



UNIVERSIDAD DE CHILE  
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS  
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

ANÁLISIS ESTADÍSTICO Y EXPERIMENTAL DE PARÁMETROS INVOLUCRADOS EN  
LA FLOTACIÓN SELECTIVA DE MOLIBDENO  
EN MINERA LOS PELAMBRES

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS  
RODRIGO ALEXIS LADRÓN DE GUEVARA MARTÍNEZ

PROFESOR GUÍA:  
GONZALO MONTES ATENAS

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:  
ANDRÉS NÚÑEZ SALAZAR  
ALDO CASALI BACELLI

SANTIAGO DE CHILE  
2016

## RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO

DE: Ingeniero Civil de Minas

POR: Rodrigo Ladrón de Guevara

FECHA: Julio 2016

PROFESOR GUÍA: Gonzalo Montes Atenas

### ANÁLISIS ESTADÍSTICO Y EXPERIMENTAL DE PARÁMETROS INVOLUCRADOS EN LA FLOTACIÓN SELECTIVA DE MOLIBDENO EN MINERA LOS PELAMBRES

El objetivo del siguiente trabajo es identificar prácticas operacionales implementadas en la Superintendencia concentradora de Molibdeno de Minera los Pelambres. Para lo anterior se revisaron los conceptos teóricos, criterios de operación y rangos operacionales de variables utilizadas por los 4 grupos que componen el equipo de Minera los Pelambres.

La metodología de trabajo consiste en tres partes: (i) entrevistas a operadores desarrolladas desde marzo a septiembre de 2015; (ii) diseño e implementación de un experimento de laboratorio para determinar el efecto de la adición de ácido sulfúrico sobre la depresión de la flotación de sulfuros de cobre en el proceso de flotación selectiva; y (iii) análisis estadístico de los parámetros y resultados operacionales de la unidad. La última parte incluyó la utilización de modelos estadísticos multi-variable para la determinación de rangos operacionales de variables importantes.

Los resultados de laboratorio indicaron que la adición de ácido sulfúrico no genera la desorción de colector desde la superficie de minerales sulfurados. Posiblemente, su adición está relacionada con disolución y precipitación de especies hidrofílicas finas que estabilizan la espuma.

El parámetro principal de control de proceso de la flotación selectiva es el porcentaje de molibdeno en el relave de la etapa rougher (o pérdidas de molibdeno en el circuito de flotación), cuya interacción con el contenido de molibdeno en la alimentación fresca genera distintas formas de control según tres escenarios estudiados:

%Mo Alimentación Fresca	Rango %Mo Relave Rougher	pH Rougher
<b>2,10</b>	<0,42	8,7
<b>1,01</b>	<0,09	>10
<b>0,32</b>	<0,03	>10

Un análisis analítico de la expresión de la recuperación selectiva indica que la recuperación de la etapa rougher es la variable de mayor importancia, seguida por la recuperación de la etapa de primera limpieza. Estrategias que tengan como objetivo el control de ambas recuperaciones como una prioridad influyen positivamente en la recuperación selectiva.

Desde el punto de vista de la recuperación rougher, los grupos 3 y 4 tuvieron un mejor rendimiento de flotación que los demás grupos en la fecha estudiada. Por otro lado, los grupos 1 y 2 tuvieron una mejor eficiencia en la Planta de Lixiviación férrica. Lo cual deja en evidencia diferencias teóricas y operacionales dentro de cada grupo.

## ABSTRACT

The main objective of this work is to identify the operational practices in the Molybdenum concentrating superintendence of Minera los Pelambres. To achieve that goal, theoretical concepts, operation criteria and operational ranges of four different working groups were analysed.

The methodology proposed for this work consists in three main parts: (i) interviews to operators made from march to september, 2015; (ii) a laboratory experiment design and implementation to determine the effect of sulfuric acid on the depression of copper sulphides in froth flotation; and (iii) operational parameters and results statistical analysis for each working unit. The latter included the utilization of statistical multi-variable models in order to determinate operational ranges for important variables.

The laboratory results implied that the addition of sulfuric acid doesn't have any effect on the desorption of mineral collector from the surface of sulphide minerals. Possibly, its addition may be related with dissolution and precipitation of hydrophilic fine species that stabilize the froth.

The main control parameter in the selective flotation process is the molybdenum percentage in the rougher tails (also known as molybdenum losses in the flotation circuit). Its interaction with the molybdenum percentage in the feed generates different ways for controlling the rougher recovery according to three possible studied scenarios:

<b>%Mo Feed</b>	<b>Range for %Mo Rougher Tails</b>	<b>pH Rougher</b>
<b>2,10</b>	<0,42	8,7
<b>1,01</b>	<0,09	>10
<b>0,32</b>	<0,03	>10

A statistical analysis of the selective recovery showed that the rougher recovery is the most important variable, followed by the recovery in the first cleaning stage. Strategies that address the control of both recoveries as a priority positively influence the selective recovery.

The groups 3 and 4 had better performance in froth flotation when compared with the other two groups in the period aforementioned. On the other hand, the groups 1 and 2 had better performance in the ferric lixiviation plant in the same period. The latter shows that theoretical and operational differences can be found inside each group.

*In bibliothecis immortales animae loquuntur*

(Plinio, Historia Natural, 35,9,6)

## AGRADECIMIENTOS

A mis padres, por fomentar mi curiosidad por la vida, la naturaleza y la ciencia, y darme las bases para emprender un camino propio que no podría haber sido posible de no ser por su increíble esfuerzo y dedicación. Gracias por entregarme los valores que me hacen ser yo hoy en día. Ustedes hicieron posible que me encuentre cada vez más cerca de cumplir mis sueños.

A mi hermano, por haberme acompañado desde que tengo uso de razón. Espero que logres todas las metas que te propongas, y crees un excelente futuro para ti mismo.

Al profesor Gonzalo Montes Atenas por su excelente trabajo como profesor guía. Muchas gracias por su gran disposición para ayudarme a crecer como persona e ingeniero. Usted fue un apoyo muy importante durante este camino y no me imagino haber completado este proceso de una forma distinta a la que generó usted con su gran sentido de responsabilidad y su ánimo de ayudarme a sacar lo mejor de mí. Es sin duda una de las personas más importantes que he conocido en mi vida.

A Andrés Núñez Salazar y todo el equipo de la Planta de Molibdeno de Minera los Pelambres, por darme la oportunidad de realizar mi memoria en su empresa, y tener la voluntad para brindarme todo el apoyo durante el proyecto.

Al profesor Aldo Casali por participar en el desarrollo de esta memoria. Agradezco mucho su gran aporte a este trabajo.

A Braulio Andrés Fernández Claro por tu apoyo incondicional durante mis últimos años en la Universidad, y tu gran ayuda en mi memoria. Sin duda eres uno de los pilares fundamentales de mi vida, y espero que siga siendo así. *Mille fois merci!*

A mis amigas Valentina Buscaglione, Erika Polanco y Sibila Valdés por ser el mayor sustento que tuve durante la carrera y mostrar tanta preocupación hacia mí en todo momento. Continuaré extrañando el poder verlas todos los días, aunque me mantendré feliz por saber que están trabajando día a día para alcanzar sus metas. Sé que siempre encontraremos un tiempo para continuar bromeando entre nosotros, compartir y reír.

A Marcela Claro, Susana Ramírez y Hugo Fernández por la preocupación y apoyo fundamental que me han brindado durante el desarrollo de mi memoria.

A mis amigos de plan común, por hacer de mis dos primeros años en la Universidad tan entretenidos. En especial a Mauricio Masías por ser una de las mejores personas que he conocido, por tu apoyo, preocupación y por sobre todo la cantidad de risas que compartimos. Muchas gracias por ser un excelente amigo.

A Emma Fonseca Passi, por tener tanta paciencia y disposición para ayudarme en el laboratorio. Gracias por mostrar tanta dedicación y preocupación durante el proceso.

Al grupo de investigación M<sup>2</sup>CSRG por ser excelentes compañeros. En particular, a Sebastián Fredes Muñoz por tu gran disposición para ayudarme durante la memoria, ¡Muchas gracias!

## TABLA DE CONTENIDO

1. Introducción .....	1
1.1. Objetivos generales.....	3
1.2. Objetivos específicos .....	3
1.3. Alcances.....	4
1.4. Estructura .....	4
2. Revisión bibliográfica .....	5
2.1. Molibdeno y mineral molibdenita; estructura y procesamiento .....	5
2.2. Antecedentes de la compañía.....	6
2.3. El proceso de Flotación.....	7
2.3.1. Colectores y depresores .....	9
2.3.2. Circuitos de flotación .....	12
2.3.3. Flotación de molibdenita como sub-producto .....	13
2.3.4. Proceso de flotación de Minera los Pelambres .....	16
2.4. Lixiviación .....	20
2.4.1. Lixiviación de concentrados en Minera los Pelambres .....	22
2.5. Cementación .....	23
2.5.1. Proceso de cementación en Minera los Pelambres .....	25
2.6. Cloración.....	26
2.6.1. Proceso de cloración en Minera los Pelambres .....	26
2.7. Optimización de plantas.....	27
2.8. Estudios anteriores de Minera los Pelambres .....	28
3. Metodología .....	29
3.1. Metodología general .....	29
3.2. Metodología de laboratorio.....	31
4. Resultados y discusión .....	33
4.1. Entrevistas.....	33
4.1.1. Planta de flotación .....	33
4.1.2. Planta de lixiviación férrica.....	40
4.2. Resultados de Laboratorio .....	45
4.2.1. Diseño de técnica de medición de Xantato en solución .....	45
4.2.2. Cinética de adsorción.....	46
4.2.3. Fase experimental: Referencia y Limpieza en Exceso .....	47

4.3.	Análisis histórico de datos de planta.....	48
4.3.1.	Flotación .....	48
4.3.2.	Planta de lixiviación Férrica.....	84
4.4.	Integración de procesos .....	96
5.	Conclusiones .....	101
5.1.	Flotación .....	101
5.2.	Planta de Lixiviación Férrica.....	102
6.	Recomendaciones.....	103
7.	Bibliografía.....	105
	Anexos.....	108
	Anexo A: Tabla de Potenciales de electrodo para distintas reacciones .....	108
	Anexo B: Preguntas utilizadas para entrevistas .....	109
	Anexo C: Pasos Experimentales .....	109
	C.1. Acondicionamiento de pulpa.....	109
	C.2. Calibración UV-Visible.....	110
	C.3. Determinación de xantato en exceso .....	110
	C.4. Determinación de Cinética de Adsorción.....	111
	C.5. Experimento 1: Referencia .....	111
	C.6. Experimento 2: Limpieza en exceso.....	112
	C.7. Experimento 3: Limpieza pelambres.....	112
	Anexo D: Cálculo de recuperación selectiva .....	114
	Anexo E: Cálculo de recirculaciones MLP y propuesta .....	115
	Anexo F: Histogramas de variables de flotación .....	116
	Anexo G: Gráficos de correlación de variables de flotación importantes .....	121
	Anexo H: Gráficos de tiempo para variables de flotación.....	123
	Anexo I: Histogramas de variables de PLF .....	126
	I.1. General.....	126
	I.2. Preparación .....	127
	I.3. Lixiviación .....	128

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Estructura de Molibdenita. Fuente: (Habashi, 1998) .....	5
Figura 2: Diagrama de bloques de Minera los Pelambres. ....	6
Figura 3: Componentes de flotación. ....	8
Figura 4: Relación de concentración vs pH especies de H <sub>2</sub> S. ....	11
Figura 5: Posible circuito de flotación (Adaptado de Fuerstenau et al., 2009). ....	13
Figura 6: Circuito de separación Cu-Mo típico. ....	14
Figura 7: Circuito de Flotación Selectiva Minera los Pelambres (MLP). ....	16
Figura 8: Circuito de Flotación Selectiva simplificado. ....	17
Figura 9: Circuito de PLF, Minera los Pelambres. ....	22
Figura 10: Esquema de reacción de cementación. Fuente: Havlik (2014) .....	24
Figura 11: Diagrama explicativo general de metodología. ....	29
Figura 12: Espectros de absorbancia para soluciones 550, 500, 400, 350, 270, 200, 110, 55, 27,5, 11, 5,5 y 0,55 mg/L de xantato utilizando agua destilada como solvente. ....	45
Figura 13: Curva de calibración colector. ....	46
Figura 14: Cinética de adsorción de xantato. ....	46
Figura 15: Circuito simplificado de flotación rougher (Fuente propia). ....	48
Figura 16: Gráfico 3D de Recuperación selectiva vs Recuperaciones de primera y segunda limpieza para Recuperación Rougher de 90%. ....	50
Figura 17: Gráfico 3D de Recuperación selectiva vs Recuperaciones de primera y segunda limpieza para Recuperación Rougher de 40%. ....	50
Figura 18: (A) Histograma de recuperación rougher 2015 por grupo. (B) Histograma de recuperación selectiva 2015 por grupo. ....	51
Figura 19: Histograma de recirculación por grupo. ....	51
Figura 20: Comparación de promedios de recuperación rougher de circuito de flotación selectiva. ....	52
Figura 21: Comparación de desviaciones estándar de recuperación rougher de circuito de flotación selectiva. ....	53
Figura 22: Comparación de promedios para recuperación selectiva de circuito de flotación selectiva. ....	53
Figura 23: Comparación de promedios de Recirculación Rougher calculada según propuesta del presente estudio. ....	54
Figura 24: Comparación de promedios de flujo NaSH Total en circuito de flotación selectiva. ...	54
Figura 25: Gráfico de comparación entre la recirculación calculada en la planta selectiva de Los Pelambres usando la Ecuación 30 y la recirculación sugerida usando la Ecuación 31 durante enero de 2015. ....	56
Figura 26: Correlación entre RCC Pelambres vs RCC (2). ....	57
Figura 27: Histograma de RCC (2) por grupo. ....	57
Figura 28: Histograma comparativo %Mo Alimentación Rougher por grupo. ....	58
Figura 29: Histograma comparativo %Mo en alimentación fresca (CONCOL) por grupo. ....	59
Figura 30: Histograma comparativo %Cu en alimentación fresca (CONCOL) por grupo. ....	59
Figura 31: Histograma comparativo %Mo en Concentrado de primera limpieza por grupo. ....	60
Figura 32: Gráfico de comparación de promedios de porcentaje de molibdeno en etapa de primera limpieza. ....	60



Figura 33: Gráficos de comparación de promedios para Alim TMS y %Mo Alim. Compuesta. .	61
Figura 34: Gráfico de comparación de promedios de %Mo Relave Rougher.....	61
Figura 35: Gráfico de comparación de promedios de pH en primera limpieza.....	63
Figura 36: Correlación %Mo Relave Rougher vs %Mo Conc. Rougher. ....	64
Figura 37: Correlación %Sólidos (Set-Point vs Real Medido) .....	65
Figura 38: Correlación entre RCC (2) vs Recuperación Rougher.....	65
Figura 39: Principales efectos de variables Modelo 1 (Rec. Selectiva). ....	66
Figura 40: Optimización 1 Modelo 1. ....	67
Figura 41: Optimización 2 Modelo 1. ....	68
Figura 42: Optimización 3 Modelo 1. ....	68
Figura 43: Optimización 4 Modelo 1. ....	69
Figura 44: Principales efectos de variables Modelo 2 (Rec. Rougher). ....	70
Figura 45: Gráfico de superficie RCC (2) vs %Mo relave rougher vs Rec. rougher. ....	71
Figura 46: Optimización 1 Modelo 2. ....	71
Figura 47: Gráfico de contorno RCC (2) vs %Mo Relave Rougher para Modelo 2 (Rec. Rougher). .....	72
Figura 48: Histograma comparativo consumo NaSH total por grupo. ....	74
Figura 49: Análisis de promedios para las alturas de espuma para el segundo banco de flotación Rougher. ....	75
Figura 50: Comparación de colchón de espuma (Valor absoluto). ....	76
Figura 51: Gráfico de comparación de promedios de nivel de espuma en primera limpieza.....	76
Figura 52: Gráfico de comparación de promedios de nivel de espuma en segunda limpieza. ....	77
Figura 53: Correlación %O <sub>2</sub> vs Flujo N <sub>2</sub> . ....	77
Figura 54: Principales efectos de variables Modelo 3.....	79
Figura 55: Gráfico de interacción %Mo Relave vs %Mo Alim. Compuesta Rougher. ....	79
Figura 56: Principales efectos de variables Modelo 4.....	81
Figura 57: Comparación de variables en el tiempo (Mes de Abril). ....	82
Figura 58: Gráfico de comparación de promedios de %Mo en DR-15. ....	84
Figura 59: Histograma comparativo %Mo Concentrado Final (DR-15) por grupo. ....	85
Figura 60: Gráfico de comparación de desviaciones estándar %Mo en DR-15.....	85
Figura 61: Gráfico de %Cu Alim. Preparación grupo 1, mayo 2015. ....	87
Figura 62: Correlación comparativa %Cu Alim. Preparación.....	88
Figura 63: Gráfico de comparación de promedios de tiempo lixiviación. ....	91
Figura 64: Nube de correlación Tiempo de Lixiviación vs T° Final.....	91
Figura 65: Comparación de promedios de salida de cúprico de cementación.....	93
Figura 66: Gráfico de comparación de promedios de eficiencia de cementación. ....	93
Figura 67: Gráfico de comparación de promedios de tiempo de cloración.....	95
Figura 68: Gráfico de comparación de promedios de ORP en cloración. ....	95
Figura 69: Gráfico de comparación de promedios de eficiencia de cloración. ....	96
Figura 70: Nube de correlación %Mo DR15 vs Rec. rougher.....	96
Figura 71: Comparación de distribuciones por grupo para la multiplicación de Alimentación (TMS estimada) y la recuperación rougher.....	97
Figura 72: Análisis de promedios para multiplicación entre Alimentación (TMS estimada) y la recuperación rougher por grupo. ....	97
Figura 73: Resumen de variables y efectos en la recuperación rougher (Naranja) y recuperación selectiva (Azul) según modelos estadísticos. “Variables medidas (in situ)” representa variables no	

ingresadas al sistema PI-System. Variables marcadas con asterisco no fueron consideradas en modelos estadísticos. ....	98
Figura 74: Resumen de variables en la Planta de Lixiviación Férrica. “Variables medidas (in situ)” representa variables no ingresadas al sistema PI-System. ....	100
Figura 75: Circuito de flotación simplificado (Recomendación). ....	104
Figura 76: (A) Histograma comparativo de Alimentación TMS por grupo. (B) Histograma comparativo de %Mo Conc. De primera limpieza por grupo. ....	116
Figura 77: (A) Histograma comparativo de %Cu Concentrado de primera limpieza por grupo. (B) Histograma comparativo de %Mo Relave de primera limpieza por grupo. ....	116
Figura 78: (A) Histograma comparativo de %Mo Relave Rougher por grupo. (B) Histograma comparativo de %Mo Conc. Rougher por grupo. ....	116
Figura 79: (A) Histograma comparativo de pH TK-15/16 por grupo. (B) Histograma comparativo de pH Rougher por grupo. ....	117
Figura 80: (A) Histograma comparativo de pH de etapa de primera limpieza por grupo. (B) Histograma comparativo de pH de etapa de segunda limpieza por grupo. ....	117
Figura 81: (A) Histograma comparativo de %Sólidos por Grupo. (B) Histograma comparativo de ORP Rougher por grupo. ....	117
Figura 82: (A) Histograma comparativo de ORP de etapa de primera limpieza por grupo. (B) Histograma comparativo de ORP segunda limpieza por grupo. ....	118
Figura 83: (A) Histograma comparativo de %Cu Concentrado de etapa de primera limpieza por grupo. (B) Histograma comparativo de %Mo Relave de etapa de primera limpieza por grupo. ....	118
Figura 84: (A) Histograma comparativo de Nivel de espuma Rougher por grupo. (B) Histograma comparativo de Nivel de espuma de etapa de primera limpieza por grupo. ....	118
Figura 85: (A) Histograma comparativo de nivel de espuma de segunda limpieza por grupo. (B) Histograma comparativo de Flujo de Nitrógeno por grupo. ....	119
Figura 86: (A) Histograma comparativo de presión de nitrógeno por grupo. (B) Histograma comparativo de %Oxígeno por grupo. ....	119
Figura 87: (A) Histograma comparativo de Espumante por grupo. (B) Histograma comparativo de consumo NaSH Rougher, Línea 1 por grupo. ....	119
Figura 88: (A) Histograma comparativo de consumo NaSH Rougher, Línea 2 por grupo. (B) Histograma comparativo de consumo NaSH Rougher, Línea 3 por grupo. ....	120
Figura 89: (A) Histograma comparativo de consumo NaSH Rougher Total por grupo. (B) Histograma comparativo de consumo NaSH de etapa de primera limpieza, Línea 1 por grupo. ....	120
Figura 90: (A) Histograma comparativo de consumo NaSH de etapa de primera limpieza, Línea 2 por grupo. (B) Histograma comparativo de consumo NaSH de etapa de primera limpieza Total por grupo. ....	120
Figura 91: Histograma comparativo de consumo NaSH Total en segunda limpieza por grupo. ....	121
Figura 92: (A) Nube de correlación Rec. Rougher vs %Mo Relave Rougher. (B) Nube de correlación Rec. Selectiva vs %Mo Relave Rougher. ....	121
Figura 93: (A) Nube de correlación ORP de etapa de primera limpieza vs pH de etapa de primera limpieza. (B) Nube de correlación %Mo Concentrado de primera limpieza vs %Cu concentrado de primera limpieza. ....	122
Figura 94: Nube de correlación RCC (2) vs %Mo concentrado rougher. ....	122
Figura 95: Histograma de variables de flotación por tiempo (marzo-abril 2015). ....	123
Figura 96: Histograma de variables de flotación por tiempo (mayo-junio 2015). ....	124
Figura 97: Histograma de variables de flotación por tiempo (julio-agosto 2015). ....	125

Figura 98: (A) Histograma comparativo de %Cu Concentrado final (DR-15). (B) Histograma comparativo de %Fe Concentrado final (DR-15).....	126
Figura 99: (A) Histograma comparativo de %Cl concentrado final (DR-15). (B) Histograma comparativo de %As concentrado final (DR-15). .....	126
Figura 100: (A) Histograma comparativo de Humedad concentrado final (DR-15). (B) Histograma comparativo de %Ca Concentrado final (DR-15). .....	126
Figura 101: (A) Histograma comparativo de $Fe^{+3}$ resultante preparación. (B) Histograma comparativo de $Cu^{+2}$ resultante preparación. ....	127
Figura 102: (A) Histograma comparativo de $Fe^{+2}$ Resultante preparación. (B) Histograma comparativo de Razón Fe/Cu preparación.....	127
Figura 103: Histograma comparativo de %Exceso Fe/Cu.....	127
Figura 104: (A) Histograma comparativo de T <sup>o</sup> Inicial Lixiviación. (B) Histograma comparativo de T <sup>o</sup> Media Lixiviación.....	128
Figura 105: (A) Histograma comparativo de T <sup>o</sup> Final Lixiviación. (B) Histograma comparativo de Tiempo de Lixiviación.....	128
Figura 106: Histograma comparativo de Tiempo Total Lixiviación.....	128

