

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

Optimización de flotación con mineral de alto RatOx

Para obtener el título profesional de Ingeniero Metalurgista

Elaborado por

Diego Armando Contreras Marroquín

 [0009-0006-2831-4126](https://orcid.org/0009-0006-2831-4126)

Asesor

Dr. Alberto Landauro Abanto

 [0000-0003-3748-120X](https://orcid.org/0000-0003-3748-120X)

LIMA – PERÚ

2025

Citar/How to cite	Contreras Marroquín [1]
Referencia/Reference	[1] D. Contreras Marroquín, “ <i>Optimización de flotación con mineral de alto RatOx</i> ” [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Contreras, 2025)
Referencia/Reference	Contreras, D. (2025). <i>Optimización de flotación con mineral de alto RatOx</i> . [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

*Dedico este trabajo a Dios, a mis padres, mi esposa,
mis hijos y mis hermanas, quienes siempre están conmigo y
me impulsan a mejorar.*

Agradecimientos

Quiero agradecer a los profesores de mi facultad, quienes siempre me inculcaron los conocimientos para mi formación profesional y humana. Asi mismo, agradezco a la misma compañía minera Chinalco Perú por la confianza laboral y brindarme la oportunidad de desarrollarme como profesional.

Resumen

El presente estudio tiene como objetivo optimizar el proceso de flotación de mineral con alto RatOx mediante la evaluación de parámetros operacionales y la dosificación de NaSH en el circuito Rougher. Se parte de la problemática de que una elección y dosificación inadecuada de reactivos puede impactar negativamente la recuperación de cobre en minerales con RatOx mayor al 10%.

A través de pruebas experimentales, se determinó que la adición de NaSH genera un incremento significativo en la recuperación de cobre. En la primera etapa de pruebas, el uso de NaSH (40 g/t) mostró una mejora en la recuperación de Cu en +2.2% (80.2% vs. 78.0%), destacando la importancia de este reactivo en el proceso de flotación. Además, se observó un incremento promedio del 86.16% al 88.2% (+2.04%) en la recuperación de Cu, favoreciendo la eficiencia del proceso. Sin embargo, se evidenció un efecto negativo sobre la cinética de flotación en los primeros minutos de operación.

En la segunda etapa de pruebas, se logró una mejora adicional en la recuperación de Cu total en +0.61% (84.03% vs. 83.42%) al adicionar NaSH en la cuarta celda, lo que valida la necesidad de ajustar la dosificación y el punto de adición. También se registraron mejoras en la recuperación de CuOx (+1.35%) y Cu sulfurado (+0.88%) al optimizar la dosificación del reactivo.

Los resultados obtenidos demuestran que la optimización de los parámetros operacionales de NaSH permite mejorar la recuperación de cobre en minerales con alto RatOx, validando la hipótesis planteada en esta investigación. Finalmente, se recomienda continuar con la optimización de la dosificación de NaSH en puntos estratégicos del circuito Rougher, evaluar su impacto en la selectividad del proceso y analizar otras variables operacionales que podrían mejorar aún más la eficiencia de flotación.

Palabras clave - Flotación, RatOx, NaSH, cobre, recuperación, sulfuros, óxidos, circuito Rougher, cinética de flotación, pH, potencial electroquímico.

Abstract

This study aims to optimize the flotation process of high RatOx ore by evaluating operational parameters and NaSH dosage in the Rougher circuit. The research is based on the problem that inadequate selection and dosage of reagents can negatively impact copper recovery in ores with RatOx levels above 10%.

Through experimental tests, it was determined that the addition of NaSH significantly increases copper recovery. In the first stage of testing, using NaSH (40 g/t) improved Cu recovery by +2.2% (80.2% vs. 78.0%), highlighting the importance of this reagent in the flotation process. Additionally, an average increase in Cu recovery from 86.16% to 88.2% (+2.04%) was observed, enhancing process efficiency. However, a negative effect on flotation kinetics was noted in the initial minutes of operation.

In the second stage of testing, an additional +0.61% increase in total Cu recovery (84.03% vs. 83.42%) was achieved by adding NaSH in the fourth cell, validating the need to adjust both dosage and addition points. Improvements were also recorded in CuOx recovery (+1.35%) and sulfide Cu recovery (+0.88%) by optimizing reagent dosage.

The results demonstrate that optimizing NaSH operational parameters enhances copper recovery in high RatOx ores, validating the hypothesis proposed in this research. Finally, it is recommended to continue optimizing NaSH dosage at strategic points in the Rougher circuit, evaluate its impact on process selectivity, and analyze other operational variables that could further improve flotation efficiency.

Keywords - Flotation, RatOx, NaSH, copper, recovery, sulfides, oxides, Rougher circuit, flotation kinetics, pH, electrochemical potential.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xiii
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Descripción del problema de investigación.....	1
1.2 Formulación del problema	2
1.3 Objetivo	2
1.4 Hipótesis	3
1.5 Operacionalización de variables.....	3
1.5.1 Variable independiente (V.I)	3
1.5.2 Variable dependiente (V.D)	3
1.6 Antecedentes referenciales	3
1.6.1 Antecedentes internacionales	3
1.6.2 Antecedentes nacionales	4
1.6.3 Antecedentes locales	5
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual	6
2.1 Marco teórico	6
2.1.1 Flotación	6
2.1.2 Hidrofobicidad e hidrofiliidad.....	13
2.1.3 Adhesión de partículas a burbujas de aire.....	15
2.1.4 Uso de Reactivos	17
2.1.5 Control del pH	21
2.1.6 Potencial electroquímico	24
2.1.7 Cinética de flotación	27
2.1.8 Teoría química de oxidación superficial.....	30
2.2 Marco conceptual	33

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación	35
3.1 Unidad de estudio	35
3.1.1 Ubicación Geográfica y Accesibilidad	35
3.1.2 Geología general.....	36
3.2 Primera etapa de pruebas	42
3.2.1 Ensayos para evaluación de pH / NaSH.....	43
3.2.2 Ensayos para evaluación de NaSH / bajo RatOx	56
3.3 Segunda etapa de pruebas	67
Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados	73
4.1 Análisis de resultados	73
4.1.1 Resultados de primera etapa de pruebas.....	73
4.1.2 Resultados de segunda etapa de pruebas	80
Conclusiones	84
Recomendaciones	86
Referencias bibliográficas.....	87
Anexos	89

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Matriz de consistencia.....	3
Tabla 2 : Factores que afectan la adhesión partícula-burbuja.....	17
Tabla 3 : Clasificación de reactivos de flotación.....	18
Tabla 4 : Reguladores alcalinos.....	22
Tabla 5 : Reguladores ácidos	22
Tabla 6 : Relación entre pH y selectividad en la flotación	23
Tabla 7 : Potencial electroquímico en la flotación de sulfuros	25
Tabla 8 : Relación entre Eh y selectividad en la flotación.....	26
Tabla 9 : Ruta geográfica.....	35
Tabla 10: Leyes de las muestras M1 y M2.....	43
Tabla 11: Condiciones – T1 – M1: Sin NaSH.....	44
Tabla 12: Balance metalúrgico acumulado – T1 – M1: Sin NaSH	44
Tabla 13: Condiciones – T2 – M1: NaSH (30 g/t).....	45
Tabla 14: Balance metalurgico acumulado – T2 – M1: NaSH (30 g/t)	46
Tabla 15: Condiciones – T3 – M1: NaSH (40 g/t).....	47
Tabla 16: Balance Metalurgico acumulado – T3 – M1: NaSH (40 g/t)	47
Tabla 17: Condiciones – T4 – M1: NaSH (50 g/t).....	48
Tabla 18: Balance metalurgico acumulado – T4 – M1: NaSH (50 g/t)	49
Tabla 19: Condiciones – T5 – M2: Sin NaSH.....	50
Tabla 20: Balance metalúrgico acumulado – T5 – M2: Sin NaSH.....	50
Tabla 21: Condiciones – T6 – M2: NaSH (30 g/t).....	51
Tabla 22: Balance metalurgico acumulado – T6 – M2: NaSH (30 g/t)	52
Tabla 23: Condiciones – T7 – M2: NaSH (40 g/t).....	53
Tabla 24: Balance metalúrgico acumulado – T7 – M2: NaSH (40 g/t)	53
Tabla 25: Condiciones – T8 – M2: NaSH (50 g/t).....	54
Tabla 26: Balance metalúrgico acumulado – T8 – M2: NaSH (50 g/t)	55

Tabla 27: Leyes de muestra con bajo RatOx	56
Tabla 28: Condiciones – T1 – Sin NaSH.....	56
Tabla 29: Balance metalúrgico acumulado – T1 – Sin NaSH	57
Tabla 30: Condiciones – T2 – NaSH Planta: (30 g/t).....	58
Tabla 31: Balance metalúrgico acumulado – T2 – NaSH Planta: (30 g/t)	58
Tabla 32: Condiciones – T3 – NaSH Planta: (40 g/t).....	59
Tabla 33: Balance metalúrgico acumulado – T3 – NaSH Planta: (40 g/t)	60
Tabla 34: Condiciones – T4 – NaSH Planta: (50 g/t).....	61
Tabla 35: Balance metalúrgico acumulado – T4 – NaSH Planta: (50 g/t)	61
Tabla 36: Condiciones – T5 – NaSH Diamond: (30 g/t).....	62
Tabla 37: Balance Metalurgico acumulado – T5 – NaSH Diamond: (30 g/t)	63
Tabla 38: Condiciones – T6 – NaSH Diamond: (40 g/t).....	64
Tabla 39: Balance metalúrgico acumulado – T6 – NaSH Diamond: (40 g/t)	64
Tabla 40: Condiciones – T7 – NaSH Diamond: (50 g/t).....	65
Tabla 41: Balance metalúrgico acumulado – T7 – NaSH Diamond: (50 g/t)	66
Tabla 42: Comparación de los resultados de la prueba NaSH en avance	72
Tabla 43: Esquema de pruebas etapa rougher bulk – pH / NaSH.....	73
Tabla 44: Resultados acumulados a 16 min de flotación – pH / NaSH.....	74
Tabla 45: Resumen de constantes R^∞ y K para las pruebas – pH / NaSH	74
Tabla 46: Esquema de pruebas etapa rougher bulk – NaSH / bajo RatOx.....	77
Tabla 47: Resultados acumulados a 16 min de flotación – NaSH / bajo RatOx.....	77
Tabla 48: Resumen de constantes R^∞ y K para las pruebas – NaSH / bajo RatOx	78

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Impacto de mineral con alto RatOx en la flotación	1
Figura 2 : Informe de capacidad del proceso de RatOx	2
Figura 3 : Representación esquemática del proceso de flotación.....	6
Figura 4 : Ubicación de la mina.....	36
Figura 5 : Plano geológico regional.....	37
Figura 6 : Plano geológico de Morococha.....	39
Figura 7 : Plano estructural	40
Figura 8 : Dosificación de NaSH RatOx > 10%	43
Figura 9 : Graficas de control – T1 – M1: Sin NaSH.....	45
Figura 10: Graficas de control – T2 – M1: NaSH (30 g/t)	46
Figura 11: Graficas de control – T3 – M1: NaSH (40 g/t)	48
Figura 12: Graficas de control – T4 – M1: NaSH (50 g/t)	49
Figura 13: Graficas de control – T5 – M2: Sin NaSH.....	51
Figura 14: Graficas de control – T6 – M2: NaSH (30 g/t)	52
Figura 15: Graficas de control – T7 – M2: NaSH (40 g/t)	54
Figura 16: Graficas de control – T8 – M2: NaSH (50 g/t)	55
Figura 17: Graficas de control – T1 – Sin NaSH	57
Figura 18: Graficas de control – T2 – NaSH Planta: (30 g/t)	59
Figura 19: Graficas de control – T3 – NaSH Planta: (40 g/t)	60
Figura 20: Graficas de control – T4 – NaSH Planta: (50 g/t)	62
Figura 21: Graficas de control – T5 – NaSH Diamond: (30 g/t)	63
Figura 22: Graficas de control – T6 – NaSH Diamond: (40 g/t)	65
Figura 23: Graficas de control – T7 – NaSH Diamond: (50 g/t)	66
Figura 24: Dosificación de NaSH en Celdas 4 y 6 de la Línea 2 en Circuito Rougher	67
Figura 25: Recuperación acumulativa de Cu – 04/05/23.....	68
Figura 26: Recuperación acumulativa de Cu – 05/05/23.....	68

Figura 27: Recuperación acumulativa de Cu – 06/05/23.....	69
Figura 28: Recuperación acumulativa de CuOx – 04/05/23	69
Figura 29: Recuperación acumulativa de CuOx – 05/05/23	70
Figura 30: Recuperación acumulativa de CuOx – 06/05/23	70
Figura 31: Recuperación acumulativa de CuSAc – 04/05/23	71
Figura 32: Recuperación acumulativa de CuSAc – 05/05/23	71
Figura 33: Recuperación acumulativa de CuSAc – 06/05/23	72
Figura 34: % Recuperación Cu - Grado Cu % - M1	75
Figura 35: % Recuperación Cu - Grado Cu % - M2	75
Figura 36: % Desplazamiento Fe - Mass Pull - M1	76
Figura 37: % Desplazamiento Fe - Mass Pull – M2.....	76
Figura 38: % Recuperación Cu - Grado Cu %	78
Figura 39: % Desplazamiento Fe - Mass Pull	79
Figura 40: Cinética de flotación Cu	79
Figura 41: Grado Vs Recuperación.....	80
Figura 42: Balance por celdas Rougher Bulk L-1/2 – 04/05/23	80
Figura 43: Balance por celdas Rougher Bulk L-1/2 – 05/05/23	81
Figura 44: Balance por celdas Rougher Bulk L-1/2 – 06/05/23	81
Figura 45: Recuperación acumulativa de Cu – 19/05/23.....	82
Figura 46: Recuperación acumulativa de CuOx – 19/05/23	82

Introducción

La industria minera enfrenta desafíos constantes en la optimización de sus procesos para maximizar la recuperación de los minerales de interés y mejorar la eficiencia operativa. En este contexto, la flotación de minerales con alto RatOx (Relación de óxidos a sulfuros de cobre) se ha convertido en un tema de creciente importancia debido a la mayor presencia de estos minerales en los yacimientos actuales. La flotación de estos minerales representa un reto técnico significativo, ya que una inadecuada selección y dosificación de reactivos puede impactar negativamente la recuperación del cobre y reducir la eficiencia del proceso.

Para abordar esta problemática, la presente investigación se organiza en cuatro capítulos. El Capítulo 1 establece el planteamiento del problema, la formulación del problema de investigación, los objetivos, la hipótesis que orienta el estudio, así como las variables y los antecedentes referenciales en el ámbito de la flotación de minerales con alto RatOx. El Capítulo 2 desarrolla el marco teórico, donde se abordan los conceptos fundamentales de la flotación, incluyendo los principios de hidrofobicidad e hidrofiliidad, la química de los reactivos de flotación, el impacto del control de pH, y la influencia del potencial electroquímico en la eficiencia del proceso. En el Capítulo 3, se describe la metodología experimental utilizada para la optimización del proceso, detallando las condiciones operacionales evaluadas y los ensayos realizados en la flotación de minerales con alto contenido de RatOx. Finalmente, en el Capítulo 4, se presentan los análisis y discusión de los resultados obtenidos durante las pruebas experimentales, así como las conclusiones y recomendaciones derivadas del estudio. Además, se incluyen las referencias bibliográficas y anexos que complementan la investigación.

Este estudio busca contribuir al conocimiento y mejora de los procesos de flotación en la recuperación de cobre, proporcionando herramientas y lineamientos que permitan una mejor toma de decisiones en la selección y dosificación de reactivos, promoviendo así una mayor eficiencia en la explotación de yacimientos con altos contenidos de RatOx.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

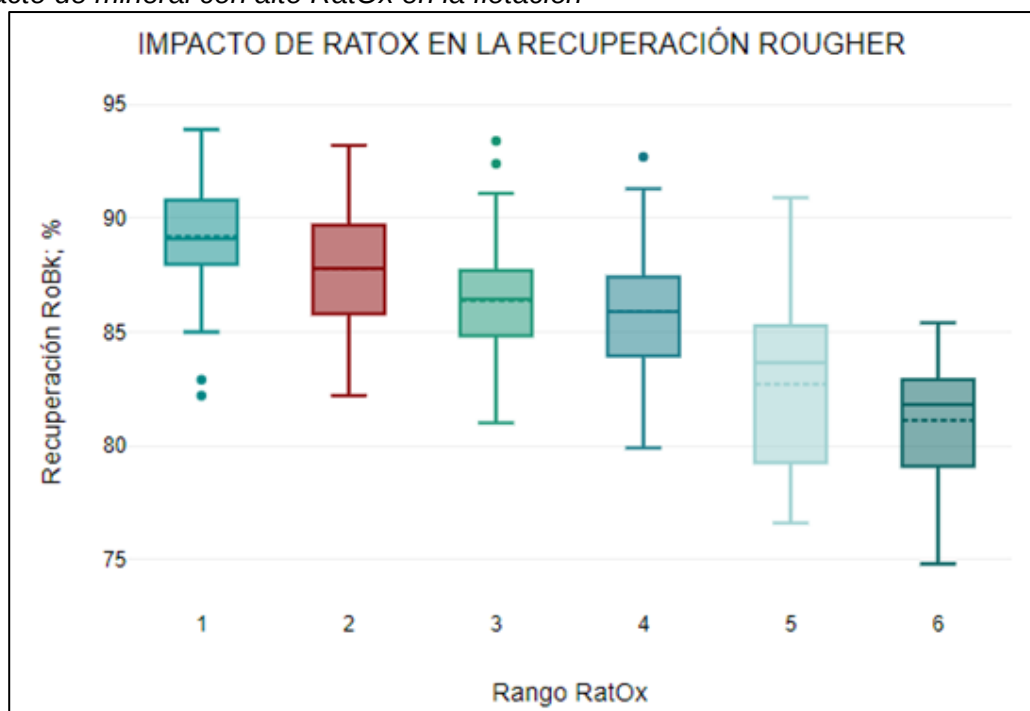
1.1 Descripción del problema de investigación

La flotación es uno de los métodos más utilizados para la concentración de minerales sulfurados, donde la selectividad y recuperación dependen de varios factores, incluidos la mineralogía, la química del proceso y las condiciones operativas. Sin embargo, la presencia de minerales con un alto Ratio de Oxidación (RatOx) puede afectar negativamente la eficiencia del proceso de flotación, reduciendo la recuperación de especies valiosas y aumentando el consumo de reactivos.

En minerales con alto RatOx, la presencia de superficies oxidadas y una mayor proporción de especies hidrofílicas generan dificultades en la interacción con los colectores tradicionales, disminuyendo la hidrofobicidad de las partículas y, en consecuencia, su flotabilidad. Además, el incremento en el uso de reactivos para compensar este efecto puede elevar los costos operativos y generar impactos ambientales no deseados.

Figura 1

Impacto de mineral con alto RatOx en la flotación

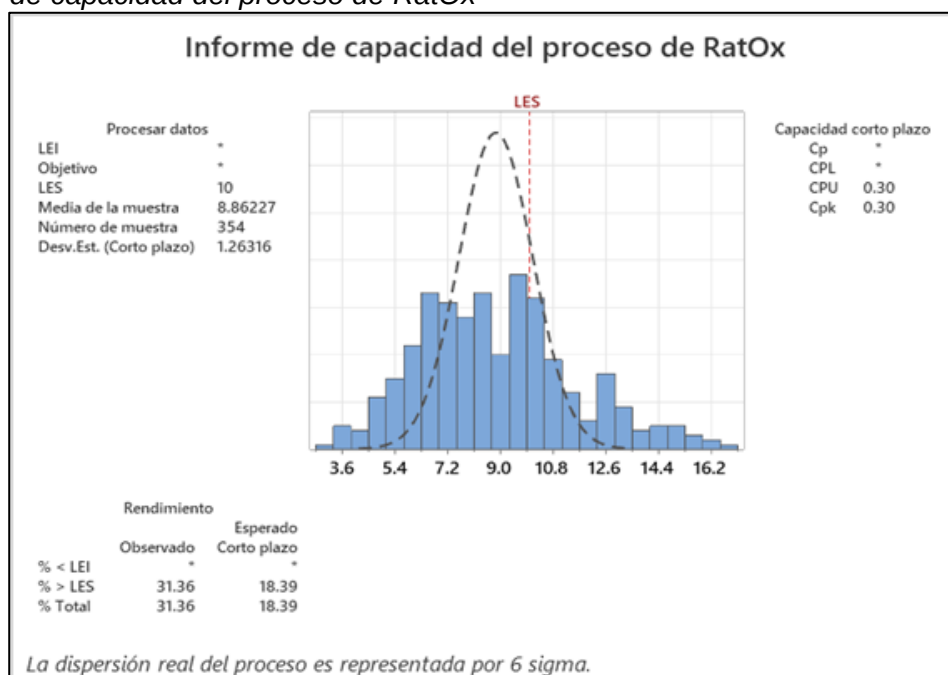


Fuente: Boletín Anual 2021: Procesos Metalúrgicos - Minera Chinalco S.A.

En este contexto, resulta fundamental optimizar el proceso de flotación para mejorar la recuperación y selectividad en este tipo de minerales. La optimización puede abordarse a través de modificaciones en el régimen de reactivos, ajustes en las condiciones del pH, tiempo de acondicionamiento y el uso de técnicas avanzadas de caracterización mineralógica y química de superficie.

Figura 2

Informe de capacidad del proceso de RatOx



Fuente: Boletín Anual 2021: Procesos Metalúrgicos - Minera Chinalco S.A.

Dado que las operaciones mineras enfrentan una creciente presión para maximizar la eficiencia y reducir costos, surge la necesidad de desarrollar estrategias de optimización específicas para minerales con alto RatOx, asegurando una mayor recuperación y rentabilidad del proceso.

1.2 Formulación del problema

¿En qué medida la inadecuada elección y dosificación de reactivos impacta en el proceso de flotación de mineral con RatOx mayor al 10%?

1.3 Objetivo

Optimizar la flotación de mineral con alto RatOx mediante la evaluación de parámetros operacionales para la dosificación de NaSH en el proceso.

1.4 Hipótesis

La optimización de los parámetros operacionales de NaSH en la flotación de mineral con alto RatOx, permitirá mejorar la recuperación de concentrado.

1.5 Operacionalización de variables

1.5.1 Variable independiente (V.I)

X1: Ajuste de parámetros operacionales.

- pH.
- Tiempo de acondicionamiento.
- Dosificación de reactivo.

1.5.2 Variable dependiente (V.D)

Y1: Concentrado de mineral.

- Grado de recuperación.

Tabla 1

Matriz de consistencia

FORMULACION DEL PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	VARIABLES	INDICADORES
Problema General	Objetivo General	Hipótesis General	Independiente	pH
¿En qué medida la inadecuada elección y dosificación de reactivos impacta en el proceso de flotación de mineral con RatOx mayor al 10%?	Optimizar la flotación de mineral con alto RatOx mediante la evaluación de parámetros operacionales para la dosificación de NaSH en el proceso.	La optimización de los parámetros operacionales de NaSH en la flotación de mineral con alto RatOx, permitirá mejorar la recuperación de concentrado.	X1: Ajuste de parámetros operacionales	Tiempo de acondicionamiento
			Dependiente	Dosificación de reactivo.
			Y1: Concentrado de mineral.	Grado de recuperación.

Fuente: Elaboración propia

1.6 Antecedentes referenciales

1.6.1 Antecedentes internacionales

Lobos, L. (2015). "Evaluación del uso de NaSH en el circuito de flotación selectiva de molibdeno de Los Pelambres". Esta investigación evaluó cómo ciertos factores, como el contenido de oxígeno en el gas de flotación, afectan el consumo de NaSH en la flotación

de molibdeno. Se encontró que una elevada presencia de oxígeno requiere una mayor dosis de NaSH para mantener los rangos de operación, llegando en algunos casos a duplicarse el consumo. Además, se analizaron alternativas para disminuir el uso de NaSH, como la recirculación de relaves y/o aguas dentro de la planta, aprovechando los bajos potenciales de estas corrientes.

Merino, P. (2019). “Flotación de cobre soluble en planta concentradora, División Salvador-CODELCO. Este trabajo experimental evaluó el uso de NaSH y metabisulfito de sodio ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$) en la flotación de cobre soluble”. Se encontró que la adición de 40 g/t de NaSH incrementó la recuperación de cobre soluble en un 24.49% y de cobre sulfuro en un 6.74%, logrando un aumento promedio del 7.56% en la recuperación total de cobre. Además, se observó una mejora en la recuperación de molibdeno, concluyendo que la adición de estos reactivos en proporciones óptimas incrementa la recuperación de cobre y molibdeno.

1.6.2 Antecedentes nacionales

Asto, C. (2024). “Flotación experimental de minerales oxidados de cobre empleando soluciones de sulfuro de potasio en medio ácido, Nasca-2022”. Este estudio experimental evaluó la flotación de minerales oxidados de cobre utilizando NaSH y metabisulfito de sodio como pretratamiento para convertir los óxidos en sulfuros y mejorar su recuperación. Se llevaron a cabo ensayos variando el pH y utilizando diferentes colectores, como xantatos y ditiofosfatos. Los resultados mostraron que el uso de NaSH permitió alcanzar una recuperación óptima de cobre, demostrando su eficacia como reactivo sulfidizante en la flotación de minerales oxidados.

Chambi, L. (2020). “Optimización del proceso de flotación para mejorar la recuperación de minerales mixtos de cobre en la planta concentradora de la Empresa Minera CIEMSA - Unidad El Cofre - Paratía – Puno”. Determinó que la dosificación óptima del colector M-11 es de 0.066 g/Tn, logrando una mejor recuperación de cobre en el proceso de flotación. Asimismo, estableció que una granulometría del 69.38% pasando por malla -200 y un tiempo total de flotación de 60 minutos permiten alcanzar una recuperación

de cobre del 83.81% con una ley superior al 30%. A través de un diseño factorial y el uso del software STATGRAPHICS, se confirmó que la optimización de estas variables mejora significativamente la eficiencia del proceso en la planta concentradora de CIEMSA.

Roman, E. (2018). "Optimización del proceso de flotación rougher zinc en minerales M4B (mineral de cobre (calcopirita) y zinc) sobre selectividad y recuperación de minerales. Mediante el uso de reactivos alternativos Diamond". Esta tesis se centró en optimizar el proceso de flotación rougher de zinc en minerales M4B, que contienen calcopirita y zinc, mediante el uso de reactivos alternativos de la línea Diamond. Se evaluó la eficacia de estos reactivos en la selectividad y recuperación de minerales, buscando mejorar la ley del concentrado final de zinc, aumentar la recuperación de zinc, reducir el consumo de reactivos y optimizar el consumo de cal en el proceso.

Solano, W. et al (2019). "Evaluación de un procedimiento para la reducción del uso de NaSH en la separación de la molibdenita utilizando gas de nitrógeno". En la separación de minerales de cobre y molibdeno, se utiliza NaSH para deprimir la Calcocita. Sin embargo, la presencia de oxígeno en el agua y el aire provoca la hidrolización del NaSH, formando iones HS^- y aumentando el consumo de NaSH. Este estudio evaluó el reemplazo del aire por gas de nitrógeno en la fase de flotación selectiva, lo que permitió una reducción del 33% en el uso de NaSH al evitar su reacción con el oxígeno.

1.6.3 Antecedentes locales

Neptalí, R. (2019). "Evaluación del reactivo Sulfhidrato de Sodio (NaSH) en la flotación de Mo de la minera Chinalco - Morococha, 2019". Se determinó que una dosificación óptima de 6 g/T de NaSH permitió obtener un concentrado con una recuperación del 56%, lo que representó una mejora en la eficiencia del proceso. Además, se comprobó que el uso de NaSH permitió la eliminación del NaCN y Anamol-D, reduciendo costos y minimizando el impacto ambiental asociado al uso de cianuro. La investigación concluyó que el ajuste en la dosificación de NaSH puede ser una estrategia eficaz para optimizar la flotación de molibdeno en la planta de Chinalco.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

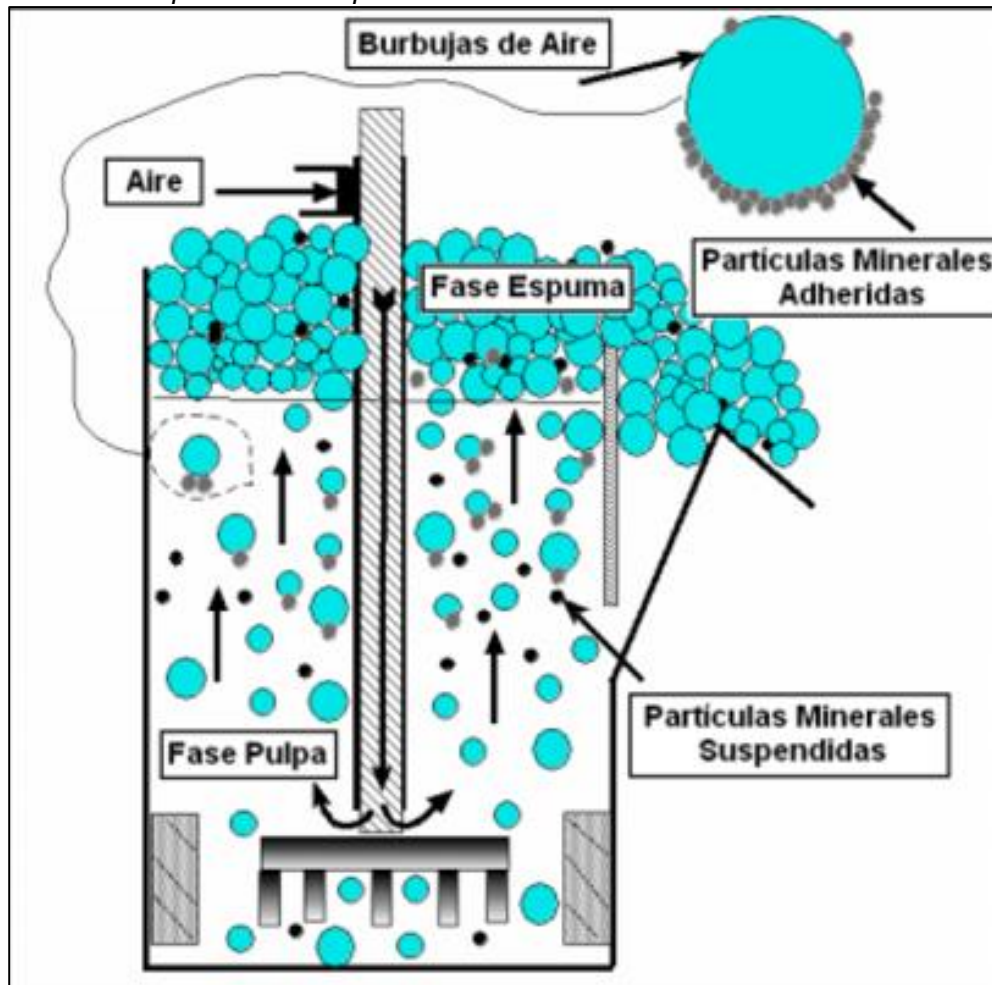
2.1 Marco teórico

2.1.1 Flotación

La flotación es un proceso fisicoquímico de separación de minerales basado en la diferencia de hidrofobicidad entre las partículas sólidas en una suspensión acuosa. Mediante la adición de reactivos específicos, se logra que los minerales de interés se adhieran selectivamente a burbujas de aire y asciendan a la superficie en forma de espuma, mientras que los minerales no deseados permanecen en la fase acuosa y se eliminan como relaves (Wills & Napier-Munn, 2006).

