta ocasión, la principal preocupación el hecho de que la recuperación global de cobre obtenida mediante la concentración de minerales por

el proceso de flotación es baja, alcanzando en promedio 75%, situación preocupante considerando que la recuperación está directamente relacionada con las ganancias del negocio de sulfuros al cual pertenece la Concentradora.

La baja recuperación de cobre experimentada en la Planta tienen su origen posiblemente en variadas causas tales como el hecho de que la Planta ha sufrido una reducción de disponibilidad de mineral en la alimentación producto de condiciones operacionales y geológicas relacionadas con el agotamiento de los yacimientos desde los cuales extrae los recursos minerales para alimentar el proceso extractivo, es por ello que el mineral procesado corresponde a una mezcla con aportes que provienen de distintos sectores, los cuales son dos rajos –Quebrada M y Campamento Antiguo- y cuatro sectores de la mina subterránea correspondiente a Inca Norte (IN), Inca Oeste (IW), Inca Central Oeste (ICO) e Inca Extensión Sur (IES), presentando así distintas características mineralógicas de las cuales las más relevantes están relacionadas con la ley de cobre y la cantidad de cobre soluble u oxidado presente en las especies. Además, destaca el hecho de que las especies minerales que se procesan provienen de zonas minerales con un alto contenido de pirita, llegando a 90% en algunas zonas, lo cual repercute en que el hierro que se presenta en el concentrado de cobre final sea de valores elevados.

Otra característica de las especies minerales que se alimentan a la concentradora es su alta razón de cobre soluble u oxidado (Kox.) como mezcla, llegando en el mes de abril de 2018 a valores de casi 15, considerando que los valores comunes de Kox. en flotación son de 3 a 4. Cabe señalar que el cobre soluble no flota y por lo tanto se pierde en la cola del proceso de flotación.

Por otra parte, las instalaciones de la Planta Concentradora de la división Salvador de Codelco datan de los inicios de sus operaciones, sin sufrir modernizaciones importantes a lo largo del tiempo. Por este motivo, el control del proceso productivo y modificación de éste o de las condiciones operacionales se ve dificultado por las limitaciones presentadas en las instalaciones y equipos, lo que va en desmedro de la aplicación de medidas para aumentar la recuperación en la flotación.

1.3 PROPUESTA DE TRABAJO

Dada todas las circunstancias expuestas, la Planta Concentradora de la división Salvador-CODELCO asumió el desafío de optimizar su proceso de concentración a través de la evaluación de alternativas

de recuperación de cobre soluble presente en el mineral alimentado al proceso de flotación colectiva de cobre molibdeno, esperando así aumentar la recuperación global de cobre y reducir los niveles de hierro presentes en el concentrado obtenido.

Ahora bien, la hipótesis de la investigación presentada a continuación hizo referencia a que la recuperación global de cobre en la Planta Concentradora de la división Salvador-CODELCO aumentará mediante la incorporación del proceso de sulfidización a la flotación primaria, a través de la contribución de la recuperación de cobre soluble sulfidizado a la recuperación de cobre sulfurado propia del proceso.

Es así como se procedió a la realización de pruebas con el reactivo sulfidizante Sulfhidrato de sodio (NaSH) por parte de la división, obteniendo resultados favorables [1], por lo cual se realizó esta investigación para optimizar el uso de esta sustancia y evaluar los nuevos requerimientos tanto de espumante como de cal mediante un diseño factorial de experimentos. Al mismo tiempo, se planteó una nueva opción para la sulfidización mediante la utilización de otro modificador específico como lo es el Metabisulfito de sodio y su optimización en cuanto al consumo de cal y espumante a través de otro diseño experimental.

En cuanto al trabajo realizado, la metodología de éste contempló las siguientes actividades:

- Recopilación de información teórica.
- Realización teórica de diseños factoriales de experimentos.
- Preparación de muestra compósito.
- Pruebas de cinética de molienda.
- Pruebas de flotación Rougher.
- Análisis de resultados de las pruebas de flotación Rougher.
- Optimización teórica y experimental de resultados.

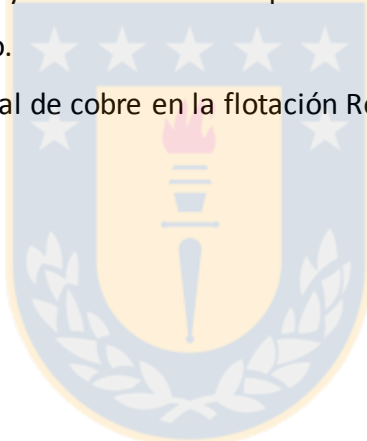
1.4 OBJETIVOS

1.4.1 Objetivo General

Aumentar la recuperación de cobre soluble en la flotación colectiva de cobre-molibdeno para así incrementar la recuperación de cobre total en la Planta Concentradora de la división Salvador-CODELCO.

1.4.2 Objetivos Específicos

- Evaluar el efecto del Sulfhidrato de Sodio y Metabisulfito de Sodio en las recuperaciones de cobre total, soluble e insoluble o sulfurado, además de su efecto en el hierro y molibdeno.
- Optimizar las variables de pH y dosificación de espumante con la utilización de Sulfhidrato de Sodio y Metabisulfito de sodio.
- Maximizar la recuperación total de cobre en la flotación Rougher.



CAPÍTULO 2. ANTECEDENTES

La memoria de título presentada se llevó a cabo en las instalaciones de la planta concentradora de la división Salvador de CODELCO, Chile.

2.1 ANTECEDENTES DE LA EMPRESA

Ver Anexo 1 “Antecedentes de la División Salvador, CODELCO Chile”.

2.2 ANTECEDENTES FUNDAMENTALES

2.2.1 Flotación de Minerales

La flotación es un proceso fisicoquímico de concentración de partículas minerales destinado a la separación de especies a través del uso de la adhesión selectiva de burbujas de aire a partículas valiosas hidrofóbicas minerales que repelen el agua de su superficie, formándose agregados partícula-burbuja que poseen una baja densidad aparente respecto de la pulpa y flotan sobre ella a través de una espuma formando un concentrado rico en el elemento valioso. Por su parte, las partículas no valiosas o ganga se eliminan mediante la cola o relave de flotación [2].

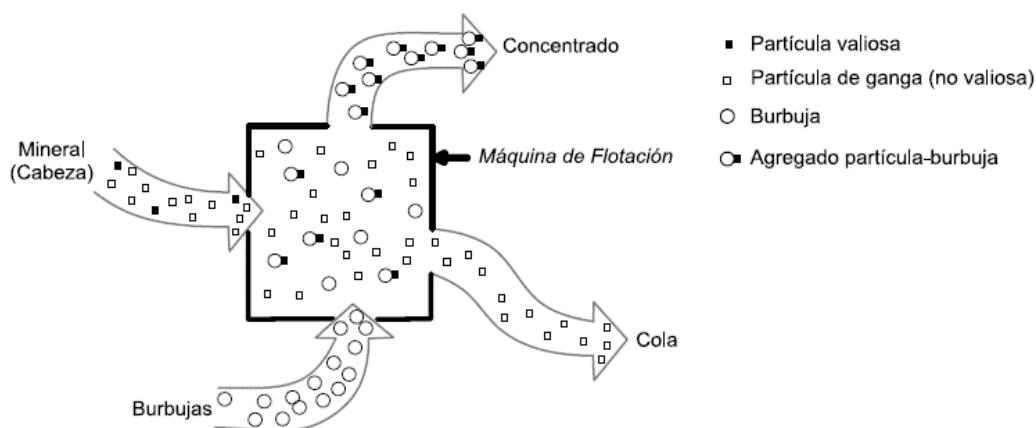


Figura 1. Representación del proceso de Flotación (Fuente: Gutiérrez, 2017)

Reactivos de flotación

El proceso de flotación se logra gracias a la acción de diferentes reactivos químicos específicos para el proceso, los cuales se dividen en colectores, espumantes y modificadores.

▪ *Colectores*

Los colectores son sustancias orgánicas conformadas por un anión o catión que posee una estructura integrada por una parte polar y otra apolar. La parte polar del ion se adsorbe en la superficie del mineral mientras que el extremo apolar, constituido por una cadena de hidrocarburos, queda orientada hacia la fase acuosa, dando así el carácter hidrofóbico a las partículas minerales. De esta forma las partículas minerales son capaces de repeler el agua y adherirse selectivamente a las burbujas de gas [3, 4].

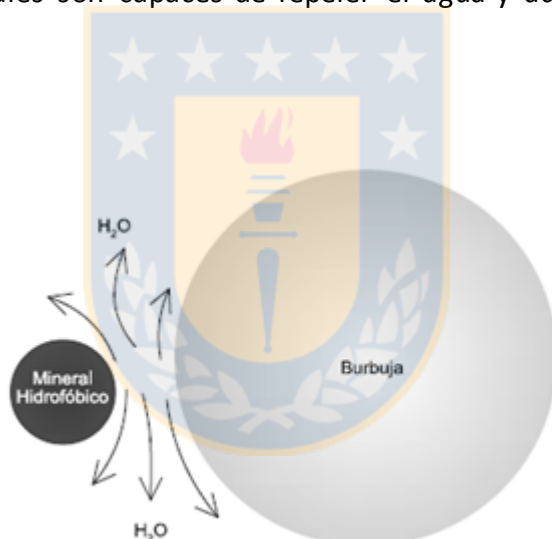


Figura 2. Adhesión selectiva de partícula hidrofóbica y burbuja de aire. (Fuente: Gutiérrez, 2017)

Existen diversos tipos de colectores, clasificándose en ionizables y no ionizables como el aceite y querosene. Dentro de los colectores ionizables se encuentran los catiónicos y aniónicos, dentro de éstos últimos existen los colectores del grupo sulfhidrilo y oxhidrilo. En el grupo sulfhidrilo o tiol se encuentran los xantatos, xantoformiatos, ditioposfatos y tionacarbamatos, mientras que en el grupo oxhidrilo se encuentran los oleatos, sulfatos y sulfonatos.

- *Espumantes*

Los espumantes son reactivos que, al igual que los colectores, están constituidos por una cabeza polar orientada hacia la fase líquida y una cola de hidrocarburos orientada hacia la fase gas. Estos reactivos permiten modificar las propiedades superficiales de las burbujas generadas al interior de las máquinas de flotación, disminuyendo así el tamaño de ellas y de esta forma lograr el incremento del área de contacto de la burbuja con la partícula mineral. Además, mediante la utilización de espumantes, se logra la estabilización de la espuma y la reducción del tiempo de inducción o tiempo mínimo necesario para romper el film líquido existente entre la partícula-burbuja hasta que se produzca adhesión entre ambas fases [3, 5-7].

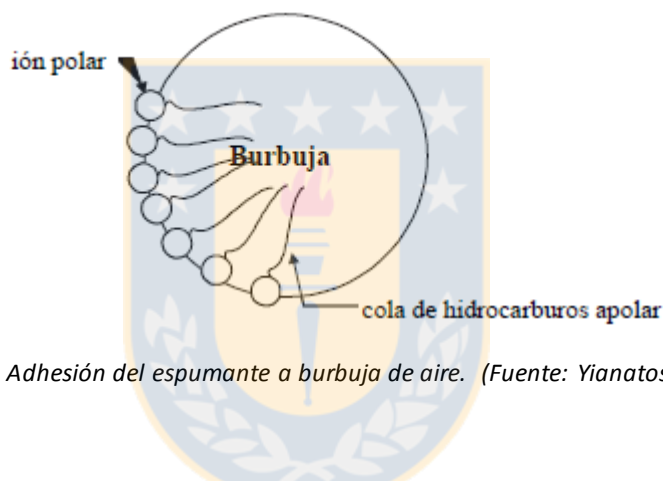


Figura 3. Adhesión del espumante a burbuja de aire. (Fuente: Yianatos, 2005)

En cuanto a su clasificación, los espumantes se agrupan en alcoholes -alifáticos, cíclicos y aromáticos- y glicoles. Los alcoholes permiten un buen control del tamaño de la burbuja mientras que los glicoles generan una espuma más estable que los primeros.

- *Modificadores*

Los modificadores tienen como función el cambio de las condiciones físico-químicas del sistema para mejorar la eficiencia del proceso de flotación. Es así como dentro de los reactivos modificadores se encuentran los dispersantes tanto orgánicos e inorgánicos, los depresantes inorgánicos y orgánicos, reactivos reguladores del pH, como lo son la cal y el ácido sulfúrico, y los activadores, dentro de los cuales se encuentran los reactivos sulfidizantes, surfactantes catiónicos, cationes polivalentes, entre otros [5].

Variables del proceso de Flotación

El proceso de flotación de partículas minerales involucra una serie de condiciones operacionales que pueden ser modificadas en pos de mejorar el proceso. Entre las variables que afectan la flotación están:

- *Granulometría de la mena*

Las partículas deben tener una distribución de tamaño tal que se promueva la flotación. Se ha observado que generalmente la recuperación disminuye con tamaños muy finos y muy gruesos, debido a que es difícil lograr un agregado partícula-burbuja estable en ambos casos.

- *Densidad de la pulpa o porcentaje de sólidos*

Esta variable en el proceso de flotación viene determinada desde la molienda y clasificación, afectando el tiempo de residencia del mineral en las distintas etapas del circuito de flotación y su capacidad. En general, en la flotación rougher se opera con un porcentaje de sólidos entre 30 y 45% en peso, en tanto que en las etapas de limpieza este porcentaje disminuye.

- *Aireación y acondicionamiento de la pulpa*

Un aspecto relevante es el acondicionamiento de los reactivos, que corresponde al tiempo necesario en que ellos están en contacto con la pulpa para actuar de forma óptima en el proceso, siendo necesario adicionar algunos de estos reactivos en la molienda, como por ejemplo la cal y otros reactivos se adicionan de forma directa al cajón de descarga de molinos, como lo es el caso de algunos colectores.

En cuanto a la aireación de la pulpa en la celda, ésta es una variable controlada generalmente por el operador de la planta, la cual permite la aceleración o retraso de la flotación en beneficio de la recuperación metalúrgica o de la ley del elemento útil.

- *Calidad de agua utilizada*

Es común en las plantas concentradoras que se utilicen mezclas de agua fresca con agua de proceso recuperada desde los espesadores para disminuir el consumo de agua fresca, el agua de recirculación contiene reactivos que pueden modificar la flotación.

- *pH*

El pH es la variable de control más utilizada en el proceso de flotación, ya que resulta fundamental en la recuperación y selectividad, así como, en la depresión de minerales como la pirita. En flotación de cobre el control de esta variable se realiza con cal.

- *Tiempo de residencia*

El tiempo de duración del proceso de flotación varía de acuerdo a las características que posee el material alimentado al proceso y a las variables que inciden también en éste. Es por ello que se hace necesario optimizar los circuitos de flotación a través de la determinación de los tiempos óptimos de residencia de partículas minerales en cada etapa para así mejorar la recuperación. Para esto se llevan a cabo pruebas cinéticas de flotación, para luego utilizar criterios para encontrar el tiempo de residencia óptimo de partícula en cada etapa involucrada en el circuito.

- *Tipo y dosificación de reactivos*

Como se mencionó anteriormente, los reactivos utilizados en el proceso pueden clasificarse en tres grandes tipos los cuales son colectores, espumantes y modificadores, cumpliendo distintas funciones en el proceso mejorando su eficiencia. Sin embargo, estos reactivos deben ser adicionados en una dosis adecuada ya que un exceso o déficit de éstos pueden alterar de forma perjudicial la concentración de minerales por flotación [8].

2.2.2 Flotación de Minerales Oxidados

A lo largo del tiempo la flotación ha sido un proceso de tratamiento por excelencia de minerales sulfurados de cobre, esto ya que los minerales oxidados son más difíciles de flotar, debido a la gran

hidratación de carbonatos, sulfatos y silicatos, producto de la interacción de las moléculas de agua con los sitios polares creados en las superficies de estos minerales durante su fractura. Como resultado de la adsorción de moléculas de agua en la superficie se forman grupos hidroxilo, provocando que esta superficie sea mucho más hidrofílica que la de los sulfuros, teniendo así una gran tendencia a reaccionar con las moléculas de agua, pasando a ser solubles y por lo tanto las burbujas de aire no se adhieren a estas superficies.

Por otra parte, la concentración de grupos hidroxilo en la superficie de minerales oxidados favorece la interacción con el medio promoviendo la formación de nuevas capas hidratadas, las cuales afectan considerablemente la humectación físico-química de la superficie del sólido y la naturaleza de la adsorción, creando condiciones desfavorables para la flotación. Cabe señalar que en la adsorción de colectores (interfase mineral /agua) es fundamental pasar de un estado hidrofílico a hidrofóbico para así lograr la flotación de minerales, siendo esta característica la que origina las mayores dificultades para flotar minerales oxidados, ya que la modificación de sus condiciones interfaciales es, en la mayoría de los casos, difícil de lograr.

Ahora bien, muchas veces los minerales tratados mediante flotación presentan especies oxidadas las cuales, como se mencionó, son solubles y por lo tanto son difíciles de concentrar mediante el proceso, trayendo como consecuencia una pérdida de recuperación. Debido a esto es que se han planteado alternativas en la industria minera para recuperar estas especies tales como el uso de colectores del tipo ácido graso, los cuales tienen el inconveniente de no ser muy selectivos en el proceso. Es así como la sulfidización se presenta como una de las mejores alternativas para recuperar estas especies [8,9].

Sulfidización de Minerales Oxidados de Cobre

La sulfidización de minerales oxidados de cobre corresponde a un proceso que consiste en la adición de reactivos que aportan iones S^{2-} y SH^- , los que modifican la naturaleza físico-química de la estructura superficial de los minerales oxidados de cobre a través de la creación de un recubrimiento de sulfuro sobre ellos, permitiendo la adsorción de colectores en la superficie de mineral, y su posterior flotación.

El objetivo principal del proceso de sulfurización es convertir la superficie de los minerales oxidados en sulfuros, dando como resultado una superficie menos hidrofílica, mediante la adsorción química del ion sulfuro. Las reacciones de sulfurización comúnmente se llevan a cabo en medio alcalino, donde la especie predominante es el ion bisulfuro HS^- , ya que en soluciones alcalinas las superficies de los minerales presentan un alto grado de hidratación.

En cuanto al proceso de sulfidización de óxidos de cobre, éste involucra tres etapas:

- Adsorción de iones sulfuro, con la correspondiente formación de sulfuro de cobre.
- Oxidación del sulfuro.
- Desorción de los compuestos oxidados por intercambio iónico.

En lo que se refiere a la adsorción de iones sulfuro sobre la superficie de las partículas de mineral oxidado, ésta es una reacción que se lleva a cabo en algunos minutos. Luego de esta adsorción física, se produce la reacción de cobre con óxido mediante la cual se forma una capa de sulfuro de cobre, mecanismo a través del que se lleva a cabo la activación superficial de las partículas [9].

Por su parte, para la ocurrencia de la etapa de oxidación del sulfuro existen dos alternativas, la primera corresponde a la oxidación de iones HS^- a través de adsorción física y la segunda está relacionada con la oxidación de la capa sulfuro de cobre producto de la primera reacción. También, los iones HS^- adsorbidos pueden ser oxidados con oxígeno atómico obtenido debido a la reducción de Cu^{+2} a Cu^+ óxido mediante la reducción de Cu^{+2} a nivel superficial. No se tiene claridad aún en cuanto a cual reacción de oxidación de sulfuro es la que prevalece ya que ambas son termodinámicamente factibles.

La oxidación del sulfuro es de considerable importancia en la sulfidización, ya que como el exceso de iones HS^- presentes en la solución actúa como depresante, la oxidación del sulfuro podría ser una manera de convertir el exceso de iones HS^- en otras especies con menor actividad depresora.

Dentro de los reactivos sulfurizantes se encuentra el sulfhidrato de sodio (NaSH), metabisulfito de sodio, sulfuro de sodio, sulfuro de amoníaco, entre otros. Estos reactivos generan una película sulfurada sobre la superficie de las partículas, haciendo que se comporten como mineral sulfurado para ser flotadas a través de la utilización de colectores y espumantes típicos para sulfuros de cobre, logrando así tratar con mayor efectividad minerales oxidados de cobre mediante flotación

convencional. En la práctica industrial se realiza para especies como malaquita, azurita, crisocola, brochantita, atacamita y cuprita.

De acuerdo a la figura 4 es posible observar que las especies predominantes a pH mayor a 7 son el HS^- y SO_4^{2-} , para valores de voltajes negativos y positivos respectivamente [9, 10].

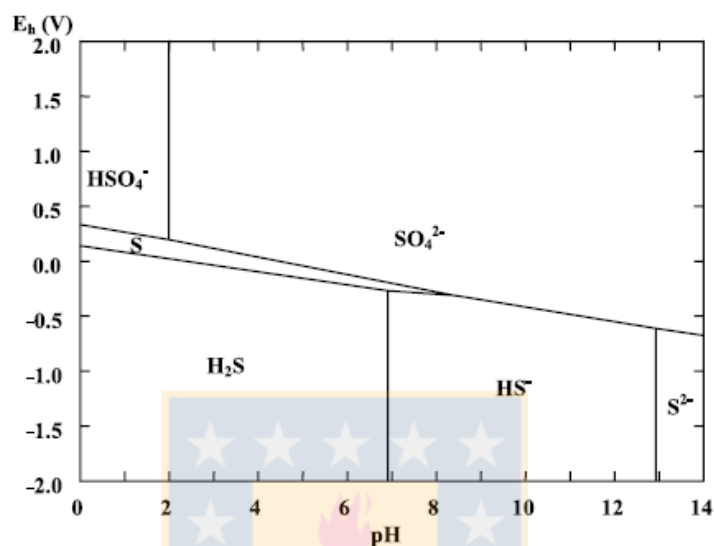


Figura 4. Diagrama Eh-pH para un sistema de agua y azufre con especies disueltas a 1M, 25°C y 1 bar de presión con inclusión de aniones de azufre y óxidos. (Fuente: Delgado, 2016)

2.2.3 Reactivos Específicos

Xantato 343

Este reactivo es un colector ionizable aniónico perteneciente al grupo sulfhidrilo. Corresponde a un Xantato Isopropílico de Sodio al 85%. Es un polvo amarillo a verde, de olor sulfurado y posee una gravedad específica de 0,8-0,825 g/mL.

Aero Promoter 3758

Este reactivo es un colector aniónico secundario del tipo xantoformiato compuesto por alcohol primario, polialquil xantógeno formiato, metil isobutil carbinol, una mezcla de alcohol alifático y

kerosén. Posee un color amarillo a amarillento marrón, se presenta en estado líquido y posee un olor acre de alcohol. Su gravedad específica es de 0,95-1,0 g/mL a 20 °C.

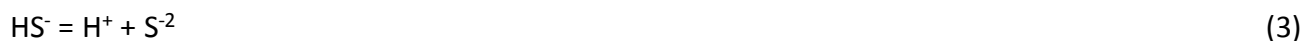
Cal

La cal corresponde a un reactivo usado en el proceso de flotación para regular el pH de la pulpa mineral tratada y depresar pirita. En las plantas industriales se utiliza la cal como lechada o hidróxido de Calcio (Ca(OH)_2), la cual se produce mediante la reacción energética de cal viva CaO con agua, producto de lo cual se forma cal apagada con liberación de calor y aumento de volumen del sólido debido a la hidratación de éste.

La lechada de cal es adicionada generalmente en los procesos de molienda y flotación selectiva.

Sulfhidrato de Sodio (NaSH)

Dentro de los reactivos sulfidizantes incorporados en los procesos productivos mineros, el más utilizado corresponde al NaSH y mediante su adición a una pulpa de flotación alcalina se producen las reacciones que se presentan a continuación:



El NaSH experimenta hidrólisis y disociación, dando lugar a la aparición de los iones OH^- , HS^- y S^{2-} en la pulpa, éstos reaccionan con la superficie del mineral, siendo el HS^- y S^{2-} los iones más activos a pH 7-8 como se muestra en la figura 5. Por su parte, el H_2S predomina en el rango ácido, siendo altamente tóxico, y la disociación del H_2S se produce a valores de pH comprendidos entre 7,0 y 13,9. Por otro lado, existe una gran tendencia a la producción de HS^- en el rango de pH de 8 a 11. Este

compuesto tiende a oxidarse rápidamente en pulpas oxigenadas, en donde diversos minerales ejercen acción catalítica para la oxidación.

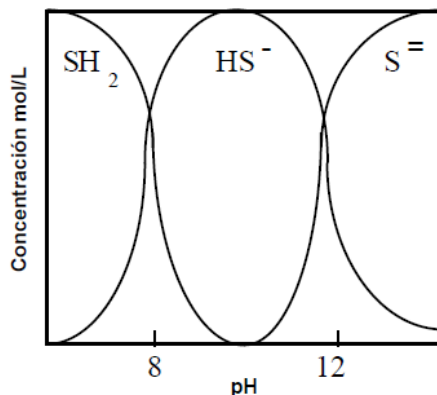


Figura 5. Especies formadas mediante disociación de NaSH a distintos pH. (Fuente: Gutiérrez, 2017).

Un exceso o déficit en la adición de NaSH puede ser perjudicial para el proceso de sulfidización, siendo fundamental el control tanto del pH como del potencial de pulpa en la operación.

Sin embargo, el NaSH adicionado correctamente al proceso, en cuanto a dosis, potencial y pH, permite obtener varios beneficios tales como la precipitación de iones disueltos en solución, desplazándolos como coloides para formar parte de los relaves; además, impide la oxidación de los sulfuros secundarios de cobre gracias a la formación de una capa de sulfuro de cobre que activa las superficies de estos y reduce la hidrofiliidad de la capa externa de minerales oxidados. [9-11]

En el Anexo 2 “Hoja de Seguridad de Sulhidrato de sodio” se detallan en profundidad las características de este reactivo.