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Parámetros operacionales para espesadores de alimentación.....	18
Tabla 2: Parámetros operacionales para Flotación Rougher. ....	19
Tabla 3: Parámetros operacionales para etapa de primera limpieza.....	19
Tabla 4: Parámetros operacionales para etapa de segunda limpieza. ....	19
Tabla 5: Energía libre de Gibbs de las reacciones (13) y (14). ....	21
Tabla 6: Parámetros operacionales de etapa de preparación. ....	22
Tabla 7: Parámetros operacionales de etapa de Lixiviación.....	23
Tabla 8: parámetros operacionales de etapa de Cementación .....	25
Tabla 9: Parámetros operacionales de etapa de cloración. ....	26
Tabla 10: Rangos operacionales para la razón $Fe^{+3}/Fe^{+2}$ para distintas etapas de la PLF.....	28
Tabla 11: Resultados de entrevistas a operadores Flotación. ....	33
Tabla 12: Resumen de entrevista Grupo 1 Flotación. ....	34
Tabla 13: Resumen de entrevista Grupo 2 Flotación. ....	36
Tabla 14: Resumen de entrevista Grupo 3 Flotación. ....	38
Tabla 15: Resumen de entrevista Grupo 4 Flotación. ....	39
Tabla 16: Resultados de entrevistas a operadores Planta de lixiviación Férrica.....	40
Tabla 17: Resumen de entrevista Jefe de PLF.....	41
Tabla 18: Resumen de entrevista Grupo 1 PLF.....	42
Tabla 19: Resumen de entrevista Grupo 2 PLF.....	43
Tabla 20: Resumen de entrevista Grupo 3 PLF.....	44
Tabla 21: Resultados de entrevista Grupo 4 PLF.....	44
Tabla 22: Resultados finales de consumo de colector para distintos experimentos.....	47
Tabla 23: Resultados estadísticos de variables de eficiencia Flotación. ....	51
Tabla 24: Comparación entre las dos formas de calcular RCC.....	56
Tabla 25: Resultados estadística valores de control Flotación. ....	58
Tabla 26: Variables Primarias de control Flotación. ....	62
Tabla 27: Correlación entre variables base de flotación.....	63
Tabla 28: Coeficientes de variables Modelo 1 (Rec. Selectiva).....	66
Tabla 29: Optimización 1 Modelo 1.....	67
Tabla 30: Optimización 2 Modelo 1.....	67
Tabla 31: Optimización 3 Modelo 1.....	68
Tabla 32: Optimización 4 Modelo 1.....	69
Tabla 33: Coeficientes de variables Modelo 2 (Rec. Rougher).....	70
Tabla 34: Optimización 1 Modelo 2.....	71
Tabla 35: Variables secundarias de Flotación. ....	73
Tabla 36: Correlación entre variables primarias y secundarias de flotación.....	74
Tabla 37: Coeficientes de variables Modelo 3 (Rec. rougher). ....	78
Tabla 38: Coeficientes de Variables Modelo 4 (Rec. Selectiva).....	80
Tabla 39: Resultados estadísticos de variables de eficiencia PLF.....	84
Tabla 40: Índices estadísticos básicos de alimentación a Preparación. ....	86
Tabla 41: Índices estadísticos básicos de Plantilla Excel Preparación.....	86
Tabla 42: Resultados de Análisis de Varianza Promedio %Cu alim. Medido vs Aproximación. ....	88
Tabla 43: Diferencia entre %Cu Medido vs Aproximado.....	89
Tabla 44: Correlación variables de Eficiencia PLF vs Alimentación Preparación. ....	89

Tabla 45: Resultados estadística Lixiviación. ....	90
Tabla 46: Resultados estadística cementación.....	92
Tabla 47: Resultados Índices básicos estadísticos cloración.....	94
Tabla 48: Potencial de electrodo para distintas reacciones. Fuente: Habashi F. (1999) .....	108
Tabla 49: Configuración de peso y concentración para curva de calibración. ....	110

# 1. INTRODUCCIÓN

Diferencias en prácticas operacionales pueden ser observadas entre distintos turnos y son una característica habitual en procesos industriales mineros. Dichas diferencias tienen su origen en las distintas formaciones técnicas y/o experiencias de cada uno de los operadores y supervisores presentes en cada turno, desde ahora en adelante denominado “grupo”. Esta diversidad puede ser aprovechada, explicitando la riqueza detrás de cada una de las interpretaciones de resultados luego de la implementación de una condición operacional dada permitiendo la adopción de las mejores prácticas operacionales que redunden en la optimización de procesos y operaciones. Con el fin de abordar dichas diferencias se propone estudiar y analizar las prácticas operacionales y resultados de cada uno de los cuatro grupos que componen el equipo de trabajo de la planta de molibdeno de Minera los Pelambres.

Minera los Pelambres está ubicada a 200 km al Noreste de Santiago, en la comuna de Salamanca. Corresponde a la sexta mayor productora de cobre del país superando las 400.000 toneladas métricas de minerales de cobre al año. Además produce anualmente como sub-producto más de 8.000 toneladas métricas de concentrado de molibdeno, y más de 400 toneladas métricas de cemento de cobre. El molibdeno es separado del concentrado de cobre por medio de un proceso de flotación selectiva, y es posteriormente enviado a la planta de lixiviación férrica para extraer el cobre remanente (presente como impureza), obteniendo de diferentes soluciones el concentrado de molibdeno final y cemento de cobre.

La planta de molibdeno de Minera los Pelambres consta de dos partes: planta de flotación selectiva, y planta de lixiviación férrica, ambas dispuestas en un circuito cuyo objetivo es mejorar la calidad del concentrado de molibdeno a medida que se avanza en la línea productiva. La planta es operada por cuatro grupos, dispuestos en turnos de siete jornadas en modalidad diurna y nocturna.

El proceso de flotación implementado es una operación de concentración que tiene por objetivo la separación selectiva de un mineral con valor económico de aquellos que no lo tienen por medio de un proceso fisicoquímico que toma ventaja de las diferencias de hidrofobicidad entre los diferentes minerales presentes en la superficie de las partículas. Las propiedades superficiales de los minerales pueden ser modificadas por medio de reactivos con el fin de “activar” o “desactivar” (deprimir) cierta especie en flotación. La separación de partículas ocurre en un sistema trifásico heterogéneo y agitado, en donde se adhieren partículas con superficie hidrofóbica a burbujas, las cuales son posteriormente extraídas del sistema por rebalse como concentrado, mientras que partículas hidrofílicas son extraídas del sistema dentro de la pulpa, tomando el nombre de relave.

La alimentación de la planta de flotación selectiva corresponde a un concentrado colectivo Cu-Mo, proveniente de un proceso previo denominado flotación colectiva, en donde se separan ambas especies de manera colectiva de especies sin valor comercial existentes en la roca original. Es por esto, que el objetivo de la planta de flotación selectiva es separar cada una de las especies de interés deprimiendo los sulfuros de cobre (mediante la utilización de ácido sulfúrico y sulfhidrato de sodio) y tomando ventaja de la flotabilidad natural de la molibdenita. En esta etapa es donde la línea de procesamiento de cobre se separa del molibdeno. El concentrado de cobre es recuperado en el relave de flotación rougher y es enviado a puerto vía un concentraducto, donde este último es posteriormente secado y comercializado. Por otra parte, el mineral de molibdeno es recuperado como concentrado y es enviado a la planta de lixiviación férrica para posterior tratamiento.

Debido a la utilización secuencial de ácido sulfúrico y sulfhidrato de sodio dentro de la operación de flotación selectiva se presenta una oportunidad para confirmar el efecto depresor de ácido sulfúrico, previo a la adición de sulfhidrato de sodio, en la eliminación de colector de la superficie de minerales sulfurados de cobre. El uso de ácido sulfúrico ha sido reportado en la literatura para este objetivo pues proveería protones (iones hidronio) que reaccionarían con colectores del tipo xantato descomponiéndolo y removiendo la hidrofobicidad establecida en el proceso de flotación colectiva. Como parte del trabajo de investigación se propuso una experiencia de laboratorio en donde se evaluó el impacto del uso del ácido sulfúrico en el proceso de flotación de molibdenita, con el fin de determinar si permite o no la limpieza de la superficie de sulfuros de cobre y, con esto, definir su utilidad en el proceso.

La planta de lixiviación férrica es un conjunto de seis sub-etapas batch en secuencia cuyos objetivos particulares son variados. Es aquí donde se depura el concentrado de molibdeno obtenido en flotación selectiva para obtener un producto con la calidad requerida por la industria, mientras se obtiene cemento de cobre como sub-producto. Las seis etapas mencionadas anteriormente corresponden a Preparación, Lixiviación, Secado, Filtrado, Cementación y Cloración.

El proceso de lixiviación es una operación química que tiene por objetivo disolver mediante reacción química una o varias especies de interés mediante la adición de un disolvente líquido. Se caracteriza generalmente por ser un proceso de cinética considerable en comparación con flotación ya que las partículas deben entrar en contacto con una solución para que ocurra la disolución de la o las especies objetivo, explicado principalmente por el factor preponderante que tienen propiedades como permeabilidad en el material, grado de liberación de especies o viscosidad de la solución, entre otras.

Las sub-etapas de preparación y lixiviación tienen el objetivo de lixiviar el cobre remanente en el concentrado de molibdeno bajando su ley desde aproximadamente 3,5% a menos de 0,4%, acorde a la calidad necesaria estipulada por la industria. Para la preparación se dispone de dos estanques de 30 m<sup>3</sup> en secuencia. El material proveniente de flotación es acondicionado para ajustar su porcentaje de sólidos mediante un filtro de discos, para ser posteriormente descargado sobre uno de los estanques, poniendo el material en contacto con una solución con cloruro férrico que actúa como agente oxidante. Una vez alcanzado un cierto peso se descarga la mezcla en los estanques de lixiviación. Para el proceso de lixiviación se utilizan tres estanques de 6,2 m<sup>3</sup> según sean requeridos, en donde se eleva la temperatura a aproximadamente 108°C y se obtiene una mezcla de solución con cobre disuelto y el sólido remanente con bajo porcentaje de cobre.

La pulpa es posteriormente enviada a un proceso de enfriamiento para mantener un rango operacional que asegure la integridad de los equipos. Cuando se alcanza una temperatura máxima de 70°C es enviada al proceso de filtrado. Es en éste punto en particular donde se separa la línea productiva, ya que el sólido remanente es separado de la solución con cobre disuelto y es posteriormente secado para su comercialización, mientras que la solución con cobre disuelto es enviada a cementación.

La cementación es un proceso electro-químico espontáneo en donde un metal en solución acuosa precipita o “cementa” sobre otro metal en solución aprovechando la reacción oxido-reducción que ocurre entre ellos. Al ser un proceso espontáneo es ampliamente utilizado en pequeña y mediana minería para recuperar cobre en soluciones provenientes de lixiviación, ya que requieren menor inversión que una planta de extracción por solvente.

Tal como se mencionó anteriormente, la solución acuosa es enviada al proceso de cementación, en donde se mezcla con chatarra de hierro en medio ácido para obtener cemento de cobre y una solución con cloruro ferroso. Dicha mezcla es separada nuevamente mediante otro proceso de filtrado y secado, para obtener finalmente cemento de cobre con 90 a 95% de pureza, mientras que la solución de cloruro ferroso es enviada a cloración.

El proceso de cloración tiene por objetivo oxidar nuevamente el cloruro ferroso mediante la adición de cloro al sistema, ocurriendo una reacción exotérmica que oxida el ferroso y se recupera férrico, el cual entra nuevamente al sistema en preparación.

Todas las etapas mencionadas están asociadas a un sistema de trabajo de turnos complementarios, realizados por cuatro grupos. Esto último genera diferencias operacionales de eficiencia y control según la experiencia colectiva de cada uno de los grupos. Aprovechar la diversidad de experiencias y conocimientos de los operadores y supervisores puede permitir obtener un conjunto de prácticas operacionales que optimicen el proceso global, potenciando así el trabajo en equipo que se realiza en Minera los Pelambres.

## **1.1. Objetivos generales**

Este trabajo de título tiene como objetivo identificar las mejores prácticas operacionales existentes entre los grupos que componen el equipo de trabajo en la planta de Molibdeno de Minera los Pelambres, para generar una estrategia (en lo posible única) de trabajo colectiva que optimice el proceso global.

## **1.2. Objetivos específicos**

- Identificar las bases fundamentales sobre las cuales se construyen estrategias operacionales de los diferentes grupos de trabajo.
- Mediante herramientas estadísticas, establecer rangos operacionales para las variables de control de flotación, con el objeto de mantener las variables de eficiencia dentro de un rango operacional con mayor eficiencia promedio. Adicionalmente, se incluirán análisis sobre los procesos de lixiviación, cementación y cloración, con el objetivo de conectar ambas áreas operacionales.
- Analizar información estadística de las variables de eficiencia y control, por área y por grupo, para determinar diferencias cuantitativas de eficiencia entre grupos para determinar y posteriormente aprovechar de forma cuantitativa las prácticas operacionales que determinan la eficiencia de un grupo en particular.
- Analizar críticamente las bases fundamentales utilizadas seleccionando aquellas que sean consistentes con los resultados de planta.
- Diseñar e implementar una experiencia de laboratorio que permita estimar el efecto del uso de ácido sulfúrico para la remoción de colector xantato desde la superficie de minerales sulfurados de cobre.
- Analizar y conectar los resultados del experimento de laboratorio con la planta de flotación con el fin de disminuir el consumo de sulfhidrato de sodio, y obtener condiciones más seguras para los operadores.



### **1.3. Alcances**

El trabajo de investigación y análisis estadístico y de entrevistas se realizó en la planta de molibdeno de Minera los Pelambres, donde se abarcaron las áreas de flotación (rougher, primera limpieza y segunda limpieza), preparación, lixiviación, cementación y cloración. Fue utilizada la base de datos de la compañía para la obtención de datos numéricos para distintos parámetros (mediante la plataforma PI-System y Excel) y su análisis entre el 01-01-2015 y el 07-09-2015. Se excluye del estudio el proceso de secado y filtrado.

### **1.4. Estructura**

La investigación realizada para el trabajo de memoria fue estructurada con 6 capítulos.

El capítulo primero entrega al lector el contexto dentro del cual se enmarca el trabajo de investigación, los objetivos, motivación y alcances del estudio,

El capítulo segundo aborda el estado del arte de los procesos encontrados en la planta de molibdeno de Minera los Pelambres y proporciona las bases teóricas utilizadas para la investigación posterior.

El capítulo tercero introduce al lector en la metodología utilizada para el trabajo de investigación, separando la metodología de laboratorio de la metodología de análisis estadístico de variables.

El capítulo cuarto presenta los resultados obtenidos de recopilación de datos, variables y entrevistas, y posteriormente el análisis pertinente de consistencia entre las entrevistas, la teoría y los resultados estadísticos recopilados.

El capítulo quinto presenta las conclusiones extraídas a partir de los resultados.

El capítulo sexto entrega las recomendaciones de prácticas operacionales y posibles estudios futuros a desarrollar en el tema.

## 2. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

### 2.1. Molibdeno y mineral molibdenita; estructura y procesamiento

El molibdeno es un metal de transición de gran importancia para la industria chilena y mundial, siendo ampliamente utilizado en metalurgia para lograr aleaciones de hierro de gran dureza, tenacidad y resistencia a la corrosión. Este metal no se encuentra en estado puro en la naturaleza sino en estado mineralizado. Dentro de todos los minerales de molibdeno existentes, el más importante, por su abundancia en la naturaleza y consecuentemente por interés económico, es la Molibdenita ( $\text{MoS}_2$ ).

La molibdenita es un sólido cristalino de color negro y brillo metálico con propiedades diamagnéticas y semiconductoras. Su estructura cristalina más común se caracteriza por formar un prisma trigonal de átomos de azufre, con un centro de molibdeno. Dicha estructura genera láminas o capas de átomos de molibdeno rodeadas de láminas de azufre, en donde los enlaces S-Mo son enlaces covalentes fuertes y los enlaces que conectan distintas láminas son débiles de Van der Waals tal como se observa en la Figura 1. Dicha estructura le da a la molibdenita una textura resbalosa y propiedades de lubricación en estado sólido como el grafito (Rosso & Vaughan, 2006). Las rupturas de interacciones de Van der Waals toman el nombre de caras y los sitios creados por la ruptura de enlaces S-Mo toman el nombre de bordes.

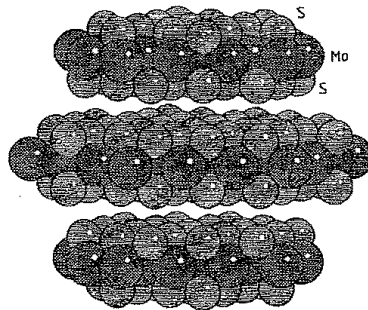


Figura 1: Estructura de Molibdenita. Fuente: (Habashi, 1998)

Chile es el tercer mayor productor de molibdeno en el mundo, metal que ganó particular interés económico desde el aumento de su precio entre 2004 y 2008. En el país, la molibdenita es recuperada como sub-producto en la obtención de cobre desde depósitos porfíricos (Castro & Henríquez, 1998). La técnica generalmente empleada para la recuperación de molibdenita es la flotación de minerales donde inicialmente se genera un concentrado compuesto de minerales sulfurados de cobre y molibdeno, para luego separar el molibdeno de forma selectiva. El producto final es luego purificado mediante diversas técnicas, dependiendo de las especies de cobre y otros elementos.

A partir del 2016, Minera Los Pelambres es el tercer mayor productor de concentrado de molibdeno en Chile, después de Codelco y Sierra Gorda. La faena tiene implementado un circuito clásico de flotación (colectiva y selectiva) con una posterior limpieza del concentrado de molibdeno en una planta de lixiviación férrica. Esto permite obtener concentrados de molibdeno de alta calidad (ley de molibdeno de 54%) con una recuperación global de 81,4%.

## 2.2. Antecedentes de la compañía

Minera Los Pelambres es una compañía minera que extrae, procesa y comercializa concentrado de cobre como producto principal y concentrado de molibdeno y cemento de cobre como sub-productos. El yacimiento y la planta procesadora se encuentran ubicados a 45 km. al este de la ciudad de Salamanca, IV región de Chile, cuya operación se extiende desde el yacimiento hasta el puerto ubicado en el sector de Punta Chungo, comuna de Los Vilos. Es debido a la gran extensión de las operaciones que la compañía minera posee variadas condiciones de humedad, altura, geografía y clima.

La Figura 2 muestra un diagrama de bloques del proceso global. La mina (rajo abierto) y chancado primario se ubican específicamente a 3100 m.s.n.m. en el nacimiento del río Los Pelambres, mientras que la planta concentradora se ubica a 1600 m.s.n.m. en el sector de Los Piuquenes, ubicado a 13 km al suroeste del chancado primario. Las intercomunicaciones entre el chancado primario y la planta concentradora se realizan mediante correas transportadoras.

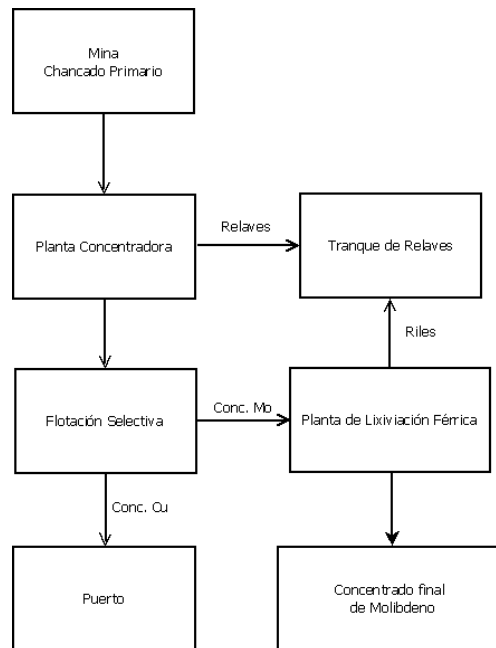


Figura 2: Diagrama de bloques de Minera los Pelambres.

En primer lugar, el material de alimentación es enviado a dos líneas de molienda, cada una compuesta por un molino SAG, dos molinos de bolas y dos baterías de hidrociclones. En segundo lugar, el material es enviado a un proceso denominado “Flotación Colectiva”, en donde se modifican las propiedades superficiales de los minerales de cobre presentes y se aprovecha la propiedad hidrofílica natural del mineral de molibdeno para recuperar ambas especies en un concentrado, separándolas de la ganga.

La planta de molibdeno (flotación selectiva y planta de lixiviación férrica) se encuentra ubicada a un costado de la planta concentradora, y tiene como objetivo separar el concentrado de Cu-Mo devolviéndole la propiedad hidrofílica a la superficie de las especies de cobre mediante la adición de ciertos reactivos. Como resultado de esta etapa se obtiene un concentrado de cobre con

aproximadamente 35% de Cu y 0,2% de Mo y un concentrado de Molibdeno con aproximadamente una ley de molibdeno de 52% y una ley de cobre de 3,5%, que es posteriormente enviado a la planta de lixiviación férrica para producir un concentrado de Molibdeno con un porcentaje de cobre menor a 0,5% y una ley de molibdeno de 54%.

El concentrado de cobre es obtenido a partir del relave rougher de la flotación selectiva, y una vez obtenido es enviado al puerto, donde es secado y posteriormente comercializado. Mientras que el molibdeno, luego de completar su proceso en la planta de lixiviación férrica, es secado y comercializado en lotes de 14 sacos de 1250 ton cada uno. Todos los relaves de la planta concentradora y los riles de la planta de lixiviación férrica son enviados a los tranques de relaves ubicados en las cercanías de la mina.

### **2.3. El proceso de Flotación**

En el procesamiento de minerales de molibdeno, donde la ocurrencia del elemento está asociada a sulfuros, se realiza habitualmente vía procesos de flotación. La flotación por espuma es un proceso de concentración utilizado en procesamiento de minerales que toma ventajas de diferencias en propiedades superficiales de partículas minerales encontradas en una mezcla heterogénea de fases presentadas en partículas de granulometría fina. El éxito de una operación de separación por flotación depende, entre otras cosas, de las operaciones de chancado y molienda, las cuales tienen como objetivo separar fases individuales dentro de una fase heterogénea sólida, “liberando” así las especies y reducir el tamaño de sólidos a un rango apropiado para la técnica de separación.

A diferencia de otras técnicas de separación en donde se toma ventaja de diferencias en propiedades volumétricas, tales como gravedad específica o susceptibilidad magnética, en flotación se toma beneficio de diferencias en las propiedades de energía superficial y potencial de superficie, las cuales pueden ser modificadas cuando el sólido se contacta con un líquido en presencia de agentes activos de superficie, haciendo del proceso de flotación uno de los más versátiles y universales para la separación de especies mineralógicas.

Las diferencias en las tensiones interfaciales (derivadas de la energía libre interfacial con respecto al área superficial de una partícula) llevan a una propiedad que evita que la superficie de algunos minerales sea mojada por un fluido, lo cual recibe el nombre de hidrofobicidad. La diferencia existente entre la hidrofobicidad de distintas partículas minerales permite a los sólidos hidrofóbicos ser separados de una mezcla heterogénea por medio de espuma al ser puestos en contacto con burbujas de aire.

La cinética de flotación de una especie mineralógica corresponde a la recuperación total de dicha especie en función del tiempo de flotación, y es de gran importancia para el proceso industrial (Napier-Munn & Wills, 2006). Las diferencias de propiedades superficiales producidas entre las especies minerales de flotación tienen directa incidencia en la cinética de recuperación de cada especie. Aquellas partículas con superficies hidrofóbicas, ya sea naturalmente o modificadas, pueden ser recuperadas o extraídas en espuma más rápido que especies hidrofílicas (cuya cinética de flotación en espuma está directamente relacionada con el arrastre o atrapamiento mecánico de partículas).