Figura 3

Representación esquemática del proceso de flotación



Fuente: Editorial Vianna, 2004 – Procesamiento de Minerales

Este método es ampliamente utilizado en la industria minera para la concentración de minerales sulfurados, oxidados y no metálicos, como el cobre, plomo, zinc, oro y molibdeno. La flotación se desarrolla en celdas de flotación, donde se controla el pH, la aireación y la dosificación de reactivos para optimizar la recuperación y selectividad de los minerales (Gaudin, 1957).

2.1.1.1 Variables del proceso de flotación. El proceso de flotación es influenciado por diversas variables que afectan la recuperación y selectividad de los minerales. Estas variables pueden clasificarse en tres grandes categorías:

- Variables físico-químicas del sistema
- Variables operacionales del proceso
- Variables del mineral y la pulpa

Cada una de estas variables juega un rol fundamental en la eficiencia del proceso y en la calidad del concentrado obtenido.

2.1.1.1.1 Variables Físico-Químicas del Sistema. Estas variables están relacionadas con la química de la solución y la interacción entre los reactivos y las superficies minerales.

pH de la pulpa:

El pH es un factor clave en la flotación, ya que afecta la carga superficial de los minerales y la adsorción de reactivos. Se controla mediante cal (CaO), ácido sulfúrico (H_2SO_4) o soda cáustica (NaOH).

Ejemplo:

- Flotación de sulfuros de cobre: pH 9-11 para mejorar la selectividad frente a la pirita.
- Flotación de óxidos de cobre: pH 7-9 con colectores aniónicos.

(Fuerstenau et al., 2007).

Potencial electroquímico (Eh):

El potencial electroquímico afecta la oxidación o reducción de los sulfuros metálicos. La adición de agentes como el NaSH (hidrosulfuro de sodio) puede modificar el estado superficial de los minerales y mejorar la flotabilidad.

Ejemplo:

- En la flotación de calcopirita (CuFeS_2), un Eh moderado favorece la adsorción de xantatos.
- Para la flotación selectiva de molibdenita (MoS_2), se usan depresores en un Eh más positivo.

(Leja, 1982).

Tipo y concentración de reactivos:

Los reactivos de flotación incluyen colectores, espumantes, depresores y modificadores. Su dosificación influye en la recuperación y calidad del concentrado.

Ejemplo:

- Xantatos (PEX, SIPX, PAX) → Colectores para sulfuros de cobre.
- NaSH → Depresor de sulfuros de hierro y activador de sulfuros de cobre oxidado.
- MIBC (Metil Isobutil carbinol) → Espumante para mejorar la estabilidad de la espuma.

(Wills & Napier-Munn, 2006).

2.1.1.1.2 Variables operacionales del proceso. Estas variables están relacionadas con las condiciones operativas de las celdas de flotación.

Tiempo de flotación:

El tiempo de residencia de la pulpa en la celda determina la recuperación del mineral valioso.

Ejemplo:

- En flotación rougher, un tiempo de 5-10 minutos permite recuperar la mayor parte del cobre.
- En flotación cleaner, tiempos más cortos ayudan a mejorar la ley del concentrado.

(Wills & Napier-Munn, 2006).

Velocidad de agitación y flujo de aire:

La agitación controla la dispersión de burbujas y reactivos en la pulpa, mientras que el flujo de aire afecta la formación de espuma.

Ejemplo:

- Alta velocidad de agitación → Favorece la colisión partícula-burbuja, pero puede aumentar la turbulencia y el desprendimiento.
- Flujo de aire óptimo → Garantiza un tamaño de burbuja adecuado para mejorar la selectividad.

(Gaudin, 1957).

Tamaño de burbuja:

El tamaño de las burbujas influye en la eficiencia de captura de partículas.

Ejemplo:

- Burbujas pequeñas (100-500 μm) → Mejoran la recuperación de partículas finas.
- Burbujas grandes (>1000 μm) → Transportan más carga, pero tienen menor selectividad.

(Leja, 1982).

2.1.1.1.3 Variables del mineral y la pulpa.

Granulometría del mineral:

El tamaño de las partículas afecta la flotabilidad. Se recomienda:

- Partículas finas (<10 μm) → Difícil flotación por baja energía cinética.
- Partículas gruesas (>150 μm) → Bajo contacto con burbujas, mayor hundimiento.
- Óptimo: 20-100 μm → Mejor relación entre hidrofobicidad y adhesión.

(Fuerstenau et al., 2007).

Variables del Mineral y la Pulpa

Granulometría del mineral:

El tamaño de las partículas afecta la flotabilidad. Se recomienda:

- Partículas finas (<10 μm) → Difícil flotación por baja energía cinética.
- Partículas gruesas (>150 μm) → Bajo contacto con burbujas, mayor hundimiento.
- Óptimo: 20-100 μm → Mejor relación entre hidrofobicidad y adhesión.

(Fuerstenau et al., 2007).

El proceso de flotación es influenciado por múltiples variables que afectan la eficiencia y selectividad. Un control adecuado del pH, el potencial electroquímico, la granulometría y los reactivos permite optimizar la recuperación de los minerales valiosos y mejorar la calidad del concentrado.

2.1.1.2 Clasificación de la flotación de minerales. El proceso de flotación se clasifica en función de diversos criterios como la naturaleza de los minerales, el tipo de separación y el tamaño de partículas. A continuación, se detalla cada una de estas clasificaciones.

2.1.1.2.1 Clasificación según la naturaleza de los minerales. Los minerales pueden ser sulfurados, oxidados o no metálicos, lo que influye en el tipo de reactivos y en las condiciones de flotación.

Flotación de sulfuros:

- Se utiliza para minerales que contienen azufre en su composición, como calcopirita (CuFeS_2), esfalerita (ZnS), galena (PbS) y molibdenita (MoS_2).
- Se emplean colectores como los xantatos y ditiocarbamatos, que generan una superficie hidrofóbica en los sulfuros.
- Se controla el pH con cal (CaO) para evitar la flotación de sulfuros indeseados, como la pirita (FeS_2).

Ejemplo: Flotación de cobre en concentradoras de sulfuros.

(Fuerstenau et al., 2007).

Flotación de óxidos:

- Se aplica a minerales oxidados como malaquita ($\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2$), cuprita (Cu_2O), hematita (Fe_2O_3) y casiterita (SnO_2).
- Estos minerales tienen baja flotabilidad natural, por lo que se requiere activadores como el NaSH para mejorar la adsorción de colectores.
- Se usan colectores aniónicos (ácido graso, oleato de sodio) para mejorar la recuperación.

Ejemplo: Flotación de óxidos de cobre en circuitos de lixiviación y flotación.

(Leja, 1982).

Flotación de minerales no metálicos:

- Se aplica en minerales industriales como feldespatos, cuarzo, fluorita, fosfatos y carbón.
- En este caso, el objetivo es eliminar impurezas mediante flotación inversa o selectiva.
- Se usan colectores específicos como aminas, ácidos grasos y sulfonatos.

Ejemplo: Flotación de fluorita con colectores aniónicos en la fabricación de vidrios y cerámicas.

(Wills & Napier-Munn, 2006).

2.1.1.2.2 Clasificación según el tipo de separación. Esta clasificación depende de la estrategia utilizada para separar los minerales valiosos.

Flotación a granel (Bulk):

- Se recuperan varios minerales juntos en un solo concentrado, sin separación previa.
- Posteriormente, se usa flotación selectiva para separar los diferentes minerales.
- Es utilizada en cobre-molibdeno, plomo-zinc y cobre-oro.

Ejemplo: Flotación bulk de cobre y molibdeno en concentradoras como la de Chinalco, Perú.

(Gaudin, 1957).

Flotación selectiva o diferencial:

- Se recuperan los minerales valiosos de manera independiente.
- Se usan depresores para evitar la flotación de minerales no deseados.
- Permite obtener concentrados con mayor pureza.

Ejemplo: En la separación de cobre y molibdeno, se usa NaSH como depresor de molibdeno.

(Fuerstenau et al., 2007).

Flotación Inversa:

- Se deprimiendo el mineral valioso para que la ganga flote y sea removida.
- Se utiliza en minerales con alta presencia de impurezas.
- Es común en la flotación de minerales de hierro.

Ejemplo: Flotación inversa de sílice en la producción de concentrados de hierro.

(Wills & Napier-Munn, 2006).

2.1.1.2.3 Clasificación según el tamaño de las partículas. La flotación varía según la granulometría del mineral tratado.

Flotación convencional:

- Se usa para partículas de 20 a 150 μm , que presentan buena flotabilidad.
- Es el método estándar en plantas concentradoras.

Ejemplo: Flotación de sulfuros de cobre en plantas de beneficio.

Flotación de partículas finas (<10 μm):

- Se complica debido a la baja energía cinética de las partículas.
- Requiere el uso de coagulantes y mayor tiempo de residencia en las celdas.

Ejemplo: Recuperación de oro ultrafino mediante flotación con espumas estables.

Flotación de partículas gruesas (>150 μm):

- Dificil recuperación debido a la baja adherencia a las burbujas.
- Se necesitan burbujeadores de mayor tamaño y mayor cantidad de colectores.

Ejemplo: Flotación de minerales pesados como wolframita y scheelita.

(Leja, 1982).

La flotación de minerales se clasifica según la naturaleza de los minerales, el tipo de separación y el tamaño de las partículas. Cada clasificación requiere un enfoque específico en cuanto a reactivos, pH y condiciones operativas para optimizar la recuperación y pureza de los concentrados.

2.1.2 Hidrofobicidad e hidrofiliidad

La flotación de minerales se basa en la diferencia de afinidad por el agua que presentan las partículas en una pulpa mineral. Este principio fundamental clasifica las partículas en dos grupos principales:

2.1.2.1 Partículas hidrofóbicas. Son aquellas que repelen el agua y tienden a adherirse a las burbujas de aire. En la flotación, estas partículas son transportadas a la superficie en forma de espuma, permitiendo su recuperación. Por ejemplo:

- Minerales sulfurados como calcopirita (CuFeS_2), esfalerita (ZnS) y galena (PbS), que pueden hacerse hidrofóbicos con la adición de colectores (Gaudin, 1957).

2.1.2.2 Partículas hidrofílicas. Son aquellas que tienen una alta afinidad por el agua y permanecen en la pulpa sin adherirse a las burbujas de aire. Estas partículas son eliminadas en el relave. Por ejemplo:

- Minerales de ganga como cuarzo (SiO_2), feldespatos y silicatos, que no presentan propiedades hidrofóbicas naturales (Wills & Napier-Munn, 2006).

2.1.2.3 Modificación de la hidrofobicidad con reactivos. Para lograr una flotación selectiva, la hidrofobicidad de los minerales puede ser modificada con el uso de reactivos de flotación (Leja, 1982):

- Colectores: Se adsorben sobre la superficie del mineral, aumentando su hidrofobicidad. Ejemplo: Xantatos en la flotación de sulfuros de cobre.
- Depresores: Mantienen ciertos minerales en estado hidrofílico, evitando su flotación. Ejemplo: Cianuro de sodio (NaCN) para la pirita en flotación de cobre.
- Activadores: Modifican la superficie mineral para mejorar la adsorción de colectores. Ejemplo: Sulfato de cobre (CuSO_4) activa la esfalerita (ZnS).

2.1.2.4 Ángulo de contacto y adhesión a las burbujas. La hidrofobicidad de una partícula se mide por el ángulo de contacto (θ) que forma una gota de agua sobre la superficie del mineral:

- Ángulo de contacto grande ($\theta > 90^\circ$): Indica una superficie hidrofóbica, favoreciendo la adhesión a las burbujas de aire.

- Ángulo de contacto pequeño ($\theta < 90^\circ$): Indica una superficie hidrofílica, dificultando la adhesión a las burbujas (Ralston, 1992).

Este comportamiento se rige por la ecuación de Young-Dupré, que relaciona la energía de interfase sólido-líquido-gas:

$$\gamma_{SG} = \gamma_{SL} + \gamma_{LG}\cos\theta \quad (1)$$

Donde:

γ_{SG} = Energía interfacial sólido-gas.

γ_{SL} = Energía interfacial sólido-líquido.

γ_{LG} = Energía interfacial líquido-gas.

θ = Ángulo de contacto.

2.1.2.5 Factores que afectan la hidrofobicidad. La hidrofobicidad de un mineral puede ser afectada por diversas condiciones operativas (Fuerstenau, 2007):

pH del medio:

- En pH alto, ciertos minerales como la calcopirita pueden oxidarse y volverse menos flotables.
- En pH bajo, la adsorción de colectores puede ser ineficiente.

Presencia de iones en solución:

- Algunos iones pueden activar la superficie de un mineral (Ejemplo: Cu^{2+} activa la esfalerita).
- Otros pueden inhibir la flotación al formar capas hidrofílicas (Ejemplo: iones Ca^{2+} en aguas duras).

Grado de oxidación de la superficie:

- Minerales oxidados tienden a ser más hidrofílicos y menos flotables.
- La sulfidización con NaSH o Na_2S puede revertir la oxidación en óxidos de cobre.

El principio de hidrofobicidad e hidrofiliidad es fundamental en la flotación, ya que determina qué partículas se adhieren a las burbujas y cuáles permanecen en la pulpa. El control de esta propiedad mediante el uso de reactivos y condiciones adecuadas es clave para optimizar la recuperación de minerales valiosos.

2.1.3 Adhesión de partículas a burbujas de aire

El éxito del proceso de flotación depende de la capacidad de los minerales hidrofóbicos para adherirse a las burbujas de aire y ser transportados a la superficie en forma de espuma. Para que esto ocurra, deben cumplirse tres etapas fundamentales: colisión, adhesión y transporte (Schulze, 1993).

2.1.3.1 Etapas del proceso de adhesión.

2.1.3.1.1 Colisión entre la partícula y la burbuja. Para que una partícula mineral pueda flotarse, primero debe entrar en contacto con una burbuja de aire dentro de la pulpa. La probabilidad de colisión depende de varios factores:

- **Tamaño de partícula:** Partículas finas tienen menor probabilidad de colisión debido a su baja inercia.
- **Tamaño de burbuja:** Burbujas más pequeñas tienen mayor área superficial y mayor eficiencia de colisión.
- **Velocidad de agitación:** Una agitación moderada favorece la colisión sin romper las burbujas.
- **Concentración de sólidos en la pulpa:** Una pulpa muy densa puede dificultar las colisiones.

Ecuación de probabilidad de colisión (Yoon & Luttrell, 1989):

$$P_c = \frac{3}{2} * \left(\frac{dp}{db}\right)^2 * \left(\frac{v}{U_b * dp}\right) \quad (2)$$

Donde:

P_c = Probabilidad de colisión.

d_p = Diámetro de la partícula.

d_b = Diámetro de la burbuja.

v = Viscosidad de la pulpa.

U_b = Velocidad de la burbuja.

2.1.3.1.2 Adhesión de la partícula a la burbuja. Una vez que la partícula ha colisionado con la burbuja, debe adherirse a ella. La adhesión ocurre si la energía interfacial es favorable, lo que depende de:

- Ángulo de contacto (hidrofobicidad): Si la partícula es hidrofóbica, se forma un "puente líquido" que facilita la adhesión.
- Energía superficial: La diferencia de energía antes y después de la adhesión debe ser negativa para que el proceso sea espontáneo.
- Fuerzas de interacción: La adhesión es favorecida por fuerzas de Van der Waals y disminuida por fuerzas electrostáticas.

La estabilidad del contacto partícula-burbuja puede describirse con la Ecuación de Laplace:

$$\Delta P = 2\gamma/r \quad (3)$$

Donde:

ΔP = Diferencia de presión.

γ = Tensión superficial del agua.

r = Radio de curvatura de la burbuja.

Condiciones para una adhesión efectiva:

- Alta hidrofobicidad del mineral (mayor adsorción de colectores).
- Burbuja de tamaño adecuado (demasiado grandes pueden reducir la estabilidad).
- Baja velocidad de cizallamiento (agitación excesiva puede romper la unión partícula-burbuja).

2.1.3.1.3 Transporte y estabilidad de la partícula en la espuma. Una vez adherida a la burbuja, la partícula debe ser transportada hasta la superficie sin desprenderse. La estabilidad de la partícula en la espuma depende de:

- Densidad de la partícula: Minerales más pesados requieren burbujas más grandes o reactivos espumantes más eficaces.
- Tiempo de residencia en la celda: Suficiente para permitir la flotación antes de que la burbuja colapse.

- Presencia de espumantes: Sustancias como el MIBC estabilizan la espuma y evitan la coalescencia de burbujas.

El tiempo de flotación puede modelarse con la ecuación de transferencia de masa:

$$R = R_{\infty}(1 - e^{-kt}) \quad (4)$$

Donde:

R = Recuperación en el tiempo t.

R_{∞} = Recuperación máxima teórica.

k = Constante de velocidad de flotación.

Tabla 2

Factores que afectan la adhesión partícula-burbuja

FACTOR	EFFECTO EN LA ADHESIÓN
Tamaño de burbuja	Burbuja más pequeña mejora la adhesión.
Hidrofobicidad	Mayor hidrofobicidad favorece la flotación.
Agitación	Velocidades moderadas mejoran la adhesión, pero excesiva agitación puede desestabilizar la burbuja.
Tamaño de partícula	Partículas muy grandes o muy pequeñas pueden tener baja flotabilidad.
Concentración de reactivos	Exceso de colectores puede causar hidrofobicidad excesiva y arrastre de ganga.
pH del sistema	Controla la adsorción de colectores y la carga superficial del mineral.

Fuente: Elaboración propia

El principio de adhesión partícula-burbuja es clave en la flotación, ya que define la eficiencia con la que los minerales valiosos son transportados a la espuma. Optimizar las condiciones de colisión, adhesión y estabilidad es fundamental para maximizar la recuperación de minerales.

2.1.4 Uso de Reactivos

El proceso de flotación depende del uso de reactivos químicos que modifican las propiedades superficiales de los minerales para hacerlos hidrofóbicos o hidrofílicos, permitiendo su separación selectiva. Estos reactivos incluyen colectores, espumantes, modificadores (activadores y depresores), y su correcta dosificación es clave para maximizar la recuperación y selectividad del mineral valioso (Wills & Napier-Munn, 2006).

2.1.4.1 Clasificación de los reactivos de flotación. Los reactivos de flotación se clasifican en tres grupos principales según su función en el proceso:

Tabla 3

Clasificación de reactivos de flotación

TIPO DE REACTIVO	FUNCIÓN	EJEMPLO
Colectores	Hacen que los minerales sean hidrofóbicos y favorecen su adhesión a las burbujas de aire.	Xantatos, Ditiofosfatos, Tiocarbamatos
Espumantes	Estabilizan la espuma y controlan el tamaño de las burbujas.	MIBC, Aceite de Pino, Alcoholes polihídricos
Modificadores	Cambian las propiedades de la superficie del mineral, mejorando la selectividad del proceso.	Depresores (NaCN, Na ₂ SiO ₃), Activadores (CuSO ₄)

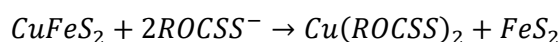
Fuente: Elaboración propia

2.1.4.2 Colectores: Promotores de la hidrofobicidad. Los colectores son compuestos orgánicos que se adsorben sobre la superficie del mineral, modificando su carácter hidrofóbico para facilitar su flotación. Se clasifican en:

2.1.4.2.1 Colectores aniónicos. Actúan por adsorción química (quimisorción) y se utilizan principalmente en sulfuros metálicos.

- Xantatos ($\text{ROCSS}^- \text{Na}^+ \text{ROCSS}^- \text{Na}^+ \text{ROCSS}^- \text{Na}^+$) → Muy usados en flotación de sulfuros de cobre y plomo. Ejemplo: Xantato isobutilo de sodio (SIBX).
- Ditiofosfatos y monotiocarbamatos → Menos selectivos, usados en cobre y plomo.
- Ácidos grasos → Utilizados en flotación de óxidos, fosfatos y carbonatos.

Reacción de adsorción del xantato en la calcopirita (CuFeS_2):



(Leja, 1982)

2.1.4.2.2 Colectores catiónicos. Se utilizan en minerales no metálicos como cuarzo, feldespatos y silicatos. Ejemplo: Sales de aminas (usadas en flotación inversa de hierro).

2.1.4.2.3 Colectores no iónicos. Son menos comunes y funcionan principalmente como modificadores de interacciones de superficie.

2.1.4.3 Espumantes: Control de la estabilidad de la espuma. Los espumantes son compuestos que reducen la tensión superficial del agua y estabilizan la espuma en la celda de flotación. Sin ellos, las burbujas colapsarían rápidamente.

- Metil Isobutil Carbinol (MIBC): Controla el tamaño de burbuja y estabiliza la espuma.
- Aceite de pino y glicoles: Usados en flotación de sulfuros.
- Alcoholes polihídricos: Favorecen la generación de burbujas finas en flotación de minerales finos.

Efecto del espumante en la tensión superficial:

$$\gamma = \gamma_0 - kC \quad (5)$$

Donde:

γ = Tensión superficial con espumante.

γ_0 = Tensión superficial sin espumante.

C = Concentración del espumante.

k = Constante de adsorción del espumante.

(Wills & Napier-Munn, 2006)

2.1.4.4 Modificadores: Reguladores de la selectividad. Los modificadores son reactivos que alteran la flotabilidad de los minerales sin promover la hidrofobicidad directamente. Se dividen en:

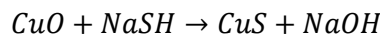
2.1.4.4.1 Depresores. Inhiben la flotación de ciertos minerales para mejorar la selectividad.

- Cianuro de sodio (NaCN): Depresor de la pirita en la flotación de cobre.
- Bicromato de sodio ($\text{Na}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$): Depresor de la galena en presencia de esfalerita.
- Silicatos y almidones: Depresores en la flotación inversa de hierro.

2.1.4.4.2 Activadores. Hacen flotables minerales que normalmente no lo son, mejorando la adsorción de colectores.

- Sulfato de cobre (CuSO_4): Activa la esfalerita (ZnS) para flotación con xantatos.

- Sulfurización con NaSH o Na₂S: Convierte óxidos de cobre en sulfuros, haciéndolos flotables con xantatos.



(Somasundaran, 2004)

2.1.4.4.3 Reguladores de Ph. Controlan la carga superficial del mineral y la adsorción de reactivos.

- Cal (CaO): Aumenta el pH y depresiona pirita.
- Ácido sulfúrico (H₂SO₄): Reduce el pH en flotación de óxidos y sulfuros secundarios.

2.1.4.5 Interacción entre reactivos y superficie mineral. La interacción entre los reactivos y el mineral se explica mediante:

- Adsorción química (quimisorción): Unión fuerte entre colectores y superficie del mineral (Ejemplo: adsorción de xantatos en sulfuros).
- Adsorción física: Unión débil mediante fuerzas electrostáticas y de Van der Waals (Ejemplo: espumantes en la superficie del agua).
- Reacciones redox: Modifican la química superficial del mineral, afectando su flotabilidad (Ejemplo: oxidación de calcopirita).

2.1.4.6 Importancia del uso de reactivos en la flotación.

- Mejoran la selectividad → Separan minerales valiosos de la ganga.
- Aumentan la recuperación → Optimizan la adhesión partícula-burbuja.
- Controlan el proceso → Modulan pH, espuma y adsorción de colectores.

La dosificación incorrecta de reactivos puede provocar baja recuperación, excesivo arrastre de ganga o inestabilidad de la espuma, afectando la eficiencia del proceso.

El uso de reactivos es clave en la flotación, ya que determinan qué minerales flotan y cuáles permanecen en la pulpa. Su correcta selección y dosificación permite optimizar la recuperación de minerales valiosos y mejorar la eficiencia del proceso.

2.1.5 Control del pH

El pH es un factor clave en el proceso de flotación, ya que afecta la carga superficial de los minerales, la estabilidad de los reactivos y la selectividad de la flotación. Controlar el pH permite optimizar la adsorción de colectores, prevenir la flotación de impurezas y mejorar la eficiencia del proceso.

El pH se regula mediante reguladores alcalinos (cal, soda cáustica) o ácidos (ácido sulfúrico, dióxido de carbono) dependiendo del tipo de mineral tratado (Wills & Napier-Munn, 2006).

2.1.5.1 Efecto del pH en la flotación. El pH afecta directamente los siguientes aspectos:

- Carga superficial del mineral: Determina la adsorción de colectores y modificadores.
- Especiación iónica de los reactivos: Modifica la estabilidad de colectores y depresores.
- Solubilidad de los minerales: Influye en la activación o depresión de especies minerales.

El punto de carga cero (PZC) es el pH en el que la superficie de un mineral tiene carga neutra. A pH mayor al PZC, la superficie es negativa, mientras que a pH menor, es positiva.

Ejemplo: Calcita (CaCO_3) $\rightarrow$ PZC $\approx$ 9.5

Ejemplo: Cuarzo (SiO_2) $\rightarrow$ PZC $\approx$ 2

Si el pH es menor al PZC, el mineral tendrá carga positiva, favoreciendo la adsorción de colectores aniónicos. Si el pH es mayor, tendrá carga negativa, favoreciendo colectores catiónicos (Somasundaran, 2004).

2.1.5.2 Reguladores de pH más utilizados.

2.1.5.2.1 Reguladores alcalinos (pH > 7). Se usan para aumentar el pH y depresionar minerales no deseados.

Tabla 4*Reguladores alcalinos*

REACTIVO	FÓRMULA	FUNCIÓN
Cal	CaO o Ca(OH) ₂	Regula pH en flotación de sulfuros, depresor de pirita.
Soda cáustica	NaOH	Sustituto de la cal en algunos casos, evita contaminación con Ca ²⁺ .
Carbonato de sodio	Na ₂ CO ₃	Ajusta pH y dispersa lamas en flotación de óxidos.

Fuente: Elaboración propia

Ejemplo: En la flotación de cobre, la cal (CaO) aumenta el pH para depresionar la pirita (FeS₂) y favorecer la flotación de calcopirita (CuFeS₂).



(Aumento del pH debido a la liberación de OH⁻).

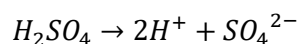
2.1.5.2.2 Reguladores ácidos (pH < 7). Se usan para disminuir el pH y mejorar la flotación de óxidos y minerales sensibles a medios alcalinos.

Tabla 5*Reguladores ácidos*

REACTIVO	FÓRMULA	FUNCIÓN
Ácido sulfúrico	H ₂ SO ₄	Disminuye el pH en flotación de minerales oxidados de cobre.
Dióxido de carbono	CO ₂	Reduce el pH en flotación inversa de hierro.
Ácido clorhídrico	HCl	Usado en casos específicos para limpieza de superficies minerales.

Fuente: Elaboración propia

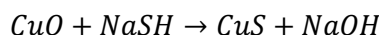
Ejemplo: En la flotación de óxidos de cobre (como malaquita), el H₂SO₄ se usa para ajustar el pH y mejorar la adsorción de colectores.

**2.1.5.3 Efecto del pH en la flotación de diferentes minerales.****2.1.5.3.1 Sulfuros de Cobre (Calcopirita, Bornita, Covelina).**

- Óptimo de flotación: pH 8-12
- Depresor de pirita: Cal (CaO) para evitar la flotación de FeS₂.
- Activador de esfalerita (ZnS): Sulfato de cobre (CuSO₄) en pH 9-10.

2.1.5.3.2 Minerales oxidados (Malaquita, Crisocola, Azurita)

- Óptimo de flotación: pH 5-7
- Regulador: Ácido sulfúrico para mantener un medio ácido.
- Activador: Sulfurización con NaSH para convertir el mineral en sulfuros flotables.



(Somasundaran, 2004).

2.1.5.3.3 Flotación inversa de hierro (Hematita, Magnetita)

- Óptimo de flotación: pH 10-11
- Depresores: Almidón y silicato de sodio en medios alcalinos.
- Reactivos de flotación inversa: Amina catiónica para recuperar sílice.

2.1.5.4 Relación entre pH y selectividad en la flotación. El control del pH es esencial para mejorar la selectividad en la flotación. La siguiente tabla muestra ejemplos de cómo el pH afecta la recuperación de minerales:

Tabla 6

Relación entre pH y selectividad en la flotación

Mineral	Flota a pH	Depresado a pH
Calcopirita (CuFeS_2)	8 - 12	< 6 (oxida la superficie)
Esfalerita (ZnS)	9 - 10 (activado con CuSO_4)	11 - 12
Pirita (FeS_2)	< 6	10 - 12 (depresado con cal)
Hematita (Fe_2O_3)	4 - 6	10 - 12 (flotación inversa)

Fuente: Wills & Napier-Munn (2006).

2.1.5.5 Control del pH en la práctica industrial

- Monitoreo en tiempo real: Uso de sensores de pH en la celda de flotación.
- Dosificación automática de reactivos: Sistemas de control basados en mediciones en línea.
- Pruebas de laboratorio: Optimización de reactivos antes de la implementación en planta.