Metabisulfito de Sodio

El Metabisulfito de sodio corresponde a un compuesto químico inorgánico con fórmula $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$. Su mecanismo de acción en solución acuosa, corresponde a la formación de tiosulfato mediante una reacción de oxidación, luego ocurre una nueva reacción de oxidación donde el tiosulfato formado se convierte en sulfato, liberando protones en el proceso, de acuerdo a las siguientes reacciones químicas [6,13]:



En el Anexo 3 “Hoja de Seguridad de Metabisulfito de sodio” se profundiza en las características de este reactivo sulfidizante.

Aerofroth 65

Este espumante es del tipo poliglicol completamente soluble en agua el cual produce una espuma más unificada o estable. Su color es entre blanco agua y pajizo y su gravedad específica es de 1,009 g/mL a 20 °C. Se usa en la flotación de todos los minerales sulfurados y no sulfurados. Es miscible con espumantes de alcohol en todas las proporciones, dosificándose en el rango de 5 a 100 g/t en la molienda o en el circuito de flotación [4].

Oreprep X- 133

Este espumante es una mezcla de alcoholes, aldehídos pesados, ésteres y glicoles. Posee un color paja a café y se presenta en estado líquido. Su gravedad específica es de 0,89-0,95 g/mL a 25 °C y se utiliza especialmente en la flotación de minerales de cobre-molibdeno.

En la Planta Concentradora de la división Salvador-CODELCO se utiliza una mezcla de los espumantes Aerofroth 65 Y Oreprep X-133, en una proporción de 80 y 20% v/v respectivamente [14].

2.2.4 Diseños Factoriales 2^k

Los diseños factoriales 2^k son métodos de investigación experimental que permiten la estimación separada de los efectos individuales y de los efectos de interacción de k factores en un programa experimental en que k factores varían simultáneamente en una secuencia cuidadosamente organizada de ensayos.

Un experimento factorial con k factores, cada uno a dos niveles, se conoce como un diseño de experimentos factorial 2^k . Consiste en 2^k ensayos, un ensayo por cada combinación de los niveles de los factores. Para identificar los diferentes ensayos se utilizan diferentes notaciones como se muestra en la tabla N°1, donde se designa a cada factor con una letra o un número mientras que los dos niveles o versiones de cada factor se señalan con los símbolos más(+) y menos(-). Normalmente, el signo menos corresponde a un nivel bajo y el signo más al nivel más alto. Cabe señalar que las pruebas se llevan a cabo en orden aleatorio. [5,15].

Tabla 1. Alternativas de notación para diseños factoriales 2^k .

Notación Ensayo N°	Geométrica			Clásica	Alternativa			Japonesa		
	A	B	C	A B C	A	B	C	A	B	C
1	-	-	-	1	0	0	0	1	1	1
2	+	-	-	a	1	0	0	2	1	1
3	-	+	-	b	0	1	0	1	2	1
4	+	+	-	ab	1	1	0	2	2	1
5	-	-	+	c	0	0	1	1	1	2
6	+	-	+	ac	1	0	1	2	1	2
7	-	+	+	bc	0	1	1	1	2	2
8	+	+	+	abc	1	1	1	2	2	2

(Fuente: Galexia, 2008)

Algoritmo de Yates

El algoritmo de Yates es un método que permite estimar los efectos de las variables involucradas en un diseño factorial, considerando los siguientes aspectos:

1. Un diseño factorial con repeticiones contiene $N=2^k$ ensayos. El algoritmo de Yates considera $2+k$ columnas, la primera de las cuales contiene la matriz del diseño de experimentos, es decir, los 2^k tratamientos escritos en orden estándar de Yates.
2. En la columna 2 se escribe el resultado correspondiente a cada tratamiento listado en la columna 1. Si el diseño se repitiese, se escribiría la media de los resultados obtenidos en las repeticiones de cada tratamiento.
3. En la mitad superior de la columna 3 se escriben en orden las sumas de *pares* consecutivos de la columna 2, es decir, el primero más el segundo, el tercero más el cuarto, y así sucesivamente.

En la mitad inferior de la columna 3 se introduce, en orden, las diferencias entre los mismos pares consecutivos observados antes, es decir, el segundo dato menos el primero, el cuarto menos el tercero, etc.

4. Las columnas 4, 5,..., k+2 se obtienen de la misma forma que la columna 3, es decir, obteniendo en cada paso sumas y diferencias de pares de la columna precedente en la forma descrita en la etapa 3.

5. Los resultados obtenidos en la última columna (columna k+2) se etiquetan con $g(T)$, $g(A)$, $g(B)$, $g(AB)$, etc. El primer valor $g(T)$ dividido por N da la media de todos los experimentos realizados. Las estimaciones de los efectos principales y de las interacciones se obtienen dividiendo cada $g(\dots)$ por $N/2$.

6. La suma de las respuestas individuales (columna 2) debe ser igual al primer número de la columna 6, $g(T)$.

7. La suma de los cuadrados de las cantidades de la columna 2 debe ser igual a la suma de los cuadrados de las cantidades de la columna k+2 dividida por $2k$.

8. Cada $g(\dots)$ en la última columna es igual a la suma de las observaciones con signo + menos las observaciones con signo -, cuando se utilizan las columnas de signos de la Tabla 2. Los correspondientes efectos estimados están dados por $g(\dots)/(N/2)$ [5,15].

En la tabla 3 se presenta el algoritmo anteriormente descrito:

Tabla 2. Tabla de signos para el cálculo de efectos de un diseño factorial 2^3 .

A	B	C	AB	AC	BC	ABC	Observación (Recuperación)
-	-	-	+	+	+	-	
+	-	-	-	-	+	+	
-	+	-	-	+	-	+	
+	+	-	+	-	-	-	
-	-	+	+	-	-	+	
+	-	+	-	+	-	-	
-	+	+	-	-	+	-	
+	+	+	+	+	+	+	

(Fuente: Galexia, 2008)

Tabla 3. Algoritmo de Yates.

A	B	C	2	3	4	5	Efectos estimados
-	-	-				=g(T)	Media
+	-	-				=g(A)	A
-	+	-				=g(B)	B
+	+	-				=g(AB)	AB
-	-	+				=g(C)	C
+	-	+				=g(AC)	AC
-	+	+				=g(BC)	BC
+	+	+				=g(ABC)	ABC

(Fuente: Galexia, 2008)

Además del algoritmo de Yates existen programas computacionales diseñados especialmente para analizar los resultados obtenidos a través de la realización de diseños factoriales como Design Expert, herramienta que se utilizó en el análisis de resultados de la investigación realizada.

2.2.5 Evaluación del Proceso de Flotación

Recuperación Metalúrgica

La recuperación corresponde a una medida de la eficiencia del proceso de flotación, que expresa el contenido de metal útil recuperado en el concentrado con respecto al contenido de metal útil en la alimentación, en términos de porcentaje, se expresa a través de la siguiente fórmula correspondiente a la recuperación física:

$$\%R = \frac{cC}{fF} * 100$$

El proceso de flotación puede ser representado a través de un balance metalúrgico como el que se presenta en la figura 6, con flujos de entrada y de salida, donde F , C y T equivalen a la masa de alimentación o de cabeza, concentrado y cola respectivamente, mientras que f , c y t corresponde a las leyes de alimentación, concentrado y cola en %, respectivamente.

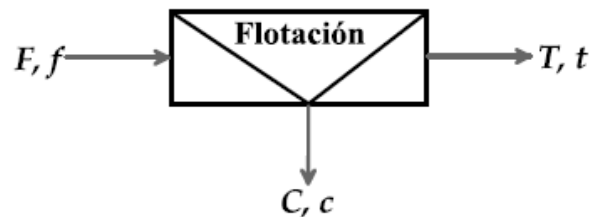


Figura 6. Representación del proceso de flotación mediante un balance metalúrgico. (Fuente: Gutiérrez, 2017)

Ahora bien, si se considera el balance de masa de gruesos se tiene que:

$$F = C + T$$

$$T = F - C$$

Mientras que para el balance de finos se tiene la siguiente expresión:

$$F \cdot f = C \cdot c + T \cdot t$$

Reemplazando T en el balance de finos se llega a:

$$F \cdot f = C \cdot c + (F - C) \cdot t$$

$$F \cdot f = C \cdot c + F \cdot t - C \cdot t$$

$$F \cdot (f - t) = C \cdot (c - t)$$

Finalmente, se obtiene la recuperación metalúrgica, en función de las leyes de concentrado, alimentación y relave, equivalente a:

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

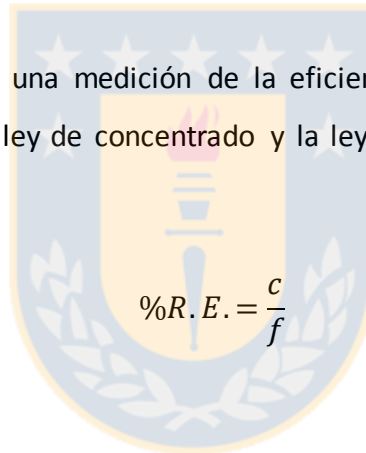
Recuperación en peso o másica

La recuperación en peso corresponde a una expresión del peso del concentrado con respecto al peso de la alimentación, en porcentaje.

$$\%Rp = \frac{C}{F} * 100$$

Razón de Enriquecimiento

La razón de enriquecimiento es una medición de la eficiencia del proceso de concentración y corresponde a la razón entre la ley de concentrado y la ley del elemento metálico valioso en la alimentación.



Razón de Concentración

La razón de concentración K es un parámetro que también mide la eficiencia del proceso metalúrgico y que permite obtener las toneladas de alimentación requeridas para obtener una tonelada de concentrado. Este parámetro aumenta con la ley del concentrado y es independiente de la recuperación [2, 16].

$$K = \frac{F}{C} = \frac{c - t}{f - t}$$

CAPÍTULO 3. DESARROLLO EXPERIMENTAL

3.1 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL DE ALIMENTACIÓN

El mineral utilizado en la realización de la investigación correspondió a un compósito, el cual estuvo compuesto por una mezcla de aportes de mineral proveniente de los distintos puntos de extracción que alimentaron a la Planta Concentradora en mayo de 2018, de acuerdo a la figura 7:

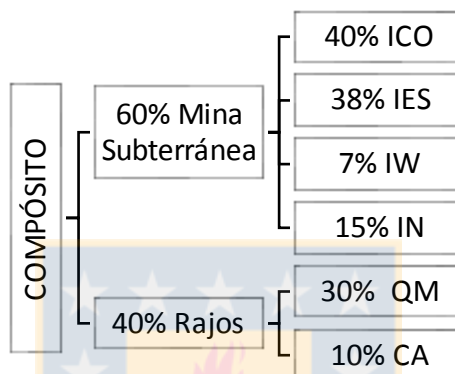


Figura 7. Composición de la alimentación según puntos de extracción. (Fuente: Elaboración propia).

En el Anexo 4 “Caracterización mineralógica de la alimentación” son presentadas las características mineralógicas del mineral de cada sector que formó parte de la alimentación.

Por otra parte, en cuanto al análisis químico de la alimentación, realizado a través del método de espectroscopia de absorción atómica, el contenido de las especies de interés se muestra en la tabla 4:

Tabla 4. Análisis químico del mineral de alimentación.

Cu (%)	Fe (%)	Mo (%)	CuCit (%)	K ox.
0,472	3,88	0,016	0,053	11,23

(Fuente: Laboratorio Químico CESMEC El Salvador, 2018)

Ahora bien, de acuerdo a la difracción realizada, las especies que constituyeron el mineral con el cual se realizó la investigación fueron los que se presentan en la tabla 5:

Tabla 5. Análisis de difracción de la alimentación.

Fase Mineral	Contenido (%)
Albita	41,4
Cuarzo	22,4
Muscovita	17,2
Caolinita	4,7
Calcita	2,95
Anhidrita	1,40
Ortoclasa	1,34
Biotita	1,30
Hematita	1,12
Alunita	0,96
Actinolita	0,89
Pirita	0,84
Yeso	0,77
Epidota	0,66
Rutilo	0,61
Clorita	0,41
Calcopirita	0,36
Magnetita	0,27
Molibdenita	0,21
Brushita	0,11
Calcocina	0,1
Bornita	0,054
Covelina	0,05

(Fuente: Laboratorio Químico CESMEC El Salvador, 2018)

Por otra parte, los sulfuros presentes en el mineral tratado fueron los que se presentan en la figura 8:

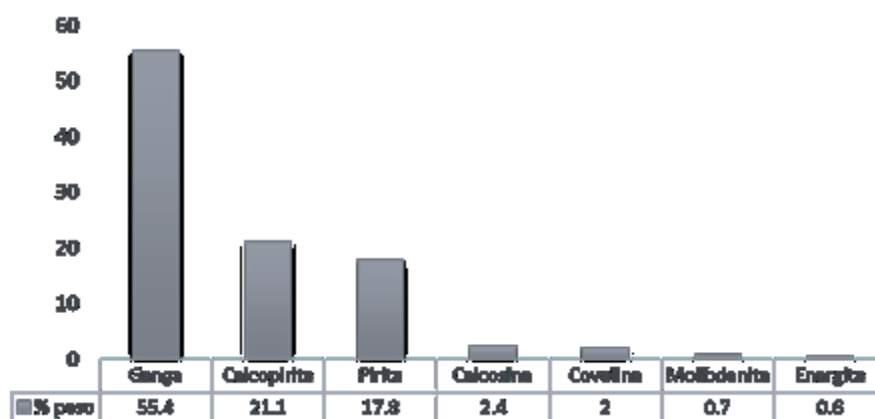


Figura 8. Análisis microscópico del mineral de alimentación. (Fuente: Laboratorio Químico CESMEC El Salvador, 2018)



Figura 9. Microscopías del compósito de alimentación. (Fuente: Laboratorio Químico CESMEC El Salvador, 2018)

3.2 METODOLOGÍA

La metodología de trabajo utilizada en la realización de la investigación involucró las siguientes etapas:

- Recopilación de información teórica.
- Realización teórica de diseños factoriales.
- Preparación de muestra compósito.
- Pruebas de cinética de molienda.
- Pruebas de flotación Rougher.
- Análisis de resultados de las pruebas de flotación Rougher.
- Optimización teórica y experimental de resultados.

3.2.1 Recopilación de información teórica

Esta etapa contempló una recopilación teórica tanto del funcionamiento de la Planta Concentradora, con énfasis en el proceso de flotación colectiva, como del proceso de sulfidización en sí. Además, se estudió la teoría de los diseños experimentales factoriales para su implementación en la investigación.

3.2.2 Realización de Diseños Factoriales

En cuanto a la elaboración teórica de diseños factoriales, se consideró la realización de dos diseños de 2^3 , uno para cada sulfidizante a utilizar (NaSH y Metabisulfito de sodio) con las mismas variables de pH y dosis de espumante para cada uno de acuerdo a los valores de la tabla 6:

Tabla 6. Variables previas de diseños experimentales.

NOTACIÓN	VARIABLE	NIVELES	
		-	+
A	pH	9,5	11,5
B	NaSH (g/ton)	*	*
C	MBS (g/ton)	*	*
D	Espumante (g/ton)	20	35

(Fuente: Elaboración propia)

*=a definir posteriormente tras la realización del desarrollo experimental de la investigación.

3.2.3 Preparación de muestra compósito

A través de los procedimientos de chancado, clasificación y homogeneización de minerales se realizó la preparación del compósito con aportes de los seis puntos de extracción que alimentaron a la Concentradora en mayo de 2018.

3.2.4 Pruebas de cinética de molienda

El objetivo de esta etapa fue obtener el tiempo de molienda necesario para replicar la granulometría obtenida en Planta tras la molienda, la cual fue de 23% +70#.

3.2.5 Pruebas de flotación Rougher

Estas pruebas contemplaron un set de pruebas de laboratorio incluyendo un barrido con NaSH y otro con Metabisulfito de sodio, utilizando las condiciones estándar e incorporando los reactivos

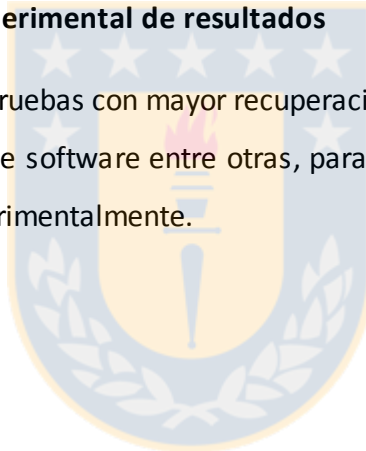
sulfidizantes adicionalmente. Además esta etapa consideró la realización de dos diseños experimentales con las condiciones de pH y espumante definidas previamente, junto con la incorporación de la dosificación óptima para cada sulfidizante.

3.2.6 Análisis de resultados de pruebas de flotación Rougher

Tras los resultados dados por el análisis químico se calcularon las recuperaciones por elemento, tanto de cobre total, soluble y sulfurado, como también de molibdeno y hierro, previo ajuste de los balances metalúrgicos. Además se calculó la recuperación másica o en peso, razón de enriquecimiento y de concentración para cada prueba realizada.

3.2.7 Optimización teórica y experimental de resultados

Luego se seleccionaron aquellas pruebas con mayor recuperación de la flotación Rougher y se realizó una optimización teórica mediante software entre otras, para luego realizar pruebas en laboratorio para verificar los resultados experimentalmente.



3.3 EQUIPAMIENTO

Los equipos utilizados en las pruebas fueron los que se presentan a continuación, agrupados de acuerdo a la etapa del proceso en la cual estuvieron insertos.

3.3.1 Chancado y clasificación

Esta etapa estuvo compuesta por un chancador de mandíbula, un chancador de cono y un harnero vibratorio.

El chancador de mandíbula correspondió a un equipo de reducción de tamaño de partículas minerales Labtech Essa, con un setting de descarga de 100% - $\frac{1}{4}$ " , mientras que el chancador de cono redujo el tamaño de las partículas a 100% -6 mm.

El Harnero vibratorio correspondió a un equipo SWECO que trabajó a 1.040 rpm con una malla de clasificación N°8, para lograr un 100% de mineral pasante.

En la figura 10 se presentan los equipos descritos anteriormente:



Figura 10. Montaje experimental de etapa de Chancado y Clasificación. De izquierda a derecha: Chancador de Mandíbula, Chancador de Cono y Harnero Vibratorio. (Fuente: Elaboración propia)

3.3.2 Distribución y Homogeneización

En esta etapa, para la distribución, se utilizaron dos formas de cuarteo que fueron el cortador de rifles y el cortador rotatorio, ambos Labtech Hebro, mientras que para la homogeneización se utilizó una betonera. En la figura 11 se presentan los equipos mencionados:



A



B



C

Figura 11. Cortador de rifles (A), cortador rotatorio (B) y betonera (C). (Fuente: Elaboración propia)

3.3.3 Molienda y clasificación

En esta etapa se utilizó un molino de bolas con dimensiones de 23,5 cm de largo y 20,5 cm de diámetro, con un collar de bolas conformado por 72 esferas con una distribución de tamaño de 1" y 1¼". Además se utilizó el equipo de clasificación de tamaño rotap, con un tiempo de uso de 15 minutos. En la figura 12 se presenta el molino de bolas y Rotap:



Figura 12. Molino de bolas de laboratorio (A) y Rotap (B). (Fuente: Elaboración propia)

3.3.4 Flotación Rougher

En esta etapa se usó una celda neumática de aireación forzada de 5,4 L de capacidad, provista de un regulador de revoluciones por minuto manual e indicador digital, junto con una perilla de inyección de aire con un flujo comprendido entre 0 y 25 L/min. El paletado se realizó de forma manual cada 10 segundos. Además, se realizó el control de potencial y pH usando un pH-metro y medidor de potencial con electrodo de platino, ambos WTW. En la figura 13 se presenta el montaje experimental de la flotación Rougher de laboratorio:



Figura 13. Montaje experimental de la flotación Rougher, provisto de celda de aireación forzada ESSA, timer, bandeja de recolección de concentrado e instrumentos de medición de potencial y pH.

3.3.5 Filtración y Secado

Se usaron filtros de acero inoxidable Labtech Hebro a los cuales fue posible aplicar una presión de aire comprendida entre 0 y 11 bar (160 psi), para así eliminar la humedad de la pulpa y obtener un queque filtrado. El tiempo de filtrado no se controló pues se determinó que la filtración se terminó cuando no se expulsó agua del filtro. Las muestras obtenidas de filtración fueron secadas en un horno Labtech Hebro a una temperatura de 105°C.

En la figura 14 se muestran los filtros y horno utilizado:



A



B

.Figura 14. Filtros a presión (A) y horno LabTech (B) (Fuente: Elaboración propia)

3.3.6 Pulverización

Para la preparación mecánica de las muestras se usó un pulverizador ESSA de anillos de la misma marca.

Además de todos los equipos mencionados anteriormente, cabe señalar que para el desarrollo experimental se utilizaron insumos tales como baldes, balanza, tamices, micropipetas, probetas, pissetas, matraces, entre otros elementos de laboratorio.

3.4 MONTAJE EXPERIMENTAL

El montaje experimental se resume en el diagrama de flujo de la figura 15, donde se presentan los procesos utilizados en laboratorio:

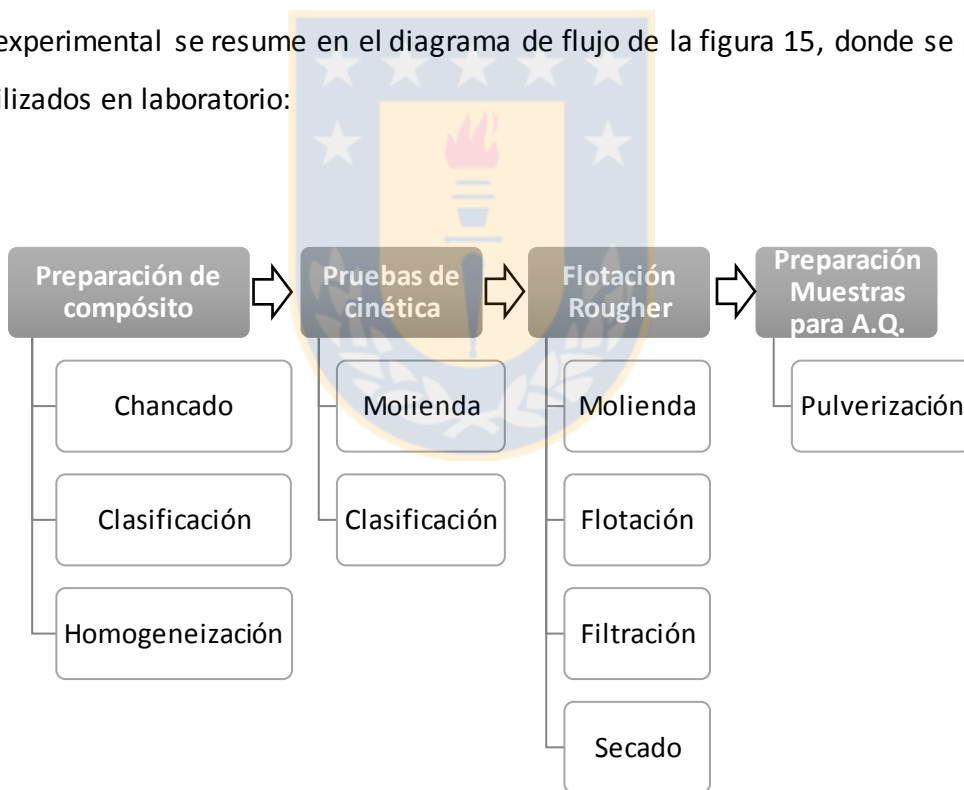


Figura 15. Diagrama de flujo resumen del montaje experimental de la investigación. (Fuente: Elaboración propia)

3.4.1 Preparación de muestras

La muestra se preparó a partir de:

- 100 kg de mineral de Campamento Antiguo.
- 50 kg de mineral de Quebrada M.
- 250 kg de mineral de la mina subterránea dividido en:
 - 100 kg desde ICO.
 - 50 kg desde IES.
 - 50 kg desde IN.
 - 50 kg desde IW.

Se redujo el tamaño de las muestras usando chancador de mandíbula y cono con clasificación intermedia hasta obtener 100% -8#.

Posterior a la reducción de tamaño y clasificación se procedió a formar el compósito con los aportes mencionados en la caracterización del mineral de alimentación. Esta mezcla se homogeneizó mediante una betonera.

Luego se secó una muestra de 100 g de compósito para calcular el porcentaje de humedad de la mezcla y así continuar con la realización de la distribución de éste en bolsas con un peso seco de 2.271,86 g para pruebas de flotación y 1.135,93 g para pruebas de cinética de molienda, incluyendo el porcentaje de humedad correspondiente.

3.4.2 Pruebas de cinética de molienda

Mediante la realización de las pruebas de cinética de molienda se buscó el tiempo óptimo para el cual se obtuvo una granulometría +23% 70#, correspondiente a la condición de operación en planta con un molino de bolas de laboratorio, deslamaje con un tamiz N°70 y Rotap para la clasificación.

Se preparó una pulpa mineral al 62% de sólidos en peso y se realizó la cinética de molienda determinando el tiempo óptimo por el método gráfico.