La unidad de proceso de flotación de minerales es la celda o tanque de flotación, el cual corresponde a un contenedor con un agitador (o sin él) y un mecanismo de aireación. Dicha celda tiene la capacidad de mantener los sólidos en suspensión y proveer aireación para promover las colisiones entre partículas y burbujas de energía suficiente como para producir agregados partícula-burbuja. El flujo de alimentación corresponde a una mezcla de sólidos suspendidos en agua que ingresan a la celda para ser separadas selectivamente, mientras que el concentrado es la fase espuma con alto contenido de especies hidrofóbicas, y el relave es la pulpa restante con alto contenido de especies hidrofílicas.

Los agentes reguladores o modificadores corresponden a distintos iones como  $H^+$  u  $OH^-$  (controladores de pH), oxígeno disuelto o especies oxidantes (controladores de proceso), distintas especies como  $HS^-$ ,  $HCO_3^+$  o  $CN^-$ , y iones metálicos disueltos (derivados de una disolución parcial de algunos sólidos o agregados a propósito para actuar como activadores (confieren propiedades hidrofóbicas) o depresores (reprimen propiedades hidrofóbicas). Los agentes reguladores o modificadores son adicionados a la solución de la pulpa con el propósito de preparar las superficies de los sólidos para la adsorción selectiva de los surfactantes, de tal forma que sólo las partículas deseadas se tornen hidrofóbicas.

El surfactante o agente superficialmente activo corresponde a cualquier tipo de colector, espumante u otro reactivo que afecten directamente las interfaces sólido-líquido, líquido-gas, o gas-sólido o una combinación de ellas.

Además de la hidrofobicidad, existe una gran cantidad de variables que afectan a la flotación como se muestra en la Figura 3 (Klimpel & Hansen, 1988), Las interacciones que ocurren entre las superficies de las partículas y con elementos presentes en la solución generan diversos cambios en el comportamiento de variables de flotación. Por ejemplo, la formación de una capa oxidada sobre la superficie de un mineral naturalmente hidrofóbico reduce el carácter hidrofóbico, afectando su flotabilidad.

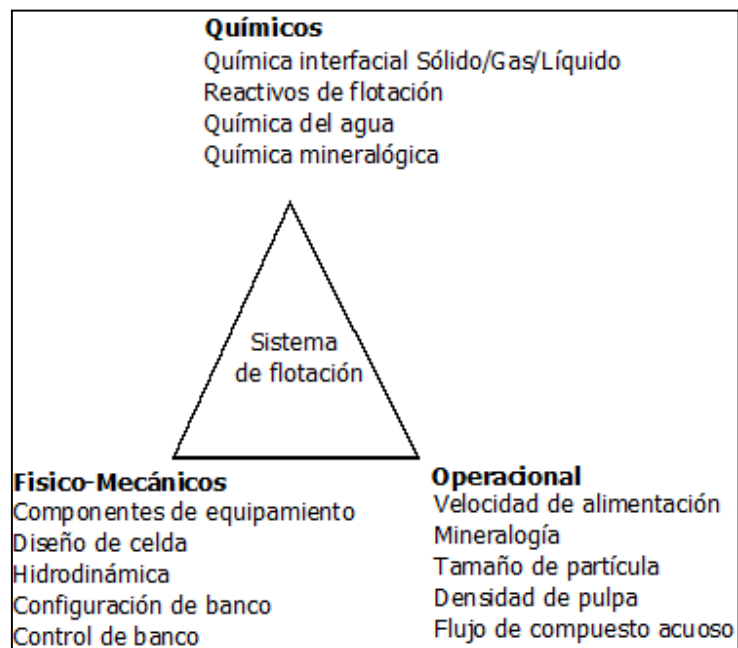


Figura 3: Componentes de flotación.

La literatura sugiere la existencia de un rango de tamaños de partículas que asegura el éxito de la operación de flotación. Dependiendo de la naturaleza de las especies mineralógicas a flotar, se indica que usualmente el tamaño máximo de partículas es de 300  $\mu\text{m}$ . Por otro lado, distintos estudios de eficiencia de flotación han mostrado que el tamaño de partícula mínimo en minerales sulfurados corresponde a 10  $\mu\text{m}$  (Leja, 1981).

Cabe destacar que otro mecanismo de recolección que ocurre en flotación es el mecanismo de arrastre mecánico. Este último corresponde a la recuperación de partículas hidrofílicas e hidrofóbicas (no selectiva) en la fase espuma presentes para tamaños de partícula bajo 50  $\mu\text{m}$  (Wang et al., 2015). La ocurrencia de este fenómeno en general disminuye la calidad o ley del concentrado, al estar recuperando especies que no se desea recuperar.

### *2.3.1. Colectores y depresores*

Los colectores son sustancias que modifican la superficie de una partícula de mineral de tal manera que la hace menos mojable por agua. Por el contrario, los depresores son “sustancias que modifican la superficie de una partícula de mineral de tal manera que la hace más mojable por agua” (Poling & Beattie, 1984). Por lo tanto, los colectores y depresores son reactivos de flotación que tienen el objetivo de, selectivamente, conferir o eliminar propiedades superficiales de hidrofobicidad en partículas de una especie mineralógica en particular.

El desarrollo de esta tecnología ha evolucionado durante las últimas décadas (Fuerstenau et al., 2009), y en particular en este trabajo, se estudiará el colector del tipo xantato y el depresor sulfhidrato de sodio por ser utilizados por Minera los Pelambres en su proceso de flotación.

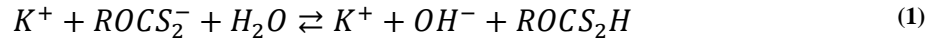
#### **i) Colectores Xantáticos**

Como derivados del ácido carbónico ( $H_2CO_3$ ), los colectores xantáticos corresponden a un tipo de colector orgánico usados en la flotación de sulfuros de cobre en presencia de pirita y otras impurezas. En particular, dicha familia de colectores es ampliamente utilizada por su bajo costo y buenos resultados de recuperación (Sutulov, 1963).

El estudio de Mustafa et al. (2004) mostró la dependencia entre la tasa de descomposición de moléculas de colector xantático con el pH, indicando que a pH 5 dicha tasa aumentó. Asimismo, describieron que a partir de pH 7 hacia el rango alcalino la tasa de descomposición es baja, definiendo una llamada zona de estabilidad de moléculas de colector xantático. El efecto de la temperatura también fue abordado en dicho estudio, indicando que mayores temperaturas aumentaban la cinética de descomposición de dichos colectores. Se ha mostrado además que existe además un rango de pH que entrega mejores recuperaciones de ciertas especies mineralógicas, esto permite concluir una dependencia importante del comportamiento del colector con el pH (Mustafa, et al., 2004).

La descomposición de xantato puede ser descrita mediante distintos mecanismos químicos, dependiendo de las condiciones de la solución en la cual se encuentran las moléculas. Un resumen de las condiciones y mecanismos de descomposición con mayor aplicación en minería se muestran a continuación (Leja, 1981):

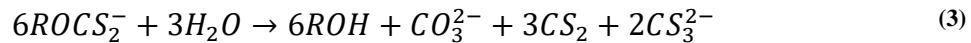
Hidrolisis de ion xantato



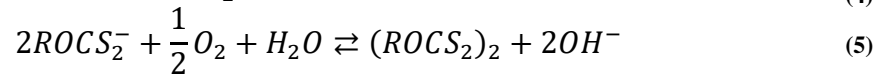
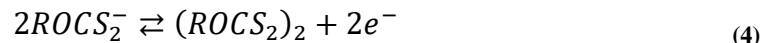
Descomposición de ácido xantático



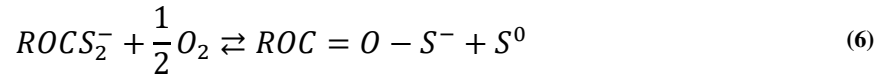
Descomposición hidrolítica



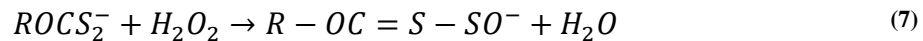
Oxidación a di-xantógeno



Oxidación a monothiocarbonato



Oxidación a per-xantato



La Ecuación 2 corresponde a la principal reacción de descomposición en soluciones ácidas. Mientras que la Ecuación 3 corresponde a la descomposición en medio alcalino (usualmente cuando se supera un pH 13). La oxidación a di-xantógeno se observa en soluciones concentradas de xantato, ya que el di-xantógeno es insoluble y es extraído de la solución como una emulsión.

**ii) Sulfhidrato de sodio**

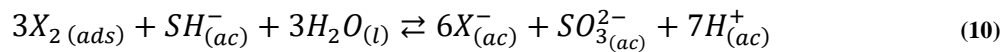
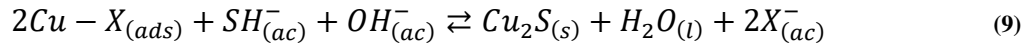
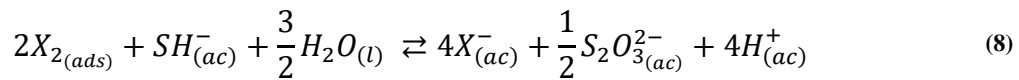
Al adicionar NaSH a una solución se presentan las siguientes reacciones básicas:

- Disociación de NaSH en ion sodio y ion sulfhidrato (HS<sup>-</sup>), reduciendo el potencial de la pulpa y extrayendo el xantato de la superficie de la mayoría de los sulfuros metálicos, haciéndolos hidrofílicos.
- Oxidación de NaSH con O<sub>2</sub> para producir azufre elemental y NaOH, rápidamente aumentando el pH.

Éste depresor se utiliza en los casos en donde se necesita realizar una separación selectiva de distintas especies, y se aprovecha la flotabilidad natural de una o más de ellas, en particular, serán descritos los efectos de la adición de sulfhidrato de sodio para la depresión de sulfuros de cobre en la flotación selectiva de un concentrado de sulfuros de cobre y molibdenita.

La dosis de NaSH se controla generalmente mediante el potencial de la pulpa, la cual puede estar entre -600 mV a -400 mV según la planta de molibdeno, esto se explica por la propiedad altamente reductora del NaSH (Nagaraj et al., 1986). En este ambiente la flotabilidad de la molibdenita no se ve afectada, y estudios muestran que la flotabilidad de sulfuros de cobre y hierro se encuentra tan deprimida que sus recuperaciones son aproximadamente igual a la de la ganga insoluble. Cabe destacar que el agregar más NaSH para bajar el potencial no mejorará la separación. Se han observado casos en los cuales un uso excesivo de NaSH en la etapa rougher de flotación de molibdeno ha llevado a elevados pH y han reducido la cinética de recuperación de molibdeno en el circuito de limpieza. Y el operador, al ver que las leyes bajan, incrementa el flujo de NaSH incluso más, incrementando el problema (Amelunxen, 2009).

Para la extracción del xantato adsorbido en las partículas de sulfuros de cobre, el estudio de Poling & Beattie (1984) muestra el mecanismo aceptado para la acción del ion  $HS^-$  sobre el xantato.



Lamentablemente, el consumo de NaSH en la industria corresponde entre 10 a 100 veces el valor estequiométrico mostrado por el mecanismo, esto se entiende por las reacciones parásitas que existen con el oxígeno y otras especies en la solución. El consumo de un circuito puede ser reducido mediante la eliminación de agua de proceso de la alimentación, antes de la etapa rougher, para evitar cualquier reacción con reactivos utilizados en procesos anteriores.

Debido a la tendencia de agregar ácido sulfúrico en una etapa de pre-acondicionamiento de pulpa, se agrega una cantidad en exceso de protones  $H^+$ , generando así un ambiente propenso para la generación de ácido sulfhídrico ( $H_2S$ ), altamente tóxico en estado gaseoso. La Figura 4 muestra las zonas de estabilidad para las especies relacionadas con el ácido sulfhídrico.

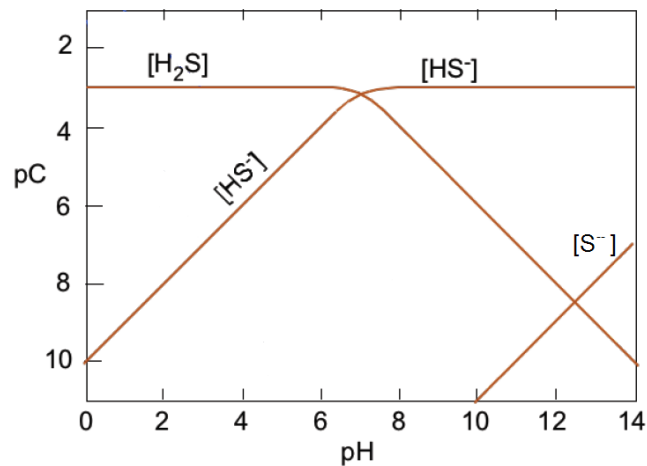
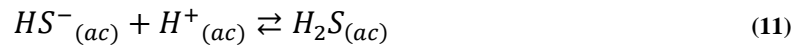


Figura 4: Relación de concentración vs pH especies de  $H_2S$ .



En la experiencia se libera ácido sulfhídrico aún en medio alcalino, por lo tanto se toma la hipótesis de que su solubilidad debe ser baja (Zhenhao et al., 2007), y luego de que se forma por alguna variación de pH local sale de la reacción antes de re-disolverse. Así, la Ecuación 11 tendería a los productos.



Otro efecto reportado por la literatura es el efecto destructor de espuma que puede tener el NaSH en algunos casos, al afectar la tensión superficial, efecto que disminuiría la recuperación de cobre por arrastre mecánico (Amelunxen, 2009).

### 2.3.2. Circuitos de flotación

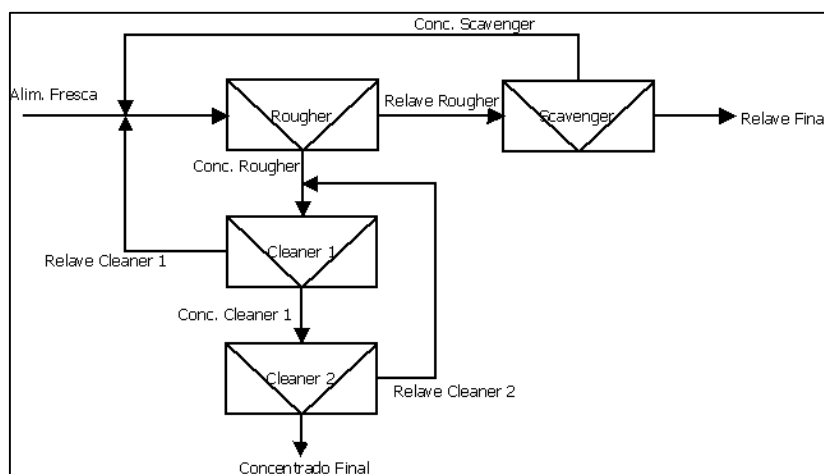
La aplicación de flotación para concentración de minerales ha sido desarrollada a través de los años mediante experimentación empírica (Leja, 1981; Fuerstenau et al., 2009). Existen al menos 40 diseños de celdas de flotación utilizados alrededor del mundo, pero muchas de ellas representan modificaciones de los siguientes tres tipos de celda principales (Leja, 1981):

1. Celda mecánica. Corresponde a un contenedor equipado con un estator y rotor para mantener las partículas minerales en suspensión y dispersar el suministro de aire a través de una tubería central alrededor del eje del rotor.
2. Celda neumática. La suspensión de partículas en agua es lograda con aire comprimido, siendo adecuadamente dispersado a través del volumen de la celda. Se caracteriza por la formación de un colchón de espuma de gran longitud y un sistema de lavado de espuma en la parte superior para extraer mineral arrastrado mecánicamente.
3. Celda ciclón: La alimentación es agregada junto con el aire, a través de un alimentador de ciclón bajo presión.

La etapa de molienda provee mineral valioso de liberación variable que son concentrados en la llamada etapa rougher de flotación reportando el material en el concentrado rougher. Dicha etapa tiene como objetivo colectar la mayor cantidad de material valioso, pero no ser selectivo. Aquel mineral que no fue flotado en la etapa rougher, puede pasar por la llamada etapa rougher-scavenger, en donde tendrá un mayor tiempo de residencia para aumentar la probabilidad de recuperar especies que no hayan sido concentradas en la etapa rougher.

Las llamadas etapas de limpieza o re-limpieza se llevan a cabo con concentrados rougher y tienen como objetivo mejorar la calidad del concentrado por medio de la remoción de ganga mecánicamente extraída en la etapa rougher. La dilución de la suspensión toma un papel importante para mejorar la calidad del concentrado final reduciendo el arrastre de material. Sistemas de lavado de espuma en celdas columnares también ayudan en este proceso. Comúnmente las celdas mecánicas son utilizadas para las etapas rougher y scavenger, en donde la recuperación es lo más importante, y celdas neumáticas son utilizadas para etapas de limpieza en donde se requiere una mejora en la calidad de concentrado.

La Figura 5 muestra un circuito de flotación que podría existir, utilizando cada una de las etapas de flotación detalladas anteriormente.



**Figura 5: Posible circuito de flotación (Adaptado de Fuerstenau et al., 2009).**

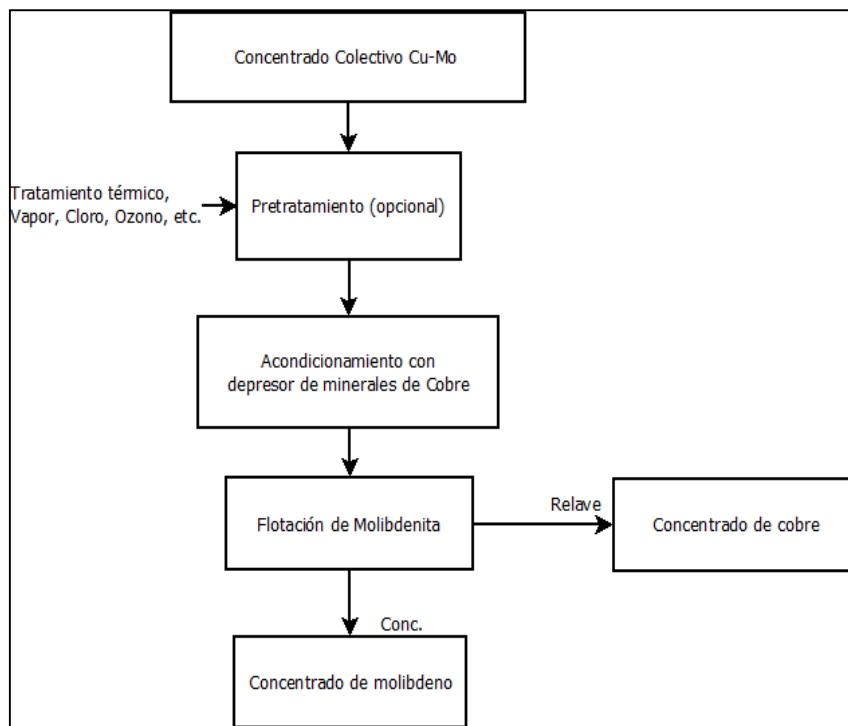
### 2.3.3. Flotación de molibdenita como sub-producto

La molibdenita se presenta en general como sub-producto de pórfidos de cobre, con leyes que oscilan entre 0,01 a 0,05% (Habashi F. , 1998). La depresión de sulfuros de cobre, seguido de una flotación de  $\text{MoS}_2$  es la técnica más común para la separación Cu-Mo (Nagaraj et al., 1986; Ye et al., 1990; Poling & Beattie, 1984). La Figura 6 muestra un circuito típico de separación Cu-Mo por flotación.

Tal como se indicó, la molibdenita posee una estructura de capas cuya composición en las caras le confieren un carácter no-polares y de baja energía superficial. Los bordes, por otra parte, exponen al elemento molibdeno siendo sitios iónicos con mayor energía superficial. Esto hace que las caras sean hidrofóbicas, mientras que los bordes sean hidrofílicos. La teoría reconoce también que debido a las diferencias de mojabilidad entre las caras y bordes la flotabilidad de una partícula de molibdeno está dada por la razón cara/borde (Castro & Henriquez, 1998). Dicha razón disminuye con el tamaño de partícula, haciendo que partículas más gruesas sean usualmente más hidrofóbicas que las más finas.

El proceso de flotación de molibdeno como sub-producto aprovecha la diferencia existente entre la llamada flotabilidad natural de la molibdenita (Castro & Henriquez, 1998; Ametov et al., 2008) y la mojabilidad natural de los minerales que lo acompañan para separar la molibdenita del concentrado colectivo por la diferencia en las cinéticas de recuperación. Típicamente, la flotación de molibdenita y recuperación a partir de concentrados de Cu-Mo involucra el uso de reactivos de Nokes<sup>1</sup>, alquisulfuros, cianuros, oxidantes y/o tratamiento térmico para la depresión de minerales sulfurados de cobre.

<sup>1</sup> Nombre con el que se le conoce al Ditiofosfato de Sodio en flotación de Molibdeno. Corresponde a una sal de fórmula química  $\text{Na}_3\text{PS}_2\text{O}_2$ .



**Figura 6: Circuito de separación Cu-Mo típico.**

Malhotra et al., (1980) indica que a pesar de que el número de variables que pueden afectar la flotación de molibdenita es muy grande, se pueden dividir en tres grupos principales: (i) propiedades de mineral, (ii) el aspecto total de tratamiento de reactivos, y (iii) las características agregadas de flotación de la maquinaria. Muchas de esas variables están por sobre el control del metalúrgico y muchas no pueden siquiera ser medidas cuantitativamente con instrumentos disponibles. Dichos estudios llevaron a la conclusión de que la molibdenita puede ser caracterizada por componentes de flotación rápida y lenta. Los componentes de flotación rápida no generan problemas de flotación, y son fuertemente afectados por la agitación o flujo de aire. Pero aquellos componentes de baja velocidad de flotación generan problemas y son menos afectados por las condiciones operacionales implementadas en la faena.

Los principales problemas conectados a la recuperación de molibdenita están usualmente vinculados a la siguiente lista (Castro & Henríquez, 1998):

1. Partículas finas de molibdenita con una cinética de flotación muy baja.
2. Partículas de molibdenita parcialmente depresadas por exceso de cal utilizado en flotación colectiva.
3. Uso y control inadecuado de reactivos depresores de cobre.
4. Exceso de espumación provenientes de reactivos de flotación residuales.
5. Exceso de carga circulante de molibdenita en algunos circuitos.
6. Ocurrencia de minerales oxidados de molibdeno.
7. Laminas grandes de baja flotabilidad.

Sin embargo, aun cuando son conocidos algunos de los problemas vinculados a la recuperación de molibdenita aún no queda claro porque partículas de gran tamaño (y liberadas) de molibdenita no son recuperadas. Se sugiere que esto podría estar relacionado con el efecto combinado de la forma de partícula y condiciones hidrodinámicas de la celda. La recuperación de dichas especies fue mejorando al reducir el porcentaje de sólidos (Ametov et al., 2008).

Triffett et al., (2007) realizó un análisis superficial de la molibdenita de flotación rápida y lenta. Las partículas de molibdenita de mayor velocidad tenían una mayor cobertura de superficie de azufre, y menor porcentaje de óxido de molibdeno y calcio. Se notó un aumento de  $\text{MoO}_3$  a medida que se avanzaba en el circuito, acompañado de una reducción de la capa de azufre. Se sugiere que la molibdenita de baja velocidad de flotación puede estar oxidada o tener hidróxido de calcio y otros precipitados en su superficie, afectando la flotabilidad natural de la molibdenita.

La etapa de pre-acondicionamiento mostrada en la Figura 6 se utiliza para evitar los excesos de espumantes o reactivos utilizados en la flotación colectiva. Acondicionamientos tales como cambio de agua de proceso por agua fresca en espesadores son técnicas habitualmente utilizadas.