El control del pH es fundamental en la flotación, ya que regula la adsorción de reactivos, la estabilidad de la espuma y la selectividad entre minerales. Ajustar el pH de

manera precisa permite mejorar la eficiencia del proceso y reducir el consumo de reactivos químicos.

2.1.6 Potencial electroquímico

El potencial electroquímico (Eh) es un factor clave en la flotación de minerales, especialmente en la flotación de sulfuros metálicos. Controlar el Eh permite modificar la química superficial de los minerales, influenciar la adsorción de colectores y mejorar la selectividad del proceso.

En el medio acuoso de la flotación, los minerales pueden oxidarse o reducirse, cambiando su comportamiento frente a los reactivos. Este fenómeno es particularmente relevante en sulfuros de cobre, plomo y zinc, donde el estado de oxidación de la superficie del mineral afecta la eficiencia del colector (Wills & Napier-Munn, 2006).

2.1.6.1 Definición de potencial electroquímico (Eh). El potencial electroquímico (Eh) mide la tendencia de una especie química a aceptar o donar electrones en un medio acuoso. Se expresa en voltios (V) y se mide con un electrodo de platino en referencia a un electrodo estándar de hidrógeno.

- Altos valores de Eh (+) → Condiciones oxidantes
- Bajos valores de Eh (-) → Condiciones reductoras

El Eh en la flotación de sulfuros está influenciado por:

- Oxígeno disuelto (O_2) → Favorece la oxidación de la superficie mineral.
- pH del medio → Afecta la solubilidad de especies oxidadas y colectores.
- Presencia de iones metálicos (Fe^{3+} , Cu^{2+} , etc.) → Puede activar o deprimir minerales.

Se puede representar en diagramas de Eh vs. pH (diagramas de Pourbaix) que muestran las condiciones en las que un mineral está estable, oxidado o reducido (Pourbaix, 1974).

2.1.6.2 Influencia del potencial electroquímico en la flotación de sulfuros. El control del Eh es crítico en la flotación de sulfuros, ya que determina la forma química de la superficie mineral y su interacción con los colectores.

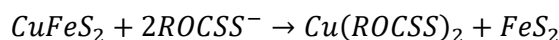
Tabla 7*Potencial electroquímico en la flotación de sulfuros*

MINERAL	FLOTA EN CONDICIONES	OXIDADO A	REDUCIDO A
Calcopirita (CuFeS ₂)	Eh moderado	CuO, Fe ₂ O ₃ (no flotan)	CuS (flota)
Esfalerita (ZnS)	Activada con Cu ²⁺	ZnO (no flota)	ZnS (requiere activador)
Pirita (FeS ₂)	Eh bajo-moderado	Fe ₂ O ₃ , Fe(OH) ₃ (deprimida)	FeS ₂ (flota)

Fuente: Fuerstenau et al. (2007).

2.1.6.3 Potencial electroquímico y adsorción de colectores. El Eh afecta la adsorción de colectores, especialmente los xantatos, que requieren un potencial adecuado para formar compuestos hidrofóbicos sobre la superficie del mineral.

- Bajo Eh → Xantatos no se adsorben eficientemente.
- Eh óptimo → Se forman compuestos de ditionoxantato ($Cu(ROCS_2)_2$), promoviendo la flotación.
- Alto Eh → Se forman óxidos en la superficie del mineral, impidiendo la flotación.

Ejemplo en calcopirita (CuFeS₂)

Si el Eh es demasiado alto, la calcopirita se oxida a CuO o Fe₂O₃, impidiendo la adsorción de xantatos.

2.1.6.4 Control del potencial electroquímico en flotación. El Eh puede modificarse para optimizar la flotación mediante:

Control del oxígeno disuelto

- Burbujeo de aire para aumentar el Eh.
- Reducción del oxígeno mediante N₂ o SO₂ para disminuir Eh.

Uso de reactivos modificadores

- Depresores (NaCN, NaSH, SO₂): Reducen Eh, favoreciendo la depresión de sulfuros no deseados.
- Activadores (CuSO₄): Oxidan la superficie para mejorar la adsorción de colectores.

Ajuste del pH

- Medios alcalinos (cal, NaOH) → Reducen la oxidación de sulfuros y deprimen pirita.
- Medios ácidos (H_2SO_4) → Favorecen la oxidación de algunos minerales.

2.1.6.5 Aplicación en la flotación de diferentes minerales.

2.1.6.5.1 Flotación de sulfuros de cobre (Calcopirita, Bornita, Covelina).

- Eh óptimo: 100 - 300 mV
- Reactivos: Xantatos, NaSH para controlar oxidación.

2.1.6.5.2 Flotación de pirita (FeS_2)

- Eh óptimo: 50 - 250 mV
- Depresión: Cal a pH > 10.

2.1.6.5.3 Flotación de esfalerita (ZnS)

- Eh óptimo: 250 - 350 mV
- Activación: $CuSO_4$ para generar CuS sobre la superficie de ZnS.

2.1.6.6 Relación entre Eh y selectividad en la flotación. El ajuste adecuado del Eh permite mejorar la selectividad entre sulfuros.

Tabla 8

Relación entre Eh y selectividad en la flotación

MINERALES EN FLOTACIÓN	EH ÓPTIMO (MV)	OBSERVACIONES
$CuFeS_2 - FeS_2$	100 - 250	Depresión de pirita con cal y control de Eh.
$ZnS - FeS_2$	200 - 300	Activación de ZnS con Cu^{2+} , depresión de FeS_2 con cal.
$CuFeS_2 - MoS_2$	50 - 150	Depresión de MoS_2 con NaSH.

Fuente: Wills & Napier-Munn (2006).

2.1.6.7 Equipos para medición y control del Eh.

- Electrodo de platino combinados con electrodo de referencia Ag/AgCl.
- Sistemas de monitoreo en tiempo real en plantas de flotación.
- Modelos predictivos para ajuste de reactivos según Eh.

El control del potencial electroquímico es esencial en la flotación de sulfuros. Permite ajustar la química superficial del mineral, optimizar la adsorción de colectores y

mejorar la selectividad del proceso. La medición y ajuste adecuado del Eh mediante reactivos y aireación son claves para una flotación eficiente.

2.1.7 Cinética de flotación

La cinética de flotación describe la velocidad a la que las partículas minerales se recuperan en la espuma dentro de una celda de flotación. Este concepto es clave para optimizar el tiempo de residencia, la eficiencia de recuperación y la selectividad del proceso.

El estudio de la cinética de flotación se basa en modelos matemáticos que explican la relación entre el tiempo y la recuperación del mineral flotable. También se relaciona con factores físicos y químicos como el tamaño de partícula, la hidrofobicidad, la velocidad de agitación y la concentración de reactivos (Wills & Napier-Munn, 2006).

2.1.7.1 Etapas del proceso cinético de flotación. La flotación ocurre en tres etapas principales:

- Colisión: Partículas hidrofóbicas chocan con las burbujas de aire.
- Adhesión: Las partículas hidrofóbicas se adhieren a las burbujas.
- Transporte y Desprendimiento: Las partículas son transportadas a la espuma y pueden desprenderse antes de ser recuperadas.

El tiempo requerido para completar estas etapas define la cinética de flotación y se mide en términos de velocidad de recuperación.

2.1.7.2 Modelos matemáticos de la cinética de flotación. La cinética de flotación se describe mediante ecuaciones matemáticas que representan la variación de la recuperación de minerales en función del tiempo. Estos modelos permiten evaluar la eficiencia del proceso, predecir la recuperación final y optimizar las condiciones operativas.

Existen varios modelos para describir la cinética de flotación, pero los más utilizados son:

- Modelo de Primer Orden
- Modelo de Orden Mixto
- Modelo de Distribución de Velocidades

- Modelo de Agar y Barret
- Modelo de Klimpel

Cada modelo considera diferentes supuestos sobre la velocidad de recuperación de partículas en la espuma.

2.1.7.2.1 Modelo de primer orden. El modelo de primer orden asume que la velocidad de flotación es proporcional a la cantidad de mineral que aún no ha flotado. Se expresa mediante la ecuación diferencial:

$$\frac{dR}{dt} = k(R^{\infty} - R) \quad (6)$$

Donde:

R = Recuperación en el tiempo t.

R^{∞} = Recuperación máxima teórica en condiciones óptimas.

k = Constante de velocidad de flotación (min^{-1}).

t = Tiempo de flotación (minutos).

Al resolver la ecuación diferencial, obtenemos la ecuación del modelo de primer orden:

$$R(t) = R^{\infty}(1 - e^{-kt}) \quad (7)$$

Interpretación:

- Si k es alto, la flotación es rápida, lo que indica buena hidrofobicidad y eficiencia en la captura de partículas por las burbujas.
- Si k es bajo, la flotación es lenta, lo que puede indicar baja hidrofobicidad, problemas con el tamaño de partícula o insuficiente dosificación de reactivos.

Aplicación: Este modelo es útil cuando se tiene una mezcla de partículas de diferente tamaño y grado de liberación, como en circuitos de flotación de cobre con minerales de alta y baja reactividad.

Fuente: Fuerstenau et al. (2007).

2.1.7.2.2 Modelo de orden mixto. El modelo de orden mixto se emplea cuando las partículas presentan diferentes velocidades de flotación debido a variaciones en su tamaño, hidrofobicidad o grado de liberación. Se expresa como:

$$R(t) = R_{\infty} \left(1 - \frac{1}{(1+kt)^n} \right) \quad (8)$$

Donde:

n es un parámetro que ajusta la curvatura de la ecuación.

Si $n=1$ $\rightarrow$ Se comporta como el modelo de primer orden.

Si $n>1$ $\rightarrow$ La flotación inicial es más rápida y se desacelera con el tiempo.

Aplicación: Este modelo es útil cuando se tiene una mezcla de partículas de diferente tamaño y grado de liberación, como en circuitos de flotación de cobre con minerales de alta y baja reactividad.

Fuente: Wills & Napier-Munn (2006).

2.1.7.2.3 Modelo de distribución de velocidades. En la práctica, un mineral no flota con una única constante de velocidad k , sino con una distribución de velocidades. El modelo de distribución de velocidades describe la recuperación total como la suma de múltiples fracciones de partículas con diferentes velocidades de flotación:

$$R(t) = R_1(1 - e^{-k_1 t}) + R_2(1 - e^{-k_2 t}) + R_3(1 - e^{-k_3 t}) + \dots \quad (9)$$

Donde:

R_1, R_2, R_3 son las fracciones de partículas con diferentes velocidades de flotación k_1, k_2, k_3 .

Ejemplo típico:

Partículas de alta flotabilidad $\rightarrow k_1 = 1.5 \text{ min}^{-1}$.

Partículas de flotabilidad media $\rightarrow k_2 = 0.8 \text{ min}^{-1}$.

Partículas de flotabilidad baja $\rightarrow k_3 = 0.3 \text{ min}^{-1}$.

Este modelo es útil cuando se separan minerales con diferente reactividad, como en la flotación de sulfuros de cobre y pirita.

Fuente: Gaudin (1957).

2.1.7.2.4 Modelo de Agar y Barret. Este modelo, derivado de la ecuación de García Zúñiga, se emplea para determinar el tiempo óptimo de flotación y los parámetros que permiten predecir la recuperación metálica en función del tiempo de flotación.

$$R(t) = R_{\infty}(1 - e^{-k(t+\theta)}) \quad (10)$$

Donde:

R = Recuperación en el tiempo t.

R_{∞} = Recuperación máxima teórica en condiciones óptimas.

K = Constante de velocidad de flotación (min^{-1}).

t = Tiempo de flotación (minutos).

θ = parámetro que permite que la curva ajustada pase por el origen

2.1.7.2.5 Modelo de Klimpel. El modelo propuesto por Klimpel se destaca por su enfoque en el cálculo de la constante 'k', lo cual es fundamental para evaluar y seleccionar reactivos de flotación. Además, este modelo se utiliza para ajustar datos experimentales y calcular los parámetros cinéticos de flotación, asumiendo una distribución uniforme de constantes cinéticas.

$$R(t) = R_{\infty} \left(1 - \frac{1}{kt} (1 - e^{-kt}) \right) \quad (11)$$

Donde:

R = Recuperación en el tiempo t.

R_{∞} = Recuperación máxima teórica en condiciones óptimas.

k = Constante de velocidad de flotación (min^{-1}).

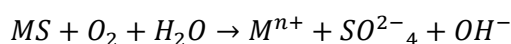
t = Tiempo de flotación (minutos).

2.1.8 Teoría química de oxidación superficial

La oxidación superficial es un fenómeno químico que ocurre en la superficie de los minerales cuando estos interactúan con el oxígeno del aire, el agua y otros agentes oxidantes presentes en la pulpa de flotación. Este proceso altera las propiedades fisicoquímicas del mineral y afecta su comportamiento en la flotación.

2.1.8.1 Mecanismo de oxidación superficial. La oxidación ocurre debido a la transferencia de electrones entre la superficie del mineral y los agentes oxidantes. En el caso de los sulfuros metálicos, se generan productos de oxidación como óxidos, hidróxidos y sulfatos, que modifican la flotabilidad del mineral.

Las reacciones generales de oxidación pueden expresarse como:



Donde:

M = Representa el metal en el mineral.

S = Representa el azufre en el mineral sulfurado.

O₂ y H₂O = Participan en la reacción de oxidación.

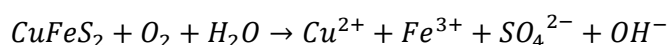
Mⁿ⁺ = Es el ion metálico liberado en la solución.

SO₄²⁻ = Es el sulfato generado como producto de oxidación.

(Gaudin, 1957; Leja, 1982).

2.1.8.2 Oxidación en minerales sulfurados. Los minerales sulfurados, como la calcopirita (CuFeS₂) y la esfalerita (ZnS), se oxidan formando capas de óxidos e hidróxidos en la superficie, lo que reduce su hidrofobicidad y afecta su recuperación en flotación.

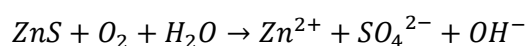
2.1.8.2.1 Oxidación de la Calcopirita (CuFeS₂)



- Se generan iones férricos (Fe³⁺) y cúpricos (Cu²⁺), que pueden interferir con la adsorción de colectores.
- Se forma una capa de hidróxidos e hidrosulfuros que reducen la flotabilidad.

(Fuerstenau et al., 2007).

2.1.8.2.2 Oxidación de la Esfalerita (ZnS)



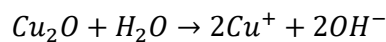
- Se genera una capa de sulfato de zinc (ZnSO₄) en la superficie, lo que reduce su reactividad con colectores como los xantatos.

- Es común el uso de activadores como CuSO_4 , que mejora la flotabilidad al formar una capa de sulfuro de cobre sobre la esfalerita.

(Wills & Napier-Munn, 2006).

2.1.8.3 Oxidación en minerales oxidados. Los minerales oxidados, como la cuprita (Cu_2O) y la hematita (Fe_2O_3), presentan alta afinidad con el oxígeno y forman capas de óxidos e hidróxidos en su superficie.

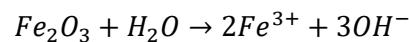
2.1.8.3.1 Oxidación de la Cuprita (Cu_2O)



- Se generan iones cúpricos (Cu^{2+}) que pueden interferir en la adsorción de colectores.
- Se requiere el uso de ácidos grasos o sulfhidratos (NaSH) para mejorar la flotabilidad.

(Leja, 1982).

2.1.8.3.2 Oxidación de la Hematita (Fe_2O_3)



- Se forma una capa de hidróxidos de hierro ($\text{Fe}(\text{OH})_3$), que reduce la reactividad con los colectores.
- Se emplean ácidos y depresores para modificar la química superficial del mineral.

(Gaudin, 1957).

2.1.8.4 Efecto de la oxidación en la flotación. La oxidación superficial genera capas de productos que afectan la hidrofobicidad del mineral, dificultando su recuperación en flotación. Los efectos más comunes son:

- Disminución de la flotabilidad: Formación de óxidos e hidróxidos que impiden la adsorción de colectores.
- Cambio en la química de la pulpa: Generación de especies solubles que afectan el equilibrio de reactivos.

- Interferencia en la adsorción de colectores: Necesidad de activadores como el CuSO_4 en esfalerita.
- Mayor consumo de reactivos: Se requieren depresores, activadores y pH controlado para contrarrestar los efectos negativos.

(Fuerstenau et al., 2007).

La teoría química de la oxidación superficial explica cómo la interacción del mineral con el oxígeno y el agua modifica sus propiedades, afectando la flotabilidad. En la flotación de sulfuros y óxidos, es fundamental controlar este fenómeno mediante la adición de reactivos adecuados y el ajuste del potencial electroquímico de la pulpa.

2.2 Marco conceptual

RatOx:

Relación de oxidación de un mineral, que indica el grado de oxidación superficial y su impacto en la flotabilidad.

Mineral:

Compuesto sólido natural con una estructura cristalina y una composición química definida, explotado para la obtención de metales o compuestos valiosos.

Oxidación:

Proceso químico en el que un mineral pierde electrones al reaccionar con el oxígeno o agentes oxidantes, alterando sus propiedades superficiales.

pH:

Medida de la acidez o alcalinidad de una solución, fundamental en flotación para controlar la adsorción de reactivos y la estabilidad de la espuma.

Electroquímica:

Rama de la química que estudia las reacciones de transferencia de electrones, influyendo en la flotabilidad y selectividad de los minerales.

Celda:

Unidad de flotación donde se lleva a cabo la separación del mineral mediante burbujas de aire y reactivos, generando un concentrado útil.

Pulpa:

Mezcla de partículas de mineral, agua y reactivos dentro de la celda de flotación, cuya densidad y composición afectan la eficiencia del proceso.

Espuma:

Agregado de burbujas cargadas con partículas hidrofóbicas que asciende en la celda de flotación, permitiendo la recuperación del mineral valioso.

Recuperación:

Porcentaje de mineral valioso extraído en el proceso de flotación respecto a la cantidad total presente en la alimentación.

Selectividad:

Capacidad del proceso de flotación para separar eficientemente un mineral valioso de la ganga o de otros minerales de interés.

Cinética:

Estudio de la velocidad a la que las partículas minerales se adhieren a las burbujas y son transportadas a la espuma en flotación.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Unidad de estudio

La mina Chinalco, conocida principalmente por su operación en el yacimiento de Toromocho, se encuentra ubicada en la región de Junín, en la sierra central de Perú. La operación minera es llevada a cabo por Minera Chinalco Perú S.A., una subsidiaria de Aluminum Corporation of China (CHINALCO), Toromocho es considerada una de las minas de cobre más importantes del Perú y del mundo, con una producción significativa de concentrados de cobre.

El yacimiento presenta una geología compleja, lo que requiere técnicas de extracción y procesamiento avanzadas para maximizar la recuperación de minerales. Es un yacimiento de tipo pórfido cuprífero, caracterizado por contener minerales de cobre, molibdeno y plata. La operación de Toromocho ha implicado grandes inversiones y ha generado un impacto económico significativo en la región y en el país.

3.1.1 Ubicación Geográfica y Accesibilidad

Ubicado en la provincia de Yauli, dentro del departamento de Junín, el distrito minero de Morococha se sitúa en las coordenadas UTM E376600 y N8716800, en la zona PSAD56-18S. Su terreno se extiende a altitudes que oscilan entre los 4,400 y 5,000 metros sobre el nivel del mar.

Tabla 9

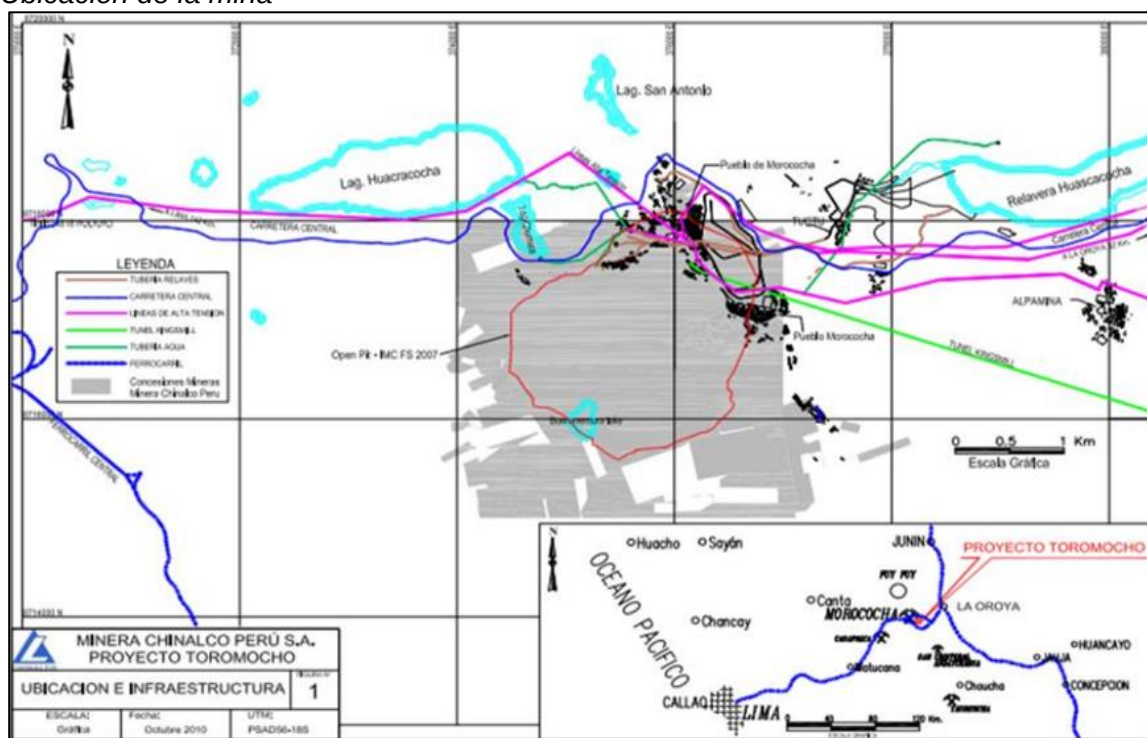
Ruta geográfica

RUTA	KILÓMETROS
Carretera Central asfaltada	142 km
Ferrocarril central	Conecta con el distrito de Lima y La Oroya

Fuente: Elaboración propia

Figura 4

Ubicación de la mina



Fuente: Boletín Anual 2018: Ubicación y Accesibilidad - Minera Chinalco S.A.

3.1.2 Geología general

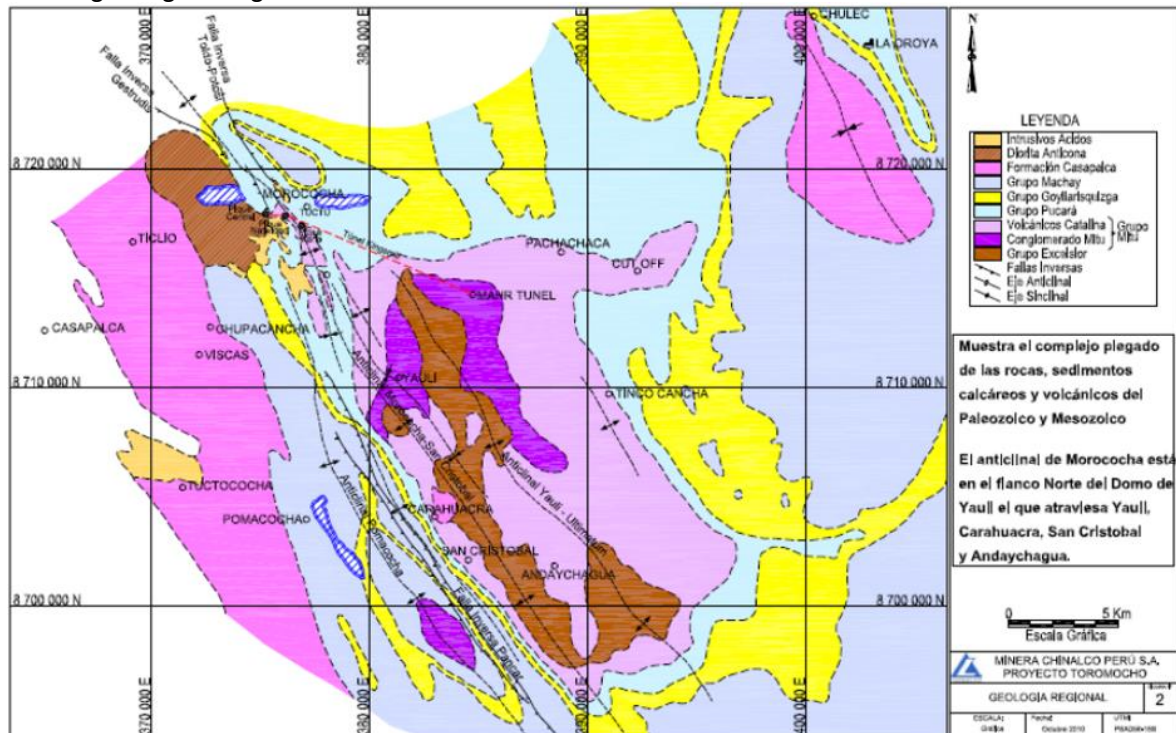
3.1.2.1 Geología regional. Las capas de roca presentes en el área del proyecto datan de las eras geológicas del Mesozoico y el Paleozoico.

Grupo Excelsior:

El grupo Excelsior, del periodo Devónico, conforma las formaciones rocosas más antiguas de la región y es visible en el núcleo del Domo de Yauli, además de haber sido identificado a 520 metros de profundidad en el túnel Kingsmill. Su espesor total es incierto, aunque se ha estimado en 1,800 metros en zonas cercanas. Está compuesto principalmente por lutitas y filitas de tonalidades verde oliva a negro, con calizas secundarias y flujos de lava, presentando una intensa deformación con plegamientos, laminaciones e intrusiones de cuarzo lechoso. Su datación se ha confirmado mediante fósiles hallados en calizas, inicialmente identificados por J.V. Harrison y corroborados por F. Megard.

Figura 5

Plano geológico regional



Fuente: Boletín Anual 2021: Geología - Minera Chinalco S.A.

Grupo Mitu:

En Morococha, las formaciones volcánicas Catalina, del grupo Mitu (formación Yauli), representan el periodo Pérmico y forman el núcleo de los anticlinales de Yauli y Morococha, extendiéndose hasta 1,700 metros de profundidad. Estas rocas, compuestas por dacitas grises a verdes y flujos de lava andesítica, muestran una discordancia angular sobre las filitas Excelsior devónicas. En su parte superior, presentan brechas volcánicas, aglomerados y tobas piroclásticas, favoreciendo la formación de vetas minerales de cobre, plata, plomo y zinc. Su espesor es debatido, con estimaciones de entre 300 y 760 metros. En la región de Arapa, un conglomerado rojo basal de más de 160 metros se ubica sobre estas rocas y debajo de la Caliza Pucará.

Grupo Pucara:

El grupo Pucará, del Jurásico, consta de tres formaciones: Chambará (1,500 m, calizas y lutitas bituminosas), Aramachay (600 m, lutitas y areniscas fosfáticas) y Condorsinga (2,900 m, calizas y lutitas). En Morococha, sus calizas se extienden

ampliamente, en contacto preciso con los Volcánicos Catalina del grupo Mitu. Sobre estos se encuentra el Complejo de Anhidrita y Yeso, una formación lenticular de hasta 150 m de espesor, con anhidrita predominante en la base y yeso en la parte superior, intercalados con lutitas y calizas. Su origen es debatido, considerándose hipótesis de reemplazo hidrotermal, sedimentación evaporítica o alteración de rocas del grupo Mitu. Estudios recientes sugieren una relación con el pórfido feldespático y la granodiorita en Toromocho.

Grupo Goyllarisquizga:

El grupo Goyllarisquizga, datado del Cretáceo Inferior, inicia con conglomerados rojos que descansan sobre la caliza Pucará. A esta formación basal le siguen capas de areniscas y lutitas rojas, intercaladas con capas de cuarcita de 6 a 15 metros de espesor. La secuencia se completa con capas de caliza gris, interestratificadas con derrames lávicos o diques-capas de diabasa y basalto.

Grupo Machay:

El grupo Machay, cuya edad se sitúa en el Cretáceo Medio (Albiano), está compuesto por calizas de tonalidad gris azulada. Estas calizas, que presentan restos fósiles en su base, se encuentran en concordancia sobre el grupo Goyllarisquizga y se distribuyen en diversos sectores del yacimiento.

Actividad Ígnea:

La presencia de rocas ígneas es fundamental en la formación del yacimiento minero de este distrito. Se destacan las rocas volcánicas andesíticas y dacíticas, así como intrusiones terciarias de dioritas, monzonita cuarcífera, granodiorita, pórfido feldespático, pórfido cuarcífero y pórfido Dacítico.

Plano geológico de Morococha



En la región, se identifican dos periodos principales de plegamiento, abarcando desde el final del Cretáceo hasta el Terciario Medio. Siguiendo la clasificación de G. Steinmann, estos eventos se dividen en tres etapas: los 'plegamientos peruanos', ocurridos al término del Cretáceo, previos a la deposición de las capas rojas; el plegamiento 'Incaico', el más intenso, durante el Terciario Inferior, seguido de actividad ígnea; y finalmente, el plegamiento 'Quechua', en el Terciario Medio.

Plano estrutural



La región ha experimentado dos principales periodos de plegamiento desde el final del Cretáceo hasta el Terciario Medio, identificándose tres fases: el plegamiento 'Peruano' en el Cretáceo, el 'Incaico' en el Terciario Inferior, el más intenso y seguido de un plegamiento de la zona ígnea, y el 'Quechua' en el Terciario Medio. La zona presenta fallas inversas con buzamientos entre 45° y 70°, y la actividad ígnea incluyó la intrusión de la diorita Anticonas del plegamiento Incaico. La compresión generó fracturas de cizalla en direcciones norte y este-oeste, como las fallas Huachamachay, San Gerardo y San Antonio, las que tras la intrusión de la diorita hace 8-14 millones de años. Posteriormente, se realizaron granodioritas, pórfidos feldespáticos y cuarcíferos en la parte central del sector, hace 7 millones de años, seguidos por un dique de pórfido Dacítico en la zona sur. Después del plegamiento Quechua, la compresión y la intrusión de cuerpos ígneos formaron

una estructura anticlinal tipo domo, con fracturas de tensión rellenas por vetas, orientadas N70°E en el sur y N50°E en el norte del distrito.