3.4.3 Pruebas de Flotación Rougher

Molienda

Obtenido el tiempo de molienda se molió el mineral, añadiendo 18 g/t del colector AERO 3758 a 1390 mL de agua 50/50 (compuesta por 50% de agua fresca y 50% de agua recuperada del espesador) en el molino de bolas junto con una cantidad de cal de 1,2 a 2,5 g como modificador de pH, según el valor de pH deseado para la flotación; además se agregó la dosis de espumante específica de cada prueba, el cual correspondió a una mezcla compuesta por 20% de espumante Orepreg 133 y 80% de Aerofroth 65, siendo esta mezcla la utilizada en planta. Finalmente se agregó la muestra compósito y se programó el timer con el tiempo de molienda obtenido. Completado este tiempo se procedió a lavar las bolas con agua y vaciar el molino para trasvasiar la pulpa a una celda de flotación de laboratorio de 5,4 litros.

Flotación Rougher

Tras la incorporación de la pulpa en la celda, se enrasó hasta obtener un 33% de sólido y se ajustó el pH con cal, luego se adicionó el sulfidizante 2 minutos antes de la dosis de 22 g/t de xantato 343, donde este último reactivo tuvo un período de acondicionamiento previo a la flotación de un minuto. Finalmente 10 segundos antes del inicio de la flotación se abrió la válvula de aire y se ajustó el timer para un tiempo de 11 minutos de flotación, donde cada 10 segundos se paleteó y cada un minuto, iniciado el proceso, se lavaron las paredes de la celda hasta completar la prueba.

Filtración, secado y pulverización

Se filtraron las colas y el concentrado separadamente y posteriormente se secaron y pesaron, rolearon, cuartearon y se separaron muestras para análisis químico.

3.4.4 Análisis químico y de resultados de pruebas de Flotación Rougher

A través del análisis químico realizado por CESMEC Ltda con el método de espectroscopia de absorción atómica se obtuvieron las leyes de las distintas corrientes involucradas en la flotación Rougher correspondientes a alimentación, concentrado y cola. Mediante estas leyes fue posible

calcular la recuperación de cobre obtenida en las distintas pruebas para las especies de interés, con los ajustes correspondientes, de tal forma de elegir aquellas dosificaciones con mayor recuperación de cobre soluble y total e incorporarlas en los diseños experimentales de tal forma de evaluar las mejores alternativas para así optimizarlas tanto teórica como experimentalmente.

3.5 DEFINICIÓN DE VARIABLES

Las variables evaluadas en la realización de la investigación estuvieron enfocadas en el análisis de la recuperación de cobre soluble alcanzada mediante la combinación de éstas, a fin de incrementar la recuperación del elemento metálico de interés. Las variables estudiadas fueron las siguientes:

3.5.1 pH

El pH es una variable de gran relevancia para la recuperación y selectividad del proceso de concentración metalúrgica por flotación, por lo tanto es la variable de control más utilizada, en rangos de pH definidos los reactivos de flotación operan de mejor manera y se logra la depresión de especies no deseadas en el concentrado. Este control se realiza a través de la adición de cal, la cual tiene la particularidad de que, además de modificar el pH, permite la depresión de la pirita la cual es la principal ganga sulfurada, mediante la creación de un recubrimiento de iones calcio sobre la superficie de las partículas de pirita.

3.5.2 Tipo y dosificación de reactivos

Los reactivos deben ser adicionados en una dosis adecuada ya que un exceso o déficit en su adición pueden alterar de forma perjudicial el proceso de concentración de minerales. Por otra parte, en lo que tiene que ver a los tipos de reactivos utilizados en el proceso, se tienen a los modificadores, que alteran las propiedades físico-químicas de las partículas y a esta categoría pertenecen los sulfidizantes evaluados en esta investigación, tanto en tipo (NaSH y Metabisulfito de Sodio) como en dosificación.

3.6 DEFINICIÓN DE PARÁMETROS

Los parámetros de pH y dosificación de espumante de los diseños factoriales fueron definidos en rangos extremos en cuanto a la operación actual, teniendo en cuenta también valores en los cuales se lograra una acción eficaz y eficiente de los distintos reactivos involucrados y el punto medio resultara contener los parámetros de la prueba patrón de laboratorio. La dosificación de los sulfidizantes, en los barridos, se estableció de acuerdo a experimentaciones previas realizadas en la división y, para el caso de los diseños experimentales, con los resultados de las dosis óptimas de recuperación de cobre soluble y total arrojadas por los barridos. Los parámetros usados se presentan en la tabla 7:

Tabla 7. Definición de parámetros utilizados en las pruebas de flotación.

Variable	Parámetro
pH	9,5
	10,5
	11,5
Sulfidizantes	Sulfhidrato de Sodio (NaSH) (g/t)
	10
	40
	80
	150
	Metabisulfito de Sodio (g/t)
	50
	75
	100
	150
Espumante (AF-65/X-133 80/20% v/v) (g/t)	20
	28
	35

(Fuente: Elaboración propia)

3.7 CONDICIONES EXPERIMENTALES

Para la realización de las pruebas experimentales se mantuvieron las condiciones de laboratorio y se incorporaron los reactivos con 3 minutos de acondicionamiento previo a la flotación. Sólo en los diseños experimentales se modificó la dosificación de espumante y pH. Las condiciones experimentales usadas se presentan en la tabla 8:

Tabla 8. Condiciones experimentales de pruebas de laboratorio.

Condición Experimental	Valor
Granulometría de descarga chancado	100% -8#
Granulometría de alimentación a flotación	23% +70#
Xantato 343 (g/t)	22
Colector Aero-Promoter 3758 (g/t)	18
pH	10,5
Tiempo de molienda (min)	21,33
% Sólidos molienda (%)	62
Tiempo de flotación (min)	11
% sólidos en flotación (%)	33
Agitación de la celda ESSA (rpm)	603
Flujo de aire (L/min)	10
<i>Puntos de adición de reactivos</i>	
Xantato 343	celda
Cal	celda y molino
Aero Promoter 3758	molino
Espumante	molino
Sulfidizantes (NaSH y Metabisulfito de Sodio)	celda
<i>Tiempo de acondicionamiento de reactivos (antes del inicio de la flotación)</i>	
Xantato 343 (minutos)	1
NaSH (minutos)	3
Metabisulfito de Sodio (minutos)	3

(Fuente: Elaboración propia)

3.8 PROGRAMA DE PRUEBAS

El programa de pruebas contempló pruebas de cinética de molienda, dos barridos experimentales, uno con NaSH y otro con Metabisulfito de Sodio y dos diseños factoriales, uno para cada sulfidizante.

3.8.1 Pruebas de cinética de molienda

Mediante la realización de esta prueba se trabajó en la búsqueda del tiempo de molienda para posteriormente realizar la flotación Rougher, se definieron 3 puntos experimentales cualquiera con diferencias iguales de tiempo. Las pruebas de cinética de molienda se presentan en la tabla 9:

Tabla 9. Pruebas de cinética de molienda.

Prueba	Tiempo de molienda (min)
1	8
2	10
3	12

(Fuente: Elaboración propia)

3.8.2 Prueba Estándar

La prueba estándar correspondió a la prueba realizada periódicamente en el Laboratorio Metalúrgico Sulfuros de la Concentradora para evaluar la recuperación diaria de cobre, que sirvió como referencia o patrón para los resultados de las demás pruebas realizadas. Las condiciones se muestran en la tabla 10:

Tabla 10. Condiciones prueba estándar o patrón.

Prueba	pH	AP 3758 (g/t)	XA-343 (g/t)	Espumante (g/t)
Estándar	10,5	18	22	28

(Fuente: Elaboración propia)

3.8.3 Barrido con NaSH

En este barrido experimental se mantuvieron las condiciones operacionales estándar, pero se incorporó antes de la flotación NaSH como reactivo sulfidizante a distintas dosis, para así encontrar la dosificación con mayor recuperación de cobre soluble en relación con la prueba estándar. En la tabla 11 se muestran las condiciones de las pruebas:

Tabla 11. Pruebas de barrido con NaSH.

Prueba	NaSH (g/t)
1	10
2	40
3	80
4	150

(Fuente: Elaboración propia)

3.8.4 Barrido con Metabisulfito de Sodio

Al igual que en el barrido experimental con NaSH, se mantuvieron las condiciones operacionales estándar, pero en este caso se incorporó antes de la flotación Metabisulfito de sodio como reactivo sulfidizante a distintas dosis. En la tabla 12 se muestran las condiciones de dosificación de las pruebas:

Tabla 12. Pruebas de barrido con MBS.

Prueba	MBS (g/t)
1	50
2	75
3	100
4	150

(Fuente: Elaboración propia)

3.8.5 Diseño Factorial con NaSH

Las dosis óptimas de NaSH, obtenidas mediante la realización del barrido experimental, fueron incorporadas en un diseño factorial, el cual incluyó además variaciones de espumante y pH. Estas condiciones se presentan en la tabla 13:

Tabla 13. Pruebas de Diseño Factorial con NaSH.

Prueba	pH	NaSH (g/t)	Espumante (g/t)
D.E.N.1	9,5	10	20
D.E.N.2	11,5	10	20
D.E.N.3	9,5	40	20
D.E.N.4	11,5	40	20
D.E.N.5	9,5	10	35
D.E.N.6	11,5	10	35
D.E.N.7	9,5	40	35
D.E.N.8	11,5	40	35

(Fuente: Elaboración propia)

3.8.6 Diseño Factorial con Metabisulfito de Sodio

Para el caso del MBS, se optimizó su dosificación mediante la incorporación en un diseño factorial, en cuanto a las mayores recuperaciones de cobre total, considerando además variaciones de espumante y pH. Las condiciones de las pruebas se presentan en la tabla 14:

Tabla 14. Pruebas de Diseño Factorial con MBS.

Prueba	pH	MBS (g/t)	Espumante (g/t)
D.E.M.1	9,5	75	20
D.E.M.2	11,5	75	20
D.E.M.3	9,5	100	20
D.E.M.4	11,5	100	20
D.E.M.5	9,5	75	35
D.E.M.6	11,5	75	35
D.E.M.7	9,5	100	35
D.E.M.8	11,5	100	35

(Fuente: Elaboración propia)

3.8.7 Pruebas de optimización de recuperación de cobre

Estas pruebas no fueron definidas previamente sino que se determinaron con el transcurso de la investigación, de acuerdo a los mejores resultados obtenidos en cuanto a la recuperación de cobre soluble y cobre total.

CAPÍTULO 4. RESULTADOS

4.1 PRUEBAS DE CINÉTICA DE MOLIENDA

Los resultados de las pruebas de cinética se presentan en la tabla 15 y figura 20:

Tabla 15. Resultados de pruebas de cinética de molienda.

Tiempo (min)	+70# (g)	+70# (%)
8	370,7	32,63
10	285,3	25,12
12	208,6	18,36

(Fuente: Elaboración propia)

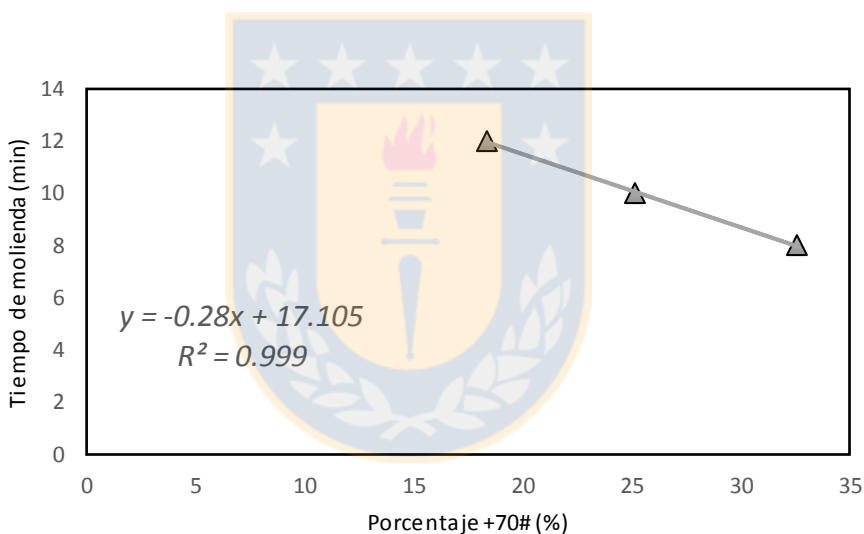


Figura 16. Gráfico de tiempo de molienda en función del porcentaje retenido en la 70#. (Fuente: Elaboración propia)

Obtención tiempo de molienda:

$$y = -0,28 * 23 + 17,105$$

$$y = 10,665$$

$$\underline{2y = 21,33}$$

Al realizar el análisis de esta prueba, mediante los resultados obtenidos en la tabla 15, con una alimentación simple de 1135,93 gramos, correspondiente al 100%, se obtuvo el tiempo de molienda

requerido a través de la obtención de la función tendencia de la gráfica presentada en la figura 16. En esta gráfica, “x” correspondió al porcentaje retenido en 70# e “y” al tiempo de molienda, de tal forma que para un x=23% se obtuvo un tiempo de 10,665 minutos, al igual que con la utilización de la función tendencia de Excel. Cabe señalar que como se realizaron las pruebas con un peso simple, el tiempo obtenido se duplicó para obtener el tiempo doble o de molienda para flotación, siendo así finalmente este tiempo de 21,33 minutos (2y), equivalente a 21 minutos con 20 segundos.

Cabe destacar que el método utilizado corresponde al procedimiento realizado por el Laboratorio de la división Salvador-CODELCO.

4.2 PRUEBA ESTÁNDAR

Los resultados de la prueba estándar o patrón se presentan en las tablas 16 y 17:

Tabla 16. Resultados de recuperación de prueba estándar.

PRUEBA	RECUPERACIONES (%)					
	CuT	Fe	Mo	CuS-cit	Cu ins.	Másica
Estándar	80,71	32,16	68,22	32,14	85,43	7,20

(Fuente: Elaboración propia)

Tabla 17. Resultados de razón de enriquecimiento por elemento y razón de concentración (k) de prueba estándar.

PRUEBA	RAZÓN DE ENRIQUECIMIENTO					K
	CuT	Fe	Mo	CuS-cit	Cu ins.	
Estándar	11,20	4,46	9,47	4,46	11,86	1.387,96

(Fuente: Elaboración propia)

Esta prueba sirvió como referencia para el análisis de los resultados obtenidos en las pruebas realizadas en la investigación.

4.3 BARRIDO CON NASH

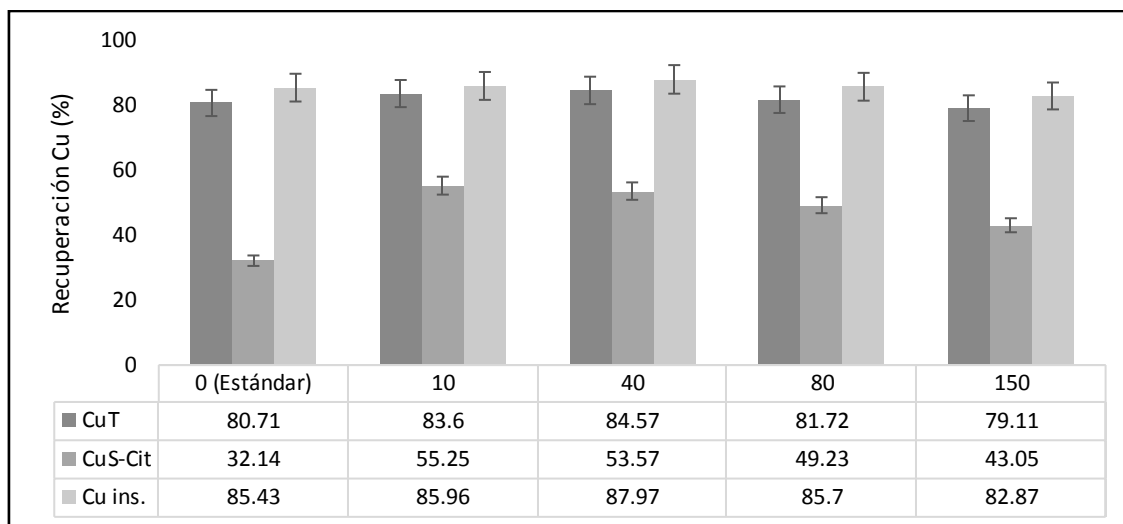


Figura 17. Recuperación de cobre total, soluble e insoluble a distintas dosis de NaSH. (Fuente: Elaboración propia)

Según los resultados de recuperación de cobre soluble y total mostrados comparativamente junto con los resultados de la prueba estándar en la figura 17, se observa que se produjo un aumento en las recuperaciones, donde las dosis que presentaron una mayor recuperación de cobre soluble fueron las de 10 y 40 g/t de NaSH, con aumentos de recuperación de 23,11 y 21,43% respectivamente, en comparación con los resultados obtenidos en la prueba estándar o patrón de la tabla 16. La recuperación de cobre total también aumentó 2,89% y 3,86%, con las dosis de 10 y 40 g/t del reactivo respectivamente para los mejores ensayos. Sin embargo, el NaSH no generó variaciones considerables en la recuperación de cobre sulfurado excepto a 40 g/t. Cabe mencionar que a dosis mayores a 80 g/t como lo es 150 g/t la recuperación de cobre total y sulfurado disminuyó, es decir, se depresó cobre.

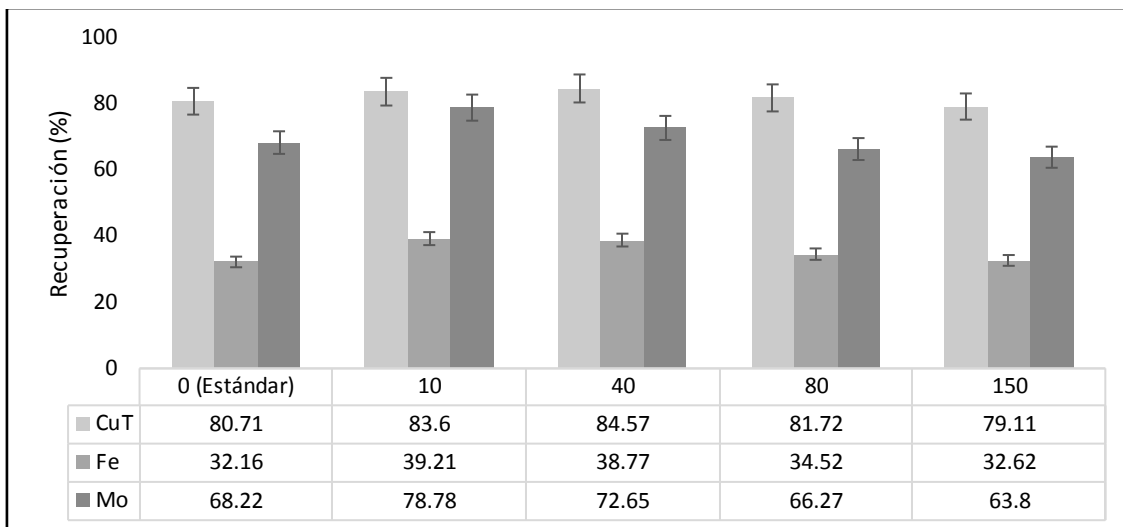


Figura 18. Recuperación de cobre total, hierro y molibdeno a distintas dosis de NaSH. (Fuente: Elaboración propia)

En lo que respecta a los demás elementos de interés colectados en los barridos experimentales, como se observa en la figura 18 el molibdeno presentó un incremento en su recuperación mediante la utilización de NaSH con 10 y 40 g/t, mientras que con dosis mayores tales como 80 y 150 g/t, la recuperación de molibdeno disminuyó con respecto a la prueba patrón. Se obtuvo un aumento de recuperación de hierro con respecto a la prueba estándar con todas las dosis, pero ésta disminuyó a medida que se incrementó la dosificación del reactivo.

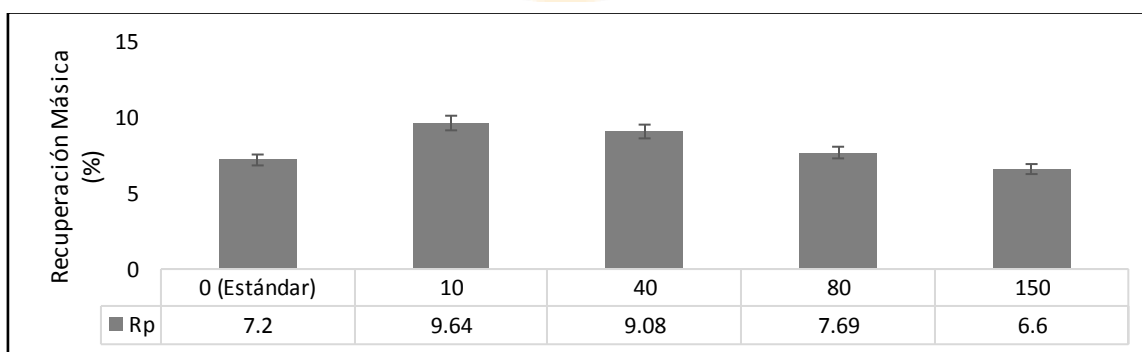


Figura 19. Recuperación másica o en peso a distintas dosis de NaSH. (Fuente: Elaboración propia)

La recuperación másica con la utilización de NaSH disminuyó a medida que la dosis del reactivo aumentó, como se muestra en la figura 19. Sin embargo, al comparar estas recuperaciones con la de la prueba estándar, en todos los casos se obtuvieron valores mayores excepto a 150 g/t.

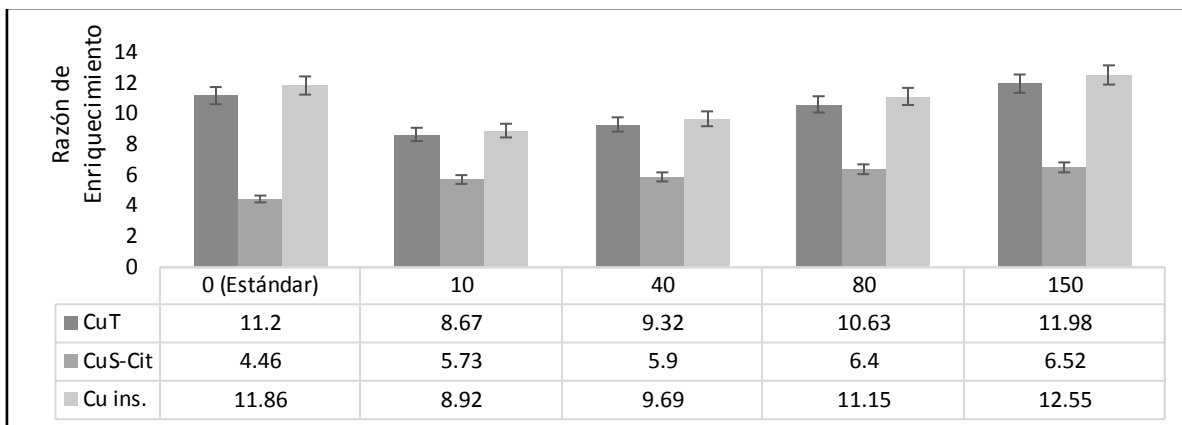


Figura 20. Razones de enriquecimiento de cobre total, soluble e insoluble a distintas dosis de NaSH. (Fuente: Elaboración propia)

Según la figura 20, la razón de enriquecimiento de cobre soluble en el concentrado aumentó en conformidad con el incremento de la dosificación del reactivo, mientras que el cobre total disminuyó excepto a 150 g/t del reactivo; indicando así que a mayores dosis de NaSH se obtuvo un concentrado más rico en cobre soluble, sin embargo a dosis menores a 150 g/t el concentrado fue más sucio con respecto a las impurezas presentes en él al analizar el cobre total.

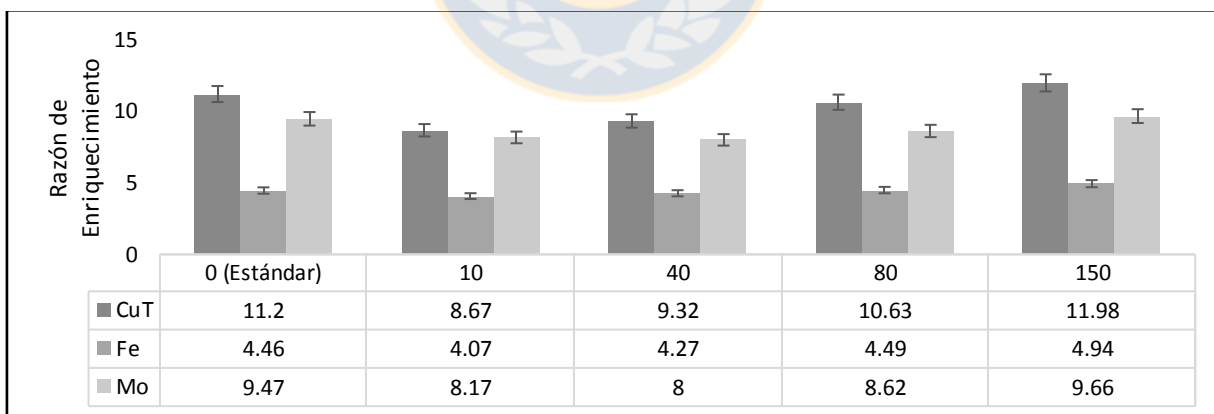


Figura 21. Razones de enriquecimiento de cobre total, hierro y molibdeno a distintas dosis de NaSH. (Fuente: Elaboración propia)

Como se observa en la figura 21, tanto el hierro como el molibdeno disminuyeron en el concentrado en dosis menores a 150 g/t de NaSH, dosificación donde la razón de enriquecimiento de ambos elementos fue mayor a la estándar.