Una tendencia actual es agregar ácido sulfúrico, tal como fue mencionado anteriormente. Esto se utiliza para reactivar la molibdenita que esté parcialmente deprimida por la cal. Castro y Henriquez (1998) mencionan que se puede utilizar  $\text{CO}_2$  también para oxidar, en especial si es un sub-producto de una planta de nitrógeno. Esto puede mostrar las siguientes mejoras en el proceso:

- Mayor cinética de flotación al reducir el pH de 12 a 8, con ambos  $\text{CO}_2$  y  $\text{H}_2\text{SO}_4$ .
- Ligeramente mejor colección con  $\text{CO}_2$  que con ácido sulfúrico, independientemente del pH.

La literatura menciona que ingenieros de diseño generalmente prefieren celdas mecánicas rougher que las columnas en circuitos de flotación de molibdeno, por la incapacidad de las columnas para obtener altas recuperaciones (Amelunxen, 2009). El mismo autor indica que al menos un tercio del cobre recuperado en la etapa rougher de flotación selectiva lo hace por mecanismos de arrastre, y si el operador no está consciente de esto, puede tender a incrementar la dosis de  $\text{NaSH}$  cuando los niveles de cobre en el concentrado están altos en la flotación rougher sin prestar atención a parámetros más relevantes tales como colchón de espuma, flujo de gas y recuperación de agua. Notar que para reducir la recuperación por arrastre mecánico de sólidos es también necesario reducir la recuperación de molibdenita. Por lo tanto la recuperación global de molibdenita también bajará.

### 2.3.4. Proceso de flotación de Minera los Pelambres

La planta de flotación selectiva de Minera los Pelambres tiene como objetivo separar en dos corrientes las especies de cobre y de molibdeno aprovechando la flotabilidad natural de esta última y recuperando la mojabilidad (hidrofilicidad) relativa de las especies de cobre (previamente modificada en Flotación Colectiva). La Figura 7 muestra el circuito de flotación selectiva de Minera los Pelambres.

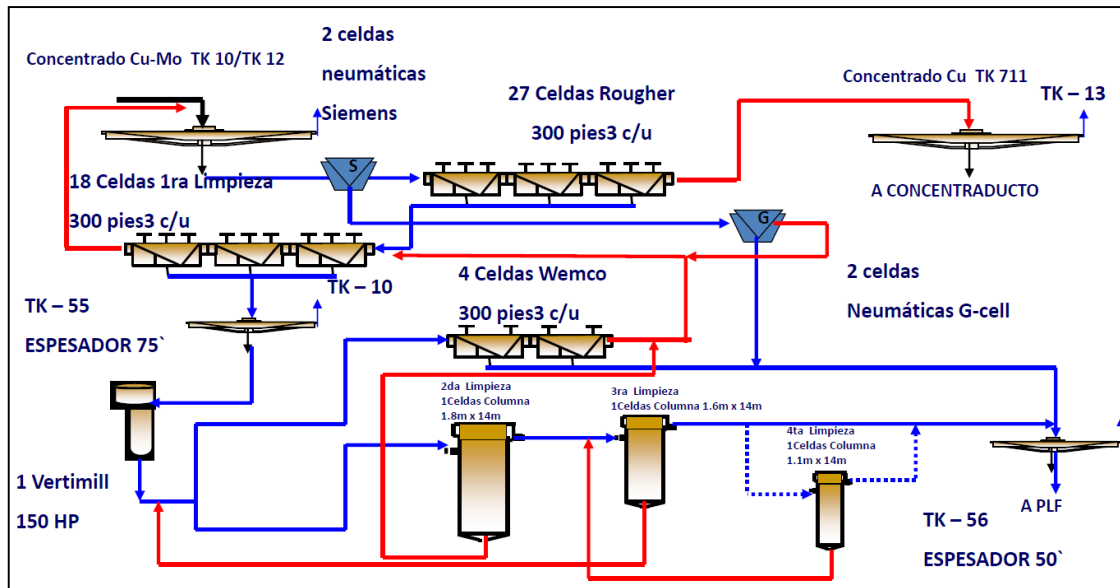
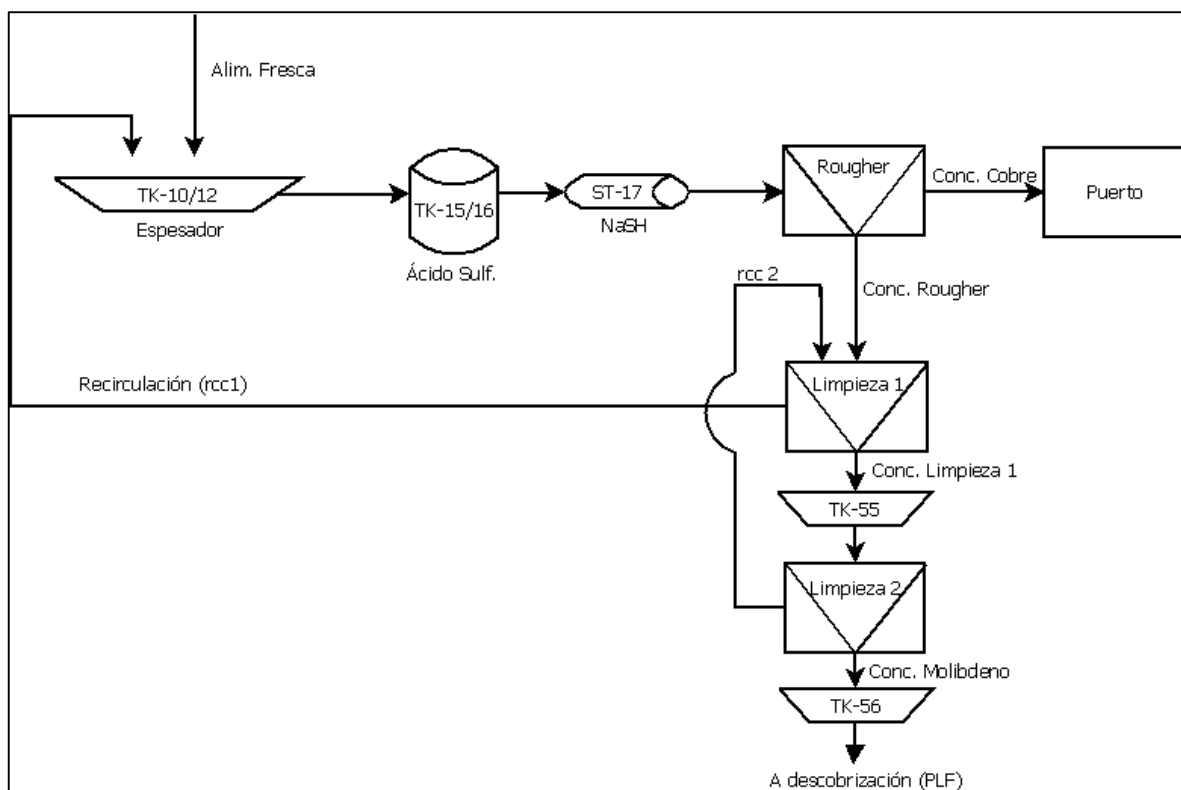


Figura 7: Circuito de Flotación Selectiva Minera los Pelambres (MLP).

Desde aquí en adelante, se utilizará el término “Recuperación Selectiva” como la recuperación del circuito completo de flotación selectiva de Minera los pelambres. Mientras que “Recuperación Rougher” se referirá a la recuperación de la etapa rougher de dicho circuito. Por otro lado “Recirculación” o “RCC” corresponde a un índice estimado por Minera los Pelambres que indica la relación entre el flujo de concentrado y de relave en la etapa rougher. Esto último es utilizado en operación para mantener un control en la cantidad de cobre recuperado en la etapa rougher (que posteriormente es recirculado en el circuito). La recuperación global de Minera los Pelambres corresponde a la multiplicación entre la recuperación del circuito de flotación colectiva, la recuperación del circuito de flotación selectiva y la recuperación en la planta de lixiviación férrica.

Cabe destacar que por razones técnicas la celda Siemens, la celda neumática G-Cell y toda la sección del circuito que involucra la remolienda (Vertimill®) y la flotación por columnas se encontraban cerradas durante el periodo de investigación, dejando al circuito de flotación tal como se muestra en el diagrama simplificado de la Figura 8.



**Figura 8: Circuito de Flotación Selectiva simplificado.**

Los estanques TK-15 y 16 corresponden a estanques de 10 m de diámetro por 10 de alto donde se acumula la pulpa de alimentación proveniente del espesador TK-10 (o TK-12, dependiendo de disponibilidad o mantenimientos) y se adiciona ácido sulfúrico concentrado para limpiar la superficie de las partículas, ayudando a la eliminación de colector presente en las especies de cobre. El tiempo de residencia del material en el estanque depende del flujo de entrada, pero en condiciones normales alcanza 3,5 hs en promedio. El acondicionamiento es finalmente complementado con la adición en contracorriente de sulfhidrato de sodio directamente en la tubería de traspaso de la alimentación para flotación rougher.

La flotación rougher consta de 27 celdas WEMCO® de 300 pies<sup>3</sup> repartidas en 3 líneas de producción, cada una con 3 bancos de 3 celdas cada uno. Es este proceso donde se tomó mayor atención durante el periodo de investigación, debido a su gran importancia en la producción de molibdeno. Dicha importancia radica en que todo el molibdeno que no es recuperado en dicha etapa se pierde permanentemente, ya que la cola es posteriormente enviada a puerto para su secado y comercialización.

Los procesos de primera y segunda limpieza aumentan la ley de molibdeno en el concentrado. La primera limpieza consiste de 18 celdas WEMCO® de 300 pies<sup>3</sup> distribuidas en 2 líneas de 3 bancos de 3 celdas cada una, mientras que la segunda limpieza consta de 4 celdas WEMCO® de 300 pies<sup>3</sup>. Cada relave de los procesos de limpieza se recirculan un paso atrás, mientras que el concentrado final se entrega con una ley aproximada de 53% de molibdeno y 3% de cobre, que luego de un recambio y ajuste de agua en el espesador TK-56 es enviado como la alimentación de la planta de lixiviación férrica.

## i) Condiciones de operación de flotación selectiva

A continuación se presentan las condiciones operacionales por variable y sub-proceso de la planta de flotación selectiva. Cabe destacar que, además de proporcionar rangos de variables, también se proporcionarán las condiciones que afectan la calidad del producto final. Toda la información presentada proviene de un estudio interno de la empresa realizada por BECHTEL CHILE LTDA. (2009).

### *i.1.) Espesador de cabeza TK-10/12*

En los espesadores se realizan algunas operaciones que ajustan variables de la pulpa como el intercambio de agua de proceso por agua fresca. Minera los Pelambres posee una medida estándar para cada una de las variables (Tabla 1).

Donde el torque es una expresión porcentual que indica el esfuerzo que ejerce la rastra al girar, indicando de esta forma un posible malfuncionamiento provocado por el estancamiento de mineral en el fondo del espesador.

**Tabla 1: Parámetros operacionales para espesadores de alimentación.**

Parámetro	Unidad	Rango
Flujo de pulpa (máximo)	$m^3/h$	370
Numero de espesadores	Núm.	2
Área unitaria de procesamiento	$m^2/(t/d)$	0,67
Densidad de pulpa	$ton/m^3$	1,981 – 2,334
Gravedad específica	$ton/m^3$	4,2
Flujo de descarga (máximo)	$tph$	280
Porcentaje de Sólidos Alimentación	%	18
Porcentaje de Sólidos Underflow	%	60
pH	-	10 – 11,8
Altura	%	<10
Torque	%	<25
Ley Alimentación Mo	%	0,5 – 1,5
Ley Alimentación Cu	%	30 – 42

i.2.) Flotación

En la Tabla 2 se muestran los rangos operacionales de las variables para las tres líneas de flotación rougher en celdas de 300 pies<sup>3</sup>.

Tabla 2: Parámetros operacionales para Flotación Rougher.

Parámetro	Unidad	Rango
Número de celdas	Núm.	27
Flujo de pulpa (máximo)	m <sup>3</sup> /h	631,2
Caudal de pulpa (máximo)	ton/m <sup>3</sup>	364
Densidad de pulpa	ton/m <sup>3</sup>	1,44
Porcentaje de Sólidos	%	40
pH	-	8,0 – 9,0
ORP	mV	-500 a -550
Flujo Nitrógeno	m <sup>3</sup> /h	1600 - 2300
Concentración O <sub>2</sub> en N <sub>2</sub>	%	<0,3
Espumante	gpt	30 – 70
Alimentación Flotación Rougher	%Mo	1 – 3
Alimentación Flotación Rougher	%Cu	30 – 42
Concentrado Flotación Rougher	%Mo	5 – 10
Cola Rougher	%Mo	0,03 – 0,12
Cola Rougher	%Cu	32 - 40

Por otro lado, la Tabla 3 muestra los parámetros operacionales de la primera limpieza de flotación, seguida por la Tabla 4, que muestra los parámetros de la segunda limpieza.

Tabla 3: Parámetros operacionales para etapa de primera limpieza

Parámetro	Unidad	Rango
Número de celdas	Núm.	18
pH	-	9,5 – 10
ORP	mV	-400 a -550
Porcentaje de sólidos	%	24
Concentrado 1 <sup>a</sup> limpieza	%Mo	15 – 20
Concentrado 1 <sup>a</sup> limpieza	%Cu	10 – 15
Cola 1 <sup>a</sup> limpieza	%Mo	3 – 9
Cola 1 <sup>a</sup> limpieza	%Cu	25 – 35

Tabla 4: Parámetros operacionales para etapa de segunda limpieza.

Parámetro	Unidad	Rango
Número de celdas	Núm.	4
Flujo de pulpa de alimentación	m <sup>3</sup> /h	50 – 100
Flujo másico de alimentación	ton/h	7,2 – 25
Porcentaje de sólidos	%	10 – 15
ORP	mV	-450 a -500
Concentrado	%Mo	50 – 52
Concentrado	%Cu	3,5 – 4,0



Cabe destacar que todos los parámetros operacionales proporcionados para flotación representan los valores ideales de operación. No existe un método de control para el porcentaje de sólidos para ambas etapas de limpieza, por lo tanto estos no pueden ser analizados estadísticamente.

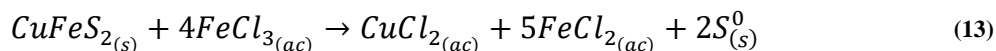
## 2.4. Lixiviación

La lixiviación es un proceso hidrometalúrgico que tiene por objetivo extraer metales a partir de un sólido, disolviéndolos en una solución por medio de un agente lixivante. Si bien existen distintas tecnologías de lixiviación, podría resumirse en las siguientes:

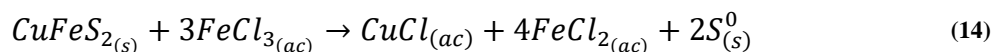
- Lixiviación en pilas: donde el agente lixivante se suministra por la parte superior de una pila de material, extrayendo la solución resultante por cañerías ubicadas en la parte inferior.
- Lixiviación in-situ: donde se agrega el agente lixivante en el lugar de extracción, sin necesidad de preparar una pila.
- Lixiviación en reactores: utilizando el mismo principio de agente lixivante en un reactor agitado, en donde además se puede controlar la temperatura, composición de gases, presión y otros factores a conveniencia.

Para el proceso descrito en el presente estudio, es necesario entender la lixiviación de calcopirita, al ser uno de los minerales principales de Minera los Pelambres. Afortunadamente, la lixiviación de calcopirita ha sido ampliamente estudiada al ser el principal mineral de cobre presente en el mundo (Rosso & Vaughan, 2006). La literatura acerca de aspectos teóricos y prácticos de la lixiviación de calcopirita en ambiente sulfatado es ambigua, ya que en algunos casos revela que la disolución de calcopirita es gobernada por cinéticas parabólicas causadas por una formación progresiva de una capa compacta de azufre elemental en la interfaz sólido-líquido (Haver & Wong, 1971; Havlik, 2014), pero otros autores la reportan como lineal (Majima et al., 1985). Aunque independiente de la forma que tome la cinética, se llega a un consenso en que la capa de azufre es reportada como porosa, y no ofrece necesariamente una barrera contra la lixiviación en las condiciones mostradas.

El cloruro férrico es el agente lixivante más apropiado para la lixiviación de calcopirita, siendo mucho más agresivo que aquellos en medio sulfúrico. Esto se debe a la habilidad de acelerar la disolución del mineral mediante complejos (Haver & Wong, 1971; Winand, 1991; Berger & Winand, 1984; Fontana et al., 1983). La reacción entre el cloruro férrico y la calcopirita puede ser descrita como (Havlik et al., 1995):



Aunque también se ha encontrado reacciones en la literatura que presentan otras estequiometrias, como la mostrada en la Ecuación 14.



Observando las energías libres de Gibbs (Tabla 5), se puede notar que ambas reacciones son espontáneas.

**Tabla 5: Energía libre de Gibbs de las reacciones (13) y (14).**

Reacción	$\Delta G^0 \left[ \frac{kJ}{mol} \right]$	
	20°C	100°C
CuCl <sub>2</sub>	-151,954	-158,284
CuCl	-141,677	-148,090

Se reporta por la literatura que este tipo de lixiviación es altamente selectiva, ya que minerales de ganga como la pirita no son atacadas (Haver & Wong, 1971).

La cinética de extracción de cobre es fuertemente dependiente a la temperatura y de la razón FeCl<sub>3</sub>/CuFeS<sub>2</sub>. Estudios encontraron que la energía de activación era cercana a  $12 \frac{kcal}{mol}$  (Dutrizac, 1978; Haver & Wong, 1971), lo cual implica que la reacción no está limitada por la difusión en la solución, sino por la reacción química. Esto ha sido confirmado por estudios de la reacción en condiciones controladas de agitación (Lu, Y. et al., (2000)), donde la extracción de cobre posee una variación marginal entre 600 y 1000 rpm, pero una gran diferencia con 200 rpm. Esto implica que es sólo necesario mantener las partículas en suspensión para llevar a cabo la extracción.

Otros estudios han mostrado mejoras significantes al lixiviar cerca del punto de ebullición de la solución (>105°C) (Dutrizac, 1992; Haver & Wong, 1971).

El efecto de la razón cloruro férrico/calcopirita también ha sido estudiado previamente. Haver & Wong (1971) mostraron que, por estequiometría, la Ecuación 13 necesita una razón de FeCl<sub>3</sub>/CuFeS<sub>2</sub> de 3,5, mientras que la Ecuación 14 necesitaría una razón de 2,7. En el mismo estudio se determinó que la razón de 2,7 parece ser el mínimo para una extracción óptima de cobre, hierro y azufre.

La presencia de iones cloro y ferroso también se ha estudiado (Lu et al., 2000), (Majima et al., 1985), por un lado encontrando que concentraciones de NaCl ayudan significativamente a la lixiviación, aunque no existe una correlación lineal y el efecto parece tener un límite. Sólo es necesaria una concentración de 0,5 M de cloruro de sodio para ya mejorar la eficiencia del proceso. Por otro lado, la presencia de ferroso no afecta la eficiencia del proceso (Majima et al., 1985).

### 2.4.1. Lixiviación de concentrados en Minera los Pelambres

La lixiviación corresponde a una etapa dentro de la planta de lixiviación férrica (Figura 9) de Minera los Pelambres, que tiene por objetivo extraer el cobre presente dentro del concentrado de molibdeno para ajustarlo a las condiciones especificadas por el cliente.

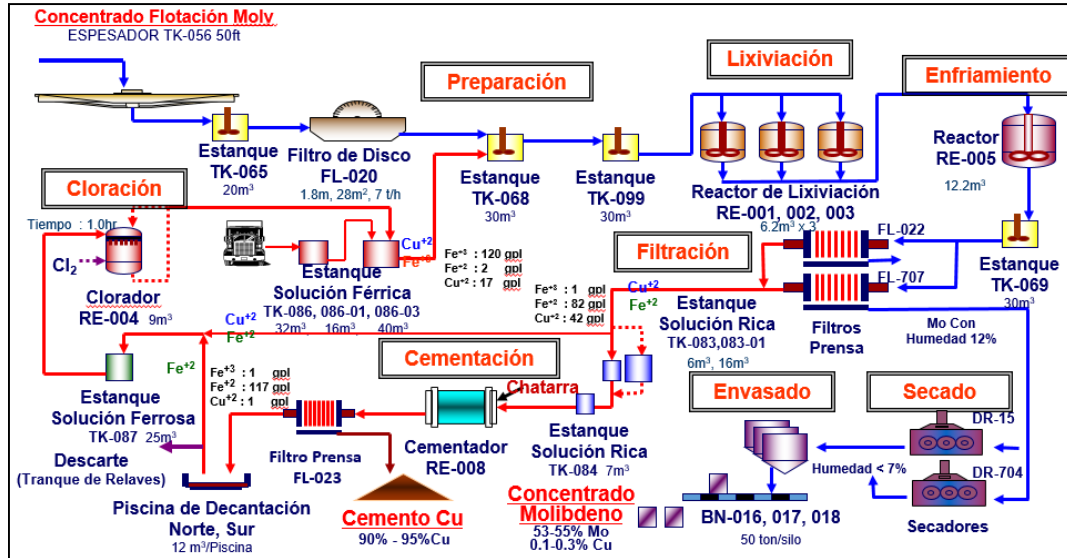


Figura 9: Circuito de PLF, Minera los Pelambres.

El proceso global consiste en tres reactores de lixiviación de 6,2 m<sup>3</sup> que son alimentados por una etapa previa de preparación, en donde se utiliza una planilla Excel para calcular la cantidad de cloruro férrico a utilizar para la lixiviación (los parámetros operacionales de la preparación se muestran en la Tabla 6). La pulpa alimentada al proceso de lixiviación posee la cantidad de cloruro férrico necesaria para cumplir con la razón estequiométrica de la reacción sobre-estimada, para también llevar a cabo posibles reacciones parásitas presentes en el proceso.

Tabla 6: Parámetros operacionales de etapa de preparación.

Parámetro	Unidad	Rango
Tipo de operación	Batch o Continuo	Batch
Número de Equipos	Núm.	1
Volumen total por equipo	m <sup>3</sup>	30
Volumen de preparación	m <sup>3</sup>	24,4
Humedad de entrada	%	23
Duración del proceso	h	2 – 12
Relación $Fe^{+3}/Cu$	-	3,5
Exceso de $Fe^{+3}/Cu$	%	50
Alimentación	%Cu	~3,5
Cantidad $FeCl_3$	m <sup>3</sup>	4 – 10

Los reactores poseen un sistema de calentamiento por vapor de agua alimentado desde una caldera, con el fin de llevar la solución a aproximadamente 108 °C, temperatura en la cual la cinética de reacción es óptima. La reacción ocurre por dos horas, para ser posteriormente descargado

gravitacionalmente a un reactor de enfriamiento para la preparación de las etapas siguientes. El proceso tiene un límite de presión de 2 bar y un límite de temperatura de aproximadamente 110 °C, para asegurar la integridad del equipo.

El proceso es controlado por las leyes de cobre de alimentación medidas en el alimentador de cabeza TK-065, que a su vez controlan el proceso de preparación. No existe una medición que caracterice el proceso ya que las variables de salida son medidas en el estanque de solución rica, luego de que la solución pasa por el proceso de filtrado y secado. Los parámetros operacionales se presentan en la Tabla 7.