Brechas hidrotermales:

En los sedimentos del Pucará se encuentran brechas hidrotermales policíclicas y monomícticas de pequeño tamaño y mineralizadas, como las brechas Toldo y Santa Clara, ubicadas en zonas de discontinuidad entre la caliza Pucará y los volcánicos Catalina, o en contactos con los intrusivos Morococha. La brecha Churruca ha sido objeto de debate sobre su origen, con hipótesis que la consideran una brecha intraformacional sedimentaria (A. Terrones) o una brecha tectónica relacionada con una falla regional post-mineral con buzamiento hacia el oeste.

3.1.2.3 Mineralización. La mineralización en el distrito de Morococha se presenta en diversas formas, incluyendo vetas, cuerpos mineralizados, disseminaciones, brechas y otras manifestaciones. Estos depósitos están asociados tanto a sistemas de tipo pórfido como a yacimientos tipo skarn, y contienen una variedad de metales como cobre (Cu), plomo (Pb), zinc (Zn) y plata (Ag).

En otras palabras, la riqueza mineral de Morococha se encuentra en diferentes tipos de formaciones geológicas, vinculadas a dos modelos principales de yacimientos:

3.1.2.3.1 Pórfidos. Estos yacimientos se caracterizan por grandes volúmenes de mineralización disseminada y vetillas, típicamente asociados a intrusiones ígneas.

3.1.2.3.2 Skarns. Estos yacimientos se forman en la zona de contacto entre rocas ígneas y carbonatadas, donde la interacción de fluidos hidrotermales genera nuevos minerales.

La combinación de estos dos tipos de yacimientos, junto con la variedad de formas de mineralización, contribuye a la diversidad y riqueza mineral del distrito de Morococha, que incluye la presencia de cobre, plomo, zinc y plata.

Vetas:

Las vetas mineralizadas en la zona están estrechamente ligadas a fracturas de tensión, siendo la falla de Huachuamachay un factor principal en su formación. Por otro

lado, las vetas asociadas a las zonas de skarn y hornfels tienden a ser menos profundas y presentan una mineralización con concentraciones y espesores variables.

Mantos y cuerpos:

Las acumulaciones de mineral en forma de mantos y cuerpos arracimados se encuentran principalmente en la parte externa de las zonas de skarn, específicamente en calizas marmolizadas. Un ejemplo destacado es el manto Ombla, que se extiende a lo largo de 850 metros y presenta una inclinación que varía entre 20° y 60°.

Cuerpos mineralizados en zonas de contacto:

La mineralización se localiza en la zona de contacto entre los intrusivos San Francisco y Gertrudis, donde interactúan con la caliza Pucará. Esta interacción resulta en la formación de minerales silicatados hidratados, producto del metasomatismo de contacto, y se manifiesta en mineralización diseminada, en hojuelas, entre otras formas.

Diseminaciones:

El yacimiento de Toromocho presenta una mineralización típica de pórfido de cobre, molibdeno y plata, caracterizada por una red de vetillas tipo stockwork y una intensa alteración hidrotermal que incluye fases potásica, fílica y propilítica. La mineralización se asocia principalmente a las rocas intrusivas del Pórfido Feldespático y la Granodiorita.

3.2 Primera etapa de pruebas

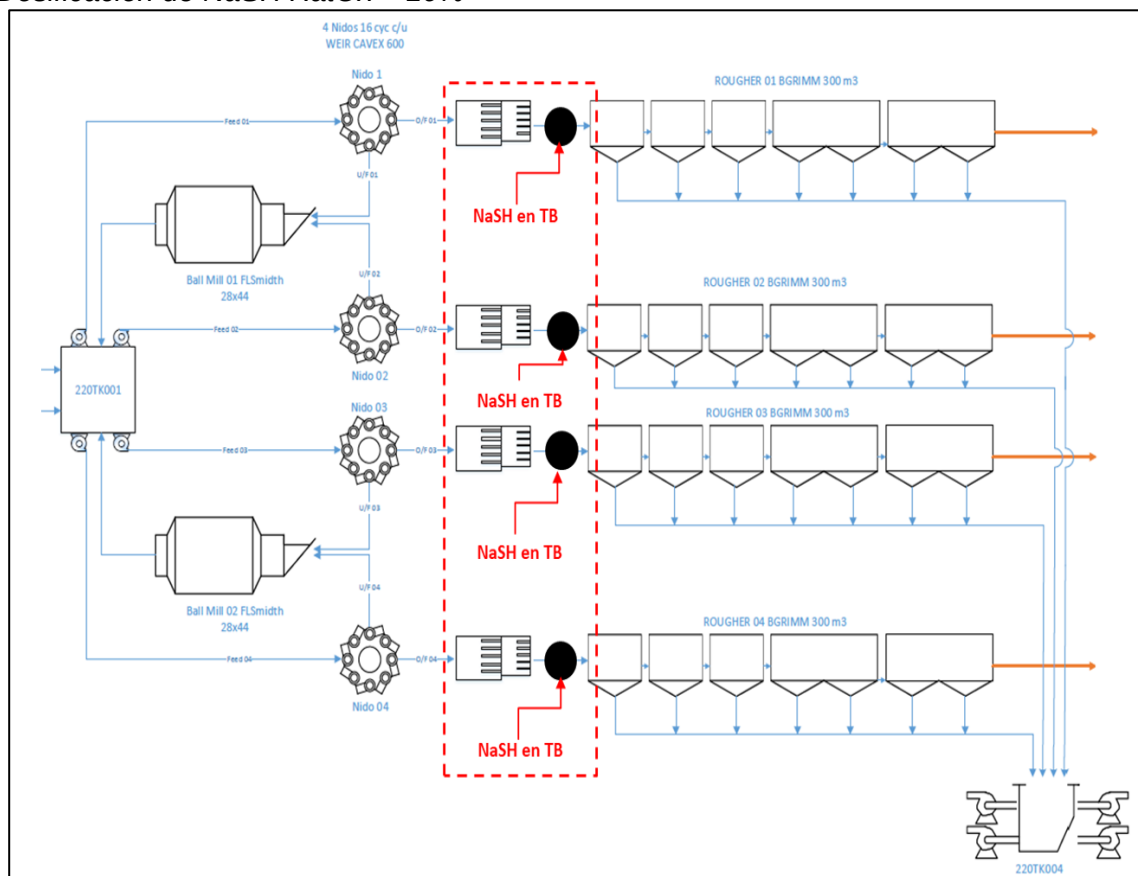
Del 10 al 12 de septiembre de 2021, se introdujo mineral fresco con un contenido de RatOx superior al 12%, tal como se establecía en el plan de minado. El promedio del composito muestreado fue de 12.8%.

Durante este período, se inició la dosificación de NaSH en las líneas 3 y 4 dentro del circuito Rougher, aplicando una cantidad de 40 g/t al alimentar la flotación.

Se realiza la prueba Industrial Adicionando NaSH en Transfer Box en las distintas muestras analizadas.

Figura 8

Dosificación de NaSH RatOx > 10%



Fuente: Boletín Anual 2021: Procesos Metalúrgicos - Minera Chinalco S.A.

3.2.1 Ensayos para evaluación de pH / NaSH

Tabla 10

Leyes de las muestras M1 y M2

Muestra	LEYES (%)					RATOX
	Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	
Faja 01	0.541	7.56	0.013	0.023	80.32	4.25
Faja 02	0.559	5.85	0.003	0.045	84.96	8.05

Fuente: Elaboración propia

3.2.1.1 T1 – M1: Sin NaSH

Tabla 11

Condiciones – T1 – M1: Sin NaSH

PRODUCTO	TIEMPO (MINUTOS)	PESO SECO (G)	MUESTRA (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1.00	21.78	16.66	13.80	0.37	0.12	28.88
Conc.2	2.00	8.38	10.52	15.19	0.27	0.11	39.62
Conc.3	4.00	7.81	7.30	12.84	0.21	0.11	49.32
Conc.4	8.00	6.86	4.22	8.50	0.13	0.10	64.05
Conc.5	16.00	9.85	1.97	18.24	0.07	0.07	45.11
Tails		1246.79	0.087	6.868	0.006	0.010	82.770
Total		1301.5	0.54	7.56	0.01	0.02	80.32

Fuente: Elaboración propia

R_{∞} para Cu = 85.17 y K para Cu = 2.523

R_{∞} para Fe = 8.85 y K para Fe = 0.616

Tabla 12

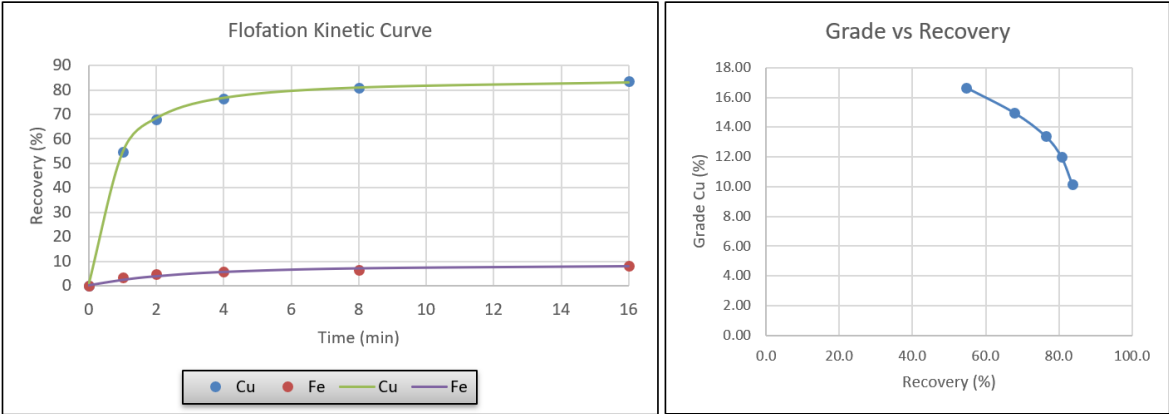
Balance metalúrgico acumulado – T1 – M1: Sin NaSH

Producto	Time Min.	Weight	Muestra (%)					Recuperación (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1	1.7	16.66	13.8	0.370	0.120	28.88	54.6	3.2	38.4	14.3	0.6
Conc.2	2	2.3	14.95	14.2	0.341	0.117	31.86	67.8	4.6	49.0	19.4	0.9
Conc.3	4	2.9	13.38	13.9	0.314	0.116	35.45	76.4	5.7	56.9	24.1	1.3
Conc.4	8	3.4	11.98	13.1	0.287	0.114	39.83	80.8	6.3	61.3	28.0	1.7
Conc.5	16	4.2	10.17	14.0	0.247	0.107	40.78	83.7	8.2	64.4	31.9	2.1
Tail		95.8	0.087	6.9	0.006	0.010	82.77	16.3	91.8	35.6	68.1	97.9
Head (Calc)		95.8	0.511	7.17	0.016	0.014	81.01	16.3	91.8	35.6	68.1	97.9
Head (Assay)			0.541	7.556	0.013	0.023	80.32					
		RSD	4.06	3.73	15.17	34.11	0.60					

Fuente: Elaboración propia

Figura 9

Graficas de control – T1 – M1: Sin NaSH



Fuente: Elaboración propia

3.2.1.2 T2 – M1: NaSH (30 g/t)

Tabla 13

Condiciones – T2 – M1: NaSH (30 g/t)

Producto	Tiempo (minutos)	Peso seco (g)	Muestra (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1.00	97.73	2.97	32.79	0.07	0.11	10.23
Conc.2	2.00	44.73	2.70	31.63	0.06	0.03	12.01
Conc.3	4.00	33.20	2.56	30.33	0.06	0.03	12.59
Conc.4	8.00	15.73	2.64	27.17	0.07	0.05	24.33
Conc.5	16.00	16.31	1.41	23.33	0.04	0.04	34.66
Tails		1093.44	0.072	1.539	0.003	0.010	93.510
Total		1301.1	0.54	7.56	0.01	0.02	80.32

Fuente: Elaboración propia

R_{∞} para Cu = 91.44 y K para Cu = 1.598

R_{∞} para Fe = 82.34 y K para Fe = 1.516

Tabla 14

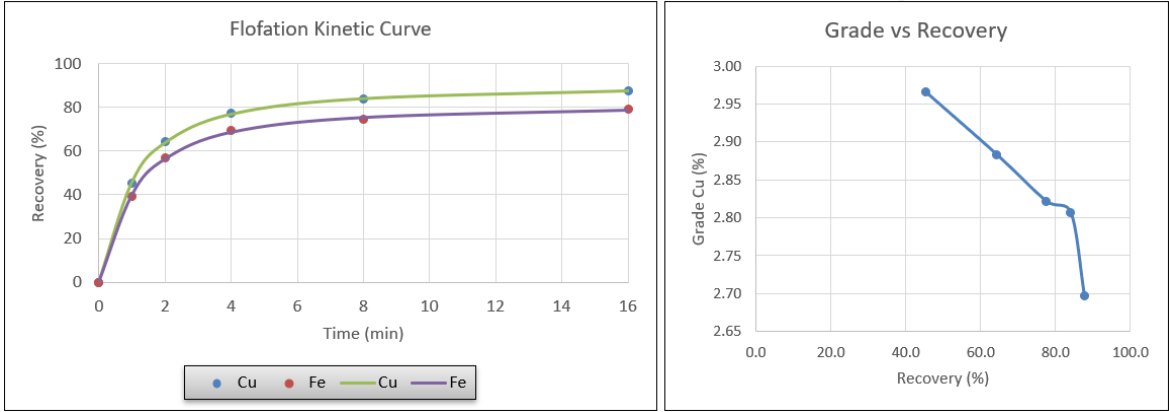
Balance metalurgico acumulado – T2 – M1: NaSH (30 g/t)

Producto	Time min.	Weight	Muestra (%)					Recuperación (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1	7.5	2.97	32.8	0.068	0.111	10.23	45.4	39.5	40.4	42.3	1.0
Conc.2	2	10.9	2.88	32.4	0.066	0.085	10.79	64.3	56.9	57.2	47.3	1.5
Conc.3	4	13.5	2.82	32.0	0.065	0.076	11.13	77.6	69.3	69.7	51.7	1.9
Conc.4	8	14.7	2.81	31.6	0.065	0.073	12.21	84.1	74.6	75.9	54.7	2.2
Conc.5	16	16.0	2.70	31.0	0.063	0.071	13.98	87.7	79.3	80.1	57.4	2.8
Tail		84.0	0.072	1.5	0.003	0.010	93.51	12.3	20.7	19.9	42.6	97.2
Head (Calc)		84.0	0.491	6.24	0.013	0.020	80.81	12.3	20.7	19.9	42.6	97.2
Head (Assay)			0.541	7.556	0.013	0.023	80.32					
RSD			6.86	13.51	1.91	10.84	0.43					

Fuente: Elaboración propia

Figura 10

Graficas de control – T2 – M1: NaSH (30 g/t)



Fuente: Elaboración propia

3.2.1.3 T3 – M1: NaSH (40 g/t)

Tabla 15

Condiciones – T3 – M1: NaSH (40 g/t)

Producto	Tiempo (minutos)	Peso seco (g)	Muestra (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1.00	66.26	3.40	30.86	0.08	0.04	9.76
Conc.2	2.00	60.58	2.68	34.31	0.06	0.03	9.19
Conc.3	4.00	38.47	2.53	33.70	0.06	0.03	10.03
Conc.4	8.00	19.09	2.55	32.82	0.07	0.05	20.53
Conc.5	16.00	16.48	1.65	23.42	0.05	0.04	32.19
Tails		1100.12	0.085	1.651	0.004	0.009	93.370
Total		1301.0	0.54	7.56	0.01	0.02	80.32

Fuente: Elaboración propia

R_{∞} para Cu = 91.67 y K para Cu = 1.184

R_{∞} para Fe = 83.08 y K para Fe = 1.069

Tabla 16

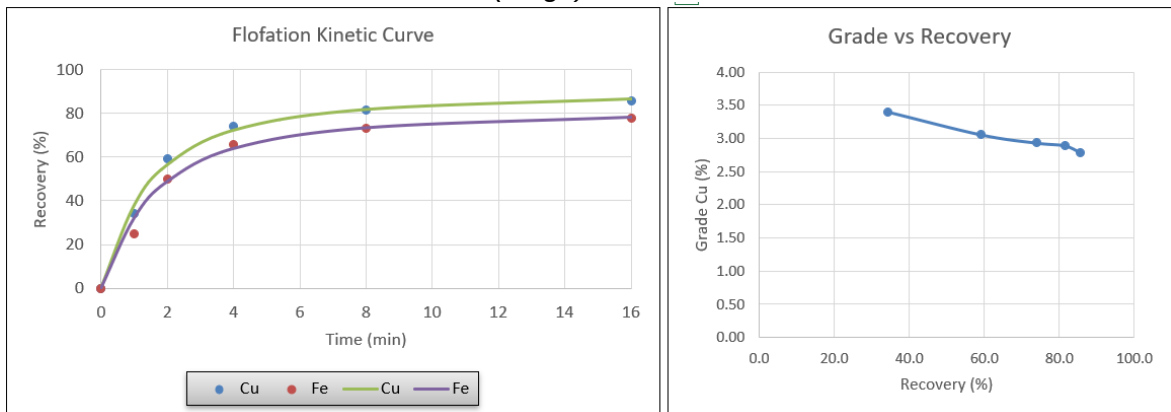
Balance Metalurgico acumulado – T3 – M1: NaSH (40 g/t)

Producto	Time min.	Weight	Muestra (%)					Recuperación (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1	5.1	3.40	30.9	0.077	0.035	9.76	34.4	24.8	29.1	14.0	0.6
Conc.2	2	9.7	3.06	32.5	0.070	0.032	9.49	59.3	50.0	50.5	24.2	1.1
Conc.3	4	12.7	2.93	32.8	0.067	0.031	9.61	74.1	65.7	62.8	30.9	1.5
Conc.4	8	14.2	2.89	32.8	0.067	0.032	10.74	81.5	73.3	70.7	36.1	1.9
Conc.5	16	15.4	2.79	32.0	0.065	0.033	12.50	85.7	78.0	74.9	40.4	2.4
Tail		84.6	0.085	1.7	0.004	0.009	93.37	14.3	22.0	25.1	59.6	97.6
Head (Calc)		84.6	0.503	6.34	0.013	0.013	80.88	14.3	22.0	25.1	59.6	97.6
Head (Assay)			0.541	7.556	0.013	0.023	80.32					
RSD			5.15	12.37	2.53	40.50	0.49					

Fuente: Elaboración propia

Figura 11

Graficas de control – T3 – M1: NaSH (40 g/t)



Fuente: Elaboración propia

3.2.1.4 T4 – M1: NaSH (50 g/t)

Tabla 17

Condiciones – T4 – M1: NaSH (50 g/t)

Producto	Tiempo (minutos)	Peso seco (g)	Muestra (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1.00	50.60	3.43	31.13	0.08	0.04	12.55
Conc.2	2.00	73.96	2.50	34.47	0.06	0.09	8.21
Conc.3	4.00	46.02	2.51	34.57	0.06	0.03	8.80
Conc.4	8.00	21.67	2.28	28.78	0.06	0.04	18.31
Conc.5	16.00	16.34	1.63	25.18	0.05	0.04	28.11
Tails		1091.88	0.083	1.375	0.003	0.010	94.170
Total		1300.5	0.54	7.56	0.01	0.02	80.32

Fuente: Elaboración propia

R_{∞} para Cu = 94.21 y K para Cu = 0.963

R_{∞} para Fe = 87.98 y K para Fe = 0.972

Tabla 18

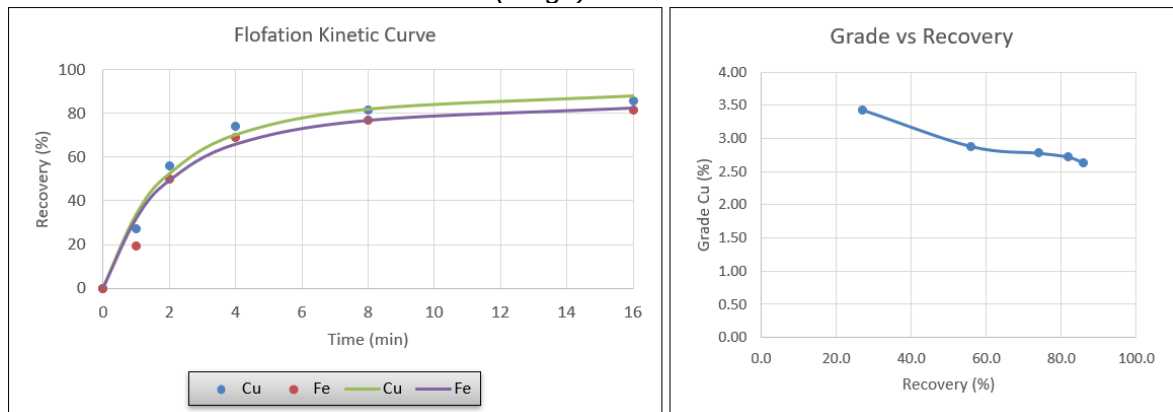
Balance metalurgico acumulado – T4 – M1: NaSH (50 g/t)

Producto	Time min.	Weight	Muestra (%)					Recuperación (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1	3.9	3.43	31.1	0.081	0.038	12.55	27.1	19.1	24.9	8.6	0.6
Conc.2	2	9.6	2.88	33.1	0.067	0.067	9.97	56.0	50.0	50.5	37.0	1.2
Conc.3	4	13.1	2.78	33.5	0.066	0.058	9.66	74.0	69.3	68.1	44.0	1.6
Conc.4	8	14.8	2.72	33.0	0.065	0.056	10.63	81.7	76.8	75.3	48.1	1.9
Conc.5	16	16.0	2.64	32.4	0.063	0.055	12.00	85.8	81.8	80.1	51.2	2.4
Tail		84.0	0.083	1.4	0.003	0.010	94.17	14.2	18.2	19.9	48.8	97.6
Head (Calc)		84.0	0.492	6.35	0.013	0.017	80.99	14.2	18.2	19.9	48.8	97.6
Head (Assay)			0.541	7.556	0.013	0.023	80.32					
		RSD	6.65	12.31	1.87	20.37	0.59					

Fuente: Elaboración propia

Figura 12

Graficas de control – T4 – M1: NaSH (50 g/t)



Fuente: Elaboración propia

3.2.1.5 T5 – M2: Sin NaSH

Tabla 19

Condiciones – T5 – M2: Sin NaSH

Producto	Tiempo (minutos)	Peso seco (g)	Muestra (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1.00	103.34	3.63	23.00	0.02	0.15	36.62
Conc.2	2.00	36.99	2.64	21.34	0.01	0.09	43.22
Conc.3	4.00	26.18	2.42	18.04	0.01	0.09	47.32
Conc.4	8.00	19.40	2.35	17.10	0.01	0.11	52.28
Conc.5	16.00	49.36	0.59	30.23	0.01	0.04	21.30
Tails		1064.07	0.063	0.976	0.001	0.010	94.290
Total		1299.3	0.56	5.85	0.00	0.05	84.96

Fuente: Elaboración propia

R_{∞} para Cu = 91.11 y K para Cu = 2.194

R_{∞} para Fe = 90.60 y K para Fe = 0.573

Tabla 20

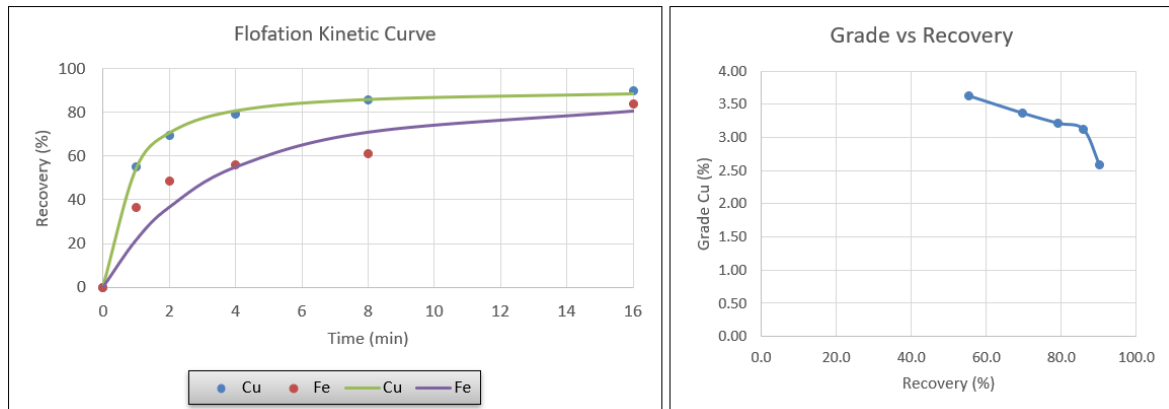
Balance metalúrgico acumulado – T5 – M2: Sin NaSH

Producto	Time min.	Weight	Muestra (%)					Recuperación (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1	8.0	3.63	23.0	0.017	0.151	36.62	55.3	36.6	43.8	43.7	3.5
Conc.2	2	10.8	3.37	22.6	0.016	0.135	38.36	69.8	48.7	55.8	53.2	4.9
Conc.3	4	12.8	3.22	21.8	0.015	0.128	39.77	79.1	56.0	63.0	59.5	6.1
Conc.4	8	14.3	3.13	21.4	0.015	0.125	41.07	85.8	61.1	67.3	65.3	7.0
Conc.5	16	18.1	2.59	23.2	0.013	0.106	36.93	90.1	84.0	73.5	70.2	8.0
Tail		81.9	0.063	1.0	0.001	0.010	94.29	9.9	16.0	26.5	29.8	92.0
Head (Calc)		81.9	0.521	5.00	0.003	0.027	83.90	9.9	16.0	26.5	29.8	92.0
Head (Assay)			0.559	5.850	0.003	0.045	84.96					
RSD			4.95	11.04	2.02	34.21	0.89					

Fuente: Elaboración propia

Figura 13

Graficas de control – T5 – M2: Sin NaSH



Fuente: Elaboración propia

3.2.1.6 T6 – M2: NaSH (30 g/t)

Tabla 21

Condiciones – T6 – M2: NaSH (30 g/t)

Producto	Tiempo (minutos)	Peso seco (g)	Muestra (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1.00	102.81	2.42	23.36	0.01	0.13	37.94
Conc.2	2.00	57.14	3.03	27.08	0.01	0.17	27.37
Conc.3	4.00	31.96	2.87	26.07	0.01	0.09	30.11
Conc.4	8.00	20.99	2.37	21.75	0.01	0.10	37.28
Conc.5	16.00	20.47	1.18	19.49	0.01	0.07	46.45
Tails		1067.17	0.062	0.771	0.001	0.010	94.860
Total		1300.5	0.56	5.85	0.00	0.05	84.96

Fuente: Elaboración propia

R_{∞} para Cu = 95.84 y K para Cu = 1.279

R_{∞} para Fe = 91.18 y K para Fe = 1.302

Tabla 22

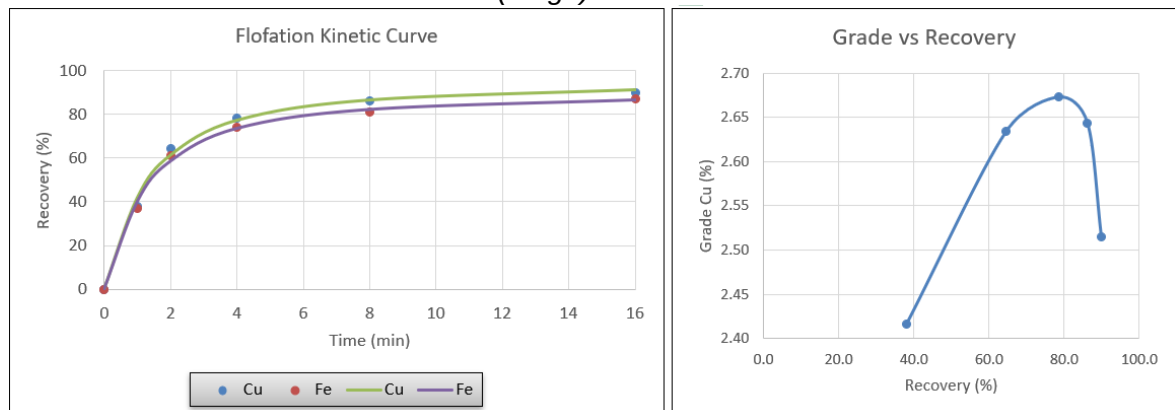
Balance metalurgico acumulado – T6 – M2: NaSH (30 g/t)

Producto	Time min.	Weight	Muestra (%)					Recuperación (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1	7.9	2.42	23.4	0.013	0.129	37.94	38.0	37.2	34.3	33.2	3.6
Conc.2	2	12.3	2.63	24.7	0.013	0.145	34.16	64.5	61.1	51.9	58.0	5.0
Conc.3	4	14.8	2.67	24.9	0.013	0.135	33.49	78.6	74.0	62.5	64.8	5.9
Conc.4	8	16.4	2.64	24.6	0.013	0.131	33.86	86.2	81.1	68.4	69.8	6.6
Conc.5	16	17.9	2.51	24.2	0.012	0.126	34.97	89.9	87.3	72.6	73.3	7.5
Tail		82.1	0.062	0.8	0.001	0.010	94.86	10.1	12.7	27.4	26.7	92.5
Head (Calc)		82.1	0.502	4.97	0.003	0.031	84.11	10.1	12.7	27.4	26.7	92.5
Head (Assay)			0.559	5.850	0.003	0.045	84.96					
		RSD	7.57	11.53	0.04	26.63	0.71					

Fuente: Elaboración propia

Figura 14

Graficas de control – T6 – M2: NaSH (30 g/t)



Fuente: Elaboración propia

3.2.1.7 T7 – M2: NaSH (40 g/t)

Tabla 23

Condiciones – T7 – M2: NaSH (40 g/t)