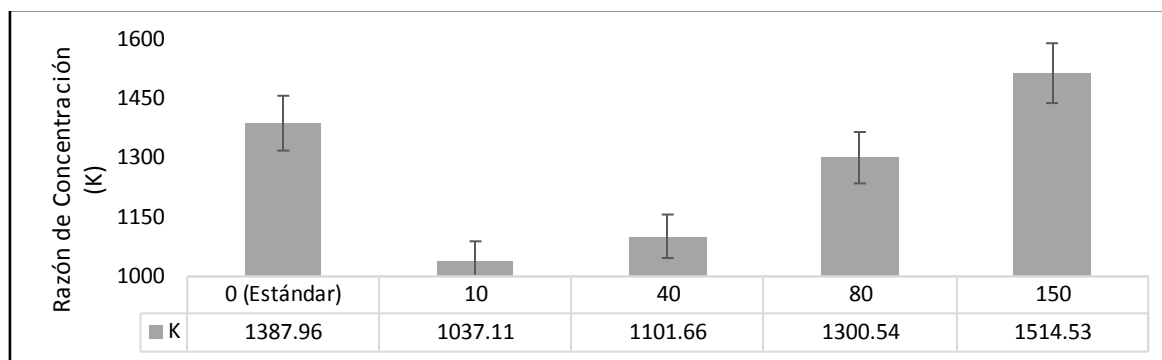


Figura 22. Razones de Concentración a distintas dosis de NaSH. (Fuente: Elaboración propia)

De acuerdo a la figura 22, las razones de concentración obtenidas fueron menores a la prueba patrón, la excepción correspondió a 150 g/t de NaSH donde aumentó K. Cabe señalar que al analizar las razones de concentración de la prueba de 40 g/t de NaSH ésta disminuyó en 286,3 puntos.

4.4 BARRIDO CON METABISULFITO DE SODIO

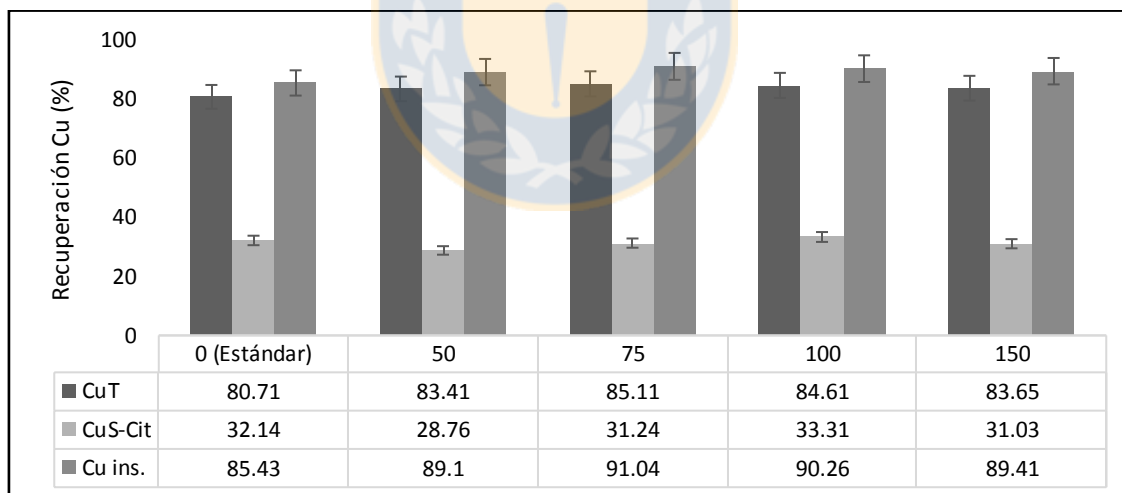


Figura 23. Recuperación de cobre total, soluble i insoluble a distintas dosis de MBS. (Fuente: Elaboración propia)

En los resultados de recuperación de cobre soluble obtenidos a través del barrido experimental realizado con MBS de la figura 23, no se observaron incrementos con respecto a la prueba patrón. Sin embargo, la recuperación de cobre total si aumentó, con incrementos en las mejores pruebas de 4,4 y 3,9%, con las dosificaciones de 75 y 100 g/t respectivamente. Cabe destacar que el aumento

de recuperación de cobre total que produjo el MBS tuvo su causa en el hecho de que este reactivo incrementó la recuperación de cobre sulfurado o insoluble.

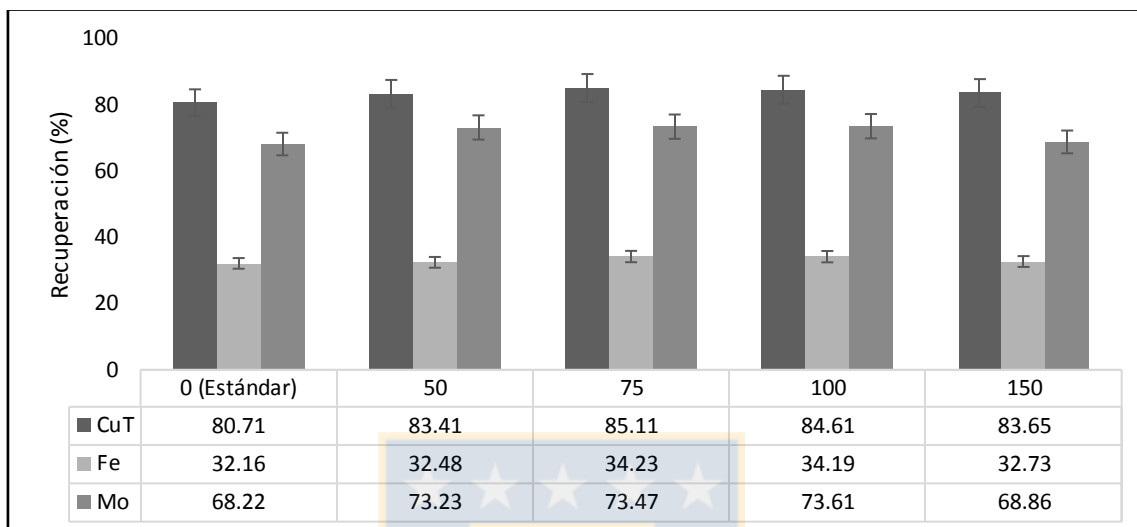


Figura 24. Recuperación de cobre total, hierro y molibdeno a distintas dosis de MBS. (Fuente: Elaboración propia)

En la figura 24 se observa que el molibdeno también presentó un incremento en su recuperación con la adición de MBS. En el caso del hierro se obtuvo un aumento de recuperación con todas las dosis, incremento que fue menor que con el uso de NaSH.

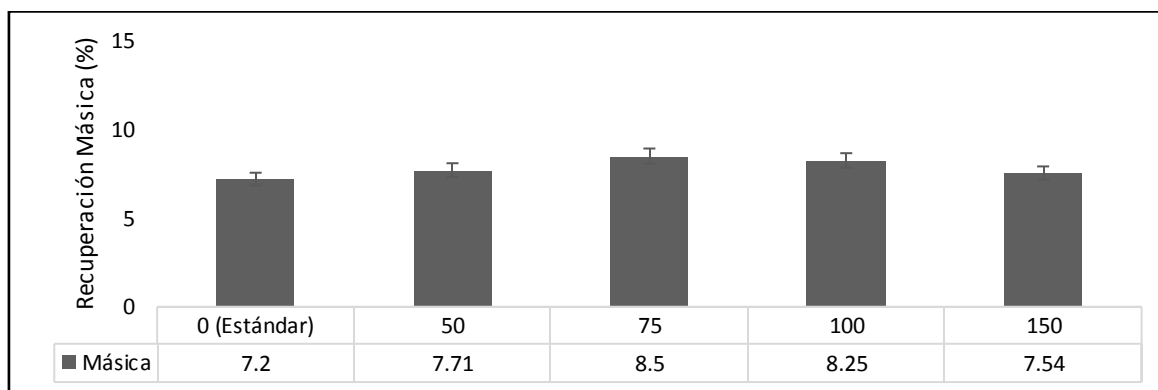


Figura 25. Recuperación másica o en peso a distintas dosis de MBS. (Fuente: Elaboración propia)

Como se observa en la figura 25, la recuperación másica en todos los casos fue mayor a la recuperación másica estándar, teniendo un aumento hasta los 75 g/t, luego comenzó a disminuir.

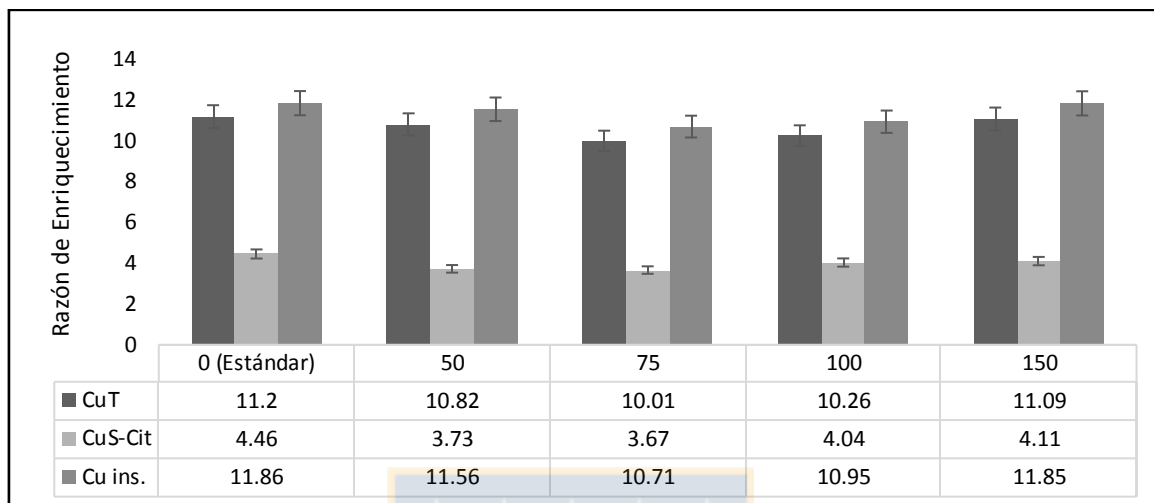


Figura 26. Razones de enriquecimiento de cobre total, soluble e insoluble a distintas dosis de MBS. (Fuente: Elaboración propia)

Según la figura 26, las razones de enriquecimiento de cobre soluble, con el uso de MBS, disminuyeron con respecto a la prueba patrón, el cobre total también experimentó una disminución en esta materia.

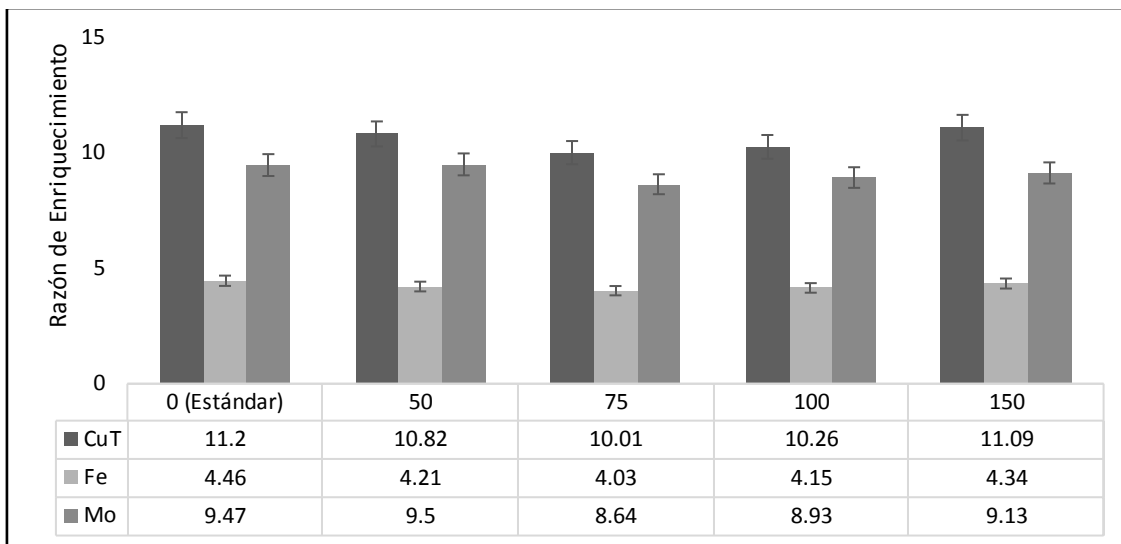


Figura 27. Razones de enriquecimiento de cobre total, hierro y molibdeno a distintas dosis de MBS. (Fuente: Elaboración propia)

La figura 27 muestra que las razones de enriquecimiento de cobre total, hierro y molibdeno, con el uso de MBS, disminuyeron con respecto a la prueba patrón, dándose la tendencia de una disminución de hierro hasta 75 g/t para luego incrementarse en el concentrado, lo mismo ocurrió con el molibdeno.

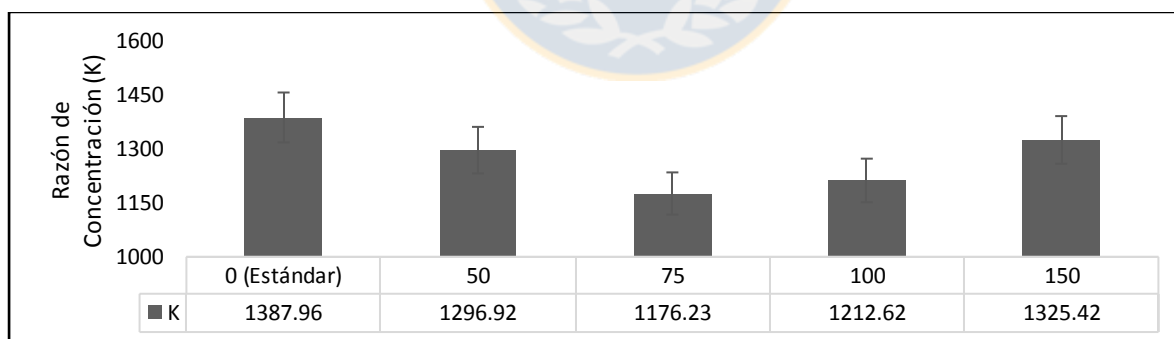


Figura 28. Razón de concentración a distintas dosis de MBS. (Fuente: Elaboración propia)

Según la figura 28, las razones de concentración obtenidas con MBS fueron menores a la estándar, observándose una disminución hasta los 75 g/t y luego se incrementó. Con 75 g/t de MBS, la razón de concentración disminuyó en 211,73 en comparación a la prueba patrón.

4.5 DISEÑO EXPERIMENTAL CON NaSH

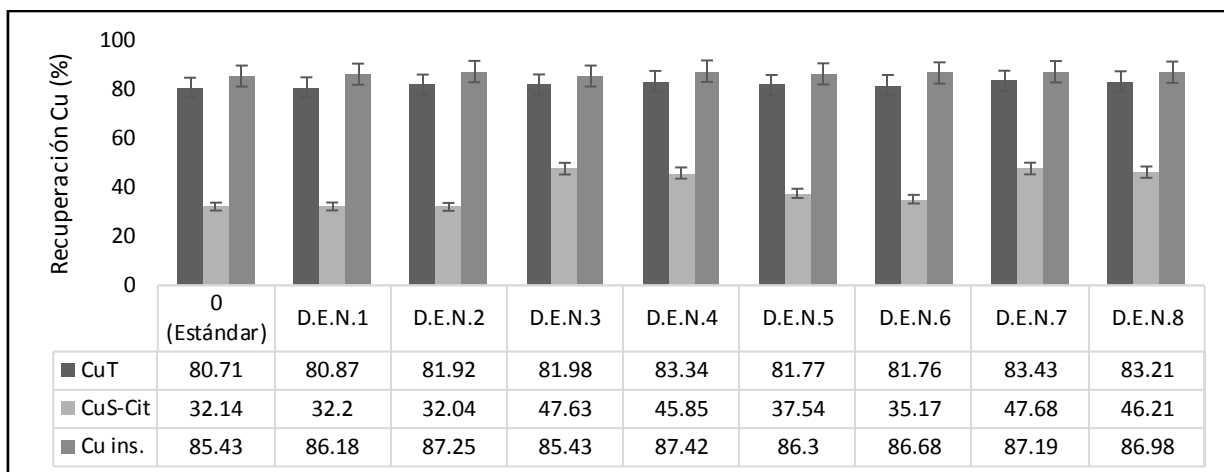


Figura 29. Recuperación de cobre total, soluble e insoluble de las pruebas del diseño experimental con NaSH y prueba estándar. (Fuente: Elaboración propia)

La figura 29 muestra que las pruebas con mejores recuperaciones de cobre soluble fueron D.E.N.3 y D.E.N.7, donde la recuperación de cobre oxidado aumentó en 15,49 y 15,54% respectivamente, la recuperación de cobre total se incrementó en 1,27 y 2,72% en comparación a la prueba patrón.

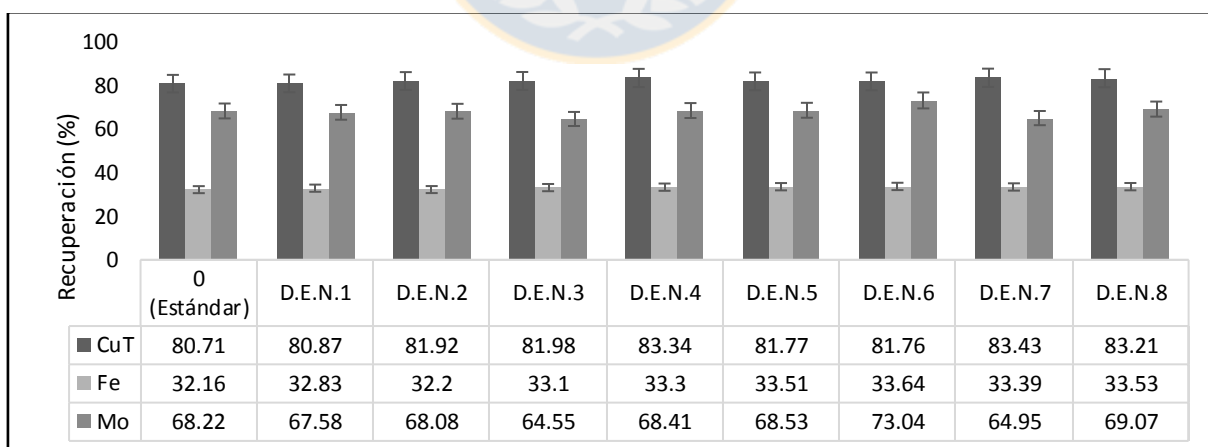


Figura 30. Recuperación de cobre total, hierro y molibdeno de las distintas pruebas del diseño factorial con NaSH y prueba estándar. (Fuente: Elaboración propia)

La figura 30 muestra que aumentó la recuperación de cobre total y hierro en todas las combinaciones del diseño experimental con NaSH. No ocurrió lo mismo con la recuperación de molibdeno, donde en D.E.N.3 y 7 disminuyó, por lo que se descartaron como pruebas óptimas y el D.E.N.4 surgió como la mejor opción al incrementar la recuperación de cobre soluble en 10,71%, la recuperación de cobre total en 2,63% y la de molibdeno en 0,19%.

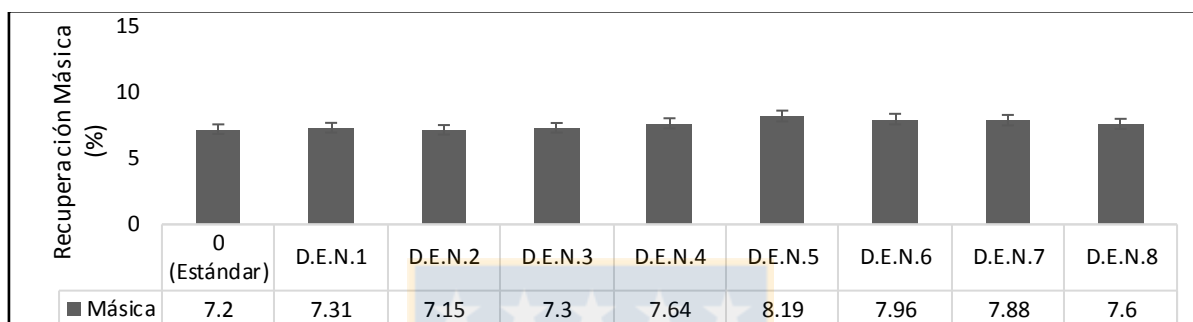


Figura 31. Recuperación másica de las pruebas del diseño factorial con NaSH y estándar. (Fuente: Elaboración propia)

La figura 31 muestra que la recuperación másica en todas las pruebas del diseño factorial con NaSH fueron mayores a la estándar, sin tener una tendencia clara. Desde la prueba D.E.N.5 el incremento en la recuperación másica fue más notorio.

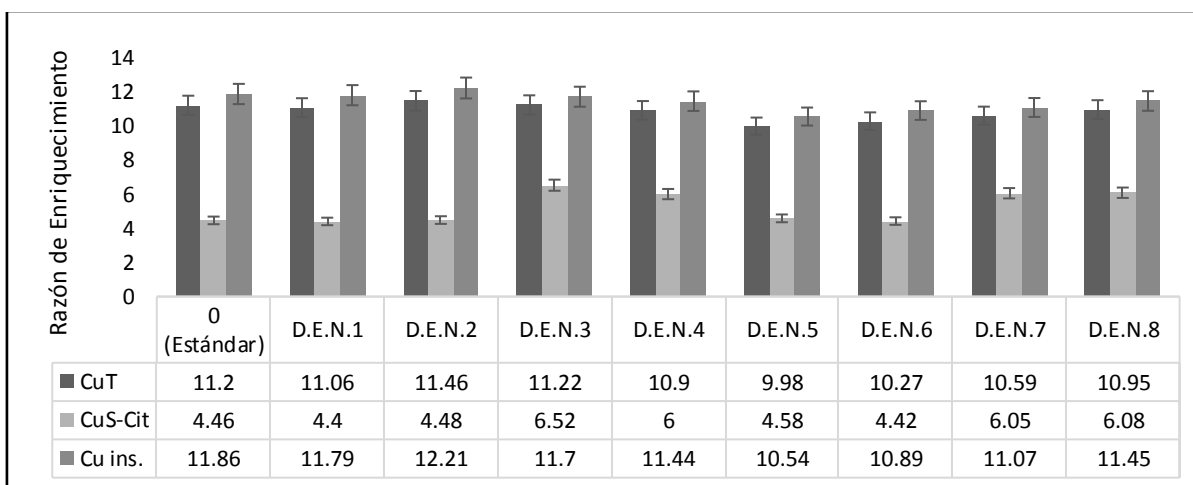


Figura 32. Razones de enriquecimiento de cobre total, soluble e insoluble de las pruebas del diseño factorial con NaSH y estándar. (Fuente: Elaboración propia)

En la figura 32 se visualiza que existió una variación en las razones de enriquecimiento de cobre soluble, donde en las pruebas D.E.N. 3, 4, 7 y 8 se produjo un mayor incremento.

La razón de enriquecimiento de cobre insoluble permaneció casi constante, sin sufrir grandes variaciones entre pruebas ni tampoco con respecto a la prueba patrón. El cobre total por su parte, experimentó disminuciones en la razón de enriquecimiento desde la prueba D.E.N.5 a D.E.N.8.

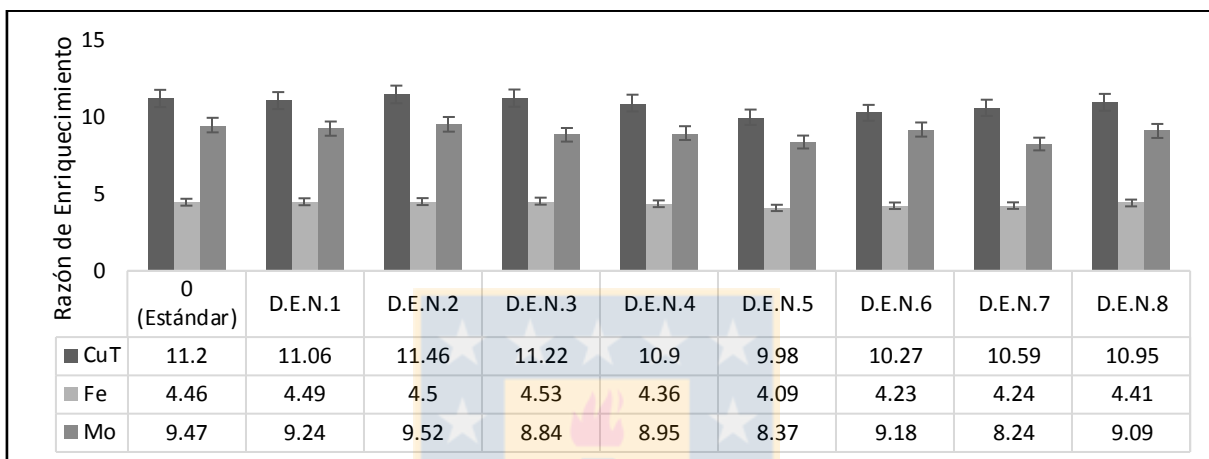


Figura 33. Razones de enriquecimiento de cobre total, hierro y molibdeno de las pruebas del diseño factorial con NaSH y estándar. (Fuente: Elaboración propia)

La figura 33 muestra que la razón de enriquecimiento de hierro disminuyó en las pruebas del diseño experimental con NaSH en comparación con la prueba estándar. Además se incrementó la razón de enriquecimiento del molibdeno con respecto a la prueba estándar en las pruebas D.E.N 2 y 8.