**Tabla 7: Parámetros operacionales de etapa de Lixiviación.**

Parámetro	Unidad	Rango
<b>Tipo de operación</b>	Batch o Continuo	Batch
<b>Número de equipos</b>	Núm.	3
<b>Volumen total (por reactor)</b>	$m^3$	6,2
<b>Porcentaje de llenado</b>	%	90-92
<b>Presión máxima</b>	<i>bar</i>	2
<b>Temperatura máxima</b>	°C	110
<b>Tiempo de lixiviación promedio</b>	<i>h</i>	2

## 2.5. Cementación

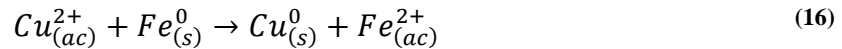
El proceso de cementación consta en extraer metales de una solución heterogénea basándose en la reacción electroquímica espontánea entre un metal *cementador* de carácter sacrificial, y el ion de un metal de interés, que precipita durante la reacción. Esta técnica es un tipo de reacción de corrosión en la cual la reacción anódica es la disolución del metal menos noble y la reacción catódica es la deposición del metal más noble (Ecuación 15).



La factibilidad termodinámica de la cementación es determinada a partir de la diferencia de los valores de los potenciales de electrodos (Ver Anexo A). El potencial de electrodo del metal *cementador* debe ser más negativo que el del metal cementado. A medida que el metal precipita cambia su concentración y por lo tanto su potencial de Nernst. Cuando los valores de equilibrio son alcanzados el proceso termina.

Hay casos en que algunos metales se pueden cementar casi completamente, por ejemplo Cu con Zn y Fe, Ni con Zn (Havlik, 2014), nunca estableciéndose el equilibrio por razones cinéticas. Esto se ha profundizado y sólo en casos en que el potencial de celda es menor a 0,3 V existe la posibilidad de una reacción importante en sentido inverso (Jackson, 2010).

Para efectos del proceso realizado en Minera los Pelambres, la reacción de cementación es la mostrada en la Ecuación 16.



Viendo cada semi-reacción por separado, la reacción de reducción de cúprico a cobre metálico puede ser escrita de la siguiente forma:



Su potencial de electrodo está dado por la ecuación de Nernst:

$$E = E^0 + \frac{RT}{2F} \ln(a_{Cu^{2+}}) \quad (18)$$

Asumiendo la actividad del cobre depositado  $a_{Cu^0} = 1$ . El valor de potencial estándar de la reacción es +0,34 V para 1 M de solución a 25°C. Asimismo la semi-reacción de hierro tiene la siguiente forma:



Y su potencial de electrodo está dado por la siguiente fórmula:

$$E = E^0 + \frac{RT}{2F} \ln(a_{Fe^{2+}}) \quad (20)$$

Como su potencial estándar es -0,44 V, la diferencia entre las ecuaciones da la reacción de la celda completa.

$$\Delta E = E_{Cu}^0 - E_{Fe}^0 - \frac{RT}{2F} \ln \frac{a_{Fe^{2+}}}{a_{Cu^{2+}}} = 0,32 + 0,44 - 0,0296 \log \frac{a_{Fe^{2+}}}{a_{Cu^{2+}}} \quad (21)$$

El potencial reversible es positivo, por lo tanto el cambio de energía libre de Gibbs  $\Delta G = -zFE$  es negativo para la reacción completa confirmando la espontaneidad de la reacción.

La Figura 10 muestra un esquema de la reacción que ocurre en la cementación de cobre. Cabe destacar que el estado final de cobre no será puro, ya que otros metales disueltos en la solución podrían precipitar al encontrarse con la reacción anódica del hierro.

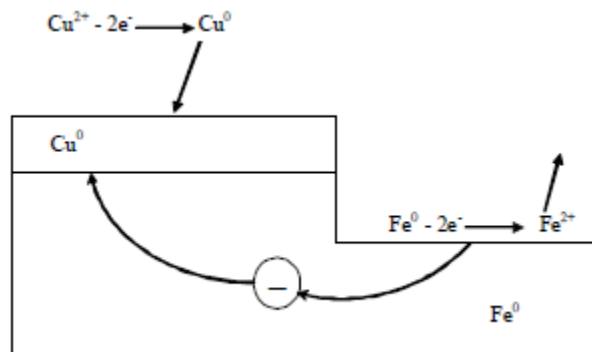


Figura 10: Esquema de reacción de cementación. Fuente: Havlik (2014)

### 2.5.1. Proceso de cementación en Minera los Pelambres

El proceso de cementación corresponde a la etapa dentro de la planta de lixiviación férrica en donde se obtiene cemento de cobre a partir de la solución rica obtenida en el proceso de secado y filtrado (Figura 9).

El proceso consta de un reactor cementador que es alimentado con una solución rica en cobre, proveniente del proceso de lixiviación. La cementación comienza cuando existe contacto de la solución rica en cúprico y la chatarra de hierro que se disuelve. Por lo tanto se le agrega periódicamente chatarra de hierro al reactor para mantener la continuidad de la reacción.

El reactor posee dos métodos para separar el precipitado de la superficie de hierro: (i) rotación por medio de un motor integrado, y (ii) inyección de aire. Se utiliza preferentemente la primera opción, a excepción de alguna condición que dificulte su uso.

No existe control de pH durante la operación y se estandariza la cantidad de ácido clorhídrico para mantener el pH bajo, y evitar la formación de precipitados de sales, hidrógeno gaseoso y otros productos que afectan la eficiencia del proceso de obtención de cobre.

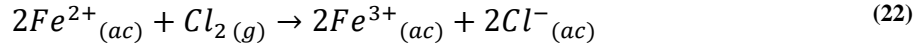
La Tabla 8 muestra las condiciones operacionales del proceso de cementación.

Tabla 8: parámetros operacionales de etapa de Cementación

Parámetro	Unidad	Rango
<b>Tipo de operación</b>	Batch o Continuo	Batch
<b>Número de Equipos</b>	Núm.	1
<b>Velocidad de rotación</b>	<i>rpm</i>	1,2
<b>Volumen total</b>	<i>m<sup>3</sup></i>	20
<b>Capacidad de carga máxima</b>	<i>ton</i>	8,84
<b>Diámetro</b>	<i>m</i>	3
<b>Largo</b>	<i>m</i>	3
<b>Densidad de solución alim.</b>	<i>ton/m<sup>3</sup></i>	1,32
<b>Chatarra alimentada</b>	<i>ton</i>	Variable
<b>Tiempo de residencia aprox.</b>	<i>h</i>	1
<b>pH</b>	-	< 2
<b>Ácido clorhídrico 32% alim.</b>	<i>L</i>	100-300
<b>Temperatura inicial de operación</b>	<i>°C</i>	20
<b>Temperatura máxima permitida</b>	<i>°C</i>	60

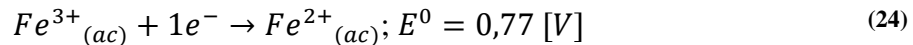
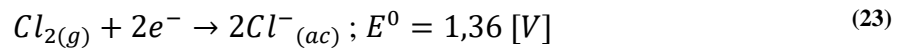
## 2.6. Cloración

El proceso de cloración es un proceso de oxidación que tiene por objetivo recuperar el agente lixiviante y se basa en el mecanismo de la reacción mostrado en la reacción de oxidación de ferroso (Ecuación 22).



De esta manera, mediante la oxidación de Hierro (II) se recupera el agente lixiviante. Estas reacciones son muy rápidas y son controladas por la difusión de oxígeno en la interfaz liquido-gas en la solución.

El potencial de celda de la reacción (22) es de +0,587 V. Viene dado por el cálculo obtenido al descomponer la reacción principal en las semi-reacciones (23) y (24).



A partir del potencial de celda es posible calcular la energía libre de la reacción, obteniendo  $-113,3 \frac{kJ}{mol}$ , característico de una reacción espontánea. Además, utilizando las entalpías estándar de formación para el ion cloruro ( $\Delta H_f^0(Cl^{-}) = -167 \frac{kJ}{mol}$ ), ion férrico ( $\Delta H_f^0(Fe^{+3}) = -48,5 \frac{kJ}{mol}$ ) y ion ferroso ( $\Delta H_f^0(Fe^{+2}) = -89 \frac{kJ}{mol}$ ), se obtiene una entalpía de reacción de  $-253 \frac{kJ}{mol Fe^{+3}}$ , característico de una reacción exotérmica.

### 2.6.1. Proceso de cloración en Minera los Pelambres

El proceso de cloración industrial implementado en Minera Los Pelambres consta de un reactor de cloración de 9 m<sup>3</sup>, reforzado para trabajar en un medio clorado. Es alimentado de forma batch con cloro en estado gaseoso y la solución proveniente de cementación. La reacción es espontánea y exotérmica, por lo tanto el reactor posee un enfriador que mantiene la temperatura.

Tabla 9: Parámetros operacionales de etapa de cloración.

Parámetro	Unidad	Rango
<b>Tipo de operación</b>	Batch o Continuo	Batch
<b>Número de Equipos</b>	Núm.	1
<b>Diámetro interno</b>	m	1,70
<b>Largo</b>	m	4,64
<b>Material revestimiento interno</b>	-	Ebonita
<b>Espesor revestimiento</b>	mm	6
<b>Volumen de alimentación</b>	m <sup>3</sup>	6
<b>Densidad de solución alim.</b>	ton/m <sup>3</sup>	1,29 – 1,35
<b>Tiempo de residencia aprox.</b>	h	1
<b>Temperatura operación</b>	°C	40 – 60
<b>Temperatura máxima permitida</b>	°C	80
<b>Presión de operación</b>	psi	28
<b>Presión de Cl<sub>2(g)</sub> en línea alim.</b>	psi	20

## 2.7. Optimización de plantas

Diversas tecnologías han sido propuestas para la optimización de plantas metalúrgicas. Pero entre todas las operaciones existentes, es posible distinguir tres casos con información relevante para plantas de procesamiento de minerales:

1. Simulación de procesos.
2. Predicción mineralógica.
3. Control completo.

La simulación de procesos es la práctica más evidente y debería ser la primera opción para la optimización de algún proceso en particular. Optimizar un proceso de esa forma involucra conocer el mecanismo detrás del proceso, basándose en variables de entrada y una respuesta final. De esta forma, y con ayuda de herramientas computacionales es posible encontrar una combinación de variables de entrada para llegar a un resultado objetivo. Un ejemplo de esto se puede encontrar en el estudio de Bath (1994), aunque esta práctica no se limita a la minería, y sólo se necesita conocer el mecanismo de funcionamiento de un proceso.

Se menciona la creciente necesidad de información mineralógica cuantitativa para caracterizar tipos de mineral antes que sean procesados (Zahn, 2007). Se realiza un muestreo intensivo de las fases mineralógicas para predecir las especies que entrarán a la planta, y diversas propiedades de enclaustramiento, textura, tamaño de grano, entre otras. Esto se realiza cuando las fases presentan distintas especies de difícil tratamiento, o que cambian las condiciones de la planta completa o parcialmente.

El control continuo ha sido propuesto por Herbst et al. (1995), argumentando que el aumento en las capacidades computacionales en los últimos años permite realizar conexiones más complejas dentro de un proceso global. La integración exitosa de computadores, instrumentación y software de control conectados a una planta completa puede entregar entre un 3 a 5% más de productividad incluso en las plantas mejor operadas. El principio detrás del control de planta completa es la manipulación coordinada de todas las variables clave en la planta para obtener un solo objetivo sistemático de resultados con un mejor rendimiento que el que podría obtenerse modificando las variables por separado con objetivos de sub-sistema. Esta manipulación coordinada debe ocurrir al mayor nivel de sistema de control.

Los tipos de reglas a utilizar en una estrategia de control de planta completa incluyen las siguientes (Herbst et al., 1995):

1. Reglas heurísticas: basadas en mejores prácticas operacionales o *reglas de pulgar*, que en condiciones normales son utilizadas para casos de emergencia.
2. Reglas de red neuronal: son utilizadas para llegar a decisiones cuantitativas relacionadas a sub-sistemas que no son bien entendidos para permitir una predicción de modelo preciso.
3. Reglas basadas en modelos: son utilizadas para sub-sistemas cuya física y química son bien conocidas.
4. Sistemas expertos: diseñados para simular a un experto en un área, es un conjunto de programas que posee información de uno o más expertos, con el fin de solucionar un conjunto de problemas que exigen un gran conocimiento sobre un tema determinado.



## 2.8. Estudios anteriores de Minera los Pelambres

Diversos estudios se realizaron para minera los pelambres relacionados con la optimización u homologación de prácticas operacionales. El más reciente, realizado por Fredes (2014), tuvo por objetivo diseñar estrategias de proceso que condujeran a la implementación de mejores prácticas en los procesos de cementación de cobre y cloración de soluciones ferrosas. El estudio encontró que las principales causas de disminución de eficiencia en el proceso de cementación de cobre corresponden a un exceso de concentración de ion férrico en la alimentación (sobre  $22 \left[ \frac{g}{L} \right]$ ) y una masa insuficiente de material cementante que no asegure una razón  $\left[ \frac{kg Cu}{kg Fe^0} \right]$  de 0,84.

Se identificaron los efectos de la razón  $\frac{[Fe^{+3}]}{[Fe^{+2}]}$  para los procesos de lixiviación, cementación y cloración, llegándose a los resultados de eficiencia entre un 80 y 100% para cementación y 92,5 a 100% en cloración con los siguientes rangos:

**Tabla 10: Rangos operacionales para la razón  $Fe^{+3}/Fe^{+2}$  para distintas etapas de la PLF.**

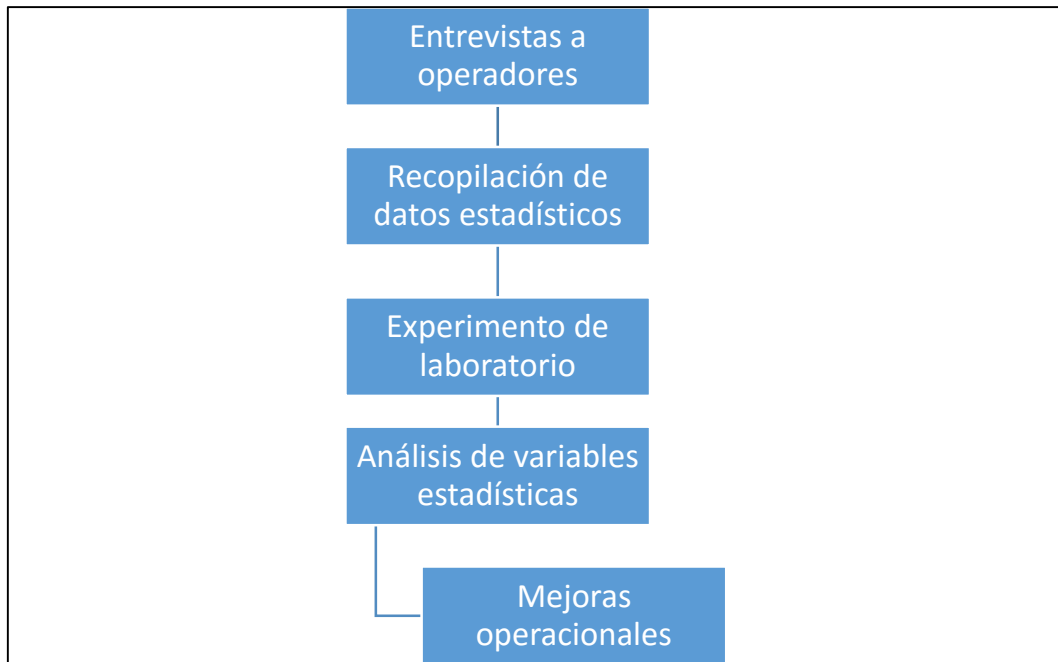
Lixiviación	Cementación	Cloración
[13,1 – 39,5]	[0,00 – 0,14]	[0,00 – 0,02]

Por otro lado, estudios anteriores se centraron en el consumo del reactivo sulfhidrato de sodio, en donde Lobos (2015) realizó una evaluación del uso de NaSH en la etapa rougher de flotación selectiva, para estudiar los mecanismos que inciden en un mayor consumo, fin de desarrollar alternativas que permitieran disminuir el uso del reactivo. Se encontró presencia de metales disueltos en el agua fresca de alimentación a la planta de molibdeno, principalmente manganeso, que precipitan inmediatamente al utilizar NaSH. Esto evidencia un posible efecto de generación de espuma en la utilización de NaSH.

### 3. METODOLOGÍA

#### 3.1. Metodología general

Como se puede apreciar en la Figura 11 la metodología para la realización del estudio separó el proyecto en 5 partes: (i) Entrevistas con operadores y supervisores, (ii) Recopilación de datos por medio de la plataforma PI-System, (iii) Experimento de laboratorio de flotación, (iv) Análisis de variables estadísticas y procesos y, (v) Mejoras de prácticas operacionales. Debido al carácter específico de la metodología de laboratorio será abordada en una sección aparte.



**Figura 11: Diagrama explicativo general de metodología.**

Para las entrevistas con operadores, se realizó un estudio en terreno desarrollando conversaciones técnicas con operadores y supervisores, en las cuales se detallaban preguntas específicas de cada uno de los procesos (ver Anexo B), orientando siempre la conversación hacia la determinación de las variables más importantes de cada proceso, seguido de cómo se controlan y la razón técnica de los cambios en cada variable de proceso. Esta estructura fue escogida para identificar las mejores prácticas operacionales desarrolladas por cada grupo en cada proceso, ya que rangos de variables operacionales pueden ser contrastadas con la realidad estadística y con los estándares propuestos por la compañía, mientras que también permite concluir sobre cuáles son las variables críticas para cada grupo y compararlos.

Los testimonios obtenidos representan el pensamiento y análisis que hacen las personas que trabajan en la operación, por lo tanto se decide hacer un contraste a priori con la teoría, clasificando las aseveraciones con las siguientes categorías: (i) Avalado teóricamente, (ii) Neutral, (iii) Propuesto para confirmar, y (iv) Difiere de la teoría. Los puntos 1 y 4 tienen como objetivo mostrar aquellas aseveraciones que, respectivamente, se encuentran directamente confirmadas o desmentidas en la literatura. Las categorías 2 y 3 son utilizadas para identificar las aseveraciones que posiblemente no estén descritas directamente en la literatura existente y aquellas que se basan en experiencia del trabajador sin ser necesariamente citada en la teoría.

Alrededor de los testimonios obtenidos, se construyó una estructura de investigativa, contrastando la información obtenida con la teoría y enfocando el trabajo hacia las áreas más críticas en primer lugar, y luego orientando la investigación a un análisis crítico por grupo.

La recopilación de los datos se considera como clave para el estudio de mejoras en prácticas operacionales ya que permiten contrastar datos estadísticos reales de la operación con la filosofía de proceso que implementa cada grupo y se pueden contrastar con respecto a la visión que se tiene de la operación según las entrevistas. Para esto se consideraron datos históricos desde el 01 de enero hasta el 07 de septiembre de 2015. Datos anteriores no fueron incluidos en el análisis pues no eran comparables debido a recientes modificaciones realizadas en los circuitos de flotación. Los datos fueron analizados usando el software Microsoft Excel debido a su compatibilidad con la base de datos en PI-System de la compañía.

Toda la información recopilada fue organizada en dos archivos Excel, separando las dos áreas de estudio. En la flotación selectiva se organizaron todos los datos utilizando un intervalo de tiempo de 4 hrs, correspondiente al mayor intervalo de tiempo utilizado por la compañía (para variables provenientes de análisis de laboratorio), permitiendo así comparar todas las variables entre sí, independientemente del intervalo en el cual era reportado en la base de datos.

El análisis estadístico se inició con una categorización jerárquica de variables, separando las variables de eficiencia (recuperaciones, porcentaje recirculado, etc.) de las de operación (pH, ORP, etc.). El procedimiento subsiguiente varió según la etapa. Se realizaron análisis de diferencia de promedios y de varianza mediante el programa MiniTab, utilizando un nivel de significancia de 0,05 en todos los casos. Por otro lado, en los análisis de correlación se decidió utilizar un nivel de correlación de 0,4 o superior como el nivel de correlación mínimo necesario para que el análisis fuera realizado.

Modelos multivariantes fueron construidos con el programa MiniTab, para determinar tendencias, rangos de parámetros y prácticas operacionales de tal forma de mantener una recuperación dada (97% flotación rougher y 91% flotación selectiva) en la etapa de flotación. Análisis de sensibilidad respecto de estos valores de recuperación también fueron realizados. Los modelos obedecen a una categorización jerárquica (mencionada anteriormente), en donde se comienza con modelos con una menor cantidad de variables, para luego avanzar en el análisis adicionando más variables al modelo estadístico.

Como la planta de lixiviación férrica corresponde a un proceso batch y sus muestreos son más separados en el tiempo, se intentó realizar una conexión entre las variables mediante ensayos de correlación. Se utilizaron análisis de varianza y promedios para correlacionar a los grupos.

### **3.2. Metodología de laboratorio**

Con el objetivo de determinar si el ácido sulfúrico limpia las partículas de cobre del colector adsorbido se solicitó una muestra de pulpa de Minera los Pelambres, por razones técnicas dicha muestra fue obtenida luego del proceso de acondicionamiento de pulpa con ácido, por lo tanto dicho evento fue tomado en consideración en los protocolos experimentales presentados más adelante.

En primer lugar se realizó un acondicionamiento y posterior sub-muestreo a la pulpa recibida, con el fin de tener un mejor manejo de material, y obtener muestras representativas. El procedimiento consistió en una separación líquido/sólido, un posterior secado y granulado del material. El resultado obtenido fue material sin aglomeraciones evidentes, que fue separado en sub-muestras representativas utilizando un cortador rotatorio para obtener 10 sub-muestras.

Posteriormente se diseñó y desarrolló un protocolo experimental para evaluar la concentración de colector en una solución. Debido al evidente cambio de color que ocurría en la solución al agregar colector se utilizó la técnica de espectrofotometría UV-Visible para la medición de concentraciones. El protocolo consistió en realizar una curva de calibración para concentraciones conocidas de colector. Las concentraciones y volúmenes utilizados se muestran en la Tabla 49 (ver Anexo C.2.). Los espectros de absorbancia obtenidos fueron utilizados para generar un modelo de regresión lineal y establecer la relación existente entre la concentración de colector y la absorbancia obtenida en el espectro.

Luego de realizar el secado de la muestra sólida se implementó un proceso de limpieza con ácido sulfúrico (pH 2,5) para eliminar sales y óxidos (Fairthorne, Fornasiero, & Ralston, 1997) que podrían haber precipitado sobre la superficie de las partículas y que pueden afectar los experimentos de adsorción de colector. Dicho pH fue determinado en el laboratorio de forma empírica, definido como aquel que disolvería los posibles óxidos de la superficie de los minerales, sin lixiviar ni afectar la muestra de gran manera.

Luego se realizó un proceso de adición de colector en exceso para restaurar el estado de colector adsorbido en la superficie del mineral y evaluar en una siguiente etapa el efecto del ácido. Para determinar la cantidad en exceso se solicitó a la compañía la información de consumo de colector en la planta de flotación colectiva para efectos de comparación con los resultados. Se agregaron distintas muestras de mineral a soluciones con diversas concentraciones de colector, promoviendo la adsorción por medio de agitación y aireación. Luego de un filtrado al vacío, se midió la concentración final de colector remanente, de esa forma calculando el consumo obtenido. Las consideraciones finales para escoger el exceso de xantato tomaron en cuenta el consumo de colector por el mineral y factibilidad técnica para pesar muestras de colector para tan bajas masas de sólido.

Posteriormente, se determinó la cinética de adsorción para confirmar el valor de colector en exceso y su consumo en el tiempo. El experimento consistió en adicionar el colector en exceso determinado anteriormente, muestreando la solución cada cinco minutos. Además de comprobar experimentalmente que la cantidad de colector en exceso era la correcta, permite determinar cuándo la adsorción en el material es completa (o cercano a esa condición), para mantener invariante el protocolo de adsorción en cada experimento.