Producto	Tiempo (minutos)	Peso seco (g)	Muestra (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1.00	76.10	1.61	19.05	0.01	0.08	47.17
Conc.2	2.00	77.39	3.71	28.11	0.01	0.25	23.71
Conc.3	4.00	33.83	3.13	28.61	0.01	0.09	22.43
Conc.4	8.00	21.13	2.59	23.48	0.01	0.09	34.16
Conc.5	16.00	22.01	1.23	19.28	0.01	0.06	46.54
Tails		1069.69	0.068	0.802	0.001	0.010	94.920
Total		1300.2	0.56	5.85	0.00	0.05	84.96

Fuente: Elaboración propia

R_{∞} para Cu = 99.00 y K para Cu = 0.861

R_{∞} para Fe = 92.06 y K para Fe = 1.029

Tabla 24

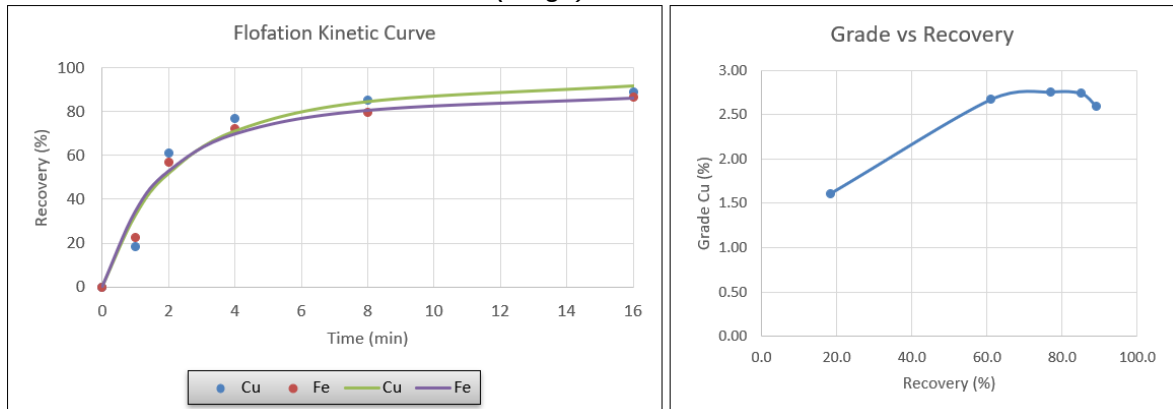
Balance metalúrgico acumulado – T7 – M2: NaSH (40 g/t)

Producto	Time min.	Weight	Muestra (%)					Recuperación (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1	5.9	1.61	19.1	0.011	0.079	47.17	18.3	22.8	22.5	14.4	3.3
Conc.2	2	11.8	2.67	23.6	0.012	0.163	35.34	61.2	56.9	47.5	59.9	5.0
Conc.3	4	14.4	2.75	24.5	0.012	0.149	33.01	76.9	72.1	58.5	66.8	5.6
Conc.4	8	16.0	2.74	24.4	0.012	0.143	33.13	85.1	79.9	65.9	71.2	6.3
Conc.5	16	17.7	2.59	23.9	0.011	0.135	34.41	89.1	86.5	71.2	74.4	7.2
Tail		82.3	0.068	0.8	0.001	0.010	94.92	10.9	13.5	28.8	25.6	92.8
Head (Calc)		82.3	0.516	4.90	0.003	0.032	84.19	10.9	13.5	28.8	25.6	92.8
Head (Assay)			0.559	5.850	0.003	0.045	84.96					
RSD			5.72	12.49	3.46	23.49	0.64					

Fuente: Elaboración propia

Figura 15

Graficas de control – T7 – M2: NaSH (40 g/t)



Fuente: Elaboración propia

3.2.1.8 T8 – M2: NaSH (50 g/t)

Tabla 25

Condiciones – T8 – M2: NaSH (50 g/t)

Producto	Tiempo (minutos)	Peso seco (g)	Muestra (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1.00	62.71	1.39	16.12	0.01	0.07	53.60
Conc.2	2.00	51.84	3.61	25.94	0.01	0.19	28.68
Conc.3	4.00	60.68	3.44	30.23	0.02	0.10	19.97
Conc.4	8.00	29.72	2.78	25.27	0.01	0.09	28.76
Conc.5	16.00	27.09	1.28	20.97	0.01	0.06	39.29
Tails		1067.31	0.066	0.877	0.001	0.009	94.850
Total		1299.4	0.56	5.85	0.00	0.05	84.96

Fuente: Elaboración propia

R^{∞} para Cu = 99.00 y K para Cu = 0.556

R^{∞} para Fe = 95.27 y K para Fe = 0.633

Tabla 26

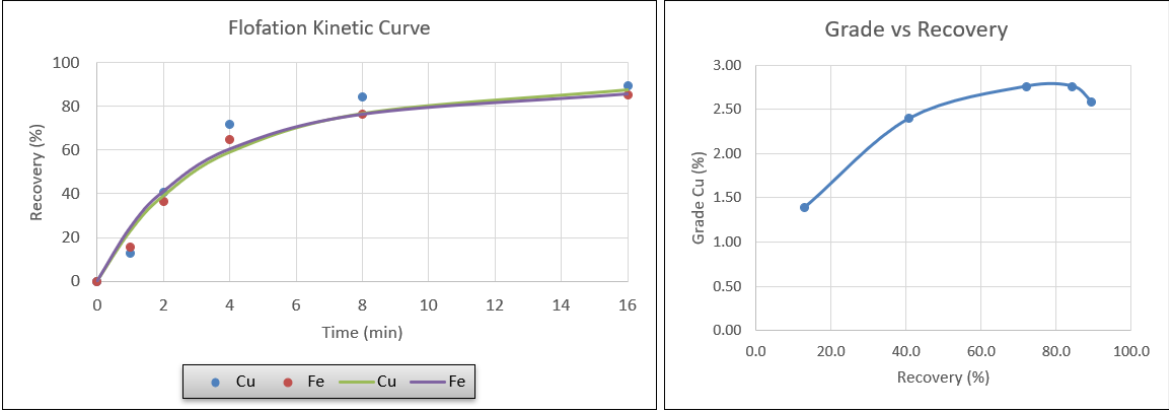
Balance metalúrgico acumulado – T8 – M2: NaSH (50 g/t)

Producto	Time min.	Weight	Muestra (%)					Recuperación (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1	4.8	1.39	16.1	0.011	0.069	53.60	13.0	15.7	17.7	12.9	3.1
Conc.2	2	8.8	2.39	20.6	0.012	0.122	42.32	40.9	36.5	35.1	41.8	4.4
Conc.3	4	13.5	2.75	23.9	0.013	0.113	34.58	72.0	65.0	58.5	59.0	5.5
Conc.4	8	15.8	2.76	24.1	0.013	0.109	33.74	84.3	76.7	68.4	66.7	6.3
Conc.5	16	17.9	2.59	23.7	0.012	0.103	34.39	89.5	85.5	72.6	71.3	7.3
Tail			82.1	0.066	0.9	0.001	0.009	94.85	10.5	14.5	27.4	28.7
Head (Calc)			82.1	0.516	4.96	0.003	0.026	84.05	10.5	14.5	27.4	28.7
Head (Assay)			0.559	5.850	0.003	0.045	84.96					
RSD			5.67	11.64	0.14	38.51	0.76					

Fuente: Elaboración propia

Figura 16

Graficas de control – T8 – M2: NaSH (50 g/t)



Fuente: Elaboración propia

3.2.2 Ensayos para evaluación de NaSH / bajo RatOx

Tabla 27

Leyes de muestra con bajo RatOx

Muestra	Leyes (%)					RatOx
	Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	
Bajo RatOx - Abril 2023	0.442	6.65	0.055	0.039	79.64	8.82

Fuente: Elaboración propia

3.2.2.1 T1 – Sin NaSH

Tabla 28

Condiciones – T1 – Sin NaSH

Producto	Tiempo (minutos)	Peso seco (g)	Muestra (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1.00	78.50	3.23	26.50	0.27	0.18	33.09
Conc.2	2.00	41.85	2.28	26.66	0.19	0.13	36.88
Conc.3	4.00	31.63	2.03	25.26	0.17	0.11	39.05
Conc.4	8.00	23.20	1.65	21.17	0.15	0.11	46.92
Conc.5	16.00	45.42	0.56	33.12	0.07	0.05	26.44
Tails		1077.69	0.071	2.472	0.032	0.013	87.650
Total		1298.3	0.44	6.65	0.06	0.04	79.64

Fuente: Elaboración propia

R_{∞} para Cu = 88.64 y K para Cu = 1.666

R_{∞} para Fe = 76.30 y K para Fe = 0.524

Tabla 29

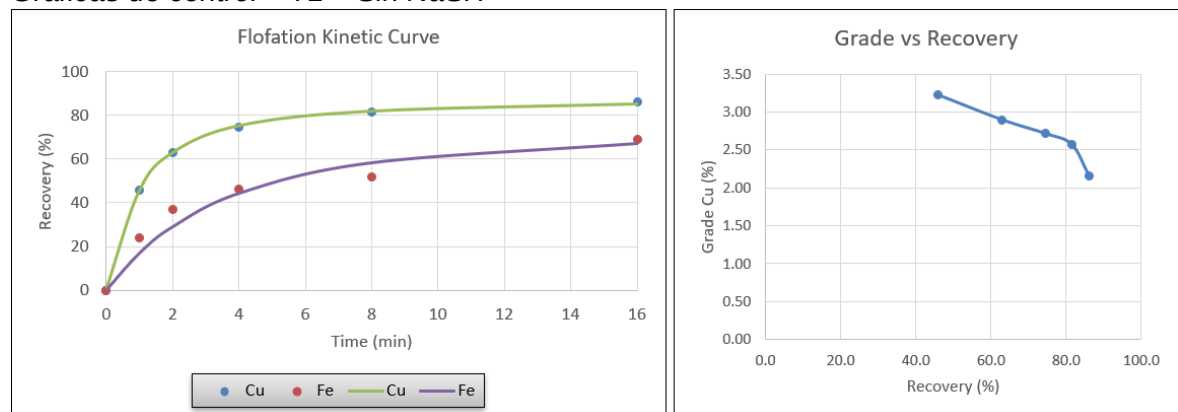
Balance metalúrgico acumulado – T1 – Sin NaSH

Producto	Time min.	Weight	Muestra (%)					Recuperación (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1	6.0	3.23	26.5	0.270	0.183	33.09	45.8	24.0	28.0	34.5	2.5
Conc.2	2	9.3	2.90	26.6	0.243	0.163	34.41	63.0	36.9	38.7	47.2	4.1
Conc.3	4	11.7	2.72	26.3	0.227	0.151	35.37	74.6	46.2	45.6	55.2	5.3
Conc.4	8	13.5	2.57	25.6	0.216	0.145	36.90	81.5	51.8	50.1	61.2	6.3
Conc.5	16	17.0	2.16	27.2	0.186	0.125	34.75	86.2	69.2	54.4	66.3	7.5
Tail		83.0	0.071	2.5	0.032	0.013	87.65	13.8	30.8	45.6	33.7	92.5
Head (Calc)		83.0	0.426	6.67	0.058	0.032	78.66	13.8	30.8	45.6	33.7	92.5
Head (Assay)			0.442	6.653	0.055	0.039	79.64					
		RSD	2.64	0.14	4.01	13.82	0.87					

Fuente: Elaboración propia

Figura 17

Graficas de control – T1 – Sin NaSH



Fuente: Elaboración propia

3.2.2.2 T2 – NaSH Planta: (30 g/t)

Tabla 30

Condiciones – T2 – NaSH Planta: (30 g/t)

Producto	Tiempo (minutos)	Peso seco (g)	Muestra (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1.00	68.01	2.30	28.23	0.17	0.15	32.14
Conc.2	2.00	65.21	2.16	29.51	0.17	0.15	30.10
Conc.3	4.00	51.42	1.88	28.00	0.16	0.11	34.72
Conc.4	8.00	28.83	1.48	21.32	0.15	0.09	47.85
Conc.5	16.00	25.99	0.88	21.61	0.12	0.06	46.91
Tails		1059.66	0.073	2.049	0.033	0.013	88.490
Total		1299.1	0.44	6.65	0.06	0.04	79.64

Fuente: Elaboración propia

R_{∞} para Cu = 93.30 y K para Cu = 0.994

R_{∞} para Fe = 80.07 y K para Fe = 0.933

Tabla 31

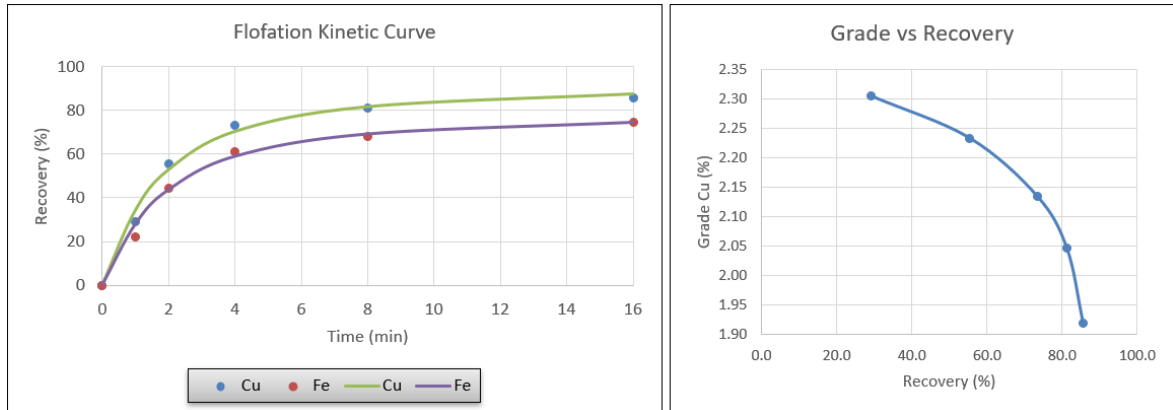
Balance metalúrgico acumulado – T2 – NaSH Planta: (30 g/t)

Producto	Time min.	Weight	Muestra (%)					Recuperación (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1	5.2	2.30	28.2	0.171	0.150	32.14	29.2	22.2	15.8	23.2	2.1
Conc.2	2	10.3	2.23	28.9	0.171	0.150	31.14	55.4	44.5	31.1	45.7	4.1
Conc.3	4	14.2	2.13	28.6	0.168	0.140	32.14	73.4	61.2	42.3	58.9	5.8
Conc.4	8	16.4	2.05	27.6	0.165	0.134	34.26	81.3	68.3	48.1	65.1	7.1
Conc.5	16	18.4	1.92	27.0	0.161	0.126	35.63	85.6	74.8	52.4	68.6	8.3
Tail		81.6	0.073	2.0	0.033	0.013	88.49	14.4	25.2	47.6	31.4	91.7
Head (Calc)		81.6	0.413	6.64	0.057	0.034	78.75	14.4	25.2	47.6	31.4	91.7
Head (Assay)			0.442	6.653	0.055	0.039	79.64					
RSD			4.72	0.09	1.93	10.15	0.80					

Fuente: Elaboración propia

Figura 18

Graficas de control – T2 – NaSH Planta: (30 g/t)



Fuente: Elaboración propia

3.2.2.3 T3 – NaSH Planta: (40 g/t)

Tabla 32

Condiciones – T3 – NaSH Planta: (40 g/t)

Producto	Tiempo (minutos)	Peso seco (g)	Muestra (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1.00	44.32	1.45	21.95	0.13	0.05	44.88
Conc.2	2.00	55.59	2.62	29.07	0.19	0.18	30.42
Conc.3	4.00	73.50	2.21	31.38	0.18	0.16	26.63
Conc.4	8.00	35.75	1.75	24.99	0.17	0.11	37.43
Conc.5	16.00	28.12	0.95	22.77	0.13	0.07	45.45
Tails		1061.62	0.058	1.841	0.030	0.009	89.020
Total		1298.9	0.44	6.65	0.06	0.04	79.64

Fuente: Elaboración propia

R_{∞} para Cu = 104.31 y K para Cu = 0.552

R_{∞} para Fe = 86.01 y K para Fe = 0.611

Tabla 33

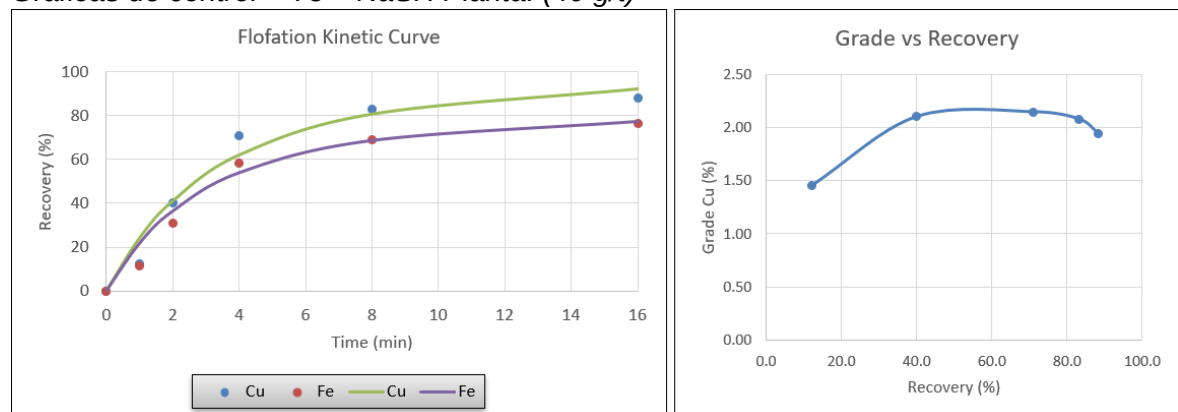
Balance metalúrgico acumulado – T3 – NaSH Planta: (40 g/t)

Producto	Time min.	Weight	Muestra (%)					Recuperación (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1	3.4	1.45	22.0	0.130	0.054	44.88	12.3	11.6	8.1	6.1	1.9
Conc.2	2	7.7	2.10	25.9	0.162	0.126	36.83	40.1	30.9	22.7	31.8	3.6
Conc.3	4	13.4	2.14	28.2	0.171	0.139	32.51	71.1	58.4	41.6	61.0	5.5
Conc.4	8	16.1	2.08	27.7	0.171	0.135	33.35	83.1	69.1	50.1	71.2	6.8
Conc.5	16	18.3	1.94	27.1	0.166	0.126	34.78	88.2	76.7	55.3	75.8	8.0
Tail		81.7	0.058	1.8	0.030	0.009	89.02	11.8	23.3	44.7	24.2	92.0
Head (Calc)		81.7	0.403	6.45	0.055	0.030	79.11	11.8	23.3	44.7	24.2	92.0
Head (Assay)			0.442	6.653	0.055	0.039	79.64					
		RSD	6.60	2.14	0.17	17.45	0.47					

Fuente: Elaboración propia

Figura 19

Graficas de control – T3 – NaSH Planta: (40 g/t)



Fuente: Elaboración propia

3.2.2.4 T4 – NaSH Planta: (50 g/t)

Tabla 34

Condiciones – T4 – NaSH Planta: (50 g/t)

Producto	Tiempo (minutos)	Peso seco (g)	Muestra (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1.00	43.25	1.37	19.63	0.12	0.05	50.57
Conc.2	2.00	44.36	1.82	23.88	0.14	0.11	39.97
Conc.3	4.00	83.05	2.57	32.74	0.19	0.18	23.15
Conc.4	8.00	39.84	1.82	27.46	0.17	0.12	33.69
Conc.5	16.00	29.74	1.14	23.60	0.14	0.08	42.32
Tails		1059.11	0.056	1.636	0.030	0.008	89.240
Total		1299.4	0.44	6.65	0.06	0.04	79.64

Fuente: Elaboración propia

R_{∞} para Cu = 109.22 y K para Cu = 0.427

R_{∞} para Fe = 90.77 y K para Fe = 0.504

Tabla 35

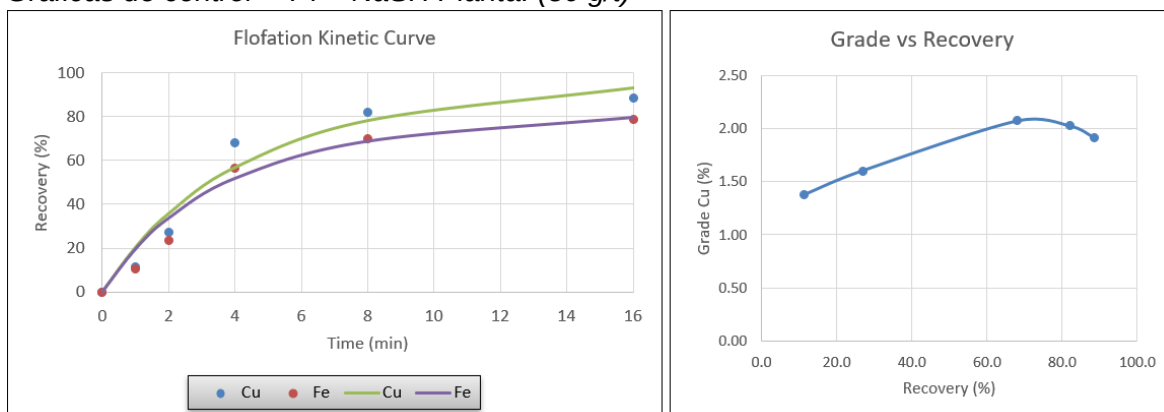
Balance metalúrgico acumulado – T4 – NaSH Planta: (50 g/t)

Producto	Time min.	Weight	Muestra (%)					Recuperación (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1	3.3	1.37	19.6	0.121	0.054	50.57	11.4	10.4	7.5	6.2	2.1
Conc.2	2	6.7	1.60	21.8	0.130	0.080	45.20	27.0	23.4	16.4	18.6	3.8
Conc.3	4	13.1	2.07	27.1	0.157	0.129	34.47	68.1	56.7	38.5	58.6	5.7
Conc.4	8	16.2	2.02	27.2	0.159	0.127	34.32	82.1	70.1	48.3	71.4	7.0
Conc.5	16	18.5	1.91	26.7	0.157	0.121	35.31	88.6	78.8	54.2	77.4	8.2
Tail		81.5	0.056	1.6	0.030	0.008	89.24	11.4	21.2	45.8	22.6	91.8
Head (Calc)		81.5	0.400	6.28	0.053	0.029	79.27	11.4	21.2	45.8	22.6	91.8
Head (Assay)			0.442	6.653	0.055	0.039	79.64					
RSD			7.12	4.11	2.03	21.00	0.33					

Fuente: Elaboración propia

Figura 20

Graficas de control – T4 – NaSH Planta: (50 g/t)



Fuente: Elaboración propia

3.2.2.5 T5 – NaSH Diamond: (30 g/t)

Tabla 36

Condiciones – T5 – NaSH Diamond: (30 g/t)

Producto	Tiempo (minutos)	Peso seco (g)	Muestra (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1.00	51.23	1.40	21.86	0.12	0.06	44.30
Conc.2	2.00	66.80	2.56	29.47	0.18	0.20	29.31
Conc.3	4.00	68.86	2.05	30.42	0.17	0.14	27.99
Conc.4	8.00	28.77	1.60	24.23	0.16	0.12	38.92
Conc.5	16.00	28.92	1.00	21.15	0.13	0.07	46.04
Tails		1055.23	0.054	1.885	0.031	0.008	89.390
Total		1299.8	0.44	6.65	0.06	0.04	79.64

Fuente: Elaboración propia

R^{∞} para Cu = 102.69 y K para Cu = 0.643

R^{∞} para Fe = 84.23 y K para Fe = 0.716

Tabla 37

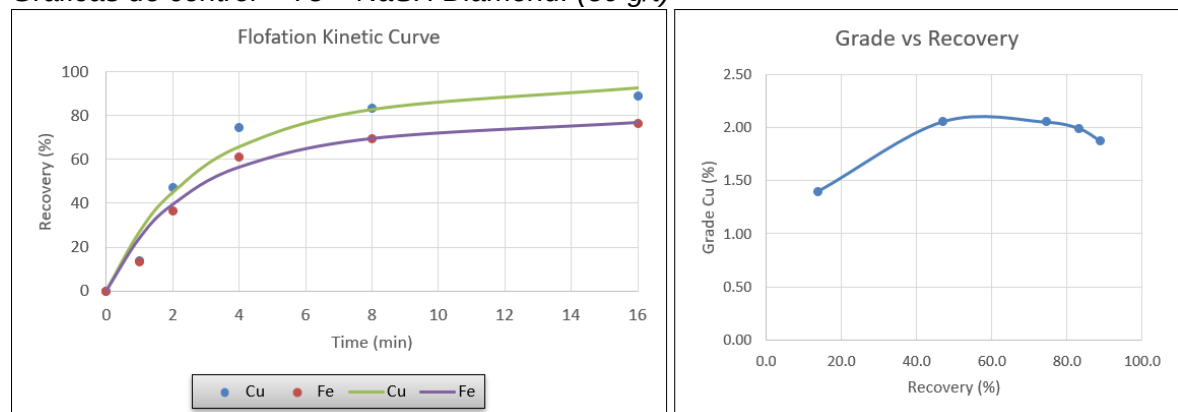
Balance Metalurgico acumulado – T5 – NaSH Diamond: (30 g/t)

Producto	Time min.	Weight	Muestra (%)					Recuperación (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1	3.9	1.40	21.9	0.120	0.062	44.30	13.9	13.2	8.7	8.0	2.2
Conc.2	2	9.1	2.05	26.2	0.152	0.138	35.82	47.1	36.4	25.4	40.9	4.1
Conc.3	4	14.4	2.05	27.7	0.158	0.140	32.93	74.4	61.1	41.9	65.7	6.0
Conc.4	8	16.6	1.99	27.3	0.158	0.137	33.73	83.3	69.3	48.3	74.0	7.1
Conc.5	16	18.8	1.87	26.5	0.155	0.128	35.19	88.9	76.5	53.7	78.8	8.4
Tail		81.2	0.054	1.9	0.031	0.008	89.39	11.1	23.5	46.3	21.2	91.6
Head (Calc)		81.2	0.396	6.52	0.054	0.031	79.19	11.1	23.5	46.3	21.2	91.6
Head (Assay)			0.442	6.653	0.055	0.039	79.64					
		RSD	7.69	1.38	0.80	17.07	0.40					

Fuente: Elaboración propia

Figura 21

Graficas de control – T5 – NaSH Diamond: (30 g/t)



Fuente: Elaboración propia

3.2.2.6 T6 – NaSH Diamond: (40 g/t)

Tabla 38

Condiciones – T6 – NaSH Diamond: (40 g/t)

Producto	Tiempo (minutos)	Peso seco (g)	Muestra (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1.00	45.97	1.37	20.66	0.12	0.05	47.47
Conc.2	2.00	44.40	1.92	27.74	0.14	0.11	37.04
Conc.3	4.00	87.38	2.55	33.34	0.18	0.19	23.16
Conc.4	8.00	36.19	1.80	29.91	0.17	0.11	34.40
Conc.5	16.00	28.92	1.08	21.79	0.14	0.07	43.60
Tails		1057.28	0.055	1.799	0.030	0.008	89.540
Total		1300.1	0.44	6.65	0.06	0.04	79.64

Fuente: Elaboración propia

R^{∞} para Cu = 108.99 y K para Cu = 0.449

R^{∞} para Fe = 89.17 y K para Fe = 0.552

Tabla 39

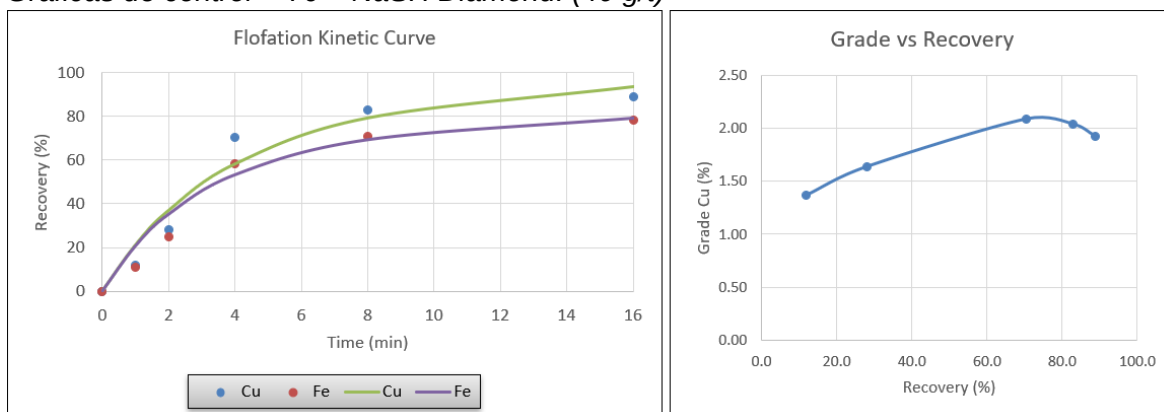
Balance metalúrgico acumulado – T6 – NaSH Diamond: (40 g/t)

Producto	Time min.	Weight	Muestra (%)					Recuperación (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1	3.5	1.37	20.7	0.124	0.048	47.47	12.0	10.9	8.2	5.8	2.1
Conc.2	2	7.0	1.64	24.1	0.133	0.080	42.35	28.2	25.0	17.3	19.0	3.7
Conc.3	4	13.7	2.09	28.7	0.156	0.133	32.91	70.6	58.5	39.7	62.0	5.7
Conc.4	8	16.5	2.04	28.9	0.158	0.130	33.17	83.0	70.9	48.6	72.7	6.9
Conc.5	16	18.7	1.92	28.0	0.156	0.123	34.41	88.9	78.2	54.5	77.9	8.1
Tail		81.3	0.055	1.8	0.030	0.008	89.54	11.1	21.8	45.5	22.1	91.9
Head (Calc)		81.3	0.404	6.70	0.054	0.029	79.24	11.1	21.8	45.5	22.1	91.9
Head (Assay)			0.442	6.653	0.055	0.039	79.64					
RSD			6.38	0.48	1.84	19.82	0.35					

Fuente: Elaboración propia

Figura 22

Graficas de control – T6 – NaSH Diamond: (40 g/t)



Fuente: Elaboración propia

3.2.2.7 T7 – NaSH Diamond: (50 g/t)

Tabla 40

Condiciones – T7 – NaSH Diamond: (50 g/t)