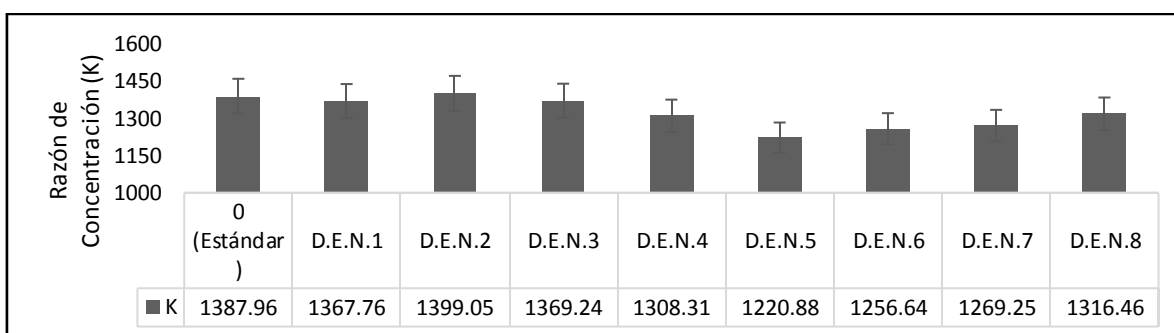


Figura 34. Razón de concentración de las distintas pruebas del diseño factorial con NaSH y estándar. (Fuente: Elaboración propia)

La figura 34 muestra que la razón de concentración se mantuvo sin grandes variaciones hasta la prueba D.E.N.3, luego se observa una considerable disminución con respecto a la prueba estándar.

4.6 DISEÑO EXPERIMENTAL CON MBS

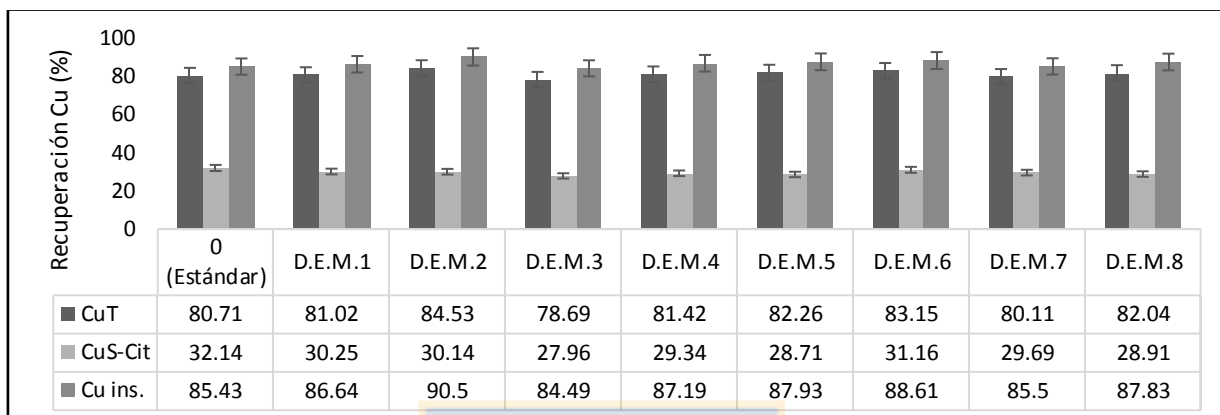


Figura 35. Recuperación de cobre total, soluble e insoluble de las pruebas del diseño experimental con MBS y prueba estándar. (Fuente: Elaboración propia)

Como se muestra en la figura 35, la recuperación de cobre total fue mayor a la estándar en la mayoría de los ensayos excepto en las pruebas D.E.M.3 y D.E.M. 7, donde también la recuperación de cobre insoluble fue menor a las otras pruebas. La recuperación de cobre soluble fue menor a la estándar en todos los casos.

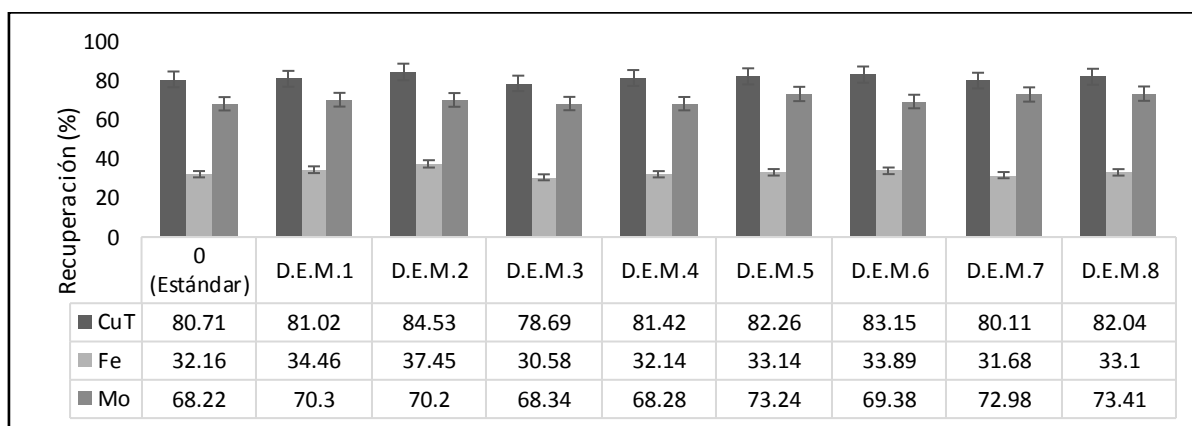


Figura 36. Recuperación de cobre total, hierro y molibdeno de las distintas pruebas del diseño factorial con MBS y prueba estándar. (Fuente: Elaboración propia)

Según la figura 36, la recuperación de hierro fue variable en las pruebas, donde las menores recuperaciones del elemento se presentaron en los ensayos D.E.M.3, 4, 7 y 8. Para el caso del molibdeno, la recuperación fue mayor a la prueba estándar en la mayoría de los casos excepto en las pruebas D.E.N. 3 y 4.

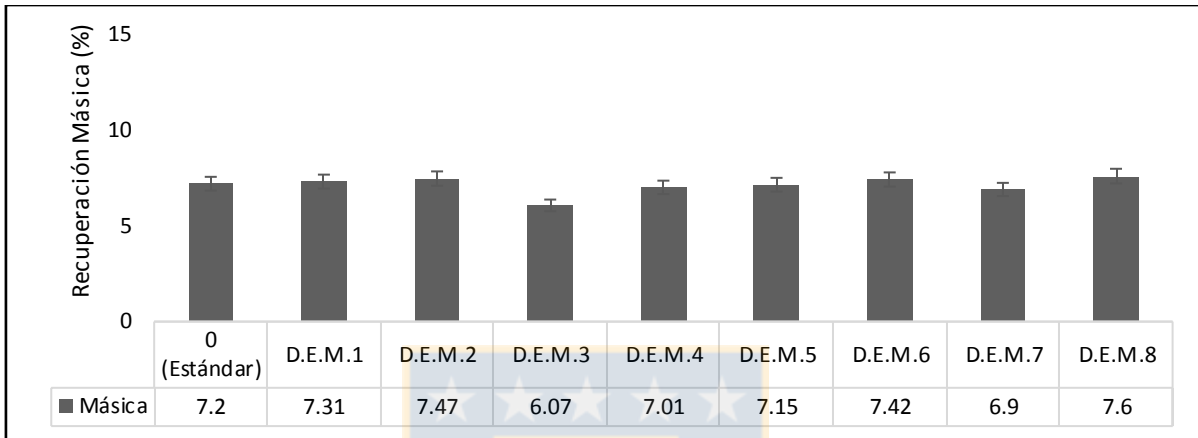


Figura 37. Recuperación másica de las pruebas del diseño factorial con MBS y estándar. (Fuente: Elaboración propia)

La recuperación másica con la aplicación del diseño experimental con MBS tuvo un comportamiento variable, tal como muestra la figura 37. Esta recuperación fue mayor a la estándar en las pruebas D.E.M 1, 2, 6 y 8.

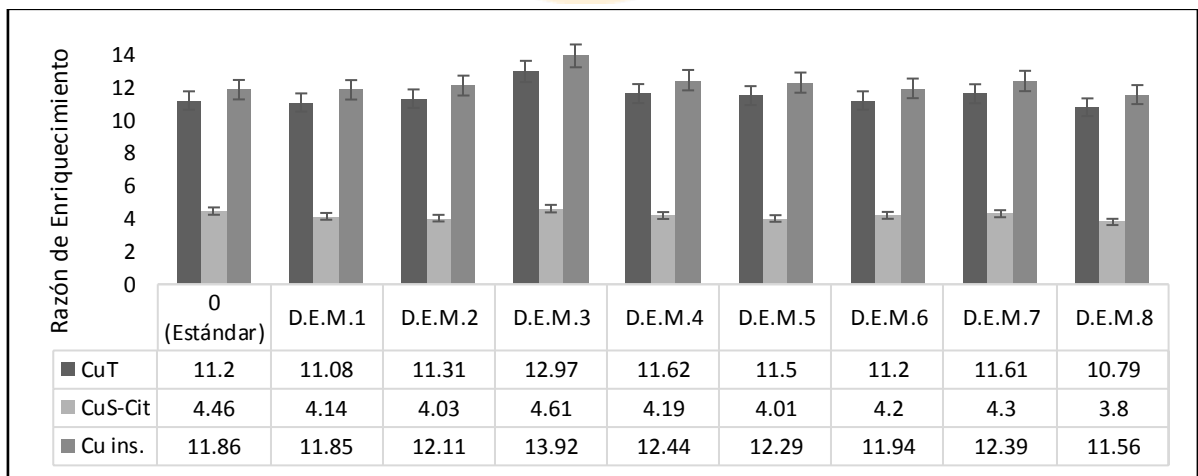


Figura 38. Razones de enriquecimiento de cobre total, soluble e insoluble de las pruebas del diseño factorial con MBS y estándar. (Fuente: Elaboración propia)

De acuerdo a la figura 38, la razón de enriquecimiento de cobre soluble fue menor a la estándar en la mayoría de los casos, excepto en la prueba D.E.M. 3, sin tener diferencias significativas con la prueba patrón. Para el caso del cobre total la mayor razón de enriquecimiento fue dada por la prueba D.E.M. 3. La razón de enriquecimiento de cobre insoluble fue mayor en todos los casos excepto en D.E.M. 8.

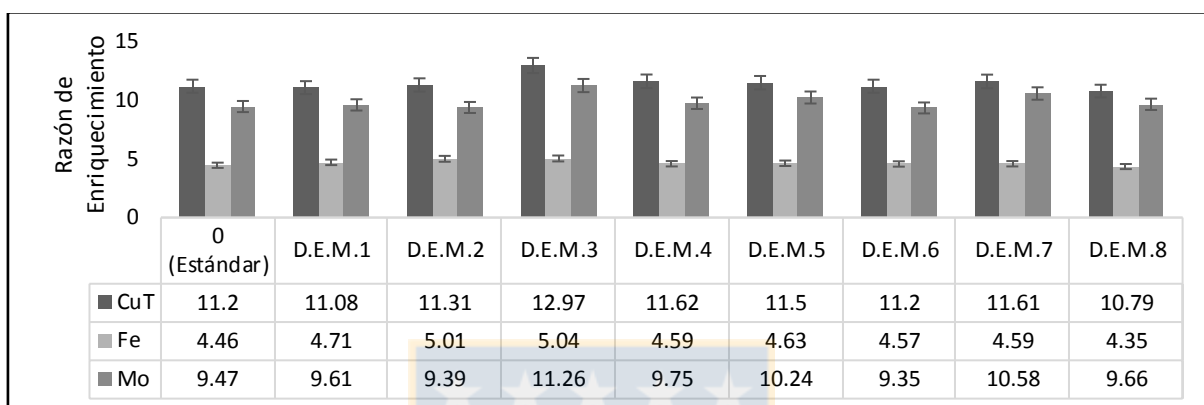


Figura 39. Razones de enriquecimiento de cobre total, hierro y molibdeno de las pruebas del diseño factorial con MBS y estándar. (Fuente: Elaboración propia)

La figura 39 muestra que la razón de enriquecimiento del hierro fue mayor en todos los casos a la estándar, excepto en la prueba D.E.M.8. La razón de enriquecimiento de este elemento experimentó un incremento hasta la prueba D.E.M.3 y luego disminuye hasta la prueba D.E.M.8. La razón de enriquecimiento del molibdeno se incrementó en la mayoría de los casos.

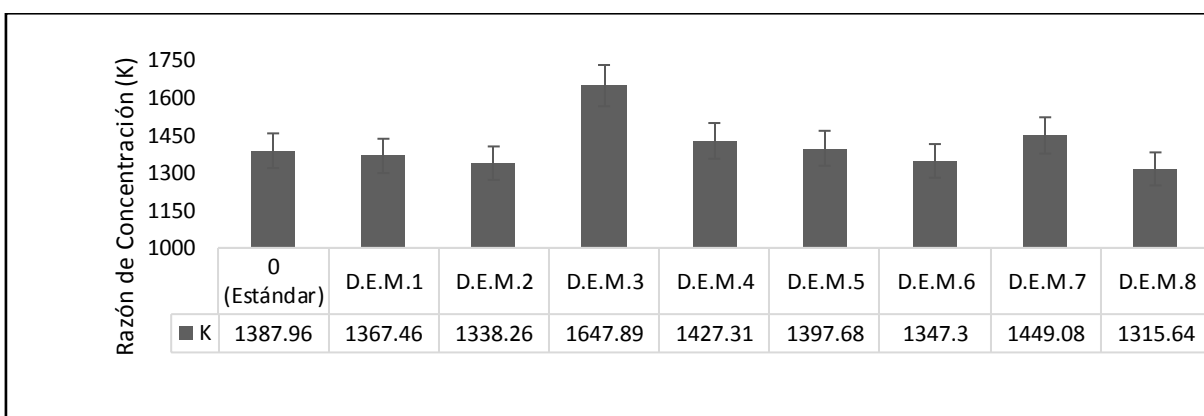


Figura 40. Razón de concentración de las distintas pruebas del diseño factorial con MBS y estándar. (Fuente: Elaboración propia)

De acuerdo a la figura 40, la razón de concentración en las pruebas del diseño experimental con NaSH tuvo un comportamiento muy variable, donde disminuyó en los ensayos D.E.M. 1, 2, 6 y 8. Además, en el ensayo D.E.M.3 su valor se elevó significativamente.

4.7 ALGORITMO DE YATES NASH

Para estimar los efectos de cada variable y la combinación de ellas se utilizó el Algoritmo de Yates. Para el caso del NaSH los resultados del algoritmo se muestran en la tabla 18:

Tabla 18. Resultados de Algoritmo de Yates para Diseño Factorial con NaSH.

N° Ensayo	2 (Rec.CuCit)	3	4	5	6	Efectos
1	32,20	64,24	157,72	324,31	40,54	Media
2	32,04	93,48	166,59	-5,77	-1,44	A
3	47,63	72,71	-1,93	50,42	12,60	B
4	45,85	93,89	-3,83	-0,73	-0,18	AB
5	37,54	-0,15	29,24	8,87	2,22	D
6	35,17	-1,78	21,18	-1,90	-0,48	AD
7	47,68	-2,37	-1,63	-8,06	-2,01	BD
8	46,21	-1,47	0,90	2,52	0,63	ABD

(Fuente: Elaboración propia)

De acuerdo a la tabla 18, el mayor impacto positivo en la recuperación de cobre soluble fue el sulfidizante NaSH por sí solo, es decir, con la mayor dosis de este reactivo contemplada en el diseño de 40 g/t y manteniendo las demás variables en sus valores medios, los cuales corresponden a las condiciones estándar de pH y espumante, fue posible recuperar más cobre oxidado. Luego, el aumento de la dosificación de espumante, también por sí sola y manteniendo las otras variables en sus valores medios, representó una variable que aumenta la recuperación de cobre oxidado, pero en menor medida que el NaSH. A esta última variable le siguió el incremento de la combinación de las variables de pH, espumante y NaSH para aumentar la recuperación de cobre soluble, pero esta combinación no representó una condición de optimización interesante desde el punto de vista

metalúrgico y económico. Por otro lado, el diseño arrojó que el aumento del pH y NaSH a la vez, produjo un efecto negativo en la recuperación de cobre soluble generando su disminución, siendo más negativo aún con un incremento de pH y espumante al mismo tiempo. Ahora bien, el pH por su parte, fue una variable que disminuyó por sí sola la recuperación de cobre soluble. Finalmente, al analizar el incremento de la dosificación de NaSH y espumante a la vez, esta última combinación presentó los mayores efectos negativos.

4.8 ALGORITMO DE YATES MBS

Para estimar los efectos de las variables del diseño factorial con MBS también se utilizó el algoritmo de Yates, los resultados se presentan en la tabla 19:

Tabla 19. Resultado de Algoritmo de Yates para Diseño Factorial con MBS.

N°	2 (Rpta)	3	4	5	6	Efectos
Ensayo						
1	30,25	60,39	117,69	236,16	29,52	Media
2	30,14	57,3	118,47	2,94	0,74	A
3	27,96	59,87	1,27	-4,36	-1,09	B
4	29,34	58,60	1,67	-1,74	-0,44	AB
5	28,71	-0,11	-3,09	0,78	0,20	C
6	31,16	1,38	-1,27	0,40	0,10	AC
7	29,69	2,45	1,49	1,82	0,46	BC
8	28,91	-0,78	-3,23	-4,72	-1,18	ABC

(Fuente: Elaboración propia)

Los resultados del algoritmo de Yates para el MBS dados por la tabla 19, indicaron que el MBS corresponde a la variable que al incrementarse, por sí sola, influyó de manera más negativa en la recuperación de cobre oxidado en el diseño realizado, no así las variables de pH y espumante, las cuales a través de su incremento por sí solas aumentaron la recuperación de cobre soluble, siendo mayor el efecto del pH. Ahora bien, en cuanto a los efectos de las combinaciones de las variables involucradas en el diseño, el incremento de las tres variables a la vez impactó negativamente en la

recuperación de cobre soluble, siendo este el mayor efecto negativo dado por el algoritmo, seguido por el incremento de pH y MBS a la vez. Por el contrario, el incremento de las variables de pH y espumante o espumante y MBS a la vez tienen un efecto positivo en la recuperación de cobre oxidado.

Por lo tanto, por todo lo dicho anteriormente, no se realizó el análisis del diseño experimental con MBS con Design Expert, ya que no contribuyó a cumplir con el objetivo principal de la investigación al no incrementar la recuperación de cobre soluble en ninguno de los casos analizados.

4.9 MODELACIÓN MATEMÁTICA (NASH)

Como el algoritmo de Yates sólo entrega la estimación de efectos y la modelación matemática que realiza sólo contempla los efectos principales (Ver Anexo 5), se decidió realizar la optimización de las variables involucradas en el diseño experimental con NaSH con el programa Design Expert para obtener una ecuación con un ajuste más cercano a los datos experimentales y predecir futuros resultados. Mediante este programa se obtuvo la ecuación matemática (8) que modeló los resultados de recuperación de cobre soluble:

$$\begin{aligned} \text{Rec. CuCit} = & 16,67639 + 0,29833 * \text{pH} + 0,72944 * \text{NaSH} + 0,70439 * \text{Espumante} \\ & - 0,00600 * \text{pH} * \text{NaSH} - 0,03167 * \text{pH} * \text{Espumante} - 0,00896 * \text{NaSH} * \text{Espumante} \end{aligned} \quad (8)$$

El programa computacional Design Expert permite obtener varias ecuaciones que modelan los datos ingresados de acuerdo a la combinación de variables que escoja el usuario; sin embargo, aquella ecuación que se ajustó mejor a los datos experimentales obtenidos correspondió a la ecuación (8). En esta ecuación se consideró el efecto de la combinación de dos variables junto con el efecto de cada una de forma individual.

4.10 ANOVA DISEÑO FACTORIAL CON NaSH (ANÁLISIS DE LA VARIANZA)

Para evaluar las variables que realmente fueron significativas en la modelación del diseño experimental con NaSH se realizó el análisis de varianza mediante el test F, con un intervalo de confianza de 95%. La tabla 20 muestra los resultados de la ANOVA del diseño factorial con NaSH dados por el programa Design Expert:

Tabla 20. Resultados de análisis de varianza de diseño experimental con NaSH

SOURCE	SUM OF SQUARE	DF	MEAN SQUARE	F VALUE	P-VALUE PROB>F
Model	340,4414	6	56,7402333	71,4792559	0,0903
A-pH	4,17605	1	4,17605	5,26083396	0,2617
B-NaSH	317,77205	1	317,77205	400,317523	0,0318
C-Espumante	9,8568	1	9,8568	12,4172336	0,1760
AB	0,0648	1	0,0648	0,08163265	0,8228
AC	0,45125	1	0,45125	0,56846813	0,5887
BC	8,12045	1	8,12045	10,2298438	0,1929
Residual	0,7938	1	0,7938		
Cor Total	341,2352	7			

(Fuente: Design Expert)

Tabla 21. Continuación de resultados de Análisis de Varianza de Diseño Factorial con NaSH.

STD. DEV.	0,89095454
MEAN	40,54
C.V. %	2,19771718
PRESS	50,8032
R-SQUARED	0,99767375
ADEQ PRECISION	19,522165

(Fuente: Design Expert)

En los resultados de la ANOVA de la tabla 20 se obtuvo que el valor F del modelo fue de 71,48, lo cual implicó que hay un 9,03% de probabilidad de un valor F en este modelo, debido posiblemente al ruido presente en la realización de las pruebas del diseño, atribuidas a errores experimentales

presentes en la realización de pruebas. Por otra parte, los valores de "Prob> F" menores a 0,05 significaron que los términos del modelo fueron significativos, por lo tanto en este caso solo B, que correspondió a la dosificación de NaSH, fue una variable significativa en el diseño. Además, los valores superiores a 0,1 indicaron que los términos del modelo no fueron significativos, en el caso del diseño en estudio, las variables de pH, dosificación de espumante y todas las combinaciones de variables no lo fueron.

En cuanto a los resultados de la tabla 21, el R-Squared fue de 0,99767375, lo cual indica que el modelo se ajusta bien a los datos experimentales. Por otro lado, "Adeq Precision", parámetro que mide la relación señal/ ruido en donde una relación mayor a 4 es deseable, fue de 19,522, indicando de este modo una señal adecuada; por lo tanto, la ANOVA señaló que este modelo era aceptable y posible su utilización para navegar por el espacio de diseño.

Sin embargo, como el único término significativo del modelo fue el NaSH, se simplificó la modelación a sólo este término, dando como resultado la expresión (9) con un R-Squared de 0,9312:

$$\text{Rec.Cucit} = 30,03583 + 0,42017 * \text{NaSH} \quad (9)$$

4.11 PRUEBAS ESPECIALES DE OPTIMIZACIÓN DE RECUPERACIÓN DE COBRE TOTAL

Al realizar la evaluación de las pruebas del proceso de flotación Rougher se observó que sólo el NaSH funcionó como reactivo sulfidizante, pero el MBS incrementó la recuperación de cobre sulfurado, por lo tanto se decidió incorporar ambos reactivos en pruebas especiales, obteniéndose los resultados presentados la figura 41:

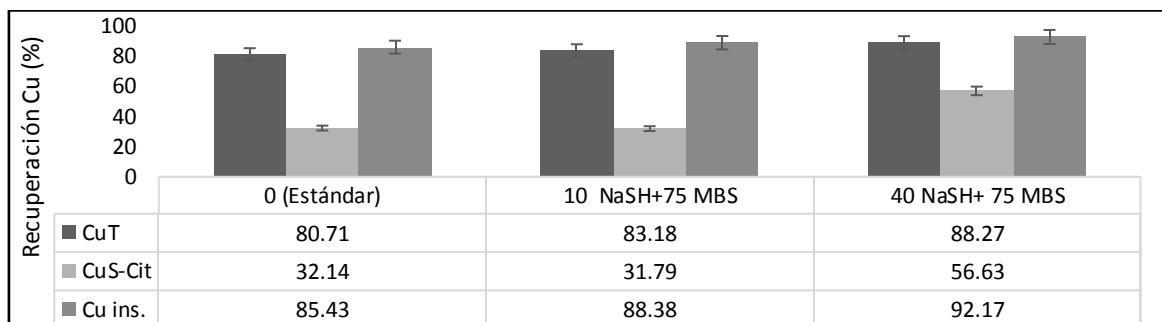


Figura 41. Recuperación de cobre total, soluble e insoluble de pruebas especiales de optimización y prueba estándar. (Fuente: Elaboración propia)

En la figura 41 se observa que al combinar 40 g/t de NaSH y 75 g/t de MBS se incrementó considerablemente la recuperación de cobre total en 7,56% y el cobre soluble aumentó en 24,49%.

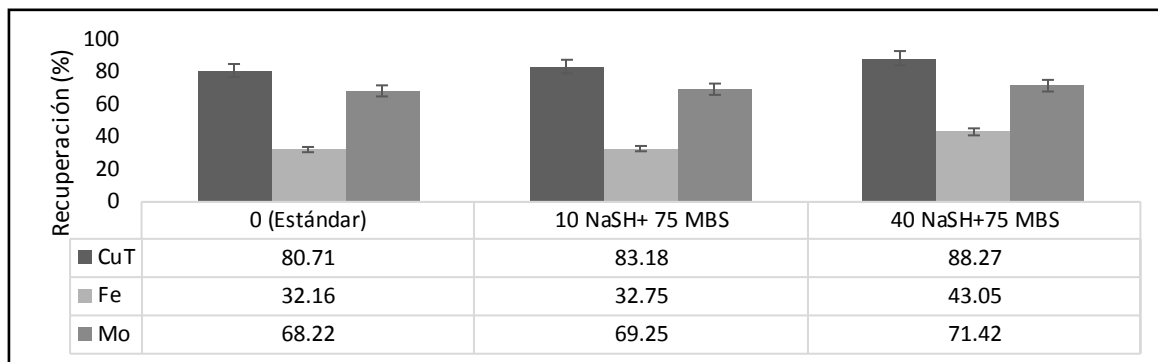


Figura 42. Recuperación de cobre total, hierro y molibdeno de las pruebas especiales de optimización y prueba estándar. (Fuente: Elaboración propia)

En la figura 42 se observa que la recuperación de molibdeno se incrementó, donde, con 40 g/t de NaSH y 75 g/t de MBS, la recuperación de molibdeno aumentó 3,2% con respecto a la prueba estándar. La recuperación de hierro en la misma prueba también se incrementó considerablemente en 10,89%.