Como el objetivo es determinar el efecto del ácido en la desorción de colector, se realiza un experimento de referencia, en donde el protocolo tiene todas las consideraciones de lavado,

acondicionamiento y cinética de adsorción mencionados anteriormente, para determinar un consumo base de colector. Luego de agregar el exceso se realiza un filtrado al vacío en donde se vuelve a exponer el material a más colector, midiendo el proceso en dos puntos: (i) luego de agregar el exceso de colector, y (ii) la medición final de consumo. Ambas mediciones permiten comparar el consumo en la etapa de exceso de colector con la medición de la curva de cinética de adsorción, validando el protocolo.

Se propusieron dos experimentos para limpieza de ácido, dependiendo de los resultados parciales que se obtenían en el tiempo. Para determinar si el ácido tenía o no un efecto de remoción de colector adsorbido se expuso, a un ambiente ácido a pH 3 por dos minutos, el material justo después de agregar el exceso de colector, para determinar si aumentaba el consumo luego de ese paso intermedio en una condición extrema y compararlo con la medición final del experimento de referencia. Al igual que el experimento de referencia, se realizaron dos mediciones en los mismos puntos, validando el protocolo y permitiendo comparar el consumo final de colector con y sin tratamiento de ácido. Para inhibir procesos de lixiviación y otros efectos adversos, se mantuvo constante el tiempo de exposición a ambiente ácido por dos minutos, para mantener el protocolo invariante en cada exposición a ácido.

En el caso en que el ácido mostrara un efecto considerable en una situación extrema a pH 3, se propuso el experimento en condiciones estándar de Minera los Pelambres, repitiendo el mismo procedimiento a pH 6, simulando las condiciones de la minera. Asimismo, midiendo en dos puntos el consumo de colector, para validar el protocolo y comparar los resultados con los demás experimentos.

## 4. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

### 4.1. Entrevistas

#### 4.1.1. Planta de flotación

La Tabla 11 muestra los resultados de entrevistas a operadores en flotación selectiva. Cabe destacar que no todos los grupos destacaron el flujo de nitrógeno como una variable importante, posiblemente debido a que su valor se encuentra en un rango muy amplio, aunque fue mencionada múltiples veces como la primera variable utilizada para aumentar o disminuir la cinética de flotación de una celda.

Tabla 11: Resultados de entrevistas a operadores Flotación.

Variable	Grupo 1	Grupo 2	Grupo 3	Grupo 4
pH rougher	8,5-9,3	8,5-9	8,5-9,5	8,5 a 9,3
%Sólidos Rougher	42-45	42-45	42-45	42-45
Flujo N <sub>2</sub> Nm <sup>3</sup> /h	N/D	800-2000	N/D	N/D
Presión de nitrógeno [PSI]	N/D – No hay valor típico	60	N/D – No hay valor típico	N/D – No hay valor típico
ORP Rougher [mV]	-470 a -510	-450 a -500	-450 a -550	-440 a -510
Recirculación [%]	25-30	< 30	< 30	< 30
Colchón de espuma [mm]	N/D – Se indica que no es confiable	150 a 200	200	160 a 200

Se puede notar en el resumen de variables críticas por grupo que el pH posee un rango muy amplio, aunque esto se considera como un cambio normal dentro de una operación que recibe distintos minerales de acuerdo a la fase que se esté extrayendo, es decir, se puede entender como una evolución del proceso. El potencial redox de la flotación rougher se presenta como un rango operacional más amplio del contemplado por la compañía. Cabe destacar que Ekmekci (2003) indica que pequeñas variaciones en el valor del ORP no produce cambios importantes en el comportamiento del sistema. En cuanto a la recirculación, se observa que cada grupo, a excepción del primero, tienen un límite superior de recirculación. El grupo 1 sigue el manejo de esta variable dentro de un rango operacional típico. Dado que el aumento de la carga circulante de molibdeno puede aumentar numéricamente la recuperación aparente, no posee el mismo efecto en la recuperación selectiva global, por lo tanto se debe tomar la recirculación como una variable que en general implica una baja en la eficiencia del proceso, en vez de utilizarla para aumentar la recuperación rougher medida.

No se menciona un rango operacional del flujo de nitrógeno lo que se asocia a la gran variabilidad de este parámetro operacional. Todos los grupos, sin embargo, la mencionaron como la primera variable que se modifica para lograr distintos efectos cinéticos en las celdas, lo cual se condice con lo indicado anteriormente por la literatura. Finalmente, cabe destacar la forma en que el colchón (o altura) de espuma fue reportado por los diferentes grupos. Los grupos 2 y 4 lo presentaron como un rango operacional. El grupo 3 hizo mención a la variable en términos de un valor típico (200 mm). La visión detrás de reportar una variable como rango puede significar la importancia que se le da a la variable a la hora de decidir que variable modificar para lograr un resultado. Se estudiará con más detención el colchón de espuma desde un punto de vista estadístico.

Las Tablas 12, 13, 14 y 15 muestran los resultados por grupo de las entrevistas realizadas a operadores y supervisores de cada grupo. Dentro de cada grupo se realiza la separación por categoría según la cantidad de información teórica que respalda los testimonios recolectados como fue explicado anteriormente. Aquellas afirmaciones que tienen sustento teórico deben ser potenciadas, mientras que aquellas que difieran de las bases teóricas deben ser rectificadas, ajustadas y/o re-analizadas para estandarizar conocimientos teóricos de los colaboradores de la faena.

**Tabla 12: Resumen de entrevista Grupo 1 Flotación.**

<b>Validez</b>	<b>Grupo 1</b>
<b>Avalado teóricamente</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Se varía la cinética de flotación por medio de tamaño de colchón de espuma, agregar nitrógeno o activar auto aspiración.</li> <li>• Cuando el pH se sale del rango se modifica la cantidad de NaHS o ácido sulfúrico, aunque se intenta mantener el ácido sulfúrico más constante.</li> <li>• En caso de calcio (o algún evento de pirita o arsénico) se hace el proceso más selectivo bajando la cinética de flotación.</li> </ul>
<b>Neutral</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Se identifica presencia de pirita por color amarillento de espuma, cobre por color verdoso y calcio por color pálido.</li> <li>• Se varía la cinética de flotación por medio de manejo de reactivos, la adición de NaHS y el aumento de pH que implica genera más espuma y acelera la cinética de flotación.</li> <li>• Si el pH baja también lo hace la recirculación.</li> </ul>
<b>Propuesto para confirmar</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• En caso de arsénico la pulpa se diluye a 42% de sólidos y se aumenta el flujo de alimentación (valor de ref. 80 t/h).</li> <li>• El colchón de espuma no se varía mucho ya que incrustaciones que se producen en cada celda generan variaciones en la medición.</li> <li>• El uso de nitrógeno para aumentar la cinética de flotación disminuye el porcentaje de molibdeno en el concentrado.</li> <li>• Las celdas con valores más negativos de ORP son las últimas en cada línea.</li> </ul>
<b>Difiere de la teoría</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• N/A</li> </ul>

La primera aseveración dentro de la categoría “Avalado Teóricamente” de la Tabla 12 es un conocimiento, en principio, global dentro de la operación, ya que el cambio de flujo de aire y colchón de espuma definitivamente tendrá efectos en la cinética de flotación. El primero debido a la variación del número de colisiones entre partículas y burbujas y el segundo, por el aumento de la capacidad de recuperación. Por otro lado, el conocido efecto de bajar el pH con ácido sulfúrico y el efecto de la oxidación de NaSH encontrado en la literatura dan sustento teórico al uso de dichos reactivos para la variación de pH dentro del sistema. La selectividad del proceso se ve afectada por la cinética de flotación, ya que cuando se disminuye la cinética de flotación se mitiga el efecto de arrastre mecánico discutido previamente.

De aquí en adelante, las declaraciones que involucren el color de la solución para identificar el tipo de impureza serán encasilladas en la categoría “Neutral”, ya que proviene netamente de la experiencia del operador. La variación de la cinética de flotación por medio de cambios de reactivos y sus efectos de pH han sido discutidos en la literatura tal como se observó anteriormente, siendo el efecto de posible precipitación de metales presentes en el agua de proceso lo que posiblemente ocurra en el caso de Minera los Pelambres.

La aseveración referente al efecto de la disminución del pH en la recirculación podría deberse al mismo efecto del pH sobre la espuma, derivando en la cinética de flotación. Es por esto que se clasifica esta aseveración como neutral.

En el caso de que el análisis químico de la alimentación muestre una concentración inusual de arsénico se reportó por los operadores que se aumenta el flujo de alimentación, esta aseveración fue encasillada en la categoría “Neutral”, debido a que un aumento en el flujo de alimentación debería tener efectos en el tiempo de residencia, haciendo del proceso menos selectivo y aumentando el arrastre mecánico de arsénico, pero podría compensarse con trabajar en el rango inferior del porcentaje de sólidos. Se esperaría de todas formas, además de trabajar en el valor mínimo del rango de porcentaje de sólidos, hacer el proceso aún más selectivo aumentando los tiempos de residencia.

En condiciones normales de operación, se establece que el sistema de control automático de altura de espuma en las celdas de flotación es lo suficientemente exacto, por lo tanto la medición posee validez estadística, esto va en directa relación con la aseveración del grupo 1, que indica que no utiliza en demasía la variación de la altura de espuma por ser una variable poco confiable. Finalmente se determina que en durante la operación normal el sensor de altura de espuma reporta valores con la exactitud necesaria para la operación.

Se propone un análisis estadístico para relacionar las variables de flujo de nitrógeno y porcentaje de molibdeno en el concentrado rougher, debido a que no se encuentra respaldada en la literatura, y si bien puede ser una observación basada en la experiencia, la relación entre esas dos variables debe ser confirmada. Asimismo, se propone determinar si efectivamente el potencial redox se hace más negativo aguas abajo pues se ha relacionado con el consumo NaSH.



**Tabla 13: Resumen de entrevista Grupo 2 Flotación.**

Validez	Grupo 2
<b>Avalado teóricamente</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• La molibdenita se desenvuelve mejor en medio ácido.</li> <li>• Se indica que el dato más importante es el porcentaje de molibdeno en la cola, y si existe un aumento considerable (un orden de magnitud) se aumenta el flujo de nitrógeno, acelerando la cinética de flotación, haciéndola menos selectiva y aumentando la recuperación en desmedro de la calidad de concentrado.</li> <li>• En caso de un aumento ligero de molibdeno en la cola rougher se bajan los niveles de espuma, aumentando la cinética.</li> <li>• Las variables más importantes son el nitrógeno, colchón de espuma, pH y dilución. Esta última es importante ya que su aumento tiene como consecuencia un aumento en el tiempo de residencia (y por ende más probabilidades de recuperar molibdeno), aunque no se recomienda variarlo.</li> <li>• Son la aspiración y el nitrógeno las variables medidas en terreno directamente. En caso de intentar modificar los resultados de flotación son las primeras variables que se cambian.</li> </ul>
<b>Neutral</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Las bajas en el contenido de cobre en alimentación vienen acompañadas por un aumento de hierro (pirítico).</li> <li>• Un operador indica que se ha combatido la presencia de piritita químicamente, bajando el pH (llegando a 8 o 7,9) y generando más selectividad en el proceso (bajar la cinética).</li> <li>• Sólo en caso de problema de espuma se utiliza espumante.</li> </ul>
<b>Propuesto para confirmar</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• No se indica una relación entre bajar el pH y encontrar un aumento en la cantidad de espuma por el maestro mayor.</li> <li>• El aumento de pH aumenta la cantidad de espuma.</li> <li>• Para manejar la cantidad de finos se utilizan pH bajos de alimentación para llegar a un pH 8,5 en flotación rougher, haciendo el proceso más selectivo. Si la alimentación de cabeza aumenta se toma como oportunidad para “limpiar” el circuito y eliminar los finos por la cola, haciendo el proceso más selectivo.</li> </ul>
<b>Difiere de la teoría</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• N/A</li> </ul>

La Tabla 13 muestra los testimonios del grupo 2. La aseveración que dice que la molibdenita flota mejor en medio ácido, podría confundir al operador ya que se trabaja en medio alcalino en Minera los Pelambres, y se podría tender a pensar que bajando el pH podría mejorar la flotación de molibdenita. Cabe destacar, que en el marco del segundo testimonio de la categoría “Avalado Teóricamente”, el tiempo de respuesta corresponde a aproximadamente 3 h. Juntando ambos casos, del segundo y tercer testimonio, se obtiene un plan de acción basado en el orden de magnitud de la variación. Se concluye que el flujo de nitrógeno genera efectos más directos y rápidos en la cinética.

Dentro del marco de la categoría “Neutral”, se propone la primera aseveración como parte de la experiencia de operador en base a observación, y al no ser algo utilizado para tomar decisiones, no se propone confirmarlo teóricamente, pero uno de los operadores indicó que, durante eventos de piritita se atacaba químicamente con el uso de reactivos para evitar su flotación. Esto se clasificó dentro de la categoría “Neutral”, ya que la finalidad del “ataque químico” era variar la cinética de flotación y hacer del proceso más selectivo mediante la adición de NaSH, ácido sulfúrico, espumante, etc. Se debe destacar que el efecto de los reactivos no corresponde a un ataque químico a una especie en particular.

Es importante destacar las primeras dos frases encontradas en la categoría “Propuesto para confirmar”, ya que a simple vista parecen ser completamente opuestas. Por lo tanto, se propone investigar la correlación entre dichas variables en la etapa de investigación estadística.

La limpieza o purga de partículas finas se realiza cuando hay una gran cantidad de inventario de cobre acumulado en los espesadores y el flujo de alimentación tiene un gran porcentaje de cobre. Para la realización de la limpieza, se aumenta la selectividad de la flotación rougher, descargando gran parte de la alimentación compuesta (alimentación fresca más el flujo recirculado por el circuito) por el relave rougher. Esto hace que una gran cantidad de finos (de diversa composición) sean obtenidos en el concentrado de cobre, produciendo una serie de problemas tanto de contaminación por presencia de molibdenita, como otros fenómenos físicos producidos por la interacción entre los finos y la humedad, aumentando la humedad de los concentrados finales de cobre de un 8 a un 12% (después de un proceso de secado en el puerto). Esto puede ser resuelto por medio de la utilización de un floculante específico para aglomerar partículas finas de molibdenita en acción conjunta de un sistema de clasificación por hidrociclones.

Diversos estudios a nivel de laboratorio han abordado la flotación de aglomerados de molibdenita obteniendo buenos resultados (Castro & Stocker, 1997; Song et al., 2012). Aunque se indica que, a nivel de planta, podrían existir distintos escenarios dependiendo de las condiciones de la planta y distintos reactivos utilizados. El estudio de Castro & Stocker (1997) indica que es necesario realizar una mezcla de espumante MIBC con un aglomerante específico ya que interacciones entre las partículas y el espumante son las que aseguran la adición del aglomerante. Por otro lado el estudio de Song et al. (2012) indica que la flotación de aglomerados de molibdenita es posible y muestra una gran mejora con otros sistemas sin aglomeración, pero que es necesario utilizar keroseno para dicha flotación. La discrepancia indica que distintas condiciones de planta generarán distintos resultados, por lo tanto para evaluar un sistema de dicha índole es necesario realizar un estudio previo con minerales y condiciones de la planta.

La utilización de una batería de hidrociclones en conjunto con un floculante específico para molibdenita podría solucionar la pérdida de molibdenita en los finos purgados por la planta.

Tabla 14: Resumen de entrevista Grupo 3 Flotación.

Validez	Grupo 3
<b>Avalado teóricamente</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Si la recirculación aumenta más del rango permitido (30%) y baja la recuperación se disminuye la cinética haciendo el proceso más selectivo.</li> <li>• Para distintos eventos (calcio, arsénico, piritita) la flotación se realiza de forma más selectiva bajando el porcentaje de sólidos hasta un 40%.</li> <li>• Para ajustar la cinética se utiliza el colchón de espuma, espumante, flujo de nitrógeno y auto-aspiración.</li> </ul>
<b>Neutral</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Si se encuentra un pH más alto del rango aceptado se agrega ácido para disminuir la cinética. Ya que a mayor pH aumenta la cinética.</li> <li>• Si el pH es bajo (se menciona que suenan las alarmas de ácido sulfhídrico) la cinética de flotación baja, y para solucionarlo, se disminuye el consumo de ácido.</li> <li>• La variable más importante es la recuperación rougher.</li> </ul>
<b>Propuesto para confirmar</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Si se encuentra una recuperación rougher mejorable y un nivel de recirculación baja se toma la decisión de recircular más para aumentar así la recuperación.</li> </ul>
<b>Difiere de la teoría</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• El NaHS desactiva el colector de cobre mediante la producción de <math>H_2S</math>.</li> </ul>

Se presenta la recuperación rougher como la variable más relevante, aunque posiblemente pueda tener variaciones relacionadas al material temporalmente recirculado. La recuperación rougher se considera más relevante que la recuperación global selectiva debido a que se obtiene más información y de manera periódica (cada 4 h) de la primera que de la segunda. Se podría pensar que la recuperación selectiva global debiese ser la variable más importante, pero al contrario, la recuperación rougher se considera como más importante por tenerla disponible en intervalos de tiempo definidos de 4 horas.

En cuanto a la aseveración correspondiente a la categoría “Propuesto para confirmar”, es importante notar el efecto mencionado anteriormente, del aumento de la recuperación a partir de un aumento en la recirculación. Considerando que cuando se aumenta la recirculación aumenta la carga circulante de material que fue arrastrado mecánicamente, o que corresponde a partículas finas de molibdenita que no flotará con facilidad. El posible aumento numérico de la recuperación rougher que generaría el aumento de la recirculación podría ser una consecuencia matemática que en realidad estaría bajando la eficiencia. Es por esto que se propone estudiar una posible correlación entre dichas variables.

Finalmente, operadores indicaron que el ácido sulfhídrico generado en solución es el encargado de la depresión de sulfuros de cobre. Este análisis puede llevar a operadores a aumentar la cantidad de ácido sulfhídrico para mejorar la calidad de los concentrados, lo cual podría generar un problema de seguridad importante para los operadores. En la práctica se requiere que el ion  $HS^-$  interactúe con la superficie del mineral de cobre previamente hidrofobizado. Mientras que el ácido sulfhídrico posiblemente producido en la solución tenderá a dejar la pulpa al pasar a estado gaseoso.

**Tabla 15: Resumen de entrevista Grupo 4 Flotación.**

Validez		Grupo 4
<b>Avalado teóricamente</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Cuando el pH está bajo el rango habitual no se le adiciona NaHS de manera directa por la producción de gas sulfhídrico, por lo tanto para mitigar el efecto del pH se disminuye la alimentación de ácido sulfúrico.</li> <li>• Cuando una celda tiene una cinética muy alta (menos selectividad), el porcentaje de molibdeno de la cola baja y aumenta la cantidad de cobre en el concentrado. Para mitigar lo mencionado anteriormente, se aumenta el colchón de espuma para hacer el proceso más selectivo.</li> </ul>	
<b>Neutral</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• En caso de arsénico o pirita se diluye la pulpa, se disminuye la cinética y se baja el pH.</li> </ul>	
<b>Propuesto para confirmar</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• El ácido sulfúrico desactiva el colector de cobre.</li> </ul>	
<b>Difiere de la teoría</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• N/A</li> </ul>	

Se clasificó el primer testimonio sobre el efecto del pH en la espuma como de categoría “Neutral” en vez de “Avalado teóricamente” para seguir la secuencia de tópicos abordados hasta el momento.

Según la aseveración dentro de la categoría “Neutral”, diluir la pulpa, disminuir la cinética y bajar el pH podrían ser aplicaciones válidas para tratar impurezas como el arsénico o pirita. Al diluir la pulpa se está generando un ambiente más propicio para la selectividad, al disminuir el arrastre mecánico y asegurar que sólo partículas hidrofóbicas sean adheridas a las burbujas. Por otro lado la disminución de la cinética aumenta el tiempo de residencia, aumentando la probabilidad de colisión partícula/burbuja. Finalmente disminuir el pH es, tal como fue mencionado anteriormente, una práctica que debe ser comprobada, y será abordada más adelante.

La aseveración dentro de la categoría “Propuesto para confirmar” sobre el efecto del ácido sulfúrico en el colector de minerales de cobre es confusa, ya que se encontraron opiniones diversas en distintos operadores y supervisores. Se decidió llevar a cabo una experiencia de laboratorio para confirmar el efecto que tiene el ácido sulfúrico sobre el colector de minerales de cobre. Sin embargo, sale de los alcances de este proyecto investigar sobre el efecto que tenga el ácido sulfúrico en la estabilidad de espuma. La fuerza iónica representa la medición de la concentración de iones dentro de una solución (Sastre de Vicente, 2004), por lo que la adición de ácido sulfúrico a una solución aumenta la fuerza iónica de la misma, siendo esto último lo que podría afectar la estabilidad de espuma. También se indica que plantas de flotación de molibdeno han utilizado el ácido sulfúrico para reactivar partículas de molibdenita deprimidas por el uso excesivo de cal en flotación colectiva (Castro & Henríquez, 1998), y que también podría ser utilizado CO<sub>2</sub> en reemplazo (Amelunxen, 2009).

La estabilización de espuma producida por la adición de NaSH o la eliminación de ácido sulfúrico mencionada por distintos grupos podría deberse a la disolución y precipitación de hidróxidos metálicos hidrofílicos (Tang et al., 2010). La presencia de dicho material precipitado podría estabilizar la espuma, confirmando las aseveraciones de diversos operadores.

#### 4.1.2. Planta de lixiviación férrica

La Tabla 16 muestra los resultados de variables más importantes por grupo en la planta de Lixiviación Férrica. Cabe destacar que debido a que es un proceso con más interacción operador-computadora existen muchas variables que no fueron consideradas por algunos grupos en su entrevista, aquellas variables si fueron consideradas en el estudio estadístico, por lo tanto su análisis se realizó posterior a las entrevistas.

**Tabla 16: Resultados de entrevistas a operadores Planta de lixiviación Férrica**

Variable	Grupo 1	Grupo 2	Grupo 3	Grupo 4
%Cu Alim (preparación, lixiviación)	~3	~3,5	N/A	N/A
%Sólidos (preparación)	38 – 40	~40	< 45	< 45
Conc. Cu Alim (cementación) [gpl]	30 promedio	N/A	N/A	N/A
ORP Corte (cloración) [mV]	450	500 – 550	400 – 540	535 – 580

Es importante recalcar que dichas variables fueron las que mencionaron los operadores en las entrevistas, pero el estudio estadístico abarca otras variables no mencionadas, como los tiempos de cada proceso, temperatura de estanques (cuando aplique), leyes de alimentación y leyes finales por proceso, entre otras. La utilización de plantillas Excel genera una cierta automatización en donde se varían las variables críticas y los modelos pre-existentes se encargan de generar los parámetros de utilización.

Como la cantidad de información se separa por proceso, antes de cada frase se acompañará con un indicador del proceso al que corresponde, siguiendo la siguiente nomenclatura: (Prep) para preparación, (Lix) para lixiviación, (Cem) para cementación y (Clor) para cloración.

Para complementar la información, se realizó una entrevista al jefe de la planta de lixiviación férrica orientada a la forma de medir eficiencias para cada proceso (Tabla 17).