Producto	Tiempo (minutos)	Peso seco (g)	Muestra (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1.00	42.37	1.42	18.20	0.12	0.05	51.33
Conc.2	2.00	36.28	1.52	23.78	0.14	0.07	44.80
Conc.3	4.00	85.85	2.66	32.98	0.19	0.22	21.57
Conc.4	8.00	46.93	1.87	30.34	0.16	0.14	28.43
Conc.5	16.00	30.08	1.20	23.86	0.14	0.08	40.28
Tails		1057.88	0.055	1.838	0.030	0.008	89.260
Total		1299.4	0.44	6.65	0.06	0.04	79.64

Fuente: Elaboración propia

R_{∞} para Cu = 112.29 y K para Cu = 0.379

R_{∞} para Fe = 90.98 y K para Fe = 0.446

Tabla 41

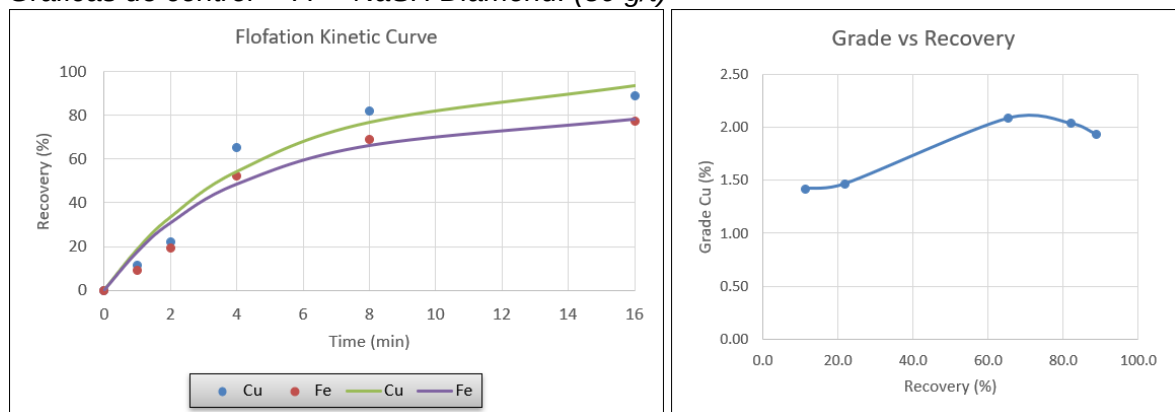
Balance metalúrgico acumulado – T7 – NaSH Diamond: (50 g/t)

Producto	Time min.	Weight	Muestra (%)					Recuperación (%)				
			Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins
Conc.1	1	3.3	1.42	18.2	0.123	0.053	51.33	11.5	9.0	7.4	5.5	2.1
Conc.2	2	6.1	1.46	20.8	0.130	0.060	48.32	21.9	19.1	14.6	11.5	3.7
Conc.3	4	12.7	2.09	27.1	0.163	0.145	34.36	65.4	52.2	38.1	57.8	5.5
Conc.4	8	16.3	2.04	27.9	0.163	0.143	33.04	82.1	68.9	48.8	73.7	6.8
Conc.5	16	18.6	1.93	27.4	0.160	0.135	33.94	88.9	77.3	55.0	79.4	8.0
Tail		81.4	0.055	1.8	0.030	0.008	89.26	11.1	22.7	45.0	20.6	92.0
Head (Calc)		81.4	0.404	6.58	0.054	0.032	78.98	11.1	22.7	45.0	20.6	92.0
Head (Assay)			0.442	6.653	0.055	0.039	79.64					
		RSD	6.35	0.77	1.02	14.64	0.59					

Fuente: Elaboración propia

Figura 23

Graficas de control – T7 – NaSH Diamond: (50 g/t)



Fuente: Elaboración propia

3.3 Segunda etapa de pruebas

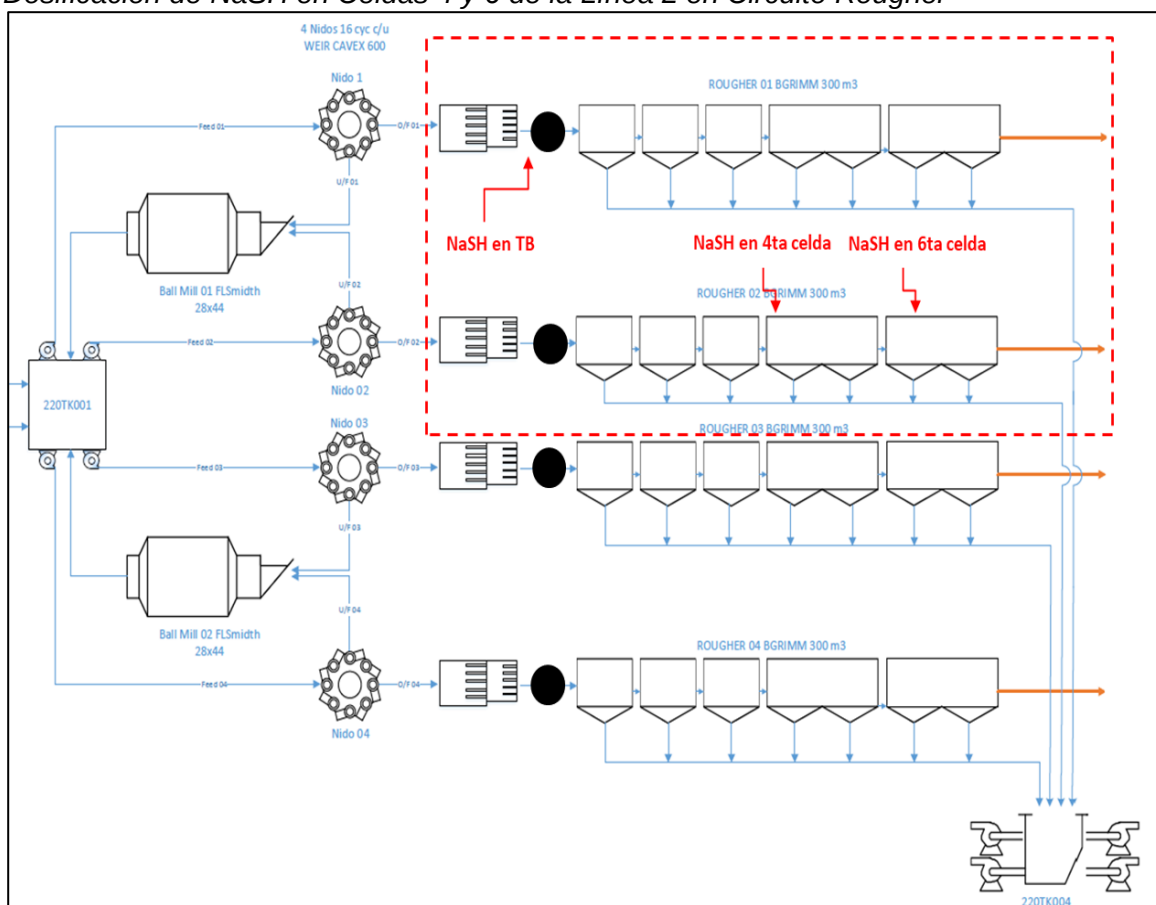
Prueba Industrial Adicionando NaSH en Celdas 4 y 6 de la Línea 2 en Circuito Rougher

La primera fase de pruebas se realizó los días 04, 05 y 06 de mayo 2023, adicionando NaSH en la 6ta celda de la línea 2, los resultados son comparados con la línea 1 adicionando NaSH en el cajón de transferencia alimento a la primera celda.

La segunda fase de pruebas se realizó el 19 de mayo, se adicionó NaSH en la 4ta celda de la línea 2, de igual manera se comparó con la línea 1.

Figura 24

Dosificación de NaSH en Celdas 4 y 6 de la Línea 2 en Circuito Rougher



Fuente: Boletín Anual 2021: Procesos Metalúrgicos - Minera Chinalco S.A.

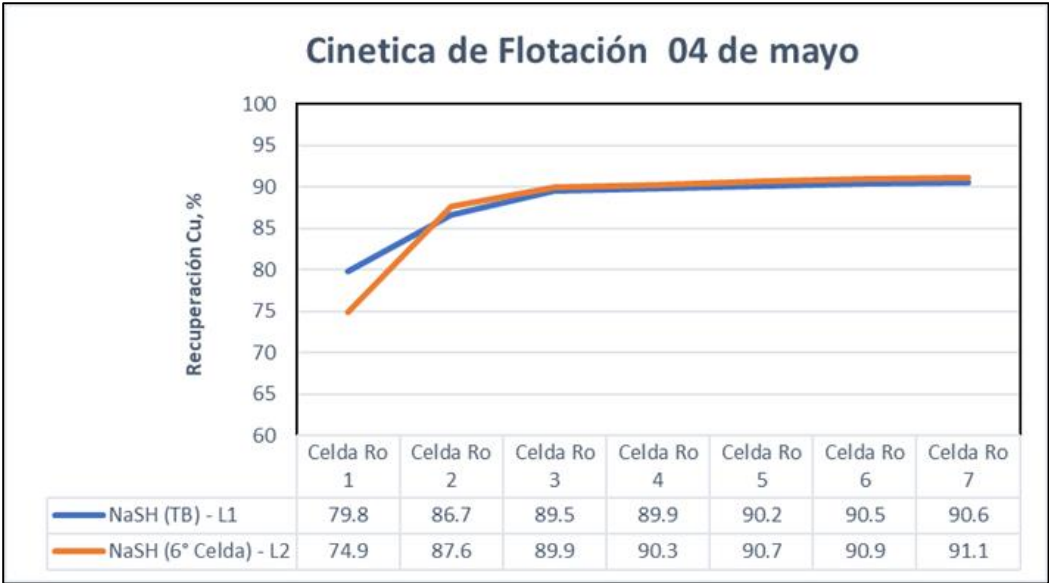
Este análisis permite comparar la recuperación de cobre (Cu total, CuOx y Cu sulfurado) en el circuito rougher bulk fase 01.

En la Figura 24, se aprecia mayor recuperación Cu total en la primera celda en la línea 1 (NaSH en Transfer box), sin embargo, en la Figura 25 la recuperación Cu total

está por debajo y luego en la Figura 26 la recuperación total está muy similar entre ambos escenarios. Luego a partir de la 2da celda las recuperaciones se hacen muy cercanas, pero en la recuperación acumulada el escenario de dosificación NaSH en L2 (6ta celda) es mayor que la de línea 1 (89.68% > 89.05%).

Figura 25

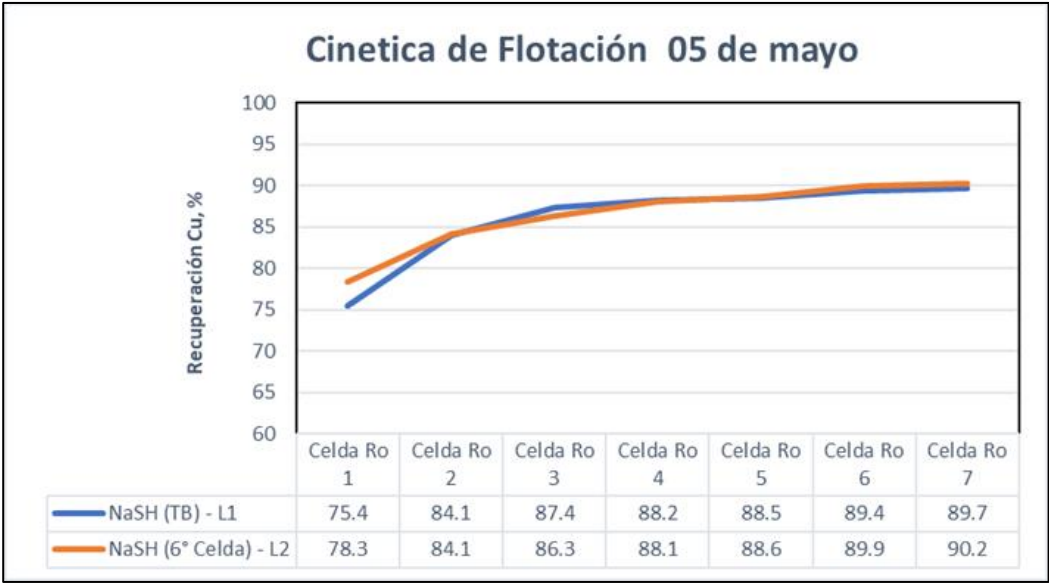
Recuperación acumulativa de Cu – 04/05/23



Fuente: Elaboración propia

Figura 26

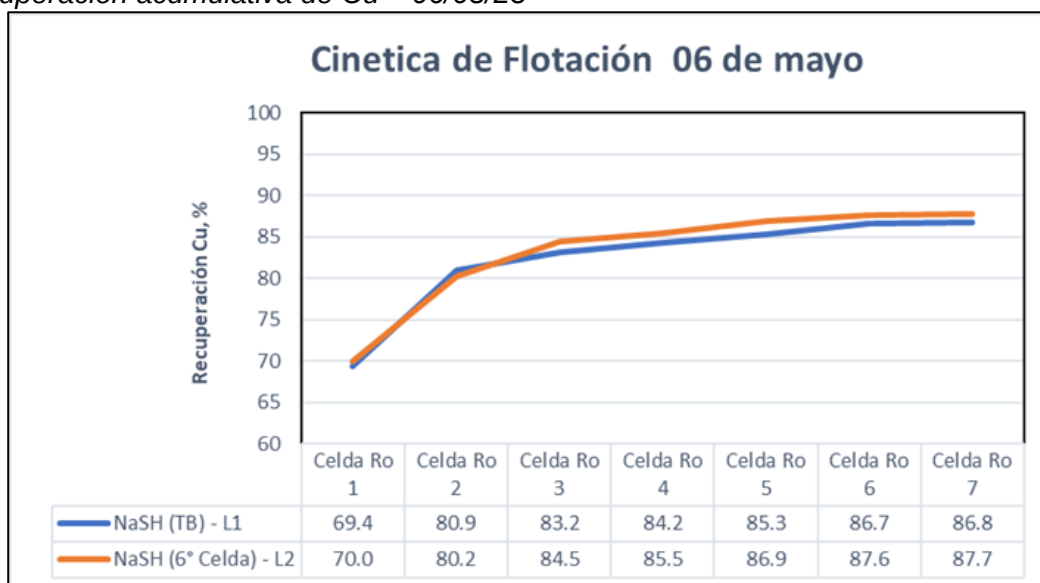
Recuperación acumulativa de Cu – 05/05/23



Fuente: Elaboración propia

Figura 27

Recuperación acumulativa de Cu – 06/05/23

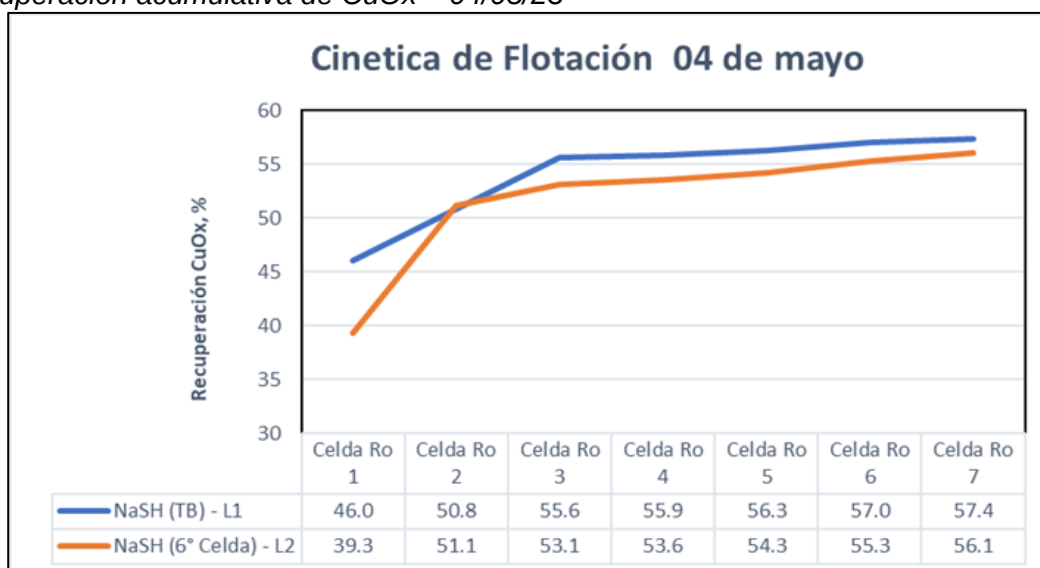


Fuente: Elaboración propia

En la Figura 27, se aprecia mayor recuperación CuOx en la línea 1 (NaSH en Transfer box) en la curva cinética a excepción de la 2da celda, luego en la Figura 28 se observa mayor recuperación CuOx en línea 2 (NaSH en 6ta celda) y en la Figura 29 se obtiene mayor recuperación CuOx en todas las celdas. Finalmente, en la recuperación CuOx acumulada, el escenario con dosificación de NaSH en L1 (transfer box) es mayor que la de línea 2 (NaSH en 6ta celda), 34.06% vs 32.71%.

Figura 28

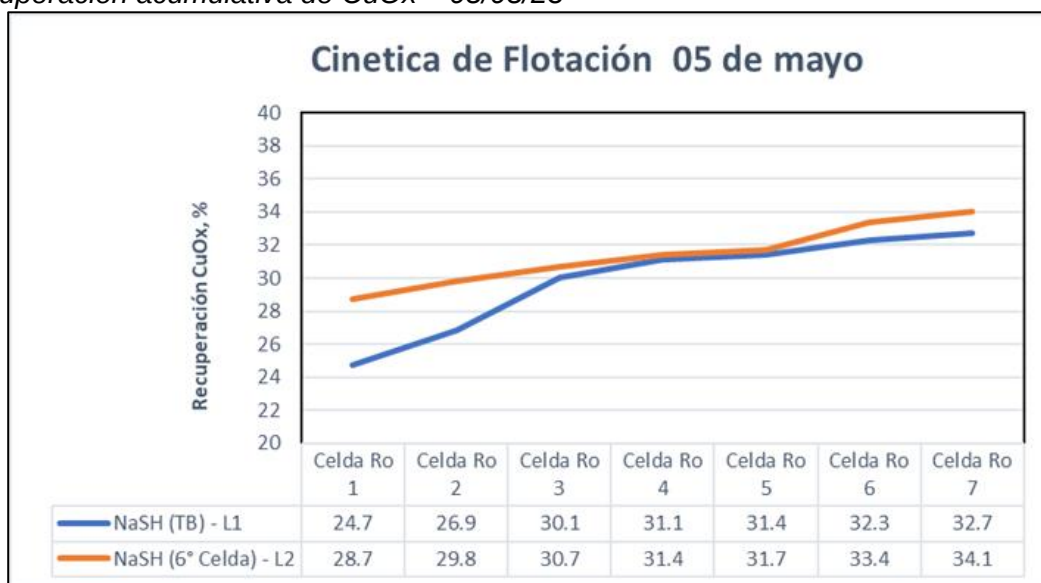
Recuperación acumulativa de CuOx – 04/05/23



Fuente: Elaboración propia

Figura 29

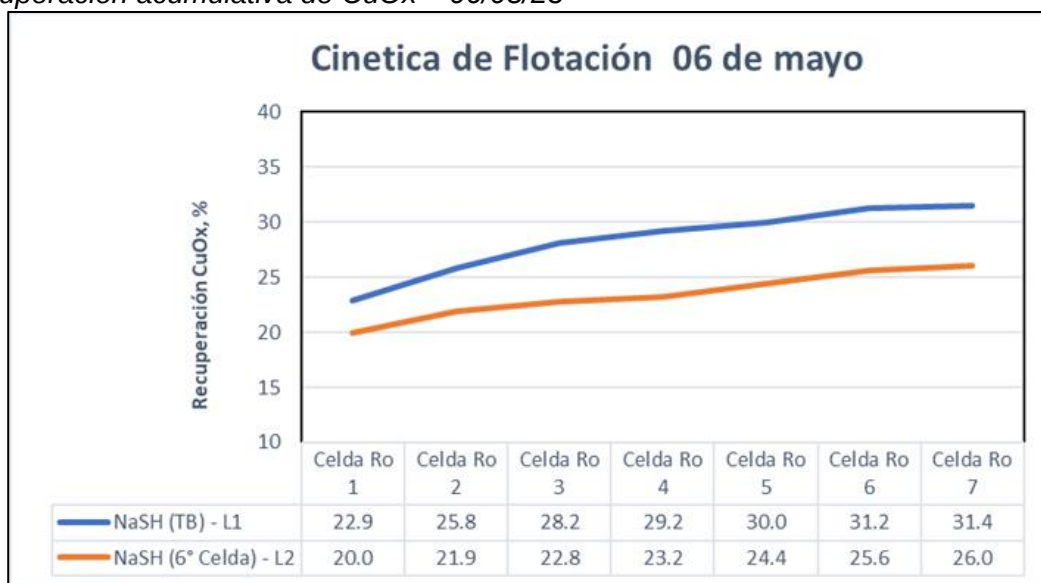
Recuperación acumulativa de CuOx – 05/05/23



Fuente: Elaboración propia

Figura 30

Recuperación acumulativa de CuOx – 06/05/23

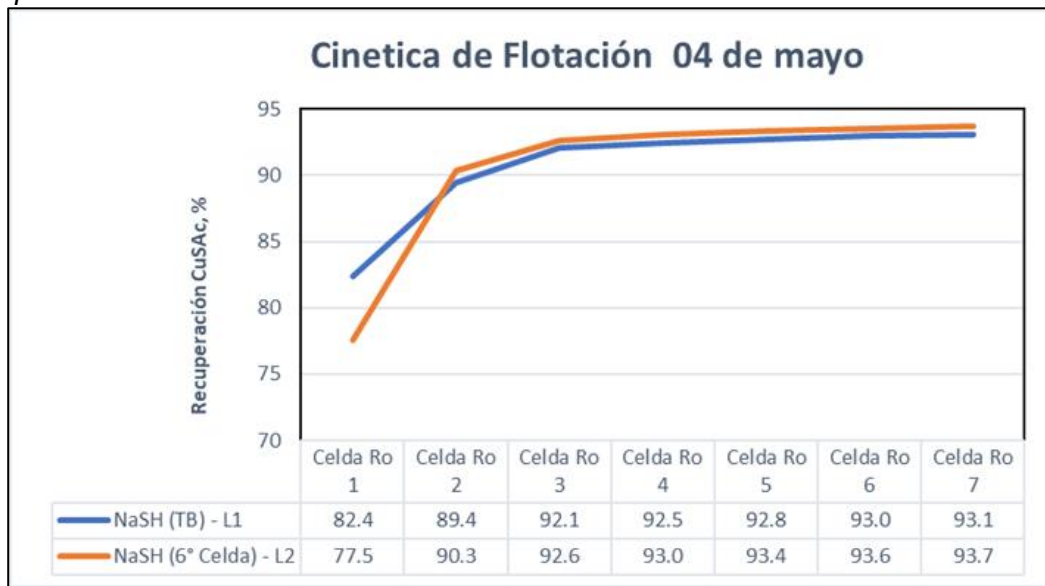


Fuente: Elaboración propia

En la Figura 30, se aprecia mayor recuperación Cu sulfurado en la primera celda en la línea 1 (NaSH en Transfer box), sin embargo, en la Figura 31 la recuperación Cu sulfurado está por debajo y luego en la Figura 32 la recuperación Cu sulfurado está muy similar entre ambos escenarios. Luego a partir de la 2da celda las recuperaciones se hacen muy cercanas, pero en la recuperación acumulada Cu sulfurado, el escenario de dosificación NaSH en L2 (6ta celda) es mayor que la de línea 1 (92.89% > 92.01%).

Figura 31

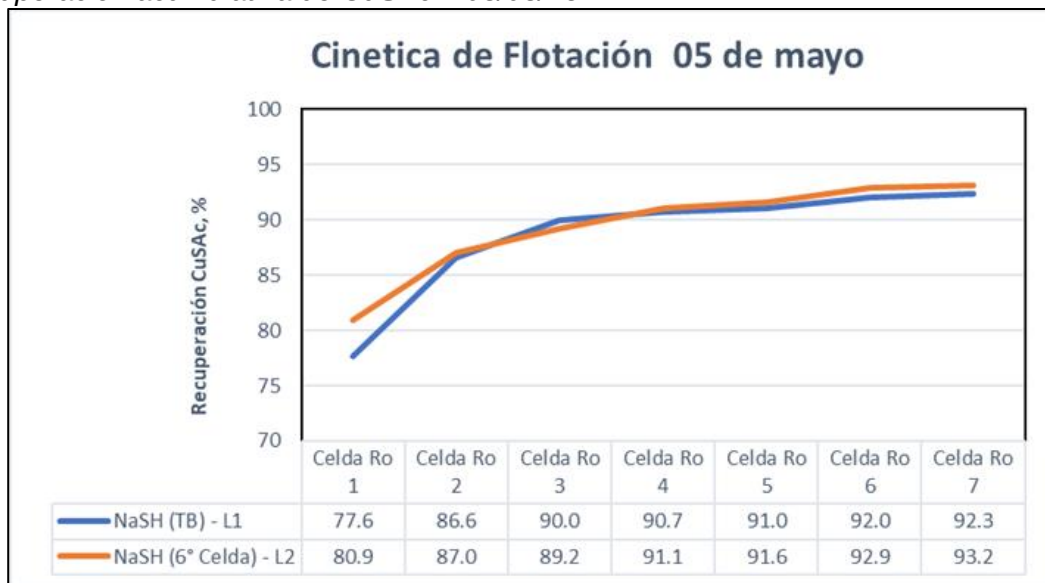
Recuperación acumulativa de CuSAc – 04/05/23



Fuente: Elaboración propia

Figura 32

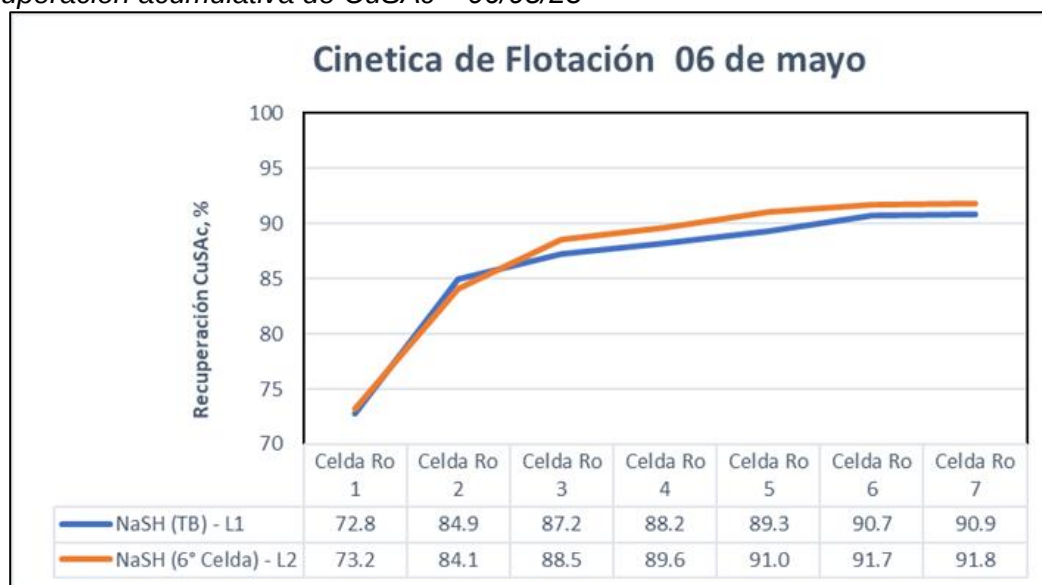
Recuperación acumulativa de CuSAc – 05/05/23



Fuente: Elaboración propia

Figura 33

Recuperación acumulativa de CuSAC – 06/05/23



Fuente: Elaboración propia

En la tabla 42, los resultados del muestreo adicionando NaSH al Transfer Box, alcanzan una recuperación de Cu total en promedio de 89.05%, recuperación de CuOx promedio de 40.51% y recuperación de Cu sulfurado promedio de 92.01%. Adicionando NaSH a la 6ta Celda, se alcanza una recuperación de Cu total en promedio de 89.68%, recuperación de CuOx promedio de 38.71% y recuperación de Cu sulfurado promedio de 92.89%.