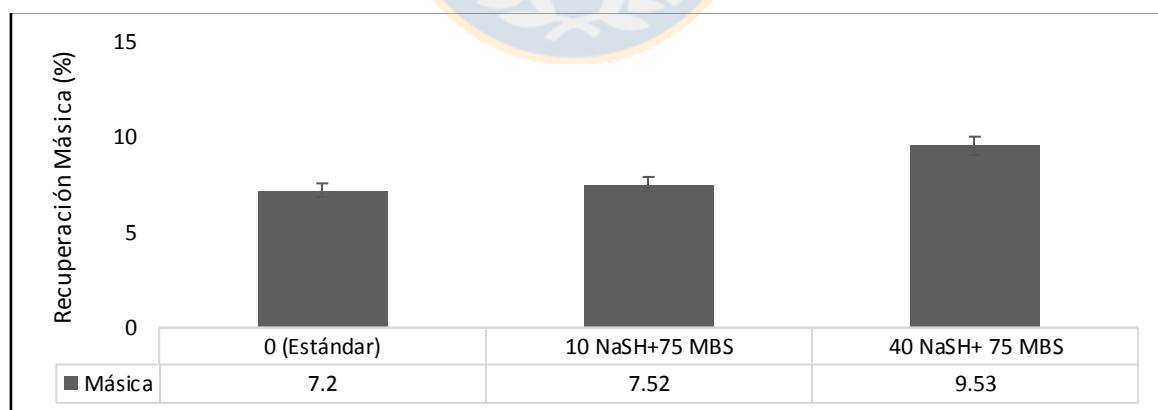


Figura 43. Recuperación másica de las pruebas especiales de optimización y prueba estándar. (Fuente: Elaboración propia)

La figura 43 muestra que la recuperación másica también sufrió un incremento de 2,33% con la prueba de 40 g/t de NaSH y 75 g/t de MBS.

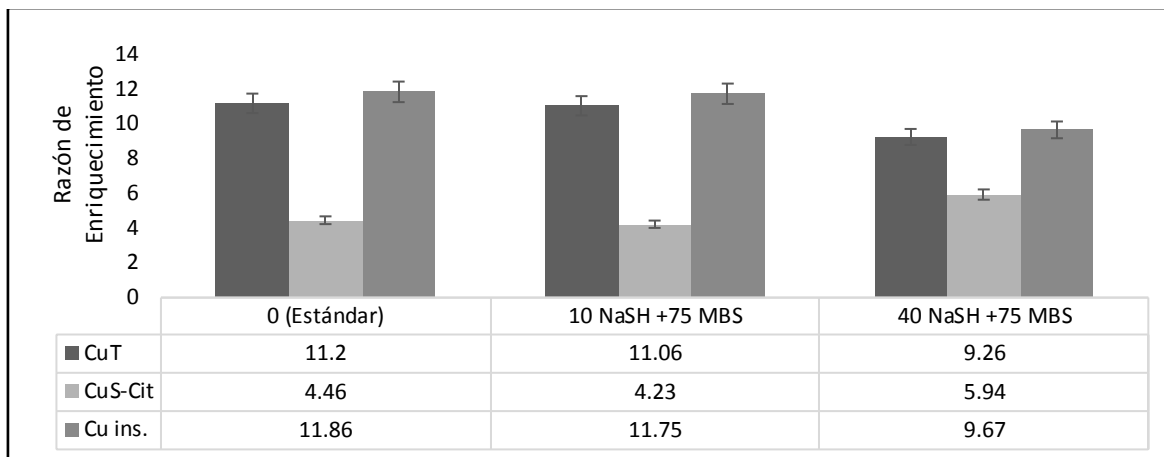


Figura 44. Razones de enriquecimiento de cobre total, soluble e insoluble de las pruebas especiales de optimización junto con la prueba estándar. (Fuente: Elaboración propia)

Si se analizan las razones de enriquecimiento, tal como muestra la figura 44, el cobre total disminuyó en el concentrado, no así el cobre soluble que se incrementa en la prueba de 40 g/t NaSH y 75 g/t de MBS. El cobre sulfurado disminuye en el concentrado con respecto a la prueba estándar.

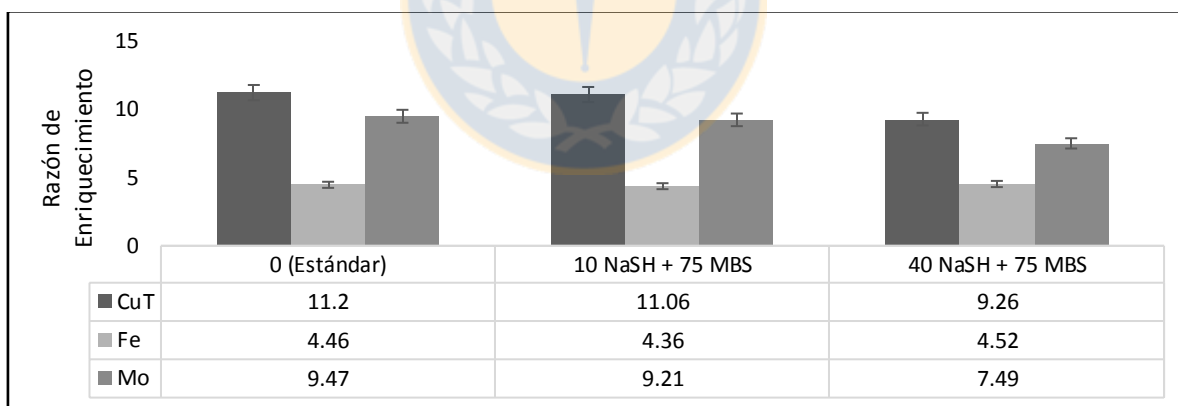


Figura 45. Razones de enriquecimiento de cobre total, hierro y molibdeno de las pruebas especiales de optimización junto con la prueba estándar. (Fuente: Elaboración propia)

De acuerdo a la figura 45, las razones de enriquecimiento del hierro aumentaron mientras que las del molibdeno disminuyeron con respecto a la prueba patrón.

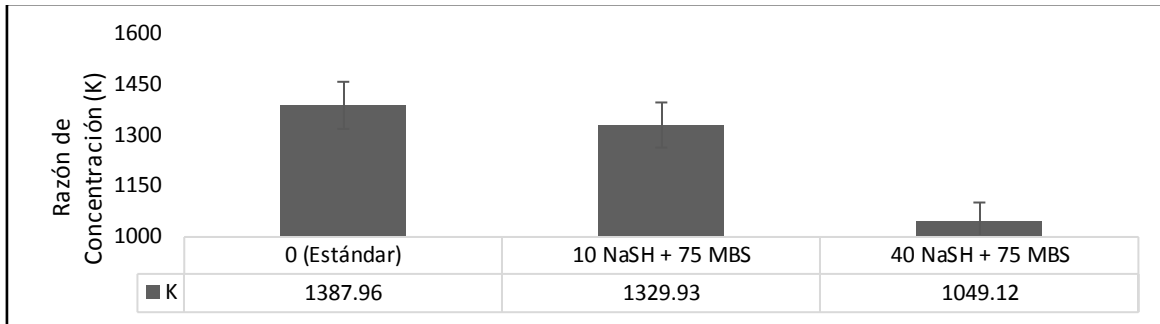


Figura 46. Razón de concentración de las pruebas especiales de optimización y prueba estándar. (Fuente: Elaboración propia)

En la figura 46 se observa que en ambas pruebas especiales la razón de concentración fue menor a la estándar y en la prueba especial donde se combinó 40 g/t y 75 g/t de NaSH y MBS respectivamente, la razón de concentración fue bastante menor, 338,84 puntos menor a la estándar.

4.12 RESULTADOS ECONÓMICOS

En la tabla 22 se presentan las consideraciones que se utilizaron para los cálculos económicos con los resultados de recuperación de cobre y molibdeno tras la adición de sulfidizantes. Se consideraron las pruebas con una mayor recuperación de cobre soluble y también total, a través de la utilización de NaSH o MBS, como también con la adición de Metabisulfito de sodio en conjunto con el NaSH.

Tabla 22. Consideraciones en los cálculos de recuperación con uso de sulfidizantes.

CONSIDERACIONES	
Precio Cu (USD/lb)	2,9
1 Libra (t)	0,000454
Precio Cu (USD/t)	6.387,67
Precio Mo(USD/kg)	27
Precio Mo (USD/t)	27.000
Procesamiento (t/día)	30.000
Procesamiento (t/año)	10.950.000
Rec. Cu Estándar	80,71
Rec. Cu 40 g/t NaSH	84,57
Rec. Cu 75 g/t MBS	85,11
Rec. Cu 40 g/t NaSH + 75 g/tMBS	88,27
Rec. Mo Estándar	68,22
Rec. Mo 40 g/t NaSH	72,65
Rec. Mo 75 g/t MBS	73,47
Rec. Mo 40 g/t NaSH+ 75 g/t MBS	71,42
Ley Cu alimentación (%)	0,472
Ley Mo alimentación (%)	0,016
Dosis NaSH	40
Dosis MBS	75
Precio NaSH (USD/t)	1.601
Precio MBS (USD/t)	570
Factor Escalamiento Planta	0,93
Factor Flotación de limpieza	0,98

(Fuente: Elaboración propia)

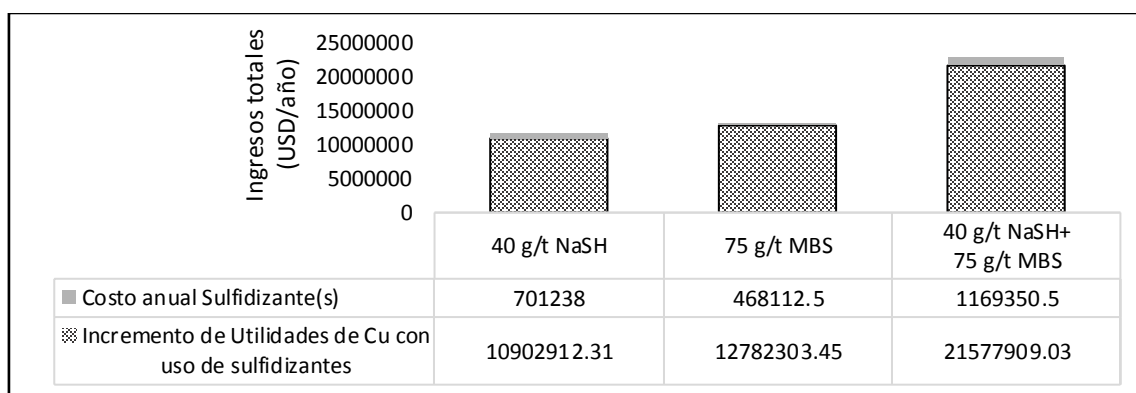


Figura 47. Incremento de Ingresos totales anuales por concepto de cobre con uso de sulfidizantes. (Fuente: Elaboración propia)

Según la figura 47, el incremento en las utilidades, sólo por concepto de cobre total, sería mayor al utilizar ambos reactivos al mismo tiempo, de tal forma que la utilidad se duplicaría en comparación a las ganancias al utilizar únicamente NaSH o MBS por separado.

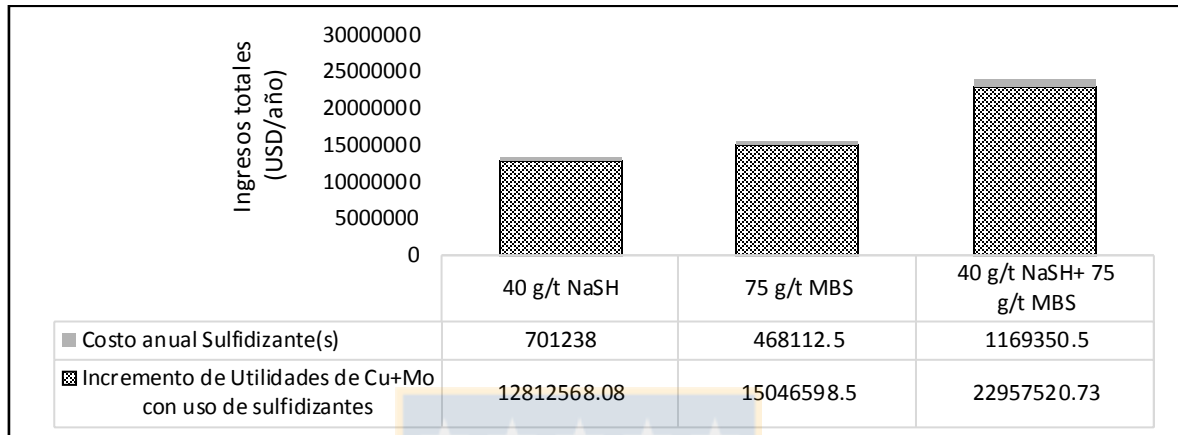


Figura 48. Incremento de ingresos totales por concepto de cobre y molibdeno con uso de sulfidantes. (Fuente: Elaboración propia)

Ahora, al considerar además la recuperación de molibdeno del proceso, según la figura 48, las tendencias de aumento de ganancias se mantendrían con respecto al análisis de cobre total, de esta forma se alcanzaría un incremento total en las utilidades que bordearían los 23 millones de dólares anuales con la combinación de ambos reactivos en un ensayo.

Tabla 23. Incremento de ganancias por tonelada procesada anualmente.

USD/t PROCESADA		
Incremento Cu anual (USD/año)	40 g/t NaSH	1,00
	75 g/t MBS	1,17
	40 NaSH g/ t+75 g/t MBS	1,97
Incremento Cu+Mo anual (USD/año)	40 g/t NASH	1,17
	75 g/t MBS	1,37
	40 g/t NaSH +75 g/t MBS	2,10

(Fuente: Elaboración propia)

Finalmente, de acuerdo a la tabla 23, si se utilizan ambos reactivos al mismo tiempo se tendría una ganancia adicional equivalente a 2,10 USD/t de mineral procesado, versus \$1,17 y \$1,37 USD al utilizar sólo NaSH o sólo MBS respectivamente.



CAPÍTULO 5. DISCUSIONES

En la investigación se utilizó NaSH y MBS, con la finalidad de recubrir con una capa de sulfuro la superficie de las partículas de cobre oxidadas y así colectarlas en la espuma de flotación. Sin embargo, sólo a través de la adición de NaSH se logró incrementar la recuperación de cobre soluble; por su parte el MBS aunque no produjo aumentos en la recuperación de cobre soluble, sí produjo un incremento en la recuperación de cobre sulfurado, de esta forma el MBS también incrementó la recuperación de cobre total. El NaSH no generó variaciones considerables, en general, en la recuperación de cobre sulfurado.

La recuperación de hierro y molibdeno también se incrementó con el uso de sulfidizantes. Cabe señalar que el aumento de recuperación del hierro no es favorable en cuanto a temas económicos, por no presentar valor en el concentrado; no así el molibdeno, el cual corresponde a un elemento que se colecta también en la Planta Concentradora de la división Salvador-CODELCO a través de una flotación selectiva, por lo tanto la utilización de los reactivos estudiados potenció la recuperación de dicho elemento lo que traería como consecuencia mayores ingresos económicos para la corporación. Cabe destacar el hecho de que el análisis de las pruebas de barrido realizadas sin compararlas con la prueba patrón, mostró que a medida que la recuperación se incrementa, la razón de enriquecimiento de los elementos disminuye, lo cual se fundamenta con la teoría del proceso de flotación que señala una relación inversa entre ley y recuperación.

Ahora bien, en cuanto a las razones de concentración obtenidas, en general para ambos reactivos, fueron menores a la prueba patrón, esto se traduciría en que sería necesario procesar menos toneladas de mineral para obtener una tonelada de concentrado en la flotación Rougher, mediante la adición de NaSH o MBS al proceso o ambos.

Por otra parte, mediante la aplicación experimental de un diseño factorial 2^3 , considerando variaciones de pH, dosificación de NaSH y espumante, se obtuvo que el D.E.N.7 representó la combinación de variables que incrementó en mayor medida la recuperación de cobre oxidado; sin embargo, no correspondió a la prueba óptima arrojada por el diseño ya que disminuyó la recuperación de molibdeno en el proceso. La prueba D.E.N.4 logró incrementar la recuperación de cobre soluble y cobre total, sin disminuir la recuperación de molibdeno, bajando el consumo de

espumante de 28 a 20 g/t, sin embargo, su aplicación implicaría un mayor consumo de cal para elevar el pH a 11,5 y dosificar 40 g/t de NaSH. Este ahorro de espumante no se compensaría con el mayor consumo de cal, además adicionando la misma dosis de NaSH en el barrido, sin variar pH ni espumante, se obtuvieron mayores recuperaciones tanto de cobre soluble como de cobre total.

En cuanto al análisis de los resultados del algoritmo de Yates, éste solo estimó los efectos de las variables y al igual que Design Expert entregó una modelación matemática, pero sin decir cuales términos de ésta eran realmente significativos; es así como la ANOVA, de acuerdo a la distribución F con un intervalo de confianza de 95%, permitió evaluar el efecto de las variables obteniéndose que la dosificación de NaSH es la única significativa para aumentar la recuperación de cobre oxidado, lo cual se ve reflejado en el hecho de que sólo a través de la incorporación de sulfidizante en los barridos, manteniendo todas las condiciones de laboratorio constantes, fue posible incrementar en mayor medida la recuperación de cobre soluble que mediante las variaciones del diseño factorial de experimentos.

Al realizar un diseño experimental con MBS, tampoco se logró incrementar la recuperación de cobre soluble, lo cual reafirma la idea de que el MBS no funcionó como reactivo sulfidizante.

Ahora bien, al combinar ambos reactivos estudiados en una prueba, en las dosis óptimas de 40 g/t y 75 g/t, se logró el mayor incremento en recuperación tanto de cobre soluble como de cobre total en las pruebas experimentales de flotación Rougher, ya que al adicionar ambos reactivos al proceso en forma conjunta la acción de cada uno de ellos se vería potenciada, donde el NaSH funciona químicamente a través de una reacción de reducción y el MBS mediante una reacción de oxidación en la pulpa, siendo ésta la prueba con mayor eficiencia dentro de la investigación. El único inconveniente de esta prueba fue el hecho de que el aumento de hierro fue el mayor presentado en todas las pruebas realizadas.

Finalmente, en cuanto a temas económicos, se cuantificó el aumento de utilidad por concepto de incremento en la recuperación de cobre total y la recuperación de cobre total junto con la de molibdeno, evaluando la incorporación al proceso de 40 g/t de NaSH, 75 g/t de MBS y ambos reactivos en las mismas dosis señaladas pero de forma conjunta. De esta forma, la combinación de ambos reactivos en una misma prueba permitiría un incremento en las utilidades notoriamente mayor a la utilización de cada uno por separado, ya que no es tan significativo el costo de los sulfidizantes en comparación a las ganancias adicionales que se podrían obtener mediante su uso.

Finalmente, en cuanto a variaciones en las condiciones experimentales, la temperatura de trabajo no presentó variaciones importantes con el uso de los reactivos sulfidizantes estudiados ni tampoco el pH (Ver Anexo 6). Cabe señalar que el NaSH aumentó levemente el valor del pH mientras que el MBS disminuyó su valor, sin ser significativo. Lo cual tuvo que ver con el mecanismo de disociación de cada uno, encontrando que el MBS se oxida, por lo tanto, libera iones H^+ a la pulpa, mientras que el NaSH se reduce, aportando iones OH^- . En lo que respecta al potencial, el NaSH disminuyó el valor de éste mientras mayor fue la dosificación, siendo necesario trabajar a valores mayores a -242 mV/Pt (80 g/t de NaSH) para evitar la depresación de cobre sulfurado.

El MBS por su parte aumentó el potencial de la pulpa a valores que no fueron significativos. Estas variaciones de potencial también tuvieron que ver con los mecanismos de disociación de cada una de las especies sulfidizantes en cuestión.



CAPÍTULO 6. CONCLUSIONES

El proceso de sulfidización es un proceso que efectivamente permite incrementar la recuperación de cobre soluble en la flotación Rougher, incrementando así la recuperación de cobre total en esta etapa.

En la investigación se utilizaron dos reactivos, NaSH y MBS, de ellos sólo el NaSH se consideró un reactivo sulfidizante realmente eficaz.

El MBS no funcionó como reactivo sulfidizante en ningún caso, pero potenció la recuperación de cobre sulfurado.

En cuanto al hierro y molibdeno, se concluyó que con la utilización de los reactivos mencionados experimentaron un incremento en su recuperación, aunque con MBS la recuperación de hierro experimentó un menor incremento.

Por otra parte, mediante la realización del diseño experimental con NaSH se concluyó que la única variable significativa para incrementar la recuperación de cobre soluble fue la dosificación de NaSH, con una dosis óptima de 40 g/t en condiciones estándar de laboratorio.

Además, al combinar ambos reactivos estudiados en una misma prueba en sus dosis óptimas (40 g/t de NaSH y 75 g/t de MBS), se logró el mayor incremento en recuperación tanto de cobre soluble como de cobre total.

Finalmente, en cuanto a temas económicos, la combinación de ambos reactivos en una misma prueba permitiría un incremento en las utilidades significativamente mayor a la utilización de cada uno por separado y al llevar estos valores a USD/t se obtiene que el incremento de las ganancias por tonelada son bastante atractivas (\$ 2,10 USD adicional/t).

CAPÍTULO 7. RECOMENDACIONES

En lo que se refiere a recomendaciones, se sugiere la adición, en una misma prueba industrial, de 75 g/t de MBS más 40 g/t de NaSH a la flotación Rougher para aumentar tanto la recuperación de cobre soluble como sulfurado y así incrementar la recuperación de cobre total; manteniendo las condiciones estándar utilizadas actualmente en cuanto a pH, dosis de espumante y colectores.

Además, se recomienda la adición de MBS y NaSH en el pozo de alimentación de los hidrociclones para que así los reactivos sulfidizantes tengan un tiempo suficiente de acondicionamiento en la pulpa; sugiriendo a su vez, la modificación del punto de adición del Xantato desde el pozo de alimentación al overflow del hidrociclón, de tal manera que el MBS no interfiera negativamente en la acción colectora del Xantato, ya que ambos funcionan químicamente a través de una reacción de oxidación en la pulpa.

Se recomienda la verificación constante de las variables de proceso tales como rpm de trabajo y flujo de aire, ésta última en cuanto al abastecimiento continuo y eficiente de aire para que los reactivos funcionen correctamente.

También, se sugiere la realización de pruebas comparativas entre las celdas autoaspirante y de aireación forzada, manteniendo las mismas condiciones en ambas celdas, tales como flujo de aire y rpm, para así evaluar los reactivos en ambas condiciones.

Finalmente, se recomienda la realización de un chequeo semanal de los equipos e insumos de laboratorio, para la verificación de su correcto funcionamiento y así descartar resultados erróneos del proceso producto de un posible mal estado del equipo experimental. Además, se sugiere el re-análisis de cada una de las muestras enviadas al Laboratorio Químico, de tal forma de corroborar los resultados de las leyes obtenidas y así no incurrir en errores en la evaluación del proceso de flotación.