**Tabla 17: Resumen de entrevista Jefe de PLF.**

Validez		Jefe de PLF
<b>Avalado teóricamente</b>		<ul style="list-style-type: none"> <li>N/A</li> </ul>
<b>Neutral</b>		<ul style="list-style-type: none"> <li>(Lix) La presencia de cloruro férrico después de la lixiviación puede indicar que se requería más tiempo de lixiviación.</li> <li>(Prep) Se indica que la forma de medir eficiencia es el tiempo de preparación. Siendo 2.5 h el promedio y encontrándose tiempos de hasta 12 h. Las demoras se producen principalmente por problemas en la descarga del espesador de alimentación (TK-56).</li> <li>(Cem) La forma de evaluar la eficiencia del proceso es por medio de inspección visual de la solución. El cloruro férrico deja la solución de un color oscuro, mientras que el cloruro ferroso es más claro. Asimismo, se puede obtener una estimación visual de la calidad en cuanto a presencia de hierro o cobre, cuando la solución tiene un color rojizo o verdoso respectivamente.</li> </ul>
<b>Propuesto para confirmar</b>		<ul style="list-style-type: none"> <li>(Clor) Este proceso se utiliza de forma estándar, por lo tanto los ORP de reacción se fijan en 560 mV, que sirve de control para dejar de suministrar cloro al sistema.</li> </ul>
<b>Difiere de la teoría</b>		<ul style="list-style-type: none"> <li>N/A</li> </ul>

La entrevista con el supervisor se centró en el cálculo de eficiencia de cada uno de los procesos. Dentro de esto es posible destacar que se utiliza mucho como medida de eficiencia la medición de reactivo remanente al final de cada proceso, por ejemplo, si aún hay cloruro férrico al final de la lixiviación es posible que el proceso no se haya completado aún. Esto fue catalogado como “Neutral” porque en el proceso de cloración es deseable que quede un porcentaje mínimo (cerca al 1%) de reactivo remanente, para indicar que el reactivo no fue el limitante de la reacción.

Todas las inspecciones visuales de soluciones serán catalogadas dentro de la categoría “Neutral”, al ser basadas exclusivamente en la experiencia de operadores. El potencial redox de la reacción de cloración es medido con el fin de determinar el momento en que la reacción debe terminar. Para esto están dispuestos sensores de ORP en la salida del estanque.

**Tabla 18: Resumen de entrevista Grupo 1 PLF.**

Validez	Grupo 1
<b>Avalado teóricamente</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• (Cem) Se indica que se produce H<sub>2</sub> el cual es controlado mediante un sistema de extracción de gases.</li> <li>• (Cem) La chatarra utilizada debe ser hierro con una gran cantidad de superficie para la reacción.</li> <li>• (Cem) Usualmente se gira el reactor para limpiar las caras de la chatarra, aunque también puede inyectarse aire para la limpieza.</li> </ul>
<b>Neutral</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• (Prep) %Cobre de alimentación es la variable más importante.</li> <li>• (Lix) Se toman en cuenta la presión y temperatura sólo como medida de seguridad para los equipos. La alimentación de cobre es la variable más importante.</li> <li>• (Cem) Se indica que el cúprico en solución es la variable más importante de cementación.</li> </ul>
<b>Propuesto para confirmar</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• (Prep) Se agrega según experiencia del operador una cantidad extra de cloruro férrico para asegurar la preparación.</li> <li>• (Prep) El porcentaje de sólidos debe estar cercano al 40%, ya que soluciones más diluidas degradan las soluciones, implicando un mayor tiempo de reacción.</li> <li>• (Cem) Sales de Ca o As degradan soluciones, generando incrustaciones en la línea cuando ésta se enfría.</li> </ul>
<b>Difiere de la teoría</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• N/A</li> </ul>

Es conocido que la reducción de protones libera hidrógeno en la reacción de cementación, y además conclusiones de un estudio realizado en el proceso de cementación avalan la correlación entre una gran cantidad de superficie de chatarra y sus efectos en la eficiencia de reacción.

Todas las opciones de variable más importante para proceso serán catalogadas como “Neutral”. Debido a que esto corresponde generalmente a la experiencia de operadores, y depende de la formación técnica de cada uno. Otras variables como la temperatura de reacción, el tiempo de reacción, la cantidad de reactivo, entre otras, podrían ser utilizadas como la variable de control más importante.

En cuanto a la experiencia de operador y la cantidad extra de cloruro férrico adicionado, se propone un análisis estadístico de la efectividad de la predicción por grupo, tratando de hacer hincapié en las razones que sustentan las predicciones de cloruro férrico realizadas.

Cabe destacar que la frase “soluciones diluidas degradan las soluciones” corresponde a una aseveración de un operador en particular, y se refiere a que soluciones diluidas afectan a la calidad general de la solución, afectando la eficiencia del proceso. Asimismo, la presencia de impurezas también afecta la calidad del proceso.

**Tabla 19: Resumen de entrevista Grupo 2 PLF.**

Validez		Grupo 2
<b>Avalado teóricamente</b>		<ul style="list-style-type: none"> <li>• (Clor) Una mayor concentración de cúprico aumenta la temperatura en operación.</li> </ul>
<b>Neutral</b>		<ul style="list-style-type: none"> <li>• (Prep) Se toma especial cuidado en el cálculo de porcentaje de sólidos, para evitar problemas con bombas de traspaso.</li> <li>• (Prep) Ley de cobre total y no lixiviable es de gran importancia y se utiliza en la planilla, junto con la concentración de cloruro férrico presente en la alimentación.</li> <li>• (Lix) La variable más importante es el porcentaje de cobre en alimentación, utilizándose un tiempo estándar de lixiviación de 90 minutos para condiciones normales y leyes de cobre cercanas a 3,5%. Cambios en la alimentación y presencia de arsénico, hierro o calcio varían el tiempo de lixiviación según experiencia de operadores.</li> <li>• (Cem) Las variables importantes son la concentración de férrico, ferroso y cúprico. Siendo la primera la mínima posible, y la concentración de ferroso entre 90-100 gpl.</li> </ul>
<b>Propuesto para confirmar</b>		<ul style="list-style-type: none"> <li>• (Prep) La humedad se fija como 23%.</li> <li>• (Lix) Un aumento en 1°C equivale a una disminución de 10 minutos de lixiviación.</li> <li>• (Cem) Se le agrega HCl en exceso para mantener el pH en 1, pero no se mide el pH.</li> <li>• (Clor) Se intenta llegar a una eficiencia cercana pero no igual al 100%, así mantener un control del consumo de cloro.</li> </ul>
<b>Difiere de la teoría</b>		<ul style="list-style-type: none"> <li>• N/A</li> </ul>

Tal como se mencionó previamente, el proceso de cloración es exotérmico, y al haber mayor cantidad de reactantes en el proceso, aumenta la temperatura del sistema, lo cual confirma la primera aseveración del grupo 2.

En la categoría de testimonios “Propuesto para confirmar” se encuentran ideas interesantes para futuros desarrollos e investigaciones. En primer lugar, los operadores indicaron que se utiliza la humedad con el valor fijo de 23% en preparación (dicha humedad es el resultado del proceso de secado previo a la preparación) en vez de medirlo cada vez. Si bien esto último es netamente experiencia de operación, puede quedar justificado por el hecho de que un control en esta etapa puede no ser tan necesario si las variaciones de humedad no generan grandes cambios en el proceso. En segundo lugar, el aumento de 1°C en operación de lixiviación efectivamente puede generar una disminución en el tiempo de proceso, tal como se mencionó anteriormente (Dutrizac, 1992).

Según el estudio de Djoudi et al. (2007) el pH óptimo para cementación a escala de laboratorio fue de 2,2. Por lo tanto realizar un control de pH en esta etapa podría permitir un ahorro de reactivo importante. El ambiente corrosivo de cementación dificulta los intentos de situar sensores de pH en cementación.

Al igual que en el caso de la utilización de reactivo en exceso, mantener una eficiencia cercana al 100% por el límite inferior es un buen método para determinar que el reactivo no sea el limitante de la reacción.



**Tabla 20: Resumen de entrevista Grupo 3 PLF.**

Validez		Grupo 3
<b>Avalado teóricamente</b>		<ul style="list-style-type: none"> <li>N/A</li> </ul>
<b>Neutral</b>		<ul style="list-style-type: none"> <li>(Prep) A una mayor dilución aumenta el tiempo de preparación.</li> <li>(Prep) La razón Cloruro férrico/Cobre se toma como 3,5 correspondiente a un exceso de reactivo para tratar la ganga que no fue reportada en la planilla.</li> <li>(Cem) Se indica que se agrega chatarra cuando, por inspección visual, se determina que se está acabando. Se agregan en lotes de 1000 a 1200 kg.</li> <li>(Cem) Se utiliza inspección visual para verificar el término de la cementación, asimismo se puede determinar la presencia de hierro o cobre si la solución toma colores rojizos o verdosos respectivamente.</li> <li>(Prep) Se toman en cuenta el porcentaje de cobre total y no lixiviable. Este último indica si es necesario agregar más cloruro férrico.</li> </ul>
<b>Propuesto para confirmar</b>		<ul style="list-style-type: none"> <li>N/A</li> </ul>
<b>Difiere de la teoría</b>		<ul style="list-style-type: none"> <li>N/A</li> </ul>

Tal como se mencionó anteriormente, la literatura indica que luego de una razón Fe/Cu de 2,7 el aumento de la eficiencia en lixiviación es marginal, por lo tanto se podría evaluar el cambio de eficiencia en el proceso con distintas razones Fe/Cu. Como se utiliza la información en el cobre no lixiviable para decidir si es necesario agregar más cloruro férrico, se propone un análisis estadístico de la eficiencia asociada al exceso de cloruro férrico.

**Tabla 21: Resultados de entrevista Grupo 4 PLF.**

Validez		Grupo 4
<b>Avalado teóricamente</b>		<ul style="list-style-type: none"> <li>(Cem) Al agregar chatarra se nota que los tiempos de cementación irán aumentando hasta que la chatarra se consuma.</li> </ul>
<b>Neutral</b>		<ul style="list-style-type: none"> <li>(Prep) Se fija un máximo de porcentaje de sólidos en 45% para evitar problemas con bombas de traspaso.</li> <li>(Lix) Condiciones normales de operación son de un tiempo de reacción de 100 minutos a 110°C de temperatura.</li> </ul>
<b>Propuesto para confirmar</b>		<ul style="list-style-type: none"> <li>(Cem) Se mantiene el pH 1 constante mediante la adición de HCl, el tiempo de reacción depende de la inspección visual.</li> </ul>
<b>Difiere de la teoría</b>		<ul style="list-style-type: none"> <li>N/A</li> </ul>

No se encuentran diferencias importantes entre los grupos para la planta de lixiviación férrica, esto se debe principalmente a un conocimiento más acabado de las reacciones que ocurren en el proceso, permitiendo métodos de control empíricos que se condicen con la teoría.

## 4.2. Resultados de Laboratorio

### 4.2.1. Diseño de técnica de medición de Xantato en solución

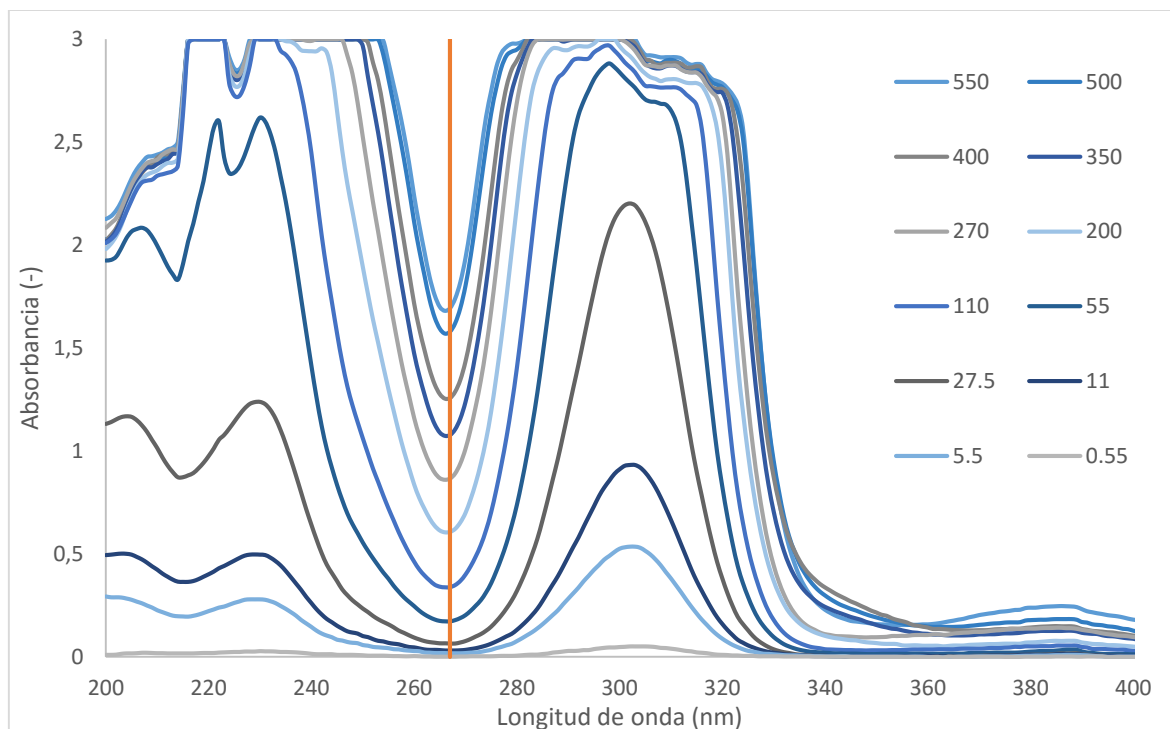


Figura 12: Espectros de absorción para soluciones 550, 500, 400, 350, 270, 200, 110, 55, 27,5, 11, 5,5 y 0,55 mg/L de xantato utilizando agua destilada como solvente.

La Figura 12 muestra los espectros de absorción obtenidos para diferentes concentraciones de colector, y que serán utilizados para determinar la longitud de onda que permita estimar de manera unívoca la concentración del reactivo. La longitud de onda es 267 nm (línea vertical en el gráfico de la Figura 12), en donde la regresión lineal presenta un índice de correlación  $R^2$  de 0,9995. Se obtiene de esta forma la Ecuación 25 para relacionar la absorbancia y la concentración.

$$ABS = 0,0031 \cdot C - 0,0049 \quad (25)$$

donde  $C$  corresponde a la concentración en mg/L y  $ABS$  es la absorbancia a 267 nm.

La Figura 13 muestra gráficamente la relación presentada en la Ecuación 25. Esta relación es válida para valores de pH entre 8,5 y 10. Además se encontró un error no mayor a 12% en la medición de concentración.

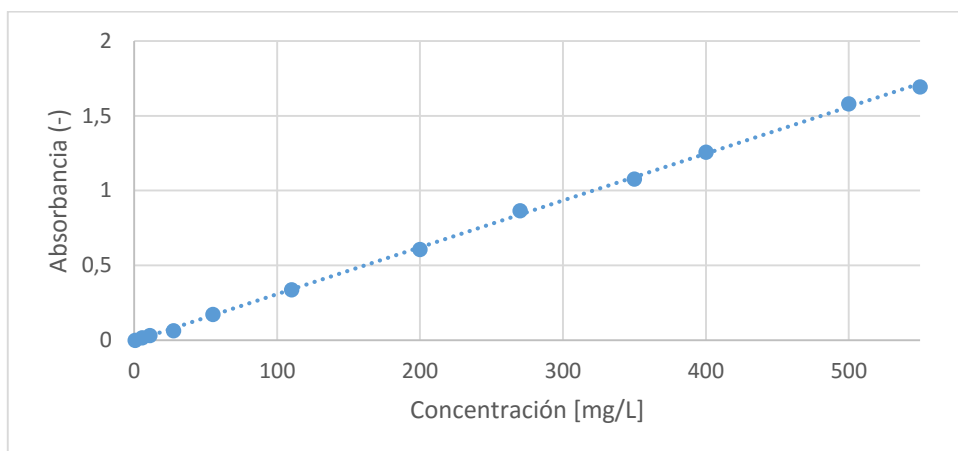


Figura 13: Curva de calibración colector.

#### 4.2.2. Cinética de adsorción

Los resultados de la cinética de adsorción de colector sobre el mineral permitieron determinar la capacidad máxima de adsorción del reactivo sobre el sólido y el tiempo que demora en llegar a dicha adsorción. Como se puede observar en la Figura 14.

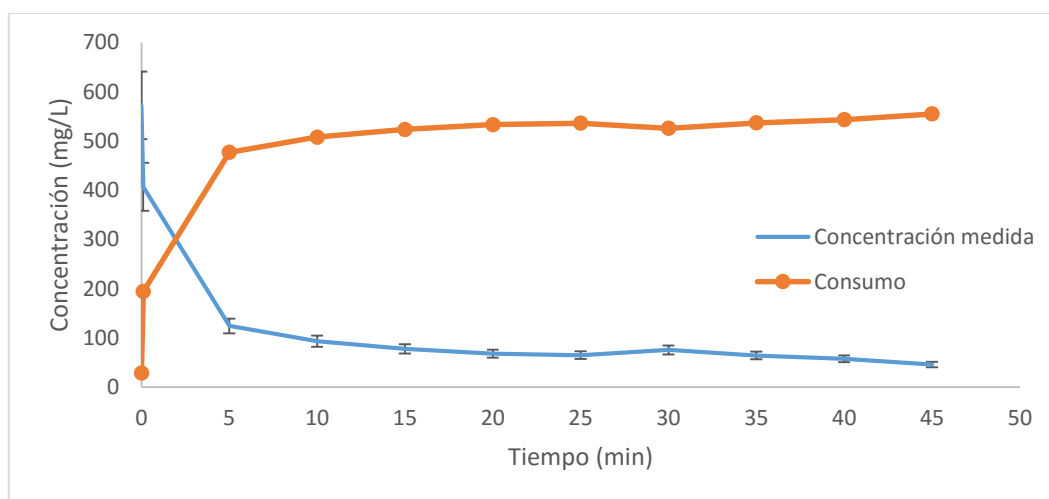


Figura 14: Cinética de adsorción de xantato.

La cinética de adsorción muestra que a los 5 min se alcanza un *plateau* de concentración de colector en solución. El consumo final reportado fue de  $4,85 \text{ mg}_c/\text{g}_{\text{min}}$  (o  $4.850 \text{ g}_c/\text{ton}_m$ ), lo que se utiliza como medida estándar para los experimentos posteriores. Comparando el consumo obtenido con los  $8 \text{ g}_c/\text{ton}_m$  que se utilizan en Minera los Pelambres, se puede notar que el mineral tiene mucha más capacidad de adsorción. Esto implica que el experimento se realiza en condiciones de exceso de colector.

#### 4.2.3. Fase experimental: Referencia y Limpieza en Exceso

En el caso propuesto por minera los pelambres, el ácido sulfúrico limpia la superficie de las partículas, dejándolas expuestas para la adsorción de nuevo reactivo. Esto último implicaría que en el experimento en donde se realiza la limpieza con ácido sulfúrico debería esperarse un aumento en el consumo de reactivo con respecto al experimento de referencia sin uso de ácido. No obstante, la Tabla 22 muestra que el consumo en el experimento sin utilizar la limpieza con ácido posee un consumo bastante similar (aunque incluso mayor) que el experimento en que se utilizó ácido sulfúrico.

Tabla 22: Resultados finales de consumo de colector para distintos experimentos.

	1° Punto de medición	Medición Final
<b>Experimento sin limpieza [mg<sub>c</sub>/g<sub>m</sub>]</b>	5,31	3,62
<b>Experimento con limpieza [mg<sub>c</sub>/g<sub>m</sub>]</b>	4,90	2,46
<b>Diferencia [%]</b>	7,82%	32,04%

El primer punto de medición representa el consumo luego del acondicionamiento del mineral, y fue utilizado como punto de referencia para asegurar que las muestras de mineral hayan pasado por el mismo protocolo, por lo tanto la diferencia de 7,82% entre las primeras mediciones de cada experimento indica que el protocolo se mantuvo constante en ambos experimentos, validando así la experiencia.

Se puede concluir que, a escala de laboratorio, el ácido no tiene ningún efecto sobre la superficie de las partículas que esté relacionado con la remoción del colector, por lo tanto se propone comprobar el estudio a escala industrial, y estudiar otros efectos que podría tener el ácido sulfúrico antes de descartarlo completamente. El efecto del ácido sulfúrico en la estabilidad de espuma debe ser estudiado, junto con la supuesta mejora en la recuperación de molibdeno. El  $\text{CO}_2$  puede ser utilizado para bajar el pH sin tener los efectos adversos del ácido sulfúrico (su reacción con el sulfhidrato de sodio), pero su implementación debe ser evaluada en detalle, porque su presencia en el circuito puede generar precipitado de calcio en forma de hidróxido o carbonato que puede generar problemas operacionales.

### 4.3. Análisis histórico de datos de planta

#### 4.3.1. Flotación

##### i) Expresión para recuperación selectiva

La recuperación en estado estacionario del circuito simplificado presentado en la Figura 15 puede ser representada matemáticamente por la expresión mostrada en la Ecuación 26 (ver demostración en Anexo D) propuesta por Grassi & Schena (1995). El numerador entrega información de la recuperación de cada etapa, mientras que el denominador pareciera entregar el factor de la recirculación en el proceso.

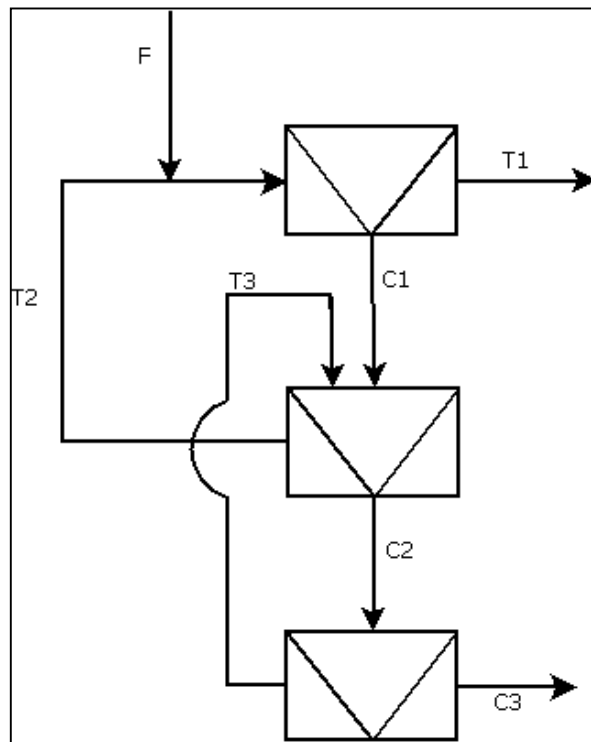


Figura 15: Circuito simplificado de flotación rougher (Fuente propia).

$$R_{Sel} = \frac{R_1 \cdot R_2 \cdot R_3}{1 - R_2 - R_1 + R_3 \cdot R_2 + R_2 \cdot R_1} \quad (26)$$

donde  $R_{Sel}$  corresponde a la recuperación selectiva,  $R_1$  es la recuperación rougher,  $R_2$  la recuperación de la etapa de primera limpieza y  $R_3$  la recuperación de la etapa de segunda limpieza.

Las derivadas con respecto a cada una de las recuperaciones se muestran en las Ecuaciones 27, 28 y 29, entregando una herramienta para evaluar el efecto en la pendiente de la recuperación selectiva por cada recuperación parcial.

$$\frac{\partial R_{Sel}}{\partial R_1} = \frac{R_3 \cdot R_2 \cdot (R_3 \cdot R_2 - R_2 + 1)}{(R_2 \cdot R_1 + R_3 \cdot R_2 - R_2 - R_1 + 1)^2} \quad (27)$$

$$\frac{\partial R_{Sel}}{\partial R_2} = \frac{R_1 \cdot R_3 \cdot (1 - R_1)}{(R_2 \cdot R_1 + R_3 \cdot R_2 - R_2 - R_1 + 1)^2} \quad (28)$$

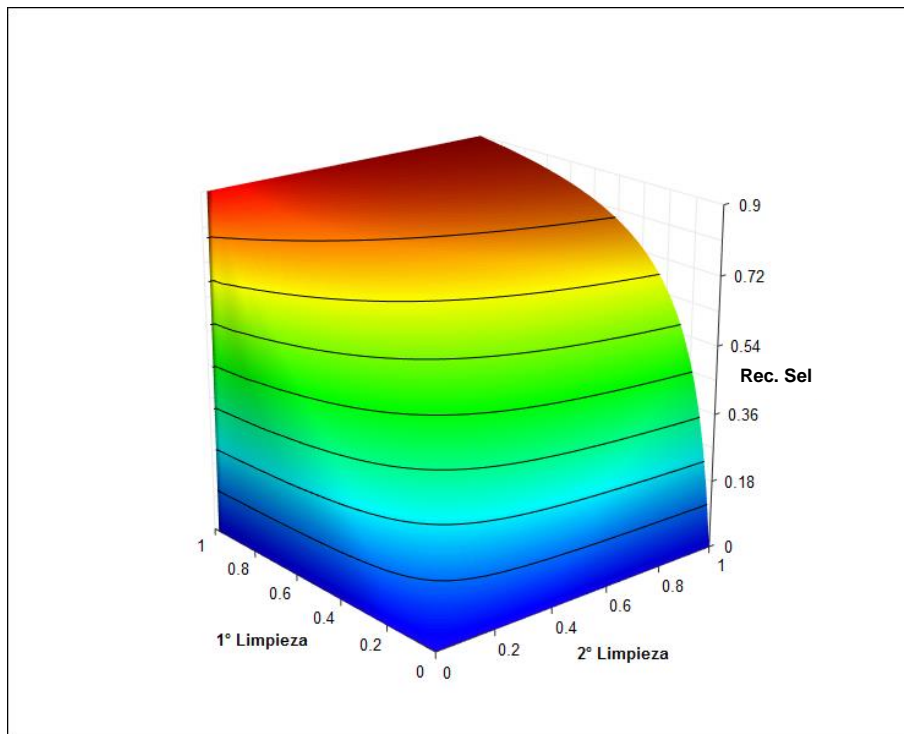
$$\frac{\partial R_{Sel}}{\partial R_3} = \frac{R_2 \cdot R_1 \cdot (R_2 \cdot R_1 - R_2 - R_1 + 1)}{(R_2 \cdot R_1 + R_3 \cdot R_2 - R_2 - R_1 + 1)^2} \quad (29)$$

Se puede observar que todas las derivadas parciales de la recuperación mostrada en la Ecuación 26 dependen de las tres variables, lo cual confirma que la interacción entre las tres variables está siempre presente en la expresión de recuperación selectiva.

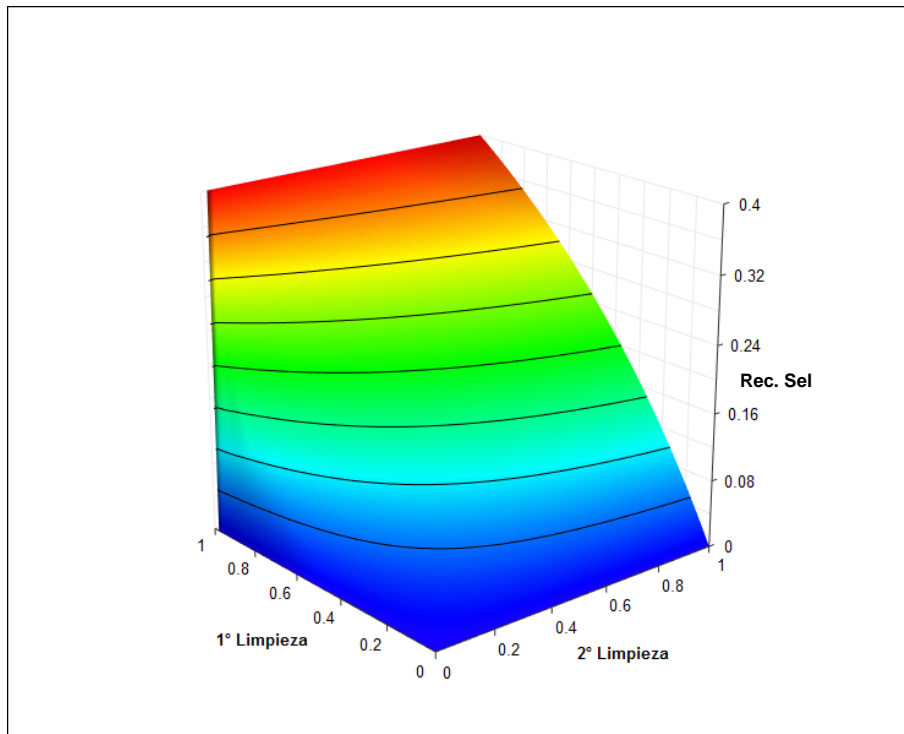
La Figura 16 muestra la recuperación selectiva en función de las recuperaciones de la primera y la segunda limpieza considerando una recuperación rougher de 90%. Cabe destacar que al modificar el valor de la recuperación rougher las tendencias observadas de la superficie y contornos del gráfico cambian, lo cual se observa en la Figura 17. El valor máximo de la recuperación selectiva está limitado por la recuperación rougher, que es lo que se esperaría en el circuito de la Figura 15. Los casos extremos limitan de forma completa el comportamiento del circuito, ya que una recuperación rougher igual a 0 o 100% da como resultado una recuperación selectiva igual a 0 o 100%, respectivamente.

Se puede recalcar que para una recuperación de segunda limpieza de 100% la relación entre la recuperación selectiva y la de primera limpieza toma una forma convexa, en donde la recuperación selectiva aumenta considerablemente con la recuperación de la primera limpieza. En el caso de que la recuperación de la primera limpieza sea 100%, la recuperación de segunda limpieza toma un carácter menos predominante, ya que basta con que la recuperación de segunda limpieza tome valores mayores a un 5% y la recuperación selectiva aumentará rápidamente hasta alcanzar su máximo en aproximadamente un 10%.

Finalmente, se puede confirmar que la recuperación rougher, al ser una limitante para la recuperación selectiva, es la recuperación de carácter más relevante en el circuito. A dicha recuperación le sigue la recuperación de la etapa de primera limpieza, debido a que la recuperación selectiva aumenta fuertemente con ella, en comparación con la recuperación de segunda limpieza.



**Figura 16: Gráfico 3D de Recuperación selectiva vs Recuperaciones de primera y segunda limpieza para Recuperación Rougher de 90%.**



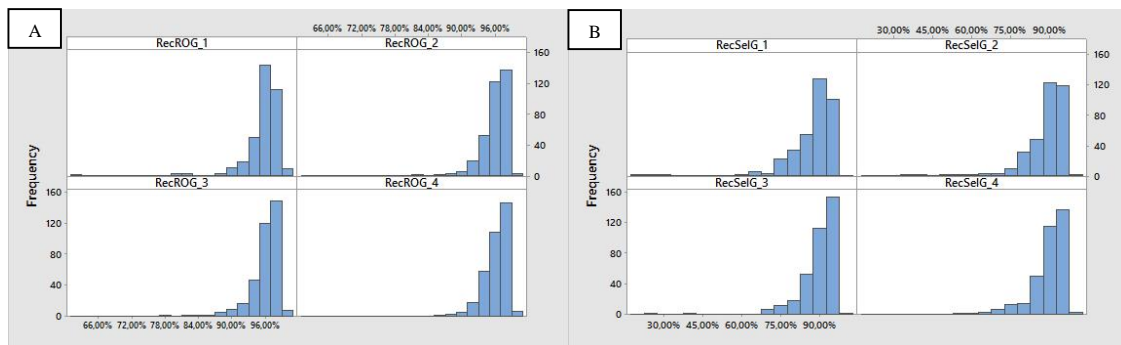
**Figura 17: Gráfico 3D de Recuperación selectiva vs Recuperaciones de primera y segunda limpieza para Recuperación Rougher de 40%.**

## ii) Análisis estadístico para variables de eficiencia

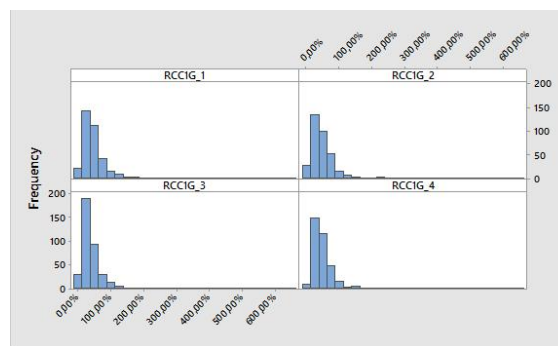
La Tabla 23 muestra los promedios y desviaciones estándar de las variables operacionales por grupo. Como fue explicado anteriormente, cada uno de los procesos será presentado desde una perspectiva jerárquica, desde la eficiencia del proceso hasta las variables de decisión, seguidos por el análisis que corresponda.

**Tabla 23: Resultados estadísticos de variables de eficiencia Flotación.**

Variable Flotación	G1		G2		G3		G4	
	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar
<b>Rec. Rough</b>	95,76%	0,03	96,10%	0,02	96,03%	0,03	96,26%	0,02
<b>Rec. Sel.</b>	87,51%	0,09	88,89%	0,08	89,78%	0,07	89,48%	0,07
<b>RCC<sup>2</sup></b>	50,40%	0,53	47,95%	0,35	37,79%	0,26	46,58%	0,32



**Figura 18: (A) Histograma de recuperación rougher 2015 por grupo. (B) Histograma de recuperación selectiva 2015 por grupo.**



**Figura 19: Histograma de recirculación por grupo.**

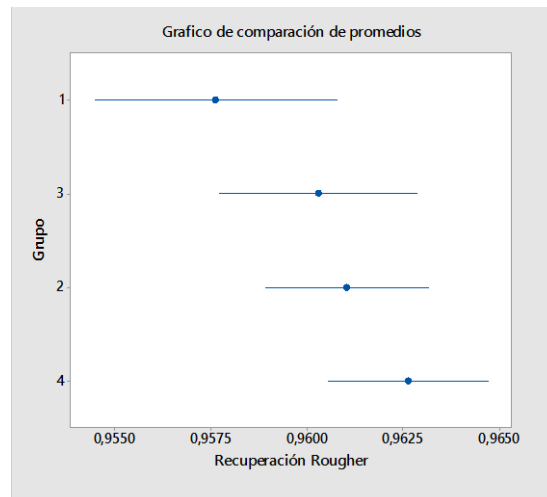
<sup>2</sup> Recirculación Rougher calculada por Minera los Pelambres, a partir de la razón entre el flujo de concentrado rougher y el flujo de relave rougher.



Tal como se puede observar en la Tabla 23 y en las Figuras 18 y 19 el grupo con mayor recuperación rougher durante el periodo en estudio corresponde al grupo 4, que muestra un promedio de 96,26% de recuperación durante el periodo de estudio. Para un análisis de desempeño global también debe incorporarse en el análisis recirculación rougher pues se ha reportado por operadores que un aumento de la recirculación genera un aumento en la recuperación. Esta última aseveración parece ser sólo una relación aparente que se observa en la operación, ya que tal como se verá más adelante, no existe correlación estadística entre la recirculación calculada por Minera los Pelambres y la recuperación rougher.

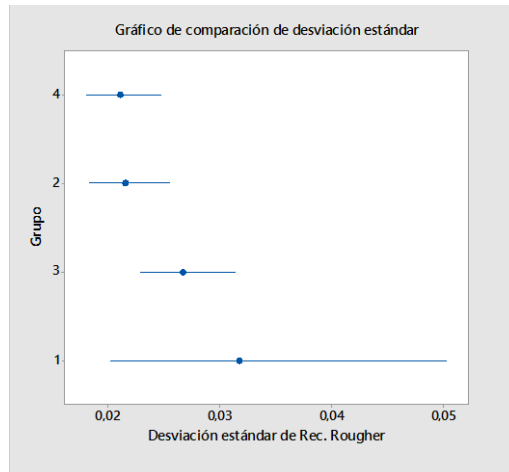
En consecuencia, considerando la recuperación selectiva y la recirculación el grupo 3 tiene el mejor rendimiento en flotación, seguido por el grupo 4. Los histogramas mostrados en la Figura 18 muestran un posible límite físico de recuperación rougher y selectiva, al acercarse al 97 y 95% respectivamente. Ese posible límite puede deberse directamente al conjunto de prácticas operacionales funcionando en la planta.

La Figura 20 muestra que no existe suficiente evidencia para determinar que existe una diferencia en los promedios de recuperación rougher de los grupos.



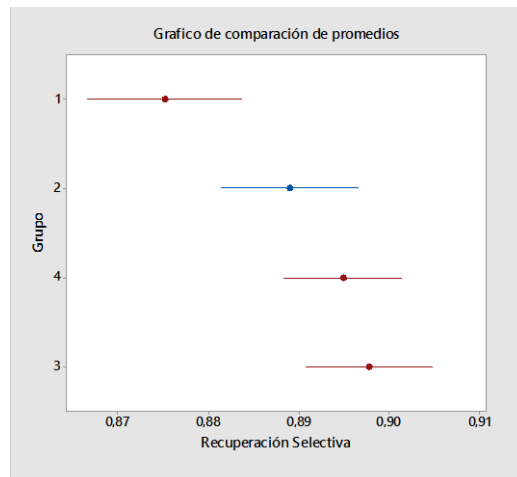
**Figura 20: Comparación de promedios de recuperación rougher de circuito de flotación selectiva.**

La Figura 21 muestra que no existen diferencias estadísticas entre las recuperaciones rougher obtenidas por los distintos grupos. Sin embargo, es posible notar que el grupo 1 logra recuperaciones rougher con alta oscilación en comparación con los demás grupos. Dichas oscilaciones tienen importantes repercusiones en la recuperación global pues tal como fue expuesto anteriormente, la recirculación rougher condiciona el máximo alcanzable de la recuperación global. En consecuencia, una gran variación en la recuperación rougher implica una gran variación en la recuperación global. De esta forma se genera como objetivo el lograr una baja variabilidad en la recuperación rougher para no afectar de manera importante la recuperación global del circuito de flotación selectiva de Minera los Pelambres.



**Figura 21: Comparación de desviaciones estándar de recuperación rougher de circuito de flotación selectiva.**

La Figura 22 muestra idéntico análisis para la recuperación selectiva. El grupo 1 posee una menor recuperación rougher que los grupos 3 y 4. Todos los grupos exhiben una oscilación en la recuperación selectiva similar.



**Figura 22: Comparación de promedios para recuperación selectiva de circuito de flotación selectiva.**

Mediante un análisis de varianza se puede determinar que el grupo 3 posee un menor promedio de recirculación que los demás grupos (Figura 23). Además, de manera análoga el grupo 3 logra, en promedio, menores gastos de NaSH (Figura 24) en comparación con los grupos 1 y 2. Asimismo el grupo 4 genera un gasto intermedio.

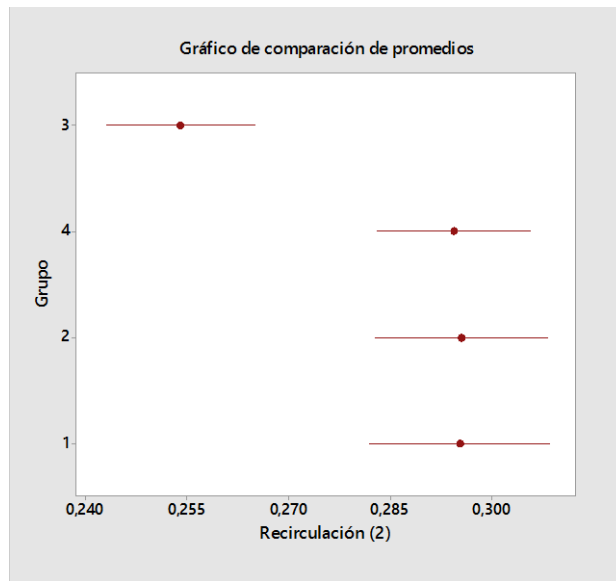


Figura 23: Comparación de promedios de Recirculación Rougher calculada según propuesta del presente estudio.

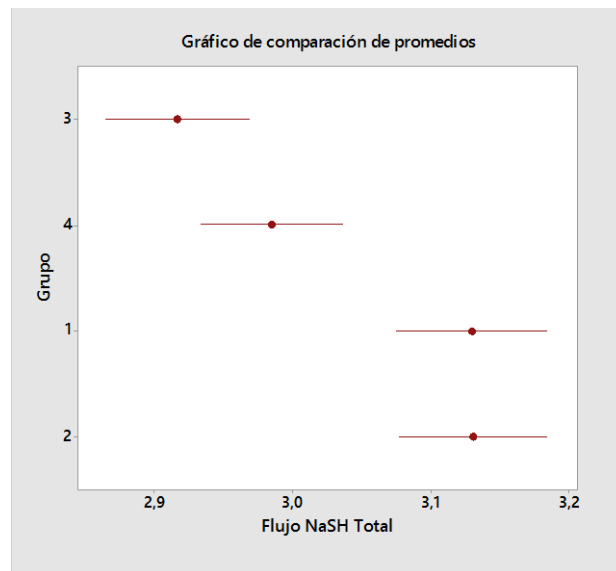


Figura 24: Comparación de promedios de flujo NaSH Total en circuito de flotación selectiva.

### iii) Propuesta de nuevo cálculo de “recirculación rougher”

La recirculación rougher estimada por Minera los Pelambres puede entregar valores que son considerados aberrantes para la operación, pues se alcanzan *peaks* que superan el 100%. Para tomar decisiones operacionales se toma en cuenta el último valor histórico “no aberrante”, lo que podría inducir a errores en la toma de decisiones. Para evitar lo anterior es necesario tener una definición precisa del significado de este índice.

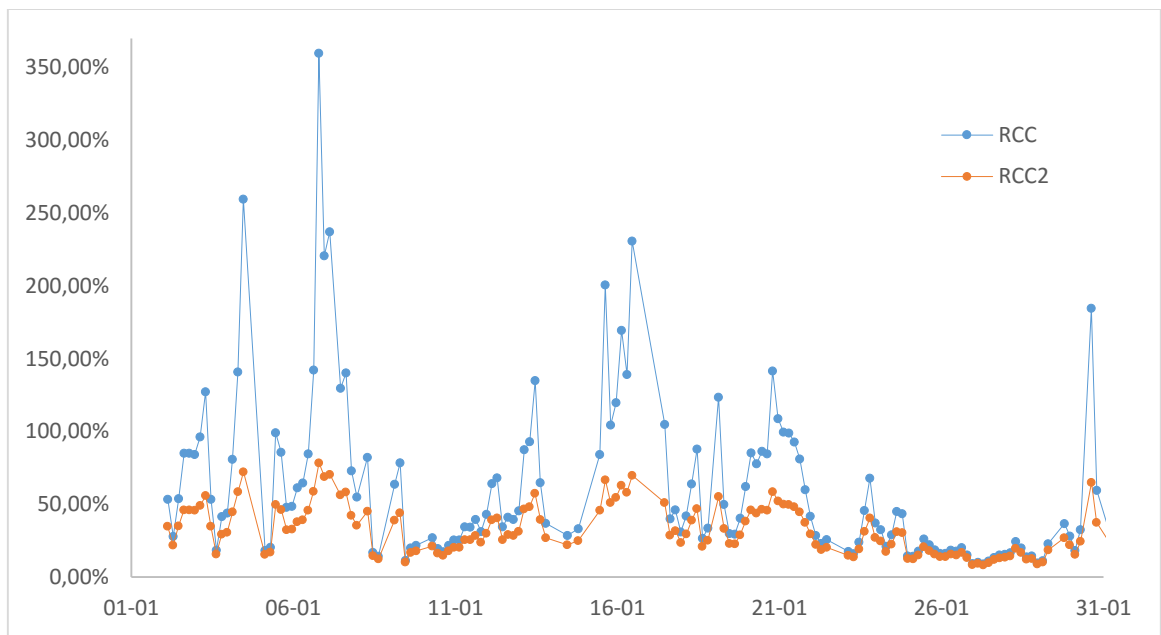
La Ecuación 30 corresponde a la forma utilizada por Minera los Pelambres para la estimación de la recirculación rougher, a partir de las leyes medidas en alimentación (f), relave (t) y concentrado (c).

$$RCC = \frac{f - t}{c - f} \quad (30)$$

El índice de recirculación (Ecuación 30) corresponde a la razón entre el flujo de concentrado y el flujo de relave en la etapa rougher. La recirculación estimada por Minera los Pelambres sirve de indicador para determinar si el cobre es enviado a puerto por el relave de la etapa rougher, o si es ingresado al circuito de molibdeno, siendo posteriormente recirculado en el relave de la etapa de primera o segunda limpieza. Si la recirculación estimada es baja, es un indicador de que se está perdiendo molibdeno por el relave de la etapa rougher, contaminando el concentrado de cobre. Por otra parte, si la recirculación es alta, es un indicador de que el cobre está ingresando al circuito de flotación selectiva de molibdeno, y será probablemente recirculado, generando un mayor costo asociado al uso de reactivos y una acumulación de cobre (inventario) en espesadores.

Como la recirculación calculada por Minera los Pelambres utiliza la relación entre el flujo de concentrado y relave rougher, se propone la utilización de la razón entre el concentrado y la alimentación, ya que este último flujo usualmente es más exacto y conocido que el flujo de relave en flotación. A partir de lo mencionado anteriormente, la Ecuación 31 muestra los valores de la “recirculación rougher” propuesta (ver demostración en Anexo E). Se observa que la ecuación corresponde a la recuperación másica de la flotación rougher, por lo que puede ser utilizada para indicar la cantidad de masa efectivamente recuperada en dicha etapa.

$$RCC 2 = \frac{f - t}{c - t} \quad (31)$$



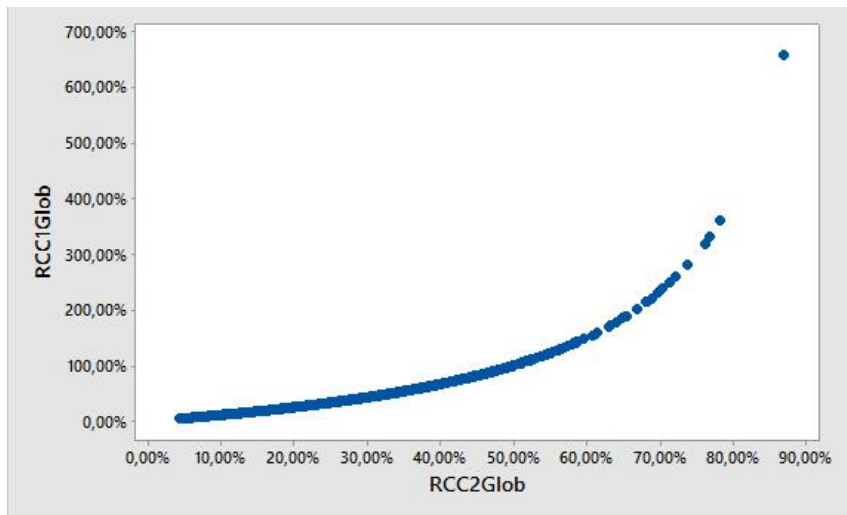
**Figura 25: Gráfico de comparación entre la recirculación calculada en la planta