Tabla 42

Comparación de los resultados de la prueba NaSH en avance

Punto de dosificación	Rougher Bulk	Ley de cabeza Cu %	RatOx %	Rec. Cu %	Rec. CuOx %	Rec. CuSAC %	Conc. Cu %	MassPull %	P80 um
NaSH (TB) – 04/05/23	Rougher Bulk L-1	0.538	7.08	90.60	57.40	93.13	8.46	5.76	184
NaSH (6 celda) – 04/05/23	Rougher Bulk L-2	0.563	6.82	91.11	56.06	93.68	8.59	5.97	181
NaSH (TB) – 05/05/23	Rougher Bulk L-1	0.483	4.80	89.70	32.71	92.30	8.94	4.85	179
NaSH (6 celda) – 05/05/23	Rougher Bulk L-2	0.515	5.01	90.19	34.06	93.16	9.09	5.11	176
NaSH (TB) – 06/05/23	Rougher Bulk L-1	0.434	6.69	86.84	31.44	90.86	10.46	3.61	169
NaSH (6 celda) – 06/05/23	Rougher Bulk L-2	0.486	6.19	87.73	26.01	91.81	10.02	4.27	170

Fuente: Elaboración propia

Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados

4.1 Análisis de resultados

4.1.1 Resultados de primera etapa de pruebas

4.1.1.1 Ensayos para evaluación de pH / NaSH

Tabla 43

Esquema de pruebas etapa rougher bulk – pH / NaSH

Esquema de pruebas etapa Flotation bulk pH 11 NaSH													
Test	pH	% Sp	P80	Molienda g/t			Flotación g/t						Avance SAX
				Cal Kg/tn	H10042	Cal Kg/tn	SAX	H521	H75	NaSH 01	NaSH 02		
T1	M1: Sin NaSH	10.2	30	180	1.2	12.0	0.2	1.4	10.7	16.0	0.0	-	1.2
T2	M1: NaSH (30 g/t)	10.2	30	180	1.2	12.0	0.2	1.4	10.7	16.0	30.0	-	1.2
T3	M1: NaSH (40 g/t)	10.2	30	180	1.2	12.0	0.2	1.4	10.7	16.0	40.0	-	1.2
T4	M1: NaSH (50 g/t)	10.2	30	180	1.2	12.0	0.2	1.4	10.7	16.0	50.0	-	1.2
T5	M2: Sin NaSH	10.2	30	180	1.2	12.0	0.1	1.4	10.7	16.0	-	0.0	1.2
T6	M2: NaSH (30 g/t)	10.2	30	180	1.2	12.0	0.1	1.4	10.7	16.0	-	30.0	1.2
T7	M2: NaSH (40 g/t)	10.2	30	180	1.2	12.0	0.1	1.4	10.7	16.0	-	40.0	1.2
T8	M2: NaSH (50 g/t)	10.2	30	180	1.2	12.0	0.1	1.4	10.7	16.0	-	50.0	1.2

Fuente: Elaboración propia

Tabla 44*Resultados acumulados a 16 min de flotación – pH / NaSH*

Test		Grado Ro Bk%					Recuperación Ro Bk %					%Mass Pull RoBk
		Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	
T1	M1: Sin NaSH	10.17	14.01	0.25	0.11	40.78	83.68	8.21	64.35	31.87	2.12	4.20
T2	M1: NaSH (30 g/t)	2.70	30.98	0.06	0.07	13.98	87.68	79.27	80.08	57.39	2.76	15.96
T3	M1: NaSH (40 g/t)	2.79	32.02	0.07	0.03	12.50	85.71	77.98	74.90	40.35	2.39	15.44
T4	M1: NaSH (50 g/t)	2.64	32.36	0.06	0.05	12.00	85.85	81.81	80.11	51.21	2.38	16.04
T5	M2: Sin NaSH	2.59	23.22	0.01	0.11	36.93	90.10	84.02	73.47	70.19	7.97	18.11
T6	M2: NaSH (30 g/t)	2.51	24.16	0.01	0.13	34.97	89.87	87.27	72.63	73.31	7.46	17.94
T7	M2: NaSH (40 g/t)	2.59	23.92	0.01	0.14	34.41	89.15	86.53	71.20	74.43	7.24	17.73
T8	M2: NaSH (50 g/t)	2.59	23.74	0.01	0.10	34.39	89.49	85.48	72.56	71.28	7.31	17.86

Fuente: Elaboración propia

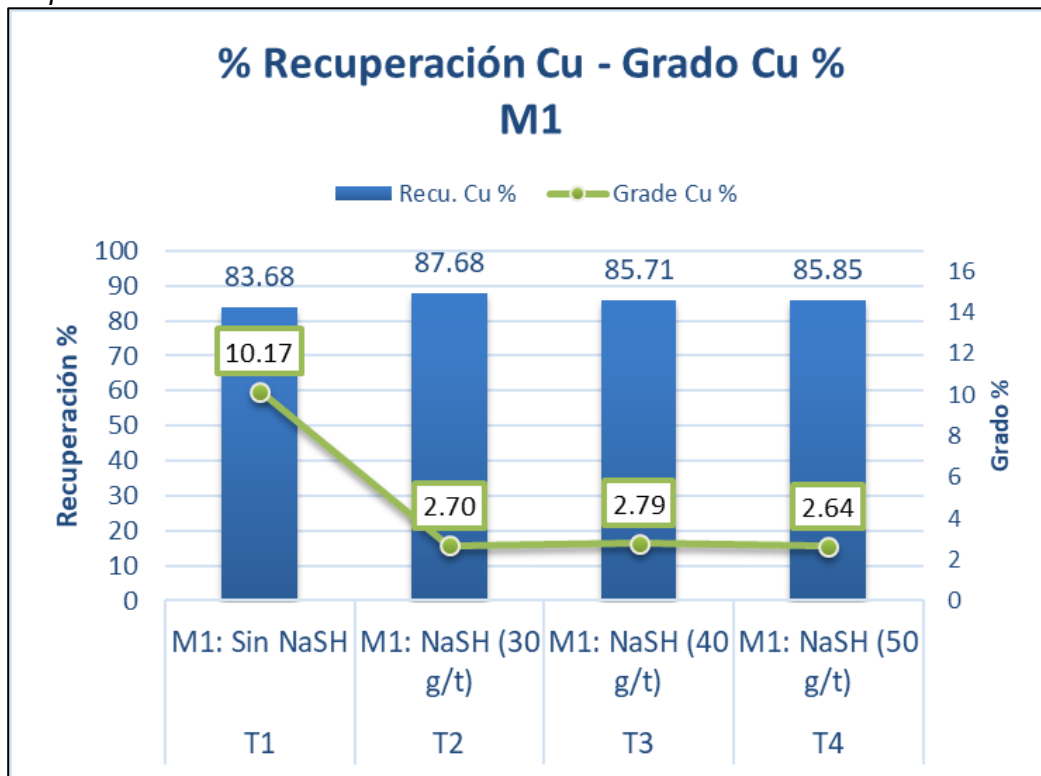
Tabla 45*Resumen de constantes R^∞ y K para las pruebas – pH / NaSH*

Test		R^∞	K, Cu
T1	M1: Sin NaSH	85.17	2.52
T2	M1: NaSH (30 g/t)	91.44	1.60
T3	M1: NaSH (40 g/t)	91.67	1.18
T4	M1: NaSH (50 g/t)	94.21	0.96
T5	M2: Sin NaSH	91.11	2.19
T6	M2: NaSH (30 g/t)	95.84	1.28
T7	M2: NaSH (40 g/t)	99.00	0.86
T8	M2: NaSH (50 g/t)	99.00	0.56

Fuente: Elaboración propia

Figura 34

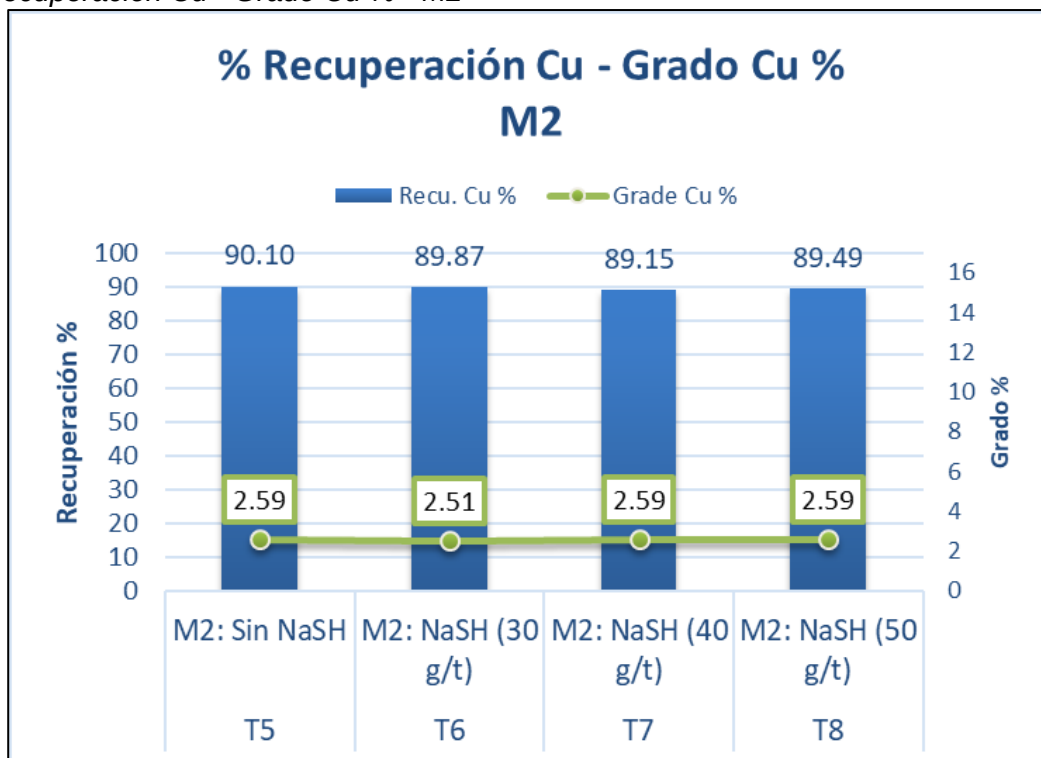
% Recuperación Cu - Grado Cu % - M1



Fuente: Elaboración propia

Figura 35

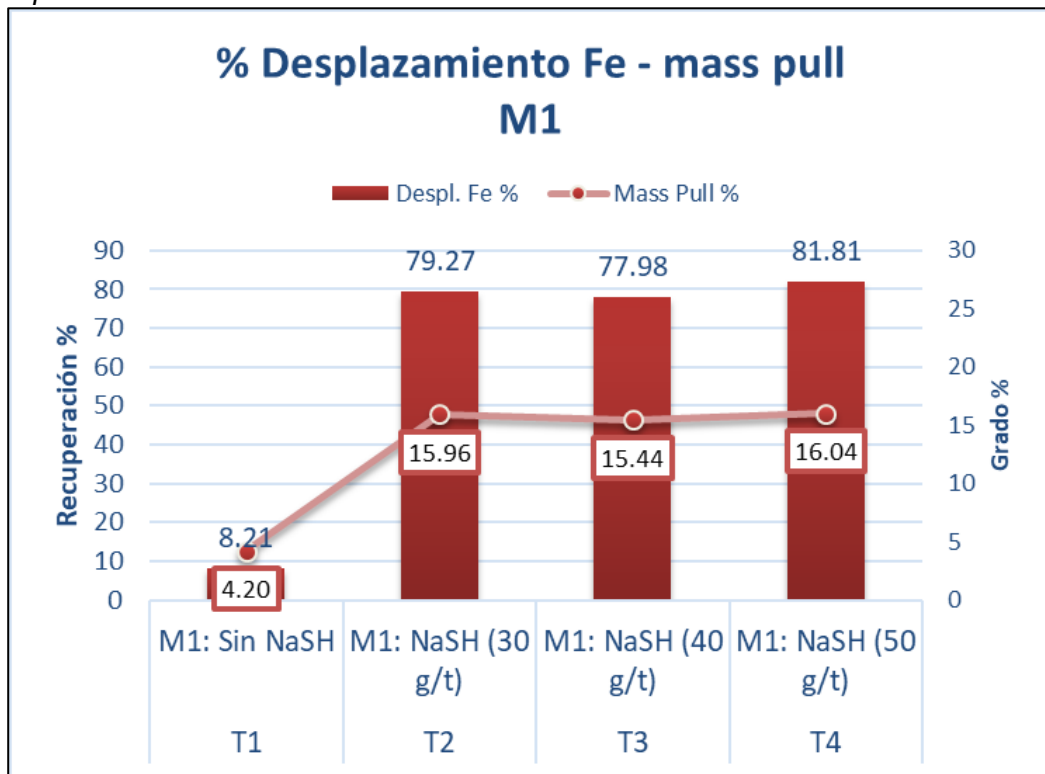
% Recuperación Cu - Grado Cu % - M2



Fuente: Elaboración propia

Figura 36

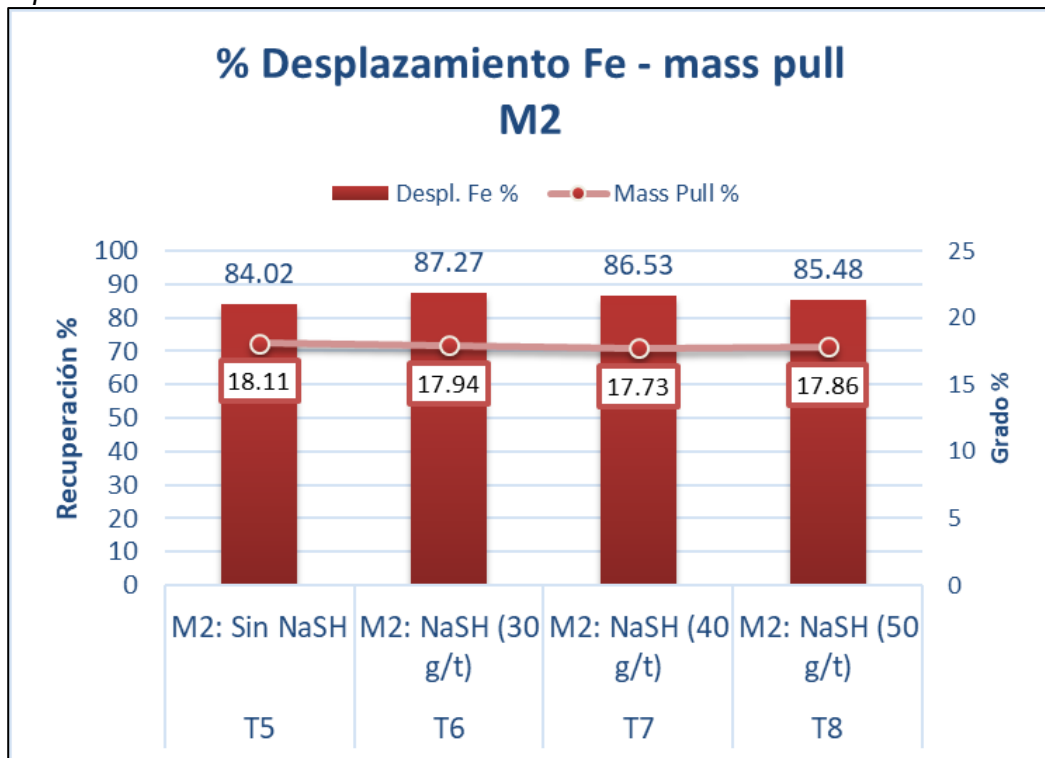
% Desplazamiento Fe - Mass Pull - M1



Fuente: Elaboración propia

Figura 37

% Desplazamiento Fe - Mass Pull – M2



Fuente: Elaboración propia

4.1.1.2 Ensayos para evaluación de NaSH / bajo RatOx

Tabla 46

Esquema de pruebas etapa rougher bulk – NaSH / bajo RatOx

Esquema de pruebas etapa Flotación: Bulk NaSH, Sage Hatox													
Test	pH	% Sp	P80	Molienda g/t			Flotación g/t						Avance SAX
				Cal Kg/tn	H10042	Cal Kg/tn	SAX	H521	H75	NaSH Plant.	NaSH Diam.		
T1	Sin NaSH	10.2	30	180	1.2	12.0	0.3	1.4	10.7	16.0	0.0	-	1.2
T2	NaSH Planta: (30 g/t)	10.2	30	180	1.2	12.0	0.3	1.4	10.7	16.0	30.0	-	1.2
T3	NaSH Planta: (40 g/t)	10.2	30	180	1.2	12.0	0.3	1.4	10.7	16.0	40.0	-	1.2
T4	NaSH Planta: (50 g/t)	10.2	30	180	1.2	12.0	0.3	1.4	10.7	16.0	50.0	-	1.2
T5	NaSH Diamond: (30 g/t)	10.2	30	180	1.2	12.0	0.3	1.4	10.7	16.0	-	30.0	1.2
T6	NaSH Diamond: (40 g/t)	10.2	30	180	1.2	12.0	0.2	1.4	10.7	16.0	-	40.0	1.2
T7	NaSH Diamond: (50 g/t)	10.2	30	180	1.2	12.0	0.3	1.4	10.7	16.0	-	50.0	1.2

Fuente: Elaboración propia

Tabla 47

Resultados acumulados a 16 min de flotación – NaSH / bajo RatOx

Test	Grado Ro Bk%						Recuperación Ro Bk %					%Mass Pull RoBk
	Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins		Cu	Fe	Zn	CuOx	Ins	
T1	Sin NaSH	2.16	27.15	0.19	0.13	34.75	86.16	69.22	54.37	66.34	7.51	16.99
T2	NaSH Planta: (30 g/t)	1.92	26.98	0.16	0.13	35.63	85.60	74.85	52.37	68.60	8.34	18.43
T3	NaSH Planta: (40 g/t)	1.94	27.10	0.17	0.13	34.78	88.22	76.69	55.31	75.83	8.03	18.27
T4	NaSH Planta: (50 g/t)	1.91	26.74	0.16	0.12	35.31	88.58	78.75	54.25	77.45	8.24	18.49
T5	NaSH Diamond: (30 g/t)	1.87	26.54	0.16	0.13	35.19	88.94	76.55	53.72	78.78	8.36	18.82
T6	NaSH Diamond: (40 g/t)	1.92	28.03	0.16	0.12	34.41	88.93	78.16	54.48	77.88	8.11	18.68
T7	NaSH Diamond: (50 g/t)	1.93	27.36	0.16	0.14	33.94	88.92	77.26	54.95	79.44	7.99	18.59

Fuente: Elaboración propia

Tabla 48

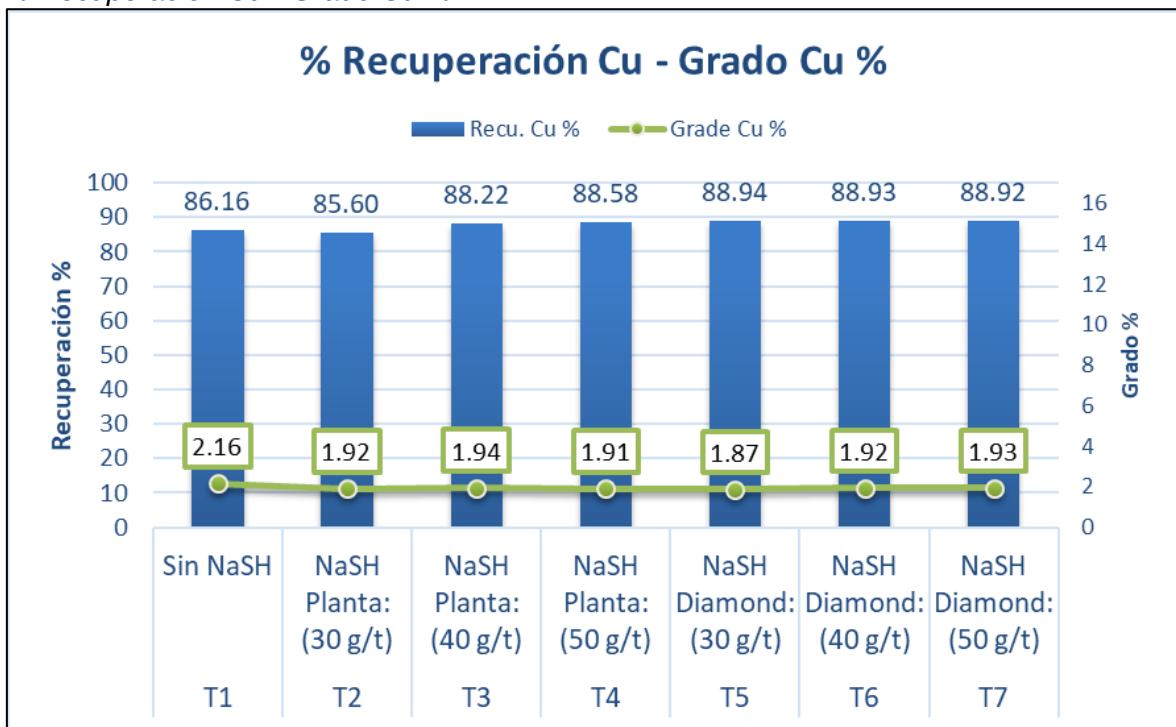
Resumen de constantes R^∞ y K para las pruebas – NaSH / bajo RatOx

	Test	R^∞	K, Cu
T1	Sin NaSH	85.17	2.52
T2	NaSH Planta: (30 g/t)	91.44	1.60
T3	NaSH Planta: (40 g/t)	91.67	1.18
T4	NaSH Planta: (50 g/t)	94.21	0.96
T5	NaSH Diamond: (30 g/t)	91.11	2.19
T6	NaSH Diamond: (40 g/t)	95.84	1.28
T7	NaSH Diamond: (50 g/t)	99.00	0.86

Fuente: Elaboración propia

Figura 38

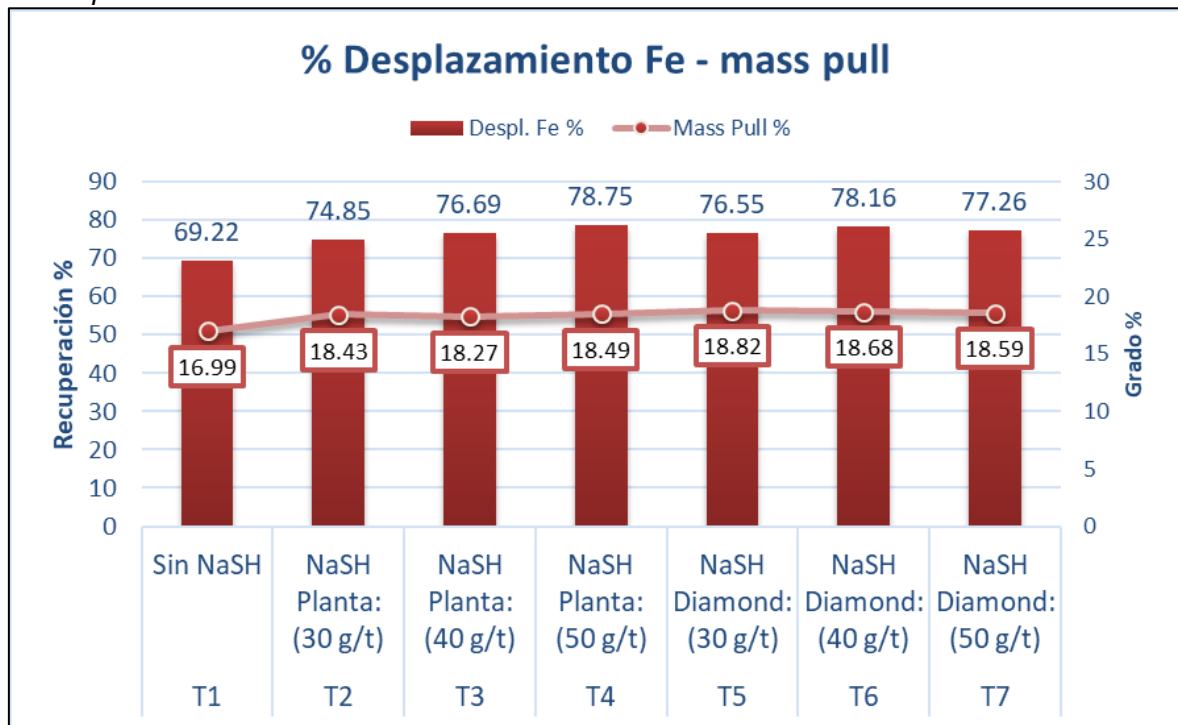
% Recuperación Cu - Grado Cu %



Fuente: Elaboración propia

Figura 39

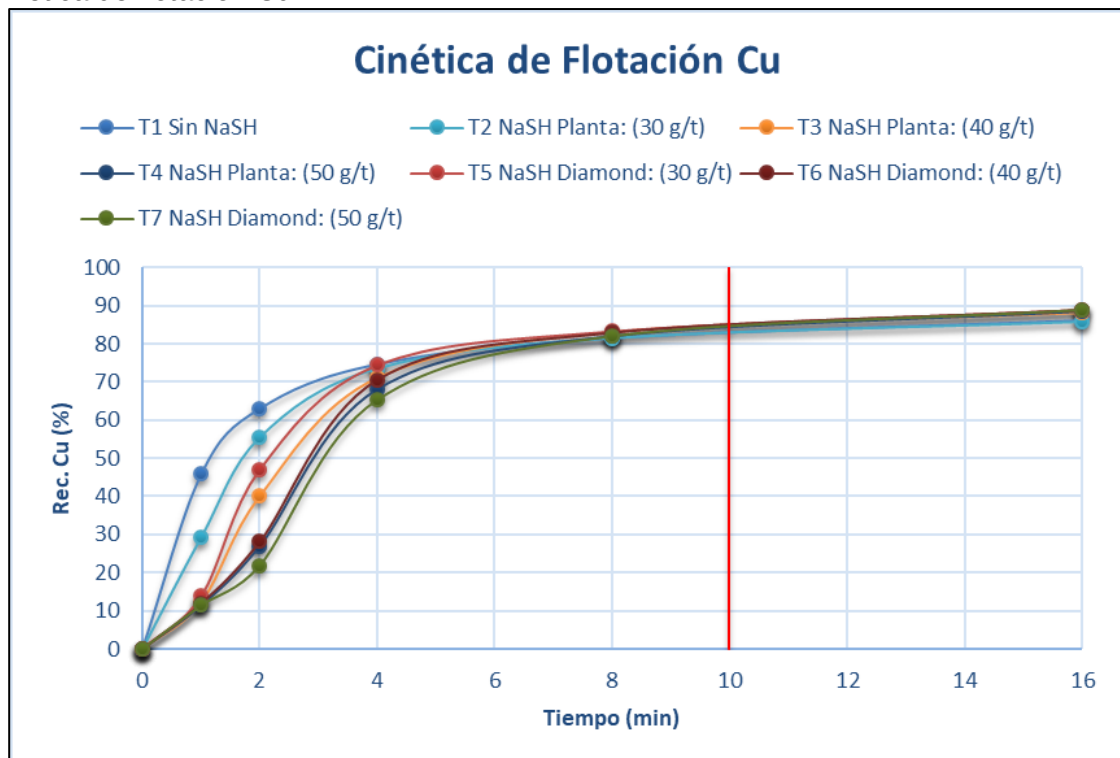
% Desplazamiento Fe - Mass Pull



Fuente: Elaboración propia

Figura 40

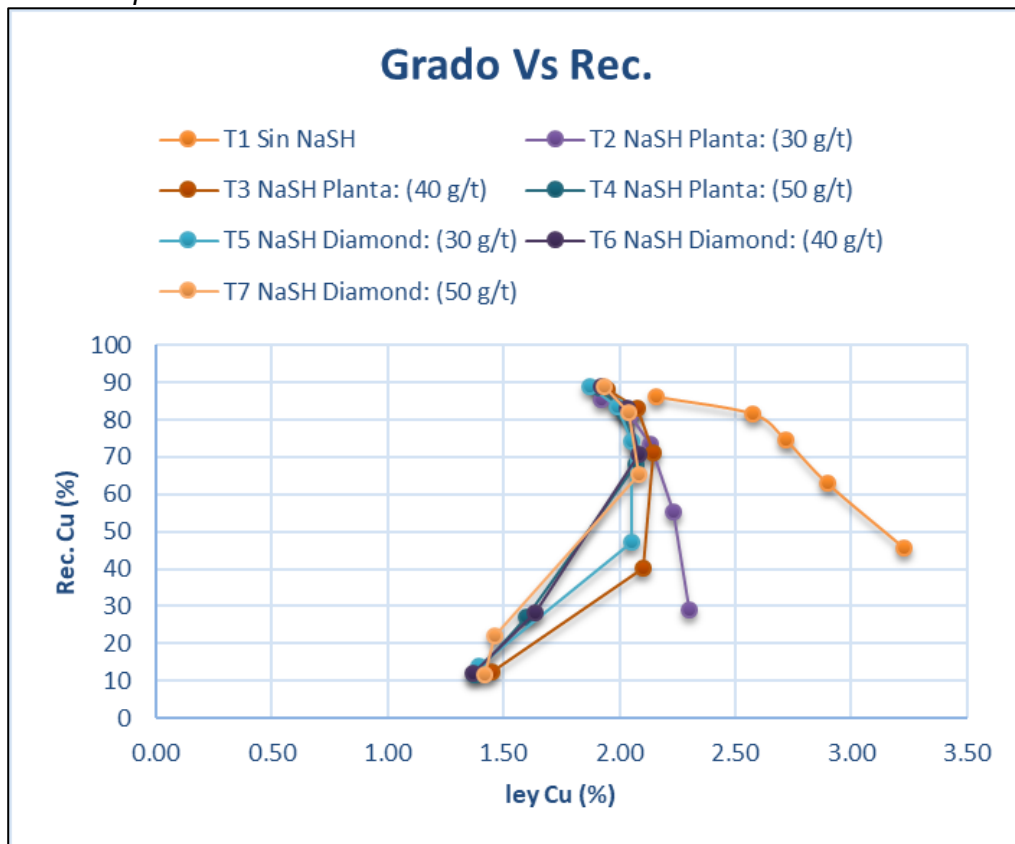
Cinética de flotación Cu



Fuente: Elaboración propia

Figura 41

Grado Vs Recuperación

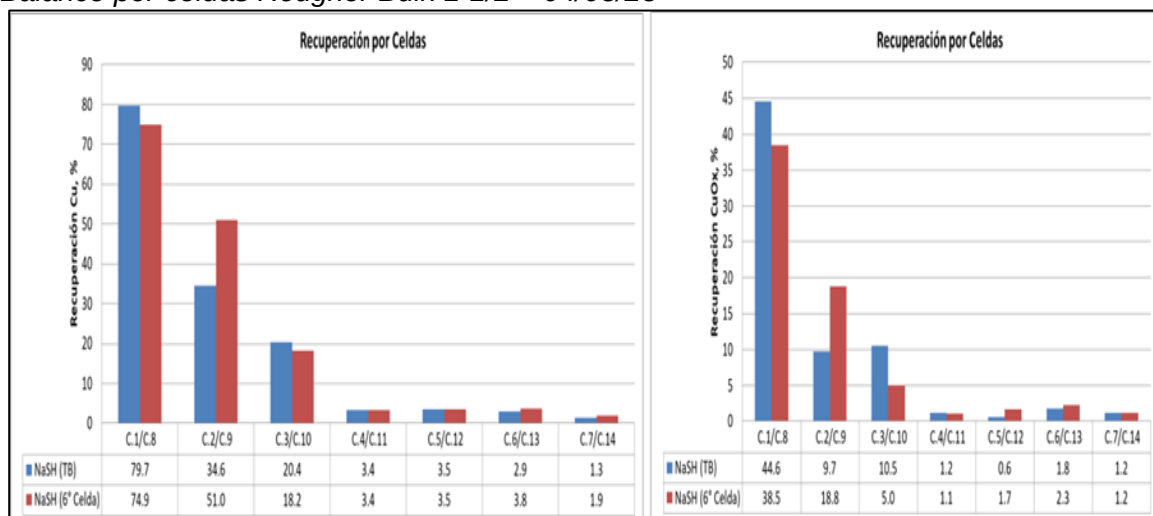


Fuente: Elaboración propia

4.1.2 Resultados de segunda etapa de pruebas

Figura 42

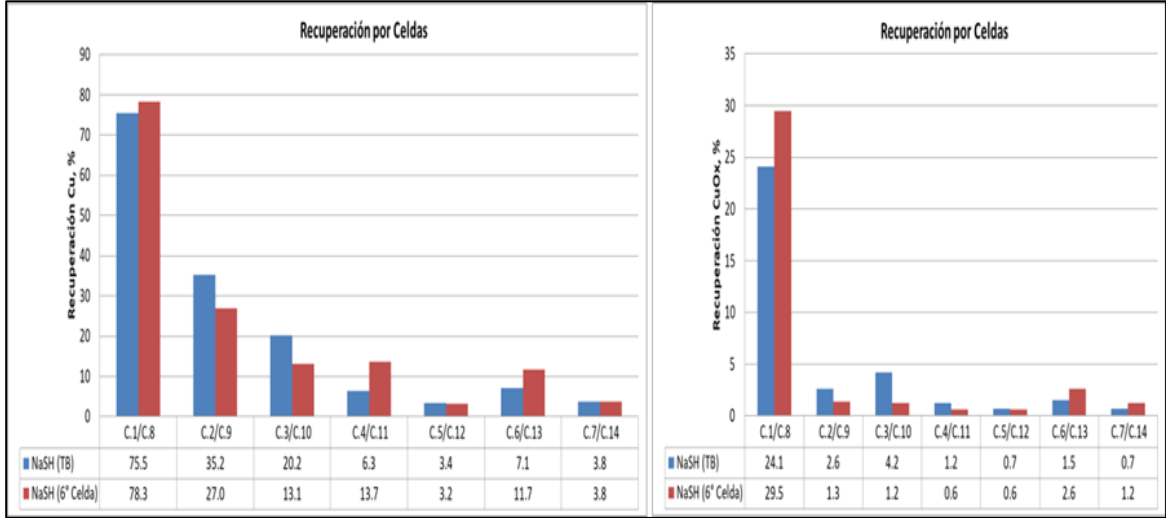
Balance por celdas Rougher Bulk L-1/2 – 04/05/23