BIBLIOGRAFÍA

- [1] BAÑADOS, G. *Resultados Preliminar NASH*, El Salvador, División Salvador-CODELCO, 2018.
- [2] GUTIERREZ, L. *Apuntes Curso Flotación*, Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Universidad de Concepción, Chile, 2017.
- [3] CASTRO, S. y GARCÍA, J. *Flotación Fundamentos y Aplicaciones*. Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Universidad de Concepción, Chile, 2003.
- [4] VELÁSQUEZ, V. *Optimización de la recuperación de cobre en el Circuito de Flotación de Codelco-El Salvador en base a la evaluación de nuevas formulaciones de reactivos de flotación*. Tesis de pregrado. Universidad de Concepción, Chile. 2018.
- [5] GAXELIA, C. *Apuntes Algoritmo de Yates*. Facultad de Ciencias Químicas e Ingeniería, Universidad Autónoma de Baja California, México, 2008.
- [6] URIBE, L. (2017). *Efecto del Agua de mar en la Recuperación de Minerales de Cobre-Molibdeno por Procesos de Flotación*. [en línea]. Tesis de postgrado. Universidad de Concepción, Chile. 2017. [Consultado 05 agosto 2018]. Disponible en: http://repositorio.udec.cl/bitstream/handle/11594/2691/Tesis_Efecto_del_agua_de_mar_.pdf.
- [7] YIANATOS, J. *Flotación de Minerales*, Valparaíso, Universidad Técnica Federico Santa María, Chile, 2005.
- [8] ROMERO, M. *Estudio de muestras de óxidos de cobre por el Método de Flotación*, Consorcio Minero Antares S.A.C.. Tesis de pregrado, Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión, Perú. 2014. Recuperado de http://repositorio.unjfsc.edu.pe/bitstream/handle/UNJFSC/916/TFIQM_55.pdf
- [9] DELGADO A, G. *Operaciones en Planta Concentradora de mineral polimetálico y óxidos de plomo-plata-cobre de Sociedad Minera Corona S.A* [en línea]. Tesis de pregrado. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Perú, 2016. [Consultado 30 julio 2018]. Disponible en: <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/3355/IMdeabgg.pdf>

- [10] FUERSTENAU, M. *Anionic flotation of Oxides and Silicates*. Flotation Gaudin. Memorial Volume, 1976.
- [11] BOSSE, M., CONEJEROS V., y RIVAS, M. *Optimización del Uso del NaSH en la Flotación de Minerales de Cobre*. Universidad Católica del Norte, Chile, 2009.
- [12] DÁVILA, J., LLERENA, R., BENAVIDES, N., y CURO C. *NaSH en la optimización de la flotación de cobre Concentradora Cuajone* [en línea]. Southern Perú Copper Corp., Perú, 2011. Recuperado de <https://docplayer.es/26174826-Nash-en-la-optimizacion-de-la-flotacion-de-cobre-concentradora-cuajone.html>.
- [13] HASSANZADEH, A. y KARAKAŞ, F. The Kinetics Modeling of Chalcopyrite and Pyrite and the Contribution of Particle Size and Sodium Metabisulfite to the Flotation of Copper Complex Ores [en línea]. 2016. *Particulate Science and Technology*, 35,455-461 [Consultado 22 agosto 2018]. DOI: 10.1080/02726351.2016.1165323.455-461
- [14] ESTAY, M. *Documento División Salvador*. CODELCO, Chile, 2018.
- [15] ÁLVAREZ, J. *Apuntes Curso de Diseño Experimental*. Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Universidad de Concepción, Chile, 2015.
- [16] ÁLVAREZ, J. *Apuntes Curso Concentración Gravitacional y Magnética*, Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Universidad d Concepción, Chile, 2016.

ANEXOS

ANEXO 1

ANTECEDENTES DE LA EMPRESA

División Salvador, CODELCO Chile

La división Salvador es una de las operaciones pertenecientes a la empresa estatal CODELCO (Corporación Nacional del Cobre de Chile) ubicada en la comuna de Diego de Almagro, Provincia de Chañaral, Región de Atacama, Chile, a 2.600 metros de altura sobre el nivel del mar en la cordillera de Los Andes, siendo la última ciudad-campamento en el país.

Las operaciones de esta división datan desde el año 1959, siendo así extraídos tanto óxidos como sulfuros, para obtener finalmente a través del procesamiento metalúrgico concentrado de cobre, cátodos de cobre electrorrefinados o electroobtenidos, concentrado de molibdeno, ácido sulfúrico y barros anódicos. Dentro de sus instalaciones posee una Planta Concentradora, una Planta Hidrometalúrgica, una Planta de Tratamiento de Relaves denominada Planta Los Amarillos, una Fundición y Refinería en Potrerillos, y el Puerto de Embarque de Barquito en Chañaral. Sus oficinas centrales se encuentran en la ciudad de El Salvador, Chile.

Planta Concentradora

La planta concentradora de la división CODELCO está encargada del tratamiento de los minerales sulfurados de cobre, la cual recibe diariamente 30.000 toneladas de mineral con una ley de cobre promedio de 0,5% proveniente de la mina subterránea Inca. La mineralogía del mineral extraído está compuesta principalmente por calcopirita y calcosina, además de pirita y molibdenita asociadas a las especies principales.

Al llegar a las instalaciones de la planta el mineral es sometido a los procesos de Chancado, Molienda, Flotación, Espesamiento y Filtración, obteniéndose una producción de 110 toneladas finas de concentrado de cobre por día con una recuperación de 72% y una ley de 20 a 22% de cobre, junto con una producción de alrededor de 6 toneladas por día de concentrado de molibdeno con una

recuperación de 58% y una ley de 48% de molibdeno. Cabe señalar que la Planta Concentradora cuenta también con la Planta de tratamiento de escorias de fundición y relaves Los Amarillos, la cual es la última instancia de recuperación de partículas de cobre.



Vista aérea de la Planta Concentradora de la División Salvador-CODELCO.

Etapas de Chancado

La etapa de chancado está constituida por el chancado primario, secundario y terciario. El chancado primario posee una capacidad nominal de 42.300 toneladas por día y en este proceso el mineral ROM es depositado en un buzón de traspaso, el cual mediante cuatro cintas metálicas del tipo oruga (dos por cada chancador) lleva el mineral a una parrilla de clasificación con una abertura de 6", donde el mineral grueso se reduce de tamaño a través de dos chancadores giratorios. El producto de estos chancadores junto con el mineral fino de la parrilla cae sobre dos cintas metálicas tipo oruga y se deposita sobre la correa 10 la cual es seguida por la correa 11, para luego de esto depositar el mineral, al final de la etapa, en el Acopio de Gruesos que posee una capacidad de 14.000 toneladas vivas y 14.000 toneladas muertas con una granulometría menor a 6".

Por su parte, el chancado secundario y terciario está compuesto por tres secciones que reciben el mineral desde el Acopio de Gruesos. La sección N°1 posee cuatro alimentadores vibratorios y cuatro alimentadores de cintas que alimentan la correa 21 la cual envía el mineral a un harnero de doble bandeja, donde el grueso cae sobre un chancador Standar Symons y el fino cae sobre la correa 30. El chancador Standar Symons envía el mineral a dos harneros con una abertura de 5/8" por 5/8" y cada uno de ellos envía el mineral grueso sobre un chancador Short Head cuyo producto 5% +1/2"

junto con el fino caen sobre la correa 30, mientras que el fino del harnero de doble bandeja cae directamente sobre esta misma correa.

La sección N°2 y N°3 son similares en cuanto a sus equipos y flujos. Cada una de estas secciones posee ocho alimentadores vibratorios que descargan el mineral que viene desde el Acopio de Gruesos sobre la correa 22, en el caso de la sección 2 y en la correa 23, en el caso de la sección 3. Las correas 22 y 23 descargan el mineral sobre un harnero que distribuye el grueso sobre un chancador Standar Symons, el cual descarga su mineral sobre dos harneros con una abertura de $\frac{1}{2}$ " por $\frac{1}{2}$ ". El producto fino de estos harneros cae directamente sobre la correa 30, mientras que el mineral grueso es cargado sobre dos chancadores Standar Symons, uno por harnero, cuyo producto va también a la correa 30.

El mineral fino pasante por el harnero, donde descarga la correa 22 o 23, es clasificado en dos harneros y el producto grueso descarga sobre dos chancadores Short Head mientras que el fino cae de forma directa sobre la correa 30. El producto 5% + $\frac{1}{2}$ " de los chancadores Short Head se deposita directamente sobre la correa 30.

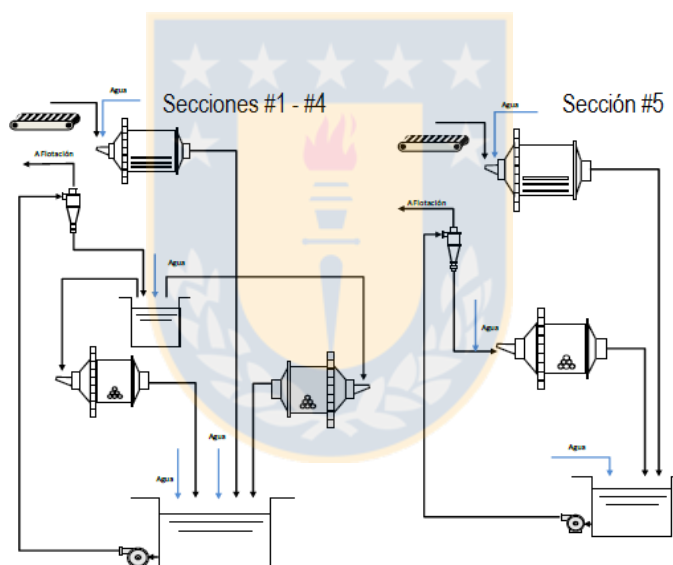
Finalmente el producto de las secciones N°1, N°2 y N°3 descargado sobre la correa 30 es depositado en el Acopio de Finos que tiene una capacidad de 15.000 toneladas vivas y 15.000 toneladas muertas.

Etapas de Molienda y clasificación

La etapa de Molienda está conformada por cinco secciones, de las cuales de la 1 a la 4 son iguales en cuanto a equipos y funcionamiento, mientras que la sección 5 se implementó posteriormente, contando con equipos de mayor capacidad.

En cuanto a las secciones 1 a 4, éstas son alimentadas por medio de cuatro alimentadores que reciben el mineral proveniente del Acopio de Finos a través de las correas 41, 42, 43 y 44, correspondientes a las secciones 1, 2, 3 y 4 respectivamente. Cada correa alimenta las secciones mediante un chute de traspaso, donde se acondicionan cal y reactivos a un molino de barras por sección. La descarga del molino de barras alimenta un pozo el cual alimenta a dos hidrociclones inclinados de 26" de diámetro cuya descarga alimenta simultáneamente a dos molinos de bolas y el producto de estos molinos alimenta al pozo mencionado anteriormente. Finalmente, el rebalse de los hidrociclones u overflow de 23% +70# es transportado por medio de una tubería al distribuidor Britania y el underflow regresa al molino de bolas.

En tanto, la sección 5 de esta etapa es alimentada a través de dos alimentadores donde se carga el mineral proveniente de la correa 45. Esta correa alimenta a la sección a través de un chute de traspaso, donde se acondicionan cal y reactivos al molino de barras. La descarga de este molino posteriormente alimenta a un pozo desde donde se envía la pulpa a cuatro hidrociclones inclinados de 33" de diámetro cuya descarga alimenta a un molino de bolas, de mayor capacidad que los molinos de bolas de las otras cuatro secciones, cuyo producto alimenta al pozo mencionado anteriormente. Finalmente, el rebalse de los hidrociclones u overflow de 23% +70# se dirige por medio de una tubería al distribuidor Britania mientras que el underflow retorna al molino de bolas. El mineral reducido de tamaño por las cinco secciones de molienda alcanza un tamaño de aproximadamente 212 μm al final de la etapa para posteriormente ingresar a la flotación colectiva de Cobre-Molibdeno.



Etapa de Molienda y Clasificación, División Salvador-CODELCO.

Proceso de Flotación

La flotación incluye las etapas de Flotación Rougher, Limpieza y Scavenger además de una etapa de Remolienda, para finalmente obtener un concentrado mixto de Cobre-Molibdeno.

▪ Flotación Rougher

El overflow de los hidrociclones alimenta el cajón distribuidor Britania y éste a su vez alimenta cinco líneas de Flotación Rougher, donde cada una de ellas está constituida por 3 bancos de 3 celdas

Wemco de 1.500 pies³ (42,5 m³). Cada uno de estos bancos consta de un cajón de recolección de concentrado y un cajón distribuidor de relave al banco siguiente al final de la tercera celda de cada banco. Además cada una de estas líneas posee un cajón recolector de relave al final del tercer banco, desde donde el relave es transportado a través de una tubería hasta un pozo de relave Rougher, donde descargan las cinco líneas de Flotación Rougher, para luego ser enviado al espesador de relave donde se lleva a cabo la recuperación de agua.

En cuanto al concentrado obtenido en el primer banco de las cinco líneas, el cual posee una ley de 3,5% de cobre y 0,18% de molibdeno, éste es recolectado en un pozo anexo donde se mide la ley del concentrado automáticamente y de forma directa en la sala de control. Luego por tuberías todo el concentrado Rougher es recuperado en un pozo que posee dos bombas que impulsan la pulpa a un cajón multipropósito que recibe también el flujo del concentrado de la Flotación Scavenger.

- **Remolienda**

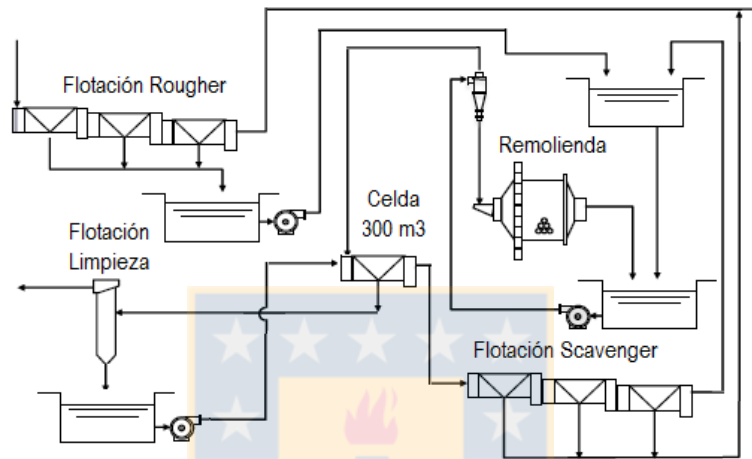
Esta etapa está constituida por dos circuitos cerrados inversos de Remolienda, donde el concentrado del cajón multipropósito, transportado a través de dos tuberías, alimenta un pozo de alimentación a seis hidrociclones por circuito, sin embargo normalmente funcionan cinco de ellos. La descarga de estos hidrociclones es alimentado, a través de tuberías, a dos molinos de bolas de Remolienda cuyo producto es enviado al pozo de alimentación a hidrociclones mencionado anteriormente. Por su parte, el rebalse de los hidrociclones es llevado a un cajón continuo al cajón multipropósito.

- **Flotación Columnar**

El cajón continuo al multipropósito alimenta una bomba que transporta a través de una tubería el rebalse de los hidrociclones a un pozo de alimentación a las dos celdas columnares, las cuales poseen una altura de 13 m y una base rectangular de 2x6 m. La alimentación a las celdas columnares se realiza por medio de tres tuberías por celda a una altura de 11 m aproximadamente. El producto de las columnas es concentrado mixto de Cu-Mo con una ley de 22% de cobre y 0,6% de molibdeno, el cual alimenta a la Planta de Molibdeno. Por su parte, el relave de las columnas que posee una ley de cobre de 6% y 0,7% de molibdeno es retirado por medio de cuatro tuberías inferiores de la celda y llevado a un cajón de relave de columnas, desde donde una bomba envía este mineral a la celda 300, la cual es una celda Wemco de 300 m³ que funciona como etapa pre-Scavenger.

▪ **Flotación Scavenger**

La flotación Scavenger es alimentada por el relave de la celda 300 y está compuesta por dos líneas de 8 celdas Dorr Oliver de 1.550 pies³ (43,9 m³), donde cada línea está formada 4 bancos de 2 celdas cada uno. El concentrado obtenido en esta etapa es llevado al cajón multipropósito y el relave se junta en un cajón de relaves con el relave Rougher, para juntos ir a espesamiento en la Planta Recuperadora de Agua.



Proceso de Flotación, División Salvador-CODELCO.

Planta de Tratamiento de Escoria y Relaves Los Amarillos

Esta planta se encuentra a una distancia de 25 km de la Planta Concentradora, llevándose a cabo aquí el tratamiento de escorias proveniente de la fundición de Potrerillos y relave final de la Planta Concentradora, recuperando el cobre contenido en estos materiales como concentrado.

Por una parte, la escoria es transportada en camiones desde la fundición Potrerillos hasta la Planta Los Amarillos donde es apilada en cancha y mediante un cargador frontal se lleva hasta una tolva que distribuye el material uniformemente, para luego ser cargado sobre una correa transportadora que alimenta la molienda.

El sistema de molienda está compuesto por dos molinos de bolas Marcy de 8'x12' cargado con bolas de 2½". La descarga de ambos molinos cae a un pozo y por medio de bombas es impulsado a una batería de cuatro hidrociclones Krebs de 10" de diámetro. El underflow de la batería recircula hacia la alimentación de molinos y el overflow se dirige al pozo de alimentación columnar. Por otro lado,

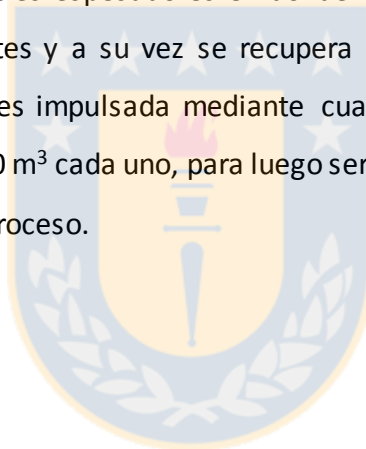
el relave final de la planta concentradora es transportado por gravedad hasta la Planta Los Amarillos, iniciándose al proceso de flotación por cascada.

Planta de Filtros

El concentrado de Cu proveniente de la Planta Concentradora se deposita en un estanque agitador de 240 m³, desde donde es llevado a dos Filtros Cerámicos de 45 m² cada uno, obteniéndose como producto un concentrado con 8 a 9% de humedad, el que se transporta por medio de una correa transportadora de 18" hasta un acopio.

Planta Recuperadora de Aguas

Esta planta está compuesta por tres espesadores en donde sedimentan los sólidos de los relaves mediante la adición de floculantes y a su vez se recupera el agua contenida en éstos. El agua recuperada en los espesadores es impulsada mediante cuatro bombas hacia tres estanques de almacenamiento de agua de 1.100 m³ cada uno, para luego ser recirculada a la Planta Concentradora y así volver a ser utilizada en el proceso.



ANEXO 2

HOJA DE SEGURIDAD DE SULFHIDRATO DE SODIO (NASH)

OXIQUIM S.A., pide al cliente o a quien reciba la presente Hoja de Seguridad, leerla cuidadosamente para que conozca y comprenda los peligros asociados con el producto. Es conveniente que el lector consulte obras de referencia o a expertos en el tema a fin de entender y utilizar correctamente la información contenida en la presente Hoja de Seguridad. Para asegurar la manipulación correcta de la sustancia, usted debe:

- 1.- Comunicar a sus empleados, agentes y contratistas o cualquier otra persona que pudiese utilizar este material, la información contenida en esta hoja así como cualquier otra información relativa a los riesgos y medidas de seguridad.
- 2.- Suministrar una copia a cada uno de sus clientes para este producto, y
- 3.- Proveer esta misma información a cada uno de sus clientes para este producto, además de pedir a sus clientes que notifiquen a sus empleados, clientes y otros usuarios del producto con esta información.

Última revisión: Julio 2009

Sección 1: Identificación de la sustancia química y del proveedor

Nombre de la sustancia química : **SULFHIDRATO DE SODIO (solución)**
 Código interno de la sustancia química : -----
 Proveedor : **OXIQUIM S.A.**
 Dirección : **Cañaveral 901, Quilicura, Santiago, Chile.**
Fono: 2-4788200 Fax: 2-4788201
 Teléfonos de emergencia en Chile : **Quilicura: 02-4788111**
Coronel: 041-2866523
Celular emergencia 1: 97995292
Celular emergencia 2: 97995285
CITUC (Emergencias Químicas): 2473600
 e-mail : **jyanez@oxiquim.cl**

Sección 2: Información sobre la sustancia o mezcla

Nombre químico (IUPAC) : Sulfhidrato de Sodio
 Fórmula química : NaSH
 Sinónimos : Bisulfuro de Sodio, Hidrosulfuro de Sodio, Sulfuro de Hidrógeno y Sodio.
No. CAS : 16721-80-5
No. NU 2949

Sección 3: Identificación de los riesgos

Marca en etiqueta : **CORROSIVO**

Clasificación de riesgos del producto químico:

Salud: 3

Inflamabilidad: 0

Reactividad: 0

a) Riesgos para la salud de las personas: Es un irritante severo. Un contacto prolongado puede causar quemaduras. La aspiración de vapores puede causar irritación del tracto respiratorio superior. Si se mezcla con ácidos y bases fuertes se generará Acido Sulfhídrico que es extremadamente venenoso.

Efectos de una sobreexposición aguda (por una vez):

Inhalación: La inhalación de los vapores puede causar la irritación del tracto respiratorio. En altas concentraciones, la presencia de Acido Sulfhídrico se puede presentar, por lo que se debe trabajar siempre con áreas ventiladas.

Contacto con la piel: Causa irritación grave. Un contacto prolongado puede llegar a causar quemaduras químicas.

Contacto con los ojos: Causa irritación grave y puede producir un daño permanente.

Ingestión: Causa irritación grave a las membranas mucosas del sistema digestivo y el contacto del material con el ácido del estómago causa la liberación del gas de sulfuro de hidrógeno el que es altamente tóxico.

Efectos de una sobreexposición crónica (largo plazo): No se conocen efectos de una exposición prolongada al producto. El hidrosulfuro de sodio no figura en las listas de productos carcinogénicos.

Condiciones médicas que se verán agravadas con la exposición al producto: Las personas con afecciones respiratorias no deben ser expuestas al producto.

b) Riesgos para el medio ambiente: El producto reacciona con el aire y puede producir incendios, con desprendimiento de gases sulfurados. Por ello debe ser tratado como “peligroso para el ambiente”.

c) Riesgos especiales del producto: El mayor peligro está constituido porque puede entrar en combustión espontánea. Debe ser manipulado de acuerdo a él.

Sección 4: Medidas de primeros auxilios

En caso de contacto accidental con el producto, proceder de acuerdo con:

Inhalación: Lleve a la persona afectada al aire libre. Ayúdela a respirar si ello es necesario. Si persisten molestias al respirar, consulte a un médico.

Contacto con la piel: Lave con abundante agua corriente. Si persiste un enrojecimiento de la piel, consulte a un médico.

Contacto con los ojos: Lave con abundante agua corriente a lo menos por 15 minutos. Consulte con urgencia a un médico.

Ingestión: Si la persona está consciente, dé a beber agua NO INDUZCA LOS VÓMITOS. Consulte a un médico.

Notas para el médico tratante: No existe antídoto específico. Trate según los síntomas presentes.

Sección 5: Medidas para lucha contra el fuego

Agentes de extinción: En caso de incendio puede usarse dióxido de carbono, espuma arena seca o agua en forma de rocío en cantidades muy grandes. **Procedimientos especiales para combatir el fuego:** la solución es inflamable. Aunque si estas soluciones son expuestas al calor o ácidos, el sulfuro de hidrogeno será liberado y podría formar mezclas explosivas en el aire. Para combatir el fuego debe usarse grandes cantidades de agua o arena o tierra seca para ahogarlo. Refrigere los envases expuestos a fuego, cuidando de no mojar envases que estén abiertos.

Equipos de protección personal para el combate del fuego: Use equipo de protección respiratoria autónoma, además de guantes de protección química.

Sección 6: Medidas para controlar derrames o fugas

Medidas de emergencia a tomar si hay derrame del material: Cubra con arena o tierra el material derramado, recójalo y guárdelo en contenedores tapados para luego disponer de él en lugares autorizados. No neutralice con ácidos minerales fuertes ya que este expedirá grandes cantidades de gas de H₂S, en general se recomienda no neutralizar por la generación cierta de Acido Sulfhídrico.

Equipo de protección personal para atacar la emergencia: Trompa de protección respiratoria para gases sulfurosos, botas de neopreno, guantes de protección química, lentes y delantal para proteger el cuerpo.

Precauciones a tomar para evitar daños al medio ambiente: Recoja el material derramado con la máxima rapidez. Deposítelo en contenedores cerrados. Trate que el producto derramado no entre en alcantarillas o cursos de agua.

Métodos de limpieza: Los restos de producto derramado deben ser absorbidos con arena o tierra y con posterioridad disponerlo en forma definitiva.

Método de eliminación de desechos: Los desechos deben ser dispuestos en una instalación especialmente diseñada al efecto.

Sección 7: Manipulación y almacenamiento

Recomendaciones técnicas: Mantenga los envases herméticamente cerrados mientras el producto no se esté usando. Mantenga alejadas las posibles fuentes de ignición.

Precauciones a tomar: Saque de los envases sólo la cantidad justa que necesita para el proceso. Siempre trabaje en ambientes ventilados.

Recomendaciones sobre manipulación segura, específicas: En lo posible, evite el contacto del producto con ácidos fuertes.

Condiciones de almacenamiento: Almacene en un lugar fresco y seco, al abrigo de los rayos solares.

Embalajes recomendados y no adecuados por el proveedor: Se recomienda utilizar recipientes herméticamente cerrados, de acero inoxidable.

Sección 8: Control de exposición/protección ambiental

Medidas para reducir la posibilidad de exposición: En los lugares de manipulación del producto debe haber buena ventilación natural. Use siempre los equipos de protección personal recomendados.

Límite permisible ponderado (LPP), absoluto (LPA) y temporal (LPT): Límite permisible : TWA: 20 ppm.

TLV: 10 ppm.

Protección respiratoria: Use trompa respiratoria con filtros gases sulfurosos.

Guantes de protección: Use de puño largo, de protección química.

Protección de la vista: Use lentes de protección química.

Otros equipos de protección: Se debe usar medidor personal de H₂S. Use delantal de plástico para proteger el cuerpo.

Ventilación: Debe existir, natural, en los lugares de manipulación del producto. Si no se asegura que exista ventilación natural, se debe siempre proveer de ventilación forzada.

Sección 9: Propiedades físicas y químicas

Estado físico : Líquido.

Apariencia y olor : Amarillo claro a verde oscuro Olor del sulfuro de hidrogeno (huevo descompuesto).

Concentración : 45 % de hidrosulfuro de sodio. 55% de Agua. pH : 12.

Temperaturas específicas y/o intervalos de temperatura: Dato no disponible Punto de inflamación : LFL 4%.

: UFL 44%.

Límites de inflamabilidad: Dato no disponible. Temperatura de auto-ignición: Dato no disponible.

Peligros de fuego o explosión: A medida de que se incrementa la temperatura la Presencia de sulfuro de hidrogeno podría formar mezclas inflamable.