Fuente: Elaboración propia

Figura 43

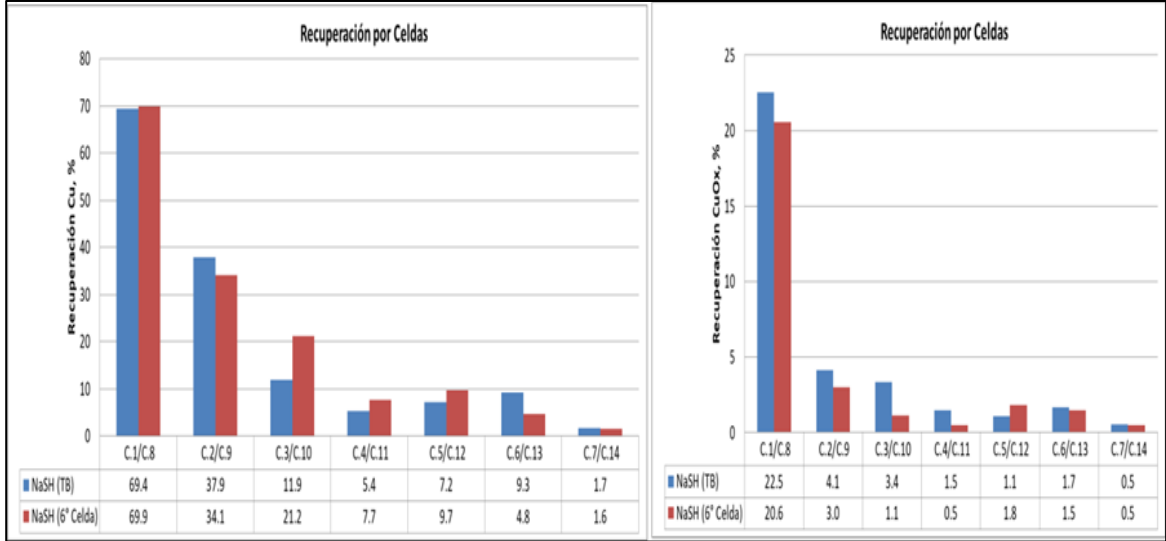
Balance por celdas Rougher Bulk L-1/2 – 05/05/23



Fuente: Elaboración propia

Figura 44

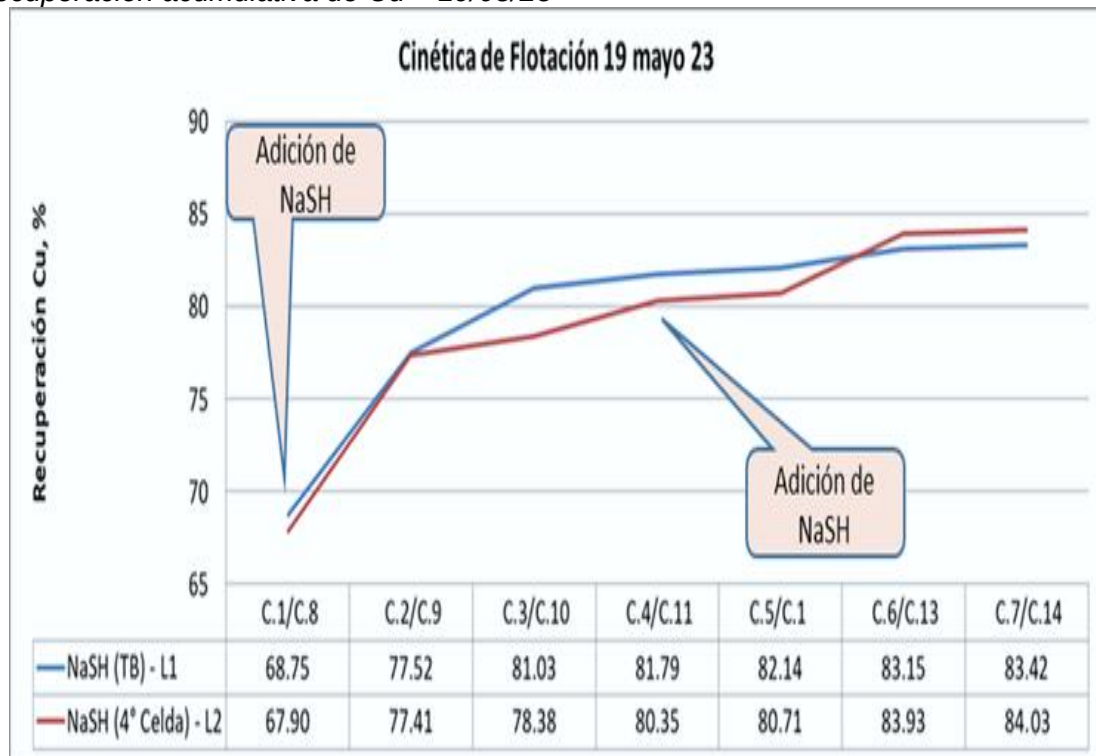
Balance por celdas Rougher Bulk L-1/2 – 06/05/23



Fuente: Elaboración propia

Figura 45

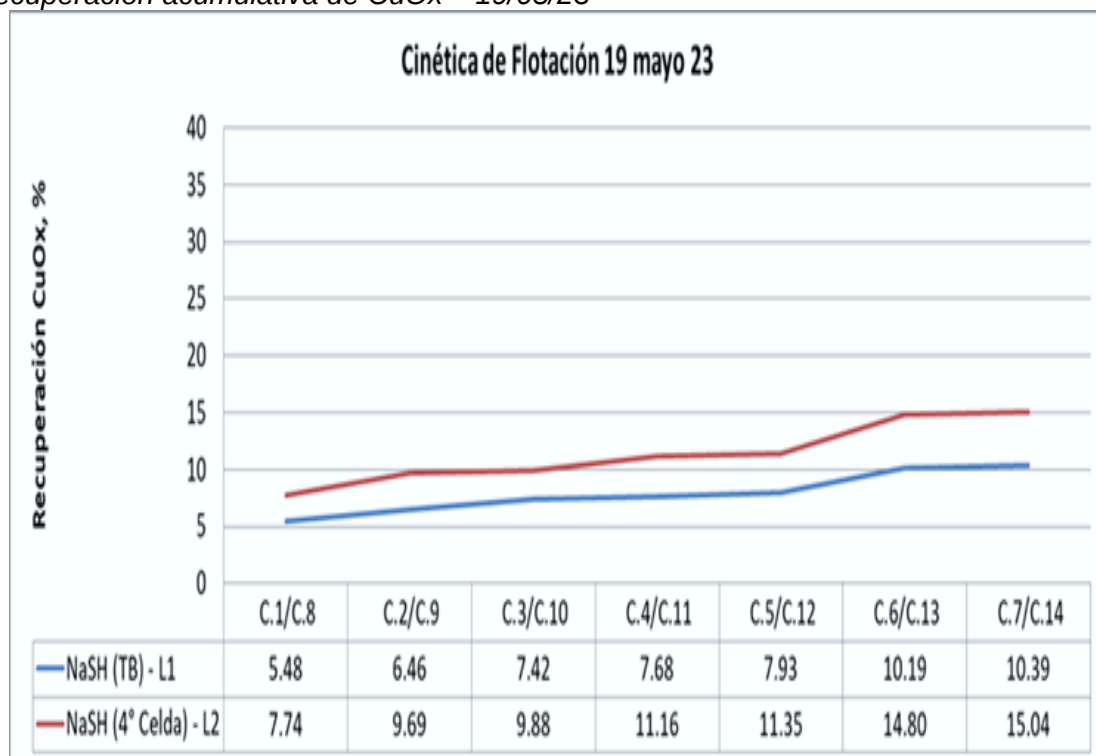
Recuperación acumulativa de Cu – 19/05/23



Fuente: Elaboración propia

Figura 46

Recuperación acumulativa de CuOx – 19/05/23



Fuente: Elaboración propia

En la Figura 44, recuperación Cu, se aprecia mayor recuperación Cu total de la primera celda hasta quinta celda en la línea 1 (NaSH en cajón de alimento), sin embargo, a partir de la 6ta celda, la recuperación es mayor en el escenario de dosificación NaSH en la cuarta celda de la línea 2.

En la Figura 45, recuperación RatOx se obtiene mayor recuperación en todas las celdas en escenario de dosificación NaSH en línea 2 (4ta celda). Finalmente, en la recuperación acumulada, la dosificación de NaSH en línea 2 (4ta celda) es mayor que la de línea 1 (cajón de alimentación), 15.04% vs 10.39% respectivamente.

Se tiene una mejor recuperación de Cu total adicionando NaSH en L2 en 4ta celda +0.61% (84.03% vs 83.42%).

Conclusiones

La adición de NaSH muestra que existen diferencias significativas en la recuperación Cu en el circuito Rougher +2.2% (80.2% vs 78.0%) en el comparativo de las líneas L1 & L2 vs L3 & L4 (líneas con NaSH 40 gr/T), para una presencia de RatOx de 12.8%. (Primera etapa de pruebas).

Se observó un incremento en la recuperación de cobre, que pasó del 86.16 % al 88.2 % (+2.04 %) en promedio al utilizar NaSH en el proceso de flotación.

El uso de NaSH favorece la recuperación de cobre, mostrando una mejora en la eficiencia del proceso.

La adición de NaSH promueve un desplazamiento significativo de Fe, lo que sugiere un efecto importante sobre la selectividad del proceso de flotación.

El NaSH de planta dosificado a 30 g/t genera una menor recuperación de Cu, en comparación con las demás condiciones evaluadas.

En los primeros minutos de las pruebas, el uso de NaSH tiene un efecto negativo sobre la cinética de flotación, lo que podría impactar la eficiencia global del proceso.

Se tiene una mejora en la recuperación de Cu total adicionando NaSH en la cuarta celda en +0.61% (84.03% vs 83.42%) en la segunda etapa de pruebas. Se está desarrollando el proyecto para dosificar NaSH en celdas de las líneas de flotación del circuito Rougher.

La Ley de cabeza Cu promedio del banco Rougher Bulk L-2 (0.52%) estuvo mayor en 0.03%Cu con respecto al banco Rougher Bulk L-1 (0.49%).

Se tiene una leve mejora en la recuperación de Cu total adicionando NaSH en L2 en 6ta celda +0.63% (89.68% vs 89.05%).

Se tiene una leve mejora en la recuperación de CuOx total adicionando NaSH en L1 Transfer box +1.35% (34.06% vs 32.71%) para el día 05 de mayo.

Se tiene una leve mejora en la recuperación de Cu sulfurado total adicionando NaSH en L2 en 6ta celda +0.88% (92.89% vs 92.01%).

El P80 promedio del banco Rougher Bulk L-2 (175 um) estuvo menor en 2 um con respecto al banco Rougher Bulk L-1 (177 um).

El contenido de nivel de RatOx promedio de los muestreos estuvo en 6.1%.

Recomendaciones

Analizar si otros factores operacionales (dosificación, tiempo de residencia, velocidad de aireación y pH) pueden influir en la eficiencia del NaSH.

Evaluar alternativas en reactivos y modificar la secuencia de dosificación para minimizar pérdidas de Cu y mejorar la selectividad frente a Fe.

Se recomienda continuar con la medición del nivel de RatOx para correlacionarlo con las recuperaciones de Cu y CuOx.

Desarrollar estrategias para mitigar su impacto en la flotación, incluyendo posibles ajustes en la dosificación de NaSH y otros reactivos.

Analizar si la remoción de Fe mediante NaSH en diferentes dosis o puntos de adición mejora el grado de cobre en el concentrado final.

Realizar un análisis de costos y beneficios para validar la viabilidad de diferentes puntos de dosificación y dosis óptimas de NaSH, asegurando su impacto positivo en la recuperación de Cu sin afectar la calidad del concentrado.

Referencias bibliográficas

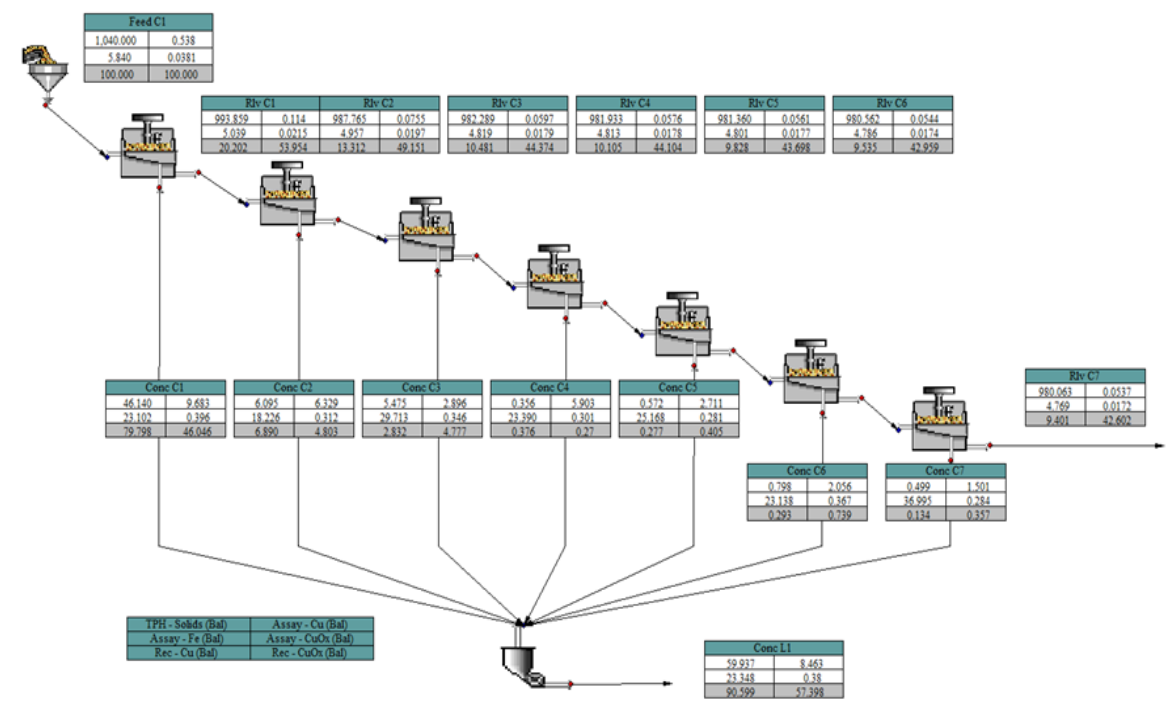
- Asto, C. (2024). *Flotación experimental de minerales oxidados de cobre empleando soluciones de sulfuro de potasio en medio ácido*, Nasca-2022.
- Chambi, L. (2020). *Optimización del proceso de flotación para mejorar la recuperación de minerales mixtos de cobre en la planta concentradora de la Empresa-Minera CIEMSA - Unidad El Cofre - Paratía – Puno*.
- Fuerstenau, M. C. (2007). *Froth Flotation: A Century of Innovation*. SME.
- Gaudin, A. M. (1957). *Flotation*. McGraw-Hill.
- Leja, J. (1982). *Surface Chemistry of Froth Flotation*. Plenum Press.
- Lobos, L. (2015). *Evaluación del uso de NaSH en el circuito de flotación selectiva de molibdeno de Los Pelambres*.
- Merino, P. (2019). *Flotación de cobre soluble en planta concentradora, División Salvador-CODELCO. Este trabajo experimental evaluó el uso de NaSH y metabisulfito de sodio ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$) en la flotación de cobre soluble*.
- Neptalí, R. (2019). *Evaluación del reactivo Sulfhidrato de Sodio (NaSH) en la flotación de Mo de la minera Chinalco - Morococha*, 2019.
- Ralston, J. (1992). *Flotation Science and Engineering*. Marcel Dekker.
- Roman, E. (2018). *Optimización del proceso de flotación rougher zinc en minerales M4B (mineral de cobre (calcopirita) y zinc) sobre selectividad y recuperación de minerales. Mediante el uso de reactivos alternativos Diamond*.
- Schulze, H. J. (1993). *Particle-Bubble Attachment in Flotation*. International Journal of Mineral Processing, 38(1-2), 1-29.
- Solano, W. et al (2019). *Evaluación de un procedimiento para la reducción del uso de NaSH en la separación de la molibdenita utilizando gas de nitrógeno*.
- Somasundaran, P. (2004). *Advances in Flotation Chemistry*. Elsevier.
- Vianna, S. M. *The Effect of Particle Size, Collector Coverage and Liberation on The Floatability of Galena Particles in An Ore*.

- Wills, B. A. & Napier-Munn, T. (2006). *Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery*. Butterworth-Heinemann.
- Yoon, R. H., & Luttrell, G. H. (1989). *The Effect of Bubble Size on Fine Particle Flotation*. Minerals Engineering, 2(1), 1-18.

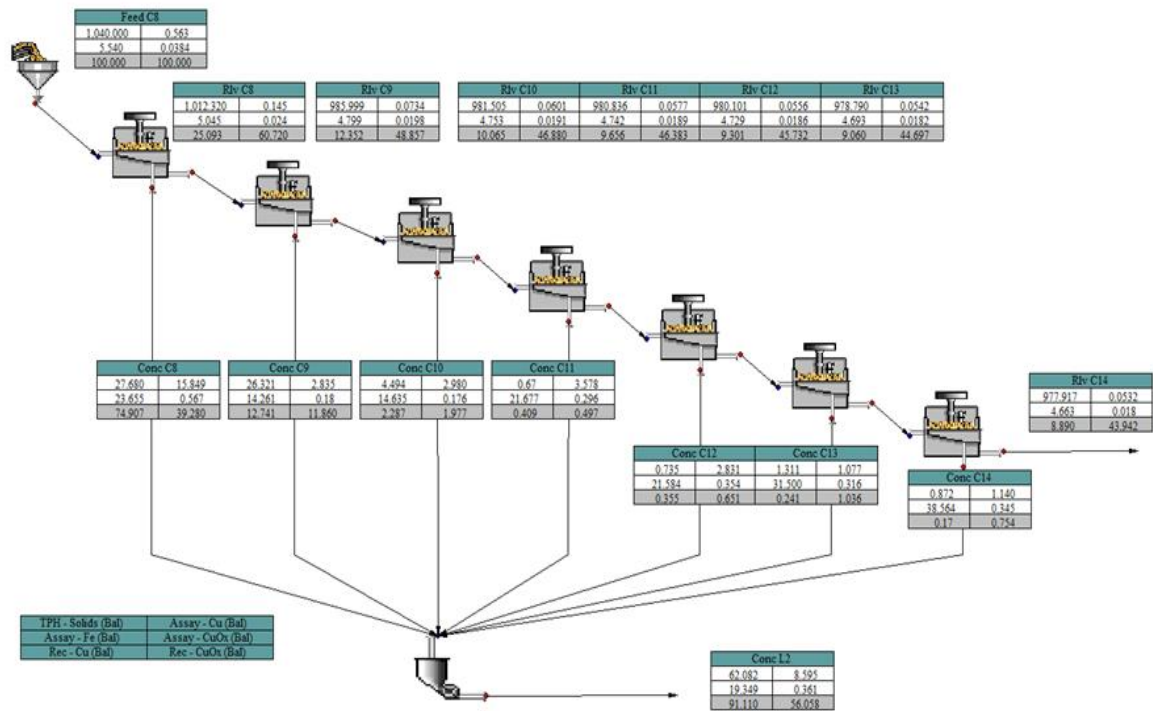
Anexos

	Pág.
Anexo 1: Balance Rougher Bulk L-1 – 04/05/23.....	1
Anexo 2: Balance Rougher Bulk L-2 – 04/05/23.....	2
Anexo 3: Balance Rougher Bulk L-1 – 05/05/23.....	3
Anexo 4: Balance Rougher Bulk L-2 – 05/05/23.....	4
Anexo 5: Balance Rougher Bulk L-1 – 06/05/23.....	5
Anexo 6: Balance Rougher Bulk L-2 – 06/05/23.....	6

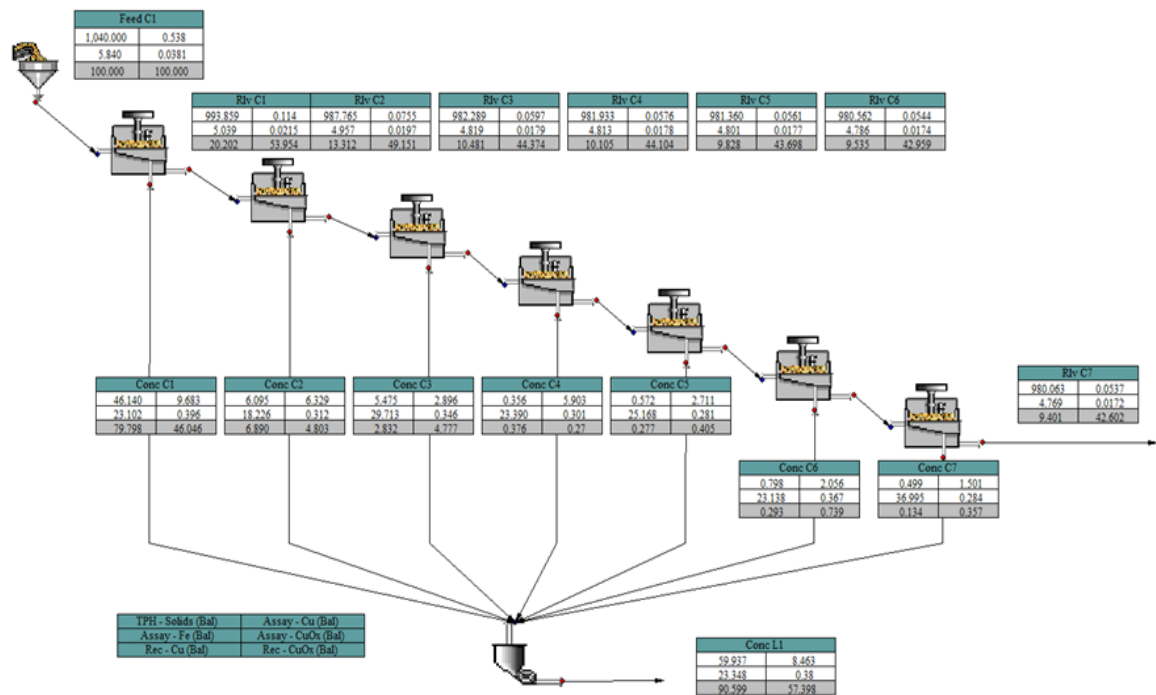
Anexo 1: Balance Rougher Bulk L-1 – 04/05/23



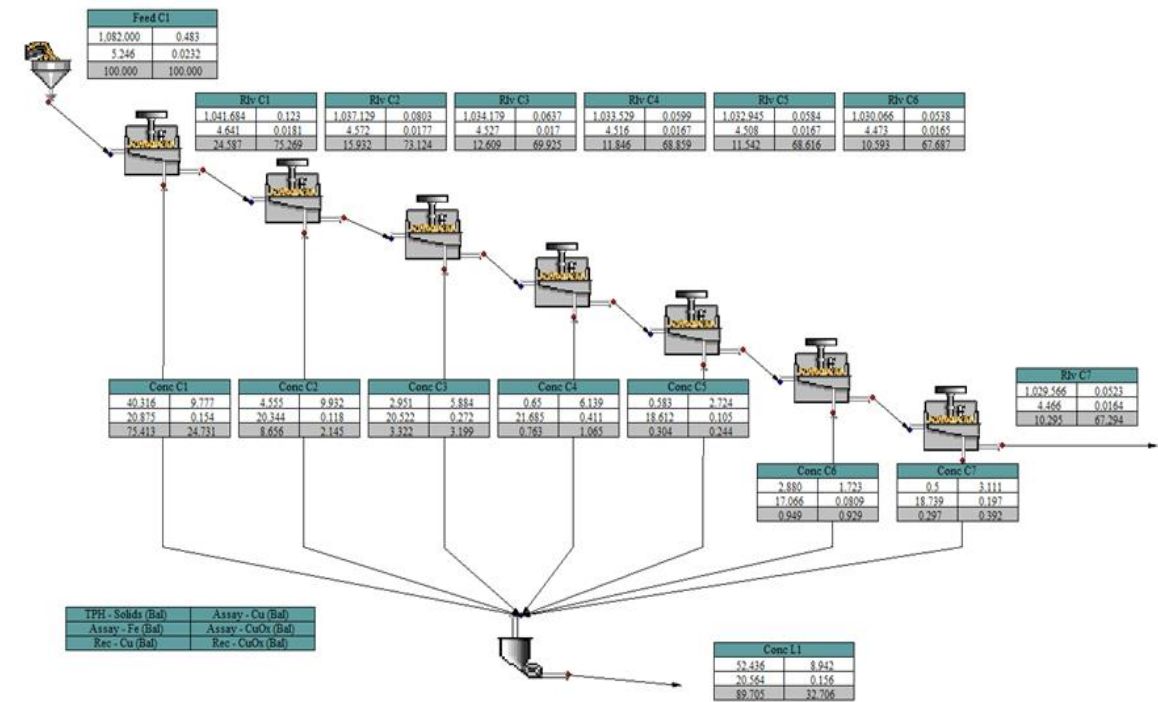
Anexo 2: Balance Rougher Bulk L-2 – 04/05/23



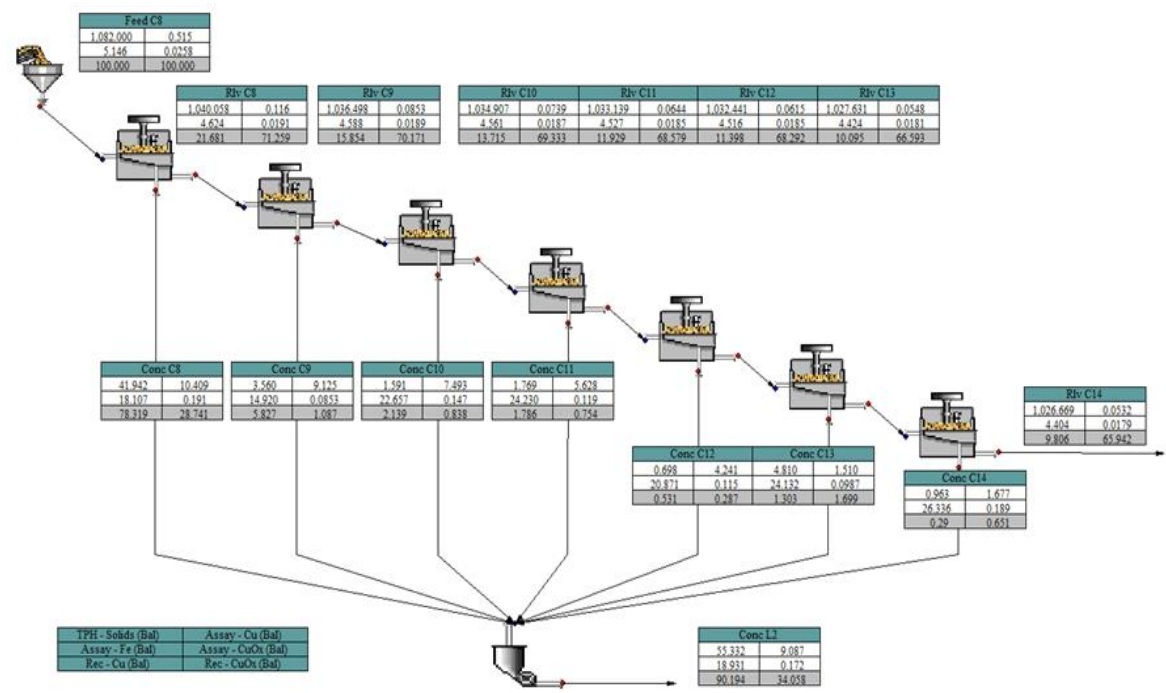
Anexo 3: Balance Rougher Bulk L-1 – 05/05/23



Anexo 4: Balance Rougher Bulk L-2 – 05/05/23



Anexo 5: Balance Rougher Bulk L-1 – 06/05/23



Anexo 6: Balance Rougher Bulk L-2 – 06/05/23