Presión de vapor a 20°C: 17 Mm. Hg. @ 68°F. Densidad de vapor: 1.17.

Densidad a 20°C: Dato no disponible

Solubilidad en agua y otros solventes: Completa.

Sección 10: Estabilidad y reactividad

Estabilidad: Estable en condiciones normales.

Condiciones que se deben evitar: Evite el contacto del producto con Acidos fuertes o Cobre, Zinc, Aluminio o sus aleaciones.

Incompatibilidad (materiales que se deben evitar): Evite el contacto con Bases y los metales mencionados en el punto anterior.

Productos peligrosos de la descomposición: Se producen nubes extremadamente tóxicas, y posibles Mezclas que podrían inflamarse en el aire.

Productos peligrosos de la combustión: Dato no disponible

Polimerización peligrosa: No ocurrirá.

Sección 11: Información toxicológica

Toxicidad a corto plazo: Es un irritante fuerte.

Toxicidad a largo plazo: No se conoce datos de la exposición al producto en el largo plazo.

Se sabe que no es cancerígeno.

Efectos locales o sistémicos: Irrita la piel y las mucosas.

Sensibilización alérgica: No hay datos al respecto.

Sección 12: Información ecológica

Inestabilidad : Estable

Persistencia/Degradabilidad: Dato no Disponible.

Bio-acumulación: Dato no Disponible

Efectos sobre el medio ambiente: Liberados al ambiente no se concentra como para ser nombrado como un residuo peligroso.

Sección 13: Consideraciones sobre disposición final

Métodos recomendados y aprobados por la normativa chilena para disponer de la sustancia, residuos, desechos: Se recomienda su tratamiento en instalaciones especialmente diseñadas al efecto.

Métodos recomendados y aprobados por la normativa chilena para la eliminación de envases / embalajes contaminados: Se recomienda su tratamiento en instalaciones especialmente diseñadas al efecto.

Sección 14: Información sobre transporte

Terrestre por carretera o ferrocarril	: CLASE 8 Y 6.1; UN 2949
Vía marítima	: CLASE 8 Y 6.1; UN 2949
Vía aérea	: CLASE 8 Y 6.1; UN 2949
Vía fluvial / lacustre	: CLASE 8 Y 6.1; UN 2949 Distintivos aplicables
NCh 2190	: CORROSIVO.
No. NU	2949

Sección 15: Normas vigentes

Normas internacionales aplicables: IMO / NU: **Clase 8 y 6.1 / 2949 Normas nacionales aplicables: NCh 382; NCh 2190; D.S 298; D.S. 148** Marca en etiqueta: **CORROSIVO.**

Sección 16: Otras informaciones

No mezclar o hacer reaccionar con otros productos, tales como ácidos o bases fuertes ya que se generarán nubes de ácido sulfhídrico, el cual es extremadamente peligroso.

Los datos consignados en esta Hoja de Datos fueron obtenidos de fuentes confiables. Sin embargo, se entregan sin garantía expresa o implícita respecto de su exactitud o corrección. Las opiniones expresadas en este formulario son las de profesionales capacitados de OXIQUM S.A. La información que se entrega en él es la conocida actualmente sobre la materia.

Considerando que el uso de esta información y de los productos está fuera del control de OXIQUM S.A., la empresa no asume responsabilidad alguna por este concepto.

Determinar las condiciones de uso seguro del producto es obligación del usuario. JYG/



ANEXO 3

HOJA DE SEGURIDAD DE METABISULFITO DE SODIO (MBS)

OXIQUIM S.A., pide al cliente o a quien reciba la presente Hoja de Seguridad, leerla cuidadosamente para que conozca y comprenda los peligros asociados con el producto. Es conveniente que el lector consulte obras de referencia o a expertos en el tema a fin de entender y utilizar correctamente la información contenida en la presente Hoja de Seguridad.

Para asegurar la manipulación correcta de la sustancia, usted debe:

- 1.- Comunicar a sus empleados, agentes y contratistas o cualquier otra persona que pudiese utilizar este material, la información contenida en esta hoja así como cualquier otra información relativa a los riesgos y medidas de seguridad.
- 2.- Suministrar una copia a cada uno de sus clientes para este producto, y

HOJA DE DATOS DE SEGURIDAD DE PRODUCTOS

Fecha de revisión: Noviembre 2007

Sección 1 : Identificación del producto y del proveedor

Nombre de la sustancia química : **METABISULFITO DE SODIO**
 Código interno de la sustancia química : 12710001005; 12710002025; 12640041000; 12710001000;
 12710002050; 12710001025; 12710001905
 Proveedor : **OXIQUIM S.A.**
 : **Limache 3117, Viña del Mar, Chile. Fono: 32-
 2468300 Fax: 32-2468348**
 Teléfonos de emergencia en Chile : **Quilicura: 02-4788111
 Coronel: 041-2866523**
Celular emergencia 1: 97995292
Celular emergencia 2: 97995285
CITUC (Emergencias Químicas): 2-2473600
 e-mail : **jyanez@oxiquim.cl**

Sección 2: Información sobre la sustancia o mezcla

Nombre químico (IUPAC) : **Bisulfito de sodio**
 Fórmula química : **Na₂S₂O₅**
 Sinónimos : **Bisulfito de sodio; Pirosulfito de sodio; Sal sódica del ácido disulfuroso; Metabisulfito de sodio.**
 No. CAS : **7681-57-4**
 No. NU : **No tiene, según NCh 382 Of. 2004.**

Sección 3: Identificación de los riesgos

Marca en etiqueta : Ninguna

Clasificación de riesgos del producto químico:

Salud: 2

Inflamabilidad: 0

Reactividad: 0

a) **Riesgos para la salud de las personas:** Es tóxico por inhalación del polvo. Es un irritante fuerte de la piel y las mucosas. No es combustible pero descompone al ser calentado.

Efectos de una sobreexposición aguda (por una vez): La exposición prolongada a los vapores de dióxido de azufre produce molestias en el tracto respiratorio superior.

Inhalación : Se produce irritación de las vías respiratorias superiores si la exposición es prolongada.

Contacto con la piel : El contacto frecuente y prolongado con el producto causa irritación de la piel.

Contacto con los ojos : El contacto con el polvo o con las soluciones del producto irrita los ojos.

Ingestión : Su efecto irritante puede manifestarse en náuseas y vómitos. Si la ingestión es de una dosis muy grande, puede causarse cólicos, diarrea, depresión y la muerte.

Efectos de una sobreexposición crónica (largo plazo): No se ha observado efectos crónicos en personas expuestas al producto.

Condiciones médicas que se verán agravadas con la exposición al producto: Las personas con afecciones respiratorias no deben exponerse al producto o a sus vapores.

b) **Riesgos para el medio ambiente:** Peligroso para la vida acuática por su propiedad de absorber el oxígeno.

c) **Riesgos especiales del producto:** El producto desprende SO₂ en condiciones especiales de calor. El contacto con agua aumenta el desprendimiento de SO₂.

Sección 4: Medidas de primeros auxilios

En caso de contacto accidental con el producto, proceder de acuerdo con:

Inhalación : Lleve a la víctima al aire libre y ayude a la respiración, si es necesario. Procure atención médica para la víctima.

Contacto con la piel : Lave con abundante cantidad de agua corriente hasta limpiar la zona afectada.

Contacto con los ojos : Lave de inmediato con abundante cantidad de agua corriente a lo menos por 15 minutos.

Ingestión : Si el paciente está consciente, dé a beber agua o leche. Consiga atención de un médico.

Notas para el médico tratante: No se conoce un antídoto específico para el producto. Trate según los síntomas presentes.

Sección 5: Medidas para lucha contra el fuego

Agentes de extinción : El producto no es combustible.

Procedimientos especiales para combatir el fuego: En caso de un incendio cercano, refrigere los envases del producto con niebla de agua.

Equipos de protección personal para el combate del fuego: Proteja las vías respiratorias con equipos de respiración autónoma. El producto caliente desprende SO₂.

Sección 6 : Medidas para controlar derrames o fugas

Medidas de emergencia a tomar si hay derrame del material: Recoja el producto derramado y colóquelo dentro de un envase cerrado. Lave los residuos con agua. Neutralice la solución resultante con Na₂CO₃. Oxide hasta sulfato de sodio antes de disponer de ellos.

Equipo de protección personal para atacar la emergencia: Proteja las vías respiratorias de la aspiración de polvo.

Precauciones a tomar para evitar daños al medio ambiente: Neutralice las aguas del lavado antes de disponer de ellas.

Métodos de limpieza : Lave con abundante cantidad de agua para disolver, neutralice con Na₂CO₃, y disponga a alcantarilla.

Método de eliminación de desechos: Los desechos deben disponerse en una instalación especialmente diseñada al efecto.

Sección 7: Manipulación y almacenamiento

Recomendaciones técnicas: Debido al desprendimiento de SO₂, el producto debe ser usado sólo en ambientes con buena ventilación, ya sea natural o forzada.

Precauciones a tomar : Use siempre los equipos de protección personal recomendados.

Recomendaciones sobre manipulación segura, específicas: Evite aspirar los polvos del producto o los gases de SO₂ que desprende.

Condiciones de almacenamiento: Almacene en un lugar frío, lejos de agentes oxidantes, ácidos y humedad.

Embalajes recomendados y no adecuados por el proveedor: El producto se entrega en sacos plásticos. No se recomienda el uso de envases de fierro.

Sección 8 : Control de exposición/protección ambiental

Medidas para reducir la posibilidad de exposición: Al manipular, use siempre su respirador contra gases de SO₂. Manipule en recintos bien ventilados. Saque del envase sólo la cantidad necesaria para el proceso y manténgalo bien cerrado.

Parámetros para control : Dato no disponible.

Límites permisibles ponderado (LPP), absoluto (LPA) y temporal (LPT): Límite permisible ponderado: 4 mg/m³.

Protección respiratoria : Puede ser necesario usar distintos tipos de protección respiratoria, según las condiciones de cada lugar de trabajo.

Guantes de protección : Use guantes de protección química.

Protección de la vista : Use lentes de protección química. El uso de lentes de contacto está prohibido al manipular productos químicos.

Otros equipos de protección: Proteja el cuerpo con traje contra lluvia, si ello es necesario.

Ventilación : Debe haber buena, ya sea natural o forzada, en los lugares de manipulación del producto.

Sección 9 : Propiedades físicas y químicas

Estado físico : Sólido cristalino.

Apariencia y olor : Blanco, de olor suave a dióxido de azufre. Concentración : 98 %.

pH : No corresponde.

Punto de inflamación : No corresponde. **Temperatura de auto-ignición:** No corresponde. **Peligros de fuego o explosión:** No tiene.

Presión de vapor a 20°C : Dato no disponible. **Densidad de vapor :** Dato no disponible.

Densidad a 20°C : 1,48 g/cc.

Solubilidad en agua y otros solventes: 39% a 16 °C, en agua.

Sección 10 : Estabilidad y reactividad

Estabilidad : Estable.

Condiciones que se deben evitar: Evite la exposición del producto al calor o a los rayos solares.

Incompatibilidad (materiales que se deben evitar): Evite el contacto con ácidos y agentes oxidantes. Evite asimismo el contacto con agua, ya que se acelera el desprendimiento de SO₂.

Productos peligrosos de la descomposición: Al calentar hasta descomposición forma gases tóxicos de SO₂, SO₃ y Na₂O.

Productos peligrosos de la combustión: No es combustible.

Polimerización peligrosa: No se producirá.

Sección 11 : Información toxicológica

Toxicidad a corto plazo : No es tóxico agudo. LD₅₀ oral = 3.200 mg/kg (ratas).

Toxicidad a largo plazo: Hasta el momento no se ha observado toxicidad crónica. Efectos locales o sistémicos : Irritación en caso de contactos frecuentes o prolongados.

Sensibilización alérgica : Puede producirse sólo en personas asmáticas o especialmente susceptibles al producto.

Sección 12 : Información ecológica

Inestabilidad : Inestable, por cuanto descompone con la humedad.

Tiende a oxidar con rapidez.

Persistencia/Degradabilidad : Degradable, por las mismas razones anteriores. Bio-acumulación : No se producirá.

Efectos sobre el medio ambiente : Tóxico para la vida acuática. Evite la entrada en aguas naturales.

Sección 13 : Consideraciones sobre disposición final

Métodos recomendados y aprobados por la normativa chilena para disponer de la sustancia, residuos, desechos: Lave los residuos con abundante agua. Neutralice esta agua con Na₂CO₃. Oxide hasta sulfato antes de disponer en alcantarillas.

Métodos recomendados y aprobados por la normativa chilena para la eliminación de envases / embalajes contaminados: Los envases contaminados deben ser dispuestos en una instalación especialmente diseñada al efecto.

Sección 14 : Información sobre transporte

Terrestre por carretera o ferrocarril: **No Peligroso**
 Vía marítima : **No Peligroso**
 Vía aérea : **No Peligroso**
 Vía fluvial / lacustre : **No Peligroso** Distintivos aplicables NCh 2190 : **No Peligroso**
Peligroso No. NU : **No Peligroso**

Sección 15 : Normas vigentes

Normas internacionales aplicables: IMO / NU : No Peligroso
Normas nacionales aplicables: N Ch 382; N Ch 2190; D. S. 298; D.S.148 Marca en etiqueta : No Peligroso

Sección 16 : Otras informaciones

hay.

No

Los datos consignados en esta Hoja de Datos fueron obtenidos de fuentes confiables. Sin embargo, se entregan sin garantía expresa o implícita respecto de su exactitud o corrección. Las opiniones expresadas en este formulario son las de profesionales capacitados de OXIQUM S.A. La información que se entrega en él es la conocida actualmente sobre la materia.

Considerando que el uso de esta información y de los productos está fuera del control de OXIQUM S.A., la empresa no asume responsabilidad alguna por este concepto. Determinar las condiciones de uso seguro del producto es obligación del usuario.

JYG/

ANEXO 4

CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA DE LA ALIMENTACIÓN

ORIGEN		LITOLÓGÍA	ZONA MINERAL	ALTERACIÓN
RAJO	QM	100% andesita.	Primario (80% pirita y 20% calcopirita).	70% sin alteración y 30% potásica biotítica.
MINA SUBTERRÁNEA	ICO	80% andesita, 10% pórfido K, 3% pórfido QZ y 7% riolita.	64% primario, 20% secundario, 4% óxidos, 11% lixiviado (26% pirita, 46% calcopirita, 13% calcosina, 1% molibdenita, 9% óxidos Fe y 5% óxidos Cu).	28% argílica, 4% cuarzo serítica y 28% potásica biotítica.
	IES	85% andesita, 12% pórfido X y 3% pórfido K.	100% primario (37% pirita, 57% calcopirita, 1% bornita y 4% molibdenita).	4% sin alteración, 14% feldespática y 83% potásica biotítica.
	IN	90% andesita, 8% pórfido QZ y 2% pórfido K.	79% primario y 21% lixiviado (69% pirita, 18% calcopirita, 4% molibdenita y 8% óxidos de Fe).	1% sin alteración, 23% argílica y 76% potásica biotítica.
	IW	100% andesita.	100% primario (24% pirita, 64% calcopirita, 3% bornita y 9% molibdenita).	29% sin alteración y 70% potásica biotítica.

ANEXO 5

MODELACIÓN RESULTADOS DISEÑO EXPERIMENTAL CON NASH MEDIANTE EL ALGORITMO DE YATES

$$\text{Rec.Cu cit} = B_0 + B_1 \cdot x_1 + B_2 \cdot X_2 + B_3 \cdot X_3$$

$$\begin{aligned} X_1 &= A - a_1 / b_1 = (9,5 - a_1) / b_1 = -1 \\ &= (11,5 - a_1) / b_1 = +1 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} X_2 &= B - a_2 / b_2 = (10 - a_2) / b_2 = -1 \\ &= (40 - a_2) / b_2 = +1 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} X_3 &= A - a_3 / b_3 = (20 - a_3) / b_3 = -1 \\ &= (35 - a_3) / b_3 = +1 \end{aligned}$$



Luego, $a_1=10,5$ $a_2=25$ $a_3=27,5$ $b_1=1$ $b_2=15$ y $b_3=7,5$

Con $B_0 = \text{Media} = 40,54$

$B_1 = \text{Efecto pH} / 2$

$B_2 = \text{Efecto NaSH} / 2$

$B_3 = \text{Efecto Espumante} / 2$

Luego,

$$\text{Cucit} = 33,53 - 0,72 \cdot \text{pH} + 0,42 \cdot \text{NaSH} + 0,148 \cdot \text{Espumante}$$

R-Squared = 0,9724

ANEXO 6

DATOS EXPERIMENTALES DE FLOTACIONES DE LABORATORIO

FLOTACIÓN	BARRIDO NASH				BARRIDO MBS			
	10 g/t	40 g/t	80 g/t	150g/t	50 g/t	75 g/t	100 g/t	150 g/t
REACTIVOS								
Sulfid. (μl)	42.26	169	338	633.9	222.34	333.51	444.7	667.02
Espuma.(μL)	65.61	65.61	65.61	65.61	65.61	65.61	65.61	65.61
XA-343 (mL)	14.55	14.55	14.55	14.55	14.55	14.55	14.55	14.55
AERO 3758	42.62	42.62	42.62	42.62	42.62	42.62	42.62	42.62
pH								
Pulpa c/cal	10.23	10.35	10.24	10.4	10.16	10.11	10.15	10.03
Inicial Flot.	10.51	10.54	10.56	10.59	10.41	10.37	10.32	10.29
Final Flot.	10.17	10.19	10.16	10.27	10.01	9.98	9.98	9.95
CAL (g)								
Molino	2.4	2.4	2.4	2.4	2.4	2.4	2.4	2.4
Celda	0.14	0.13	0.15	0.05	0.17	0.18	0.16	0.24
POTENCIAL (mV/Pt)								
Pulpa c/cal	15	84.6	33.5	63.4	64.9	70.3	64.1	67.1
Inicial Flot.	-25.6	-17.4	-225	-289.3	30.1	25.9	23.2	28.3
Final Flot.	32.7	51.6	26.5	39.9	57.1	62.6	58.9	61.1
TEMPERATURA (°C)								
Pulpa c/cal	21.7	20.7	21.6	19.7	21	21	20.7	21.7
Inicial Flot.	22.3	21.3	22.2	20.3	21.8	21.6	21.7	22.2
Final Flot.	22.2	21.6	22.2	20.1	22.1	21.5	21.4	22
MASAS (g)								
Concentrado	163.8	167.8	159.8	135.3	175.5	188.8	182.2	175.1
Relave	2083.6	2071.9	2086.4	2109.8	2069	2058.1	2060.2	2067

FLOTACIÓN	DISEÑO EXPERIMENTAL CON NASH							
	D.E.N.1	D.E.N.2	D.E.N.3	D.E.N.4	D.E.N.5	D.E.N.6	D.E.N.7	D.E.N.8
REACTIVOS								
Sulfid. (μl)	42.26	42.26	169.04	169.04	42.26	42.26	169.04	169.04
Espum. (μL)	47.33	47.33	47.33	47.33	82.83	82.83	82.83	82.83
XA-343 (mL)	14.55	14.55	14.55	14.55	14.55	14.55	14.55	14.55
AERO 3758	42.62	42.62	42.62	42.62	42.62	42.62	42.62	42.62
pH								
Pulpa c/cal	9.47	10.82	9.62	11.05	9.56	11.14	9.46	10.92
Inicial Flot.	9.57	11.5	9.9	11.5	9.61	11.53	9.6	11.51
Final Flot.	9.32	11.18	9.65	11.23	9.43	11.23	9.43	11.3
CAL (g)								
Molino	1.8	3.2	1.8	3.2	1.8	3.2	1.7	3.2
Celda	0.03	0.88	0	0.51	0	0.41	0	0.66
POTENCIAL (mV/Pt)								
Pulpa c/cal	71.4	10.1	73.1	4.8	30.6	20.2	75.7	22.1
Inicial Flot.	52.2	-48.6	3.9	-59.1	3.4	-33.9	21.6	-52.6
Final Flot.	70.9	-24.1	59.5	-17.9	12	-32.3	51.1	-33.4
TEMPERATURA (°C)								
Pulpa c/cal	20.5	19.1	17.6	18.9	18.1	16.9	21	20.2
Inicial Flot.	21.1	20.1	18	19.8	18.6	17.7	21.5	20.9
Final Flot.	20.9	19.8	18.1	20.2	18.7	18.7	21.3	21
MASAS (g)								
Concentrado	158.2	157.9	155.4	160.3	176	168.4	168.3	159.2
Relave	2078.4	2082.8	2081.7	2082.8	2056.7	2079.5	2068.1	2088.1

FLOTACIÓN	DISEÑO EXPERIMENTAL CON MBS							
	D.E.M.1	D.E.M.2	D.E.M.3	D.E.M.4	D.E.M.5	D.E.M.6	D.E.M.7	D.E.M.8
REACTIVOS								
Sulfid. (μl)	334	334	444.7	444.7	334	334	444.7	444.7
Espum. (μL)	47.33	47.33	47.33	47.33	82.83	82.83	82.83	82.83
XA-343 (mL)	14.55	14.55	14.55	14.55	14.55	14.55	14.55	14.55
AERO 3758	42.62	42.62	42.62	42.62	42.62	42.62	42.62	42.62
pH								
Pulpa c/cal	9.25	10.78	9.23	10.77	9.14	10.71	9.22	10.8
Inicial Flot.	9.36	11.47	9.33	11.47	9.4	11.44	9.42	11.45
Final Flot.	9.09	11.18	9.09	11.17	9.17	11.15	9.18	11.13
CAL (g)								
Molino	1.5	3.2	1.5	3.2	1.5	3.2	1.5	3.2
Celda	0.12	0.96	0.12	0.96	0.16	0.91	0.15	0.91
POTENCIAL (mV/Pt)								
Pulpa c/cal	71.7	30.1	96.8	28.1	84.3	24.9	105.5	27.8
Inicial Flot.	60.5	-44.7	57.2	-27.1	55	-30.4	68.7	-22
Final Flot.	83.8	-20.8	84.9	-8	74.7	-15.6	85.5	-3.8
TEMPERATURA (°C)								
Pulpa c/cal	24.3	24.5	24.8	23.9	24.4	23.8	23.9	24.1
Inicial Flot.	25	25	25.3	24.8	24.8	24.6	24.3	24.7
Final Flot.	24.9	25	25.3	24.6	24.8	24.7	24.3	24.5
MASAS (g)								
Concentrado	152.2	161.8	142.2	158	152.1	161.2	154.4	167.8
Relave	2093.2	2097.1	2101.3	2092.3	2082.8	2088.1	2095.7	2082.9

FLOTACIÓN	Estándar	PRUEBAS ESPECIALES DE OPTIMIZAC. CUT	
		10 g/t NASH+75 g/t MBS	40 g/t NASH+75 g/t MBS
REACTIVOS			
Sulfid. (μl)		42.26+ 334	169+334
Espum. (μL)	65.61	65.61	65.61
XA-343 (mL)	14.55	14.55	14.55
AERO 3758	42.62	42.62	42.62
pH			
Pulpa c/cal	10.36	10.21	10.06
Inicial Flot.	10.5	10.4	10.43
Final Flot.	10.12	9.98	10.04
CAL (g)			
Molino	2.4	2.2	2.2
Celda	0.2	0.15	0.25
POTENCIAL (mV/Pt)			
Pulpa c/cal	46.5	56.2	64.3
Inicial Flot.	28.1	3.8	-147.3
Final Flot.	50.4	42.6	-54.7
TEMPERATURA (°C)			
Pulpa c/cal	18.8	23.3	23
Inicial Flot.	19	23.7	23.6
Final Flot.	19.1	23.8	23.5
MASAS (g)			
Concentrado	154.2	171.3	178.6
Relave	2085.1	2075	2057.5

UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN – FACULTAD DE INGENIERÍA

Departamento de Ingeniería Metalúrgica

Hoja Resumen Memoria de Título

Título: Flotación de Cobre Soluble en Planta Concentradora, División Salvador-CODELCO
Nombre Memorista: Paola Francisca Merino Valenzuela

Modalidad		Profesor(es) Patrocinante(s): Leopoldo Gutiérrez Briones
Concepto		
Calificación		
Fecha		Prof. Leopoldo Gutiérrez Briones
		Ingeniero Supervisor: Srta. Gabriela Bañados Canales
Prof. Eugenia Araneda H.		Institución: División Salvador, CODELCO

Comisión (Nombre y Firma)	
Prof. Dennis Vega	Prof. Andrés Ramírez

Resumen
<p>La sulfidización de cobre es un proceso mediante el cual es posible recuperar el cobre oxidado en la flotación. En la investigación realizada en la Planta Concentradora de la división Salvador-CODELCO se evaluaron dos reactivos con este fin, NaSH y MBS, para finalmente incrementar la recuperación de cobre total. Tras la realización de baridos y diseños experimentales se obtuvo que sólo el NaSH funcionó eficazmente como reactivo sulfidizante, incrementando la recuperación de cobre oxidado en la flotación Rougher. El MBS por su parte, incrementó la recuperación de cobre sulfurado y también la recuperación de cobre total. Es así como se decidió adicionar ambos reactivos en una misma prueba, trayendo como consecuencia la maximización de la recuperación de cobre total, al incrementarse tanto la recuperación de cobre soluble como sulfurado. En cuanto a otros elementos de interés como hierro y molibdeno, también experimentaron incrementos en sus recuperaciones. Al llevar los resultados a una evaluación económica se obtuvo que al combinar ambos reactivos en una prueba la ganancia es mucho mayor que al usar cada uno por separado, ya que el costo de los sulfidizantes no es significativo en comparación a las utilidades que podrían obtenerse.</p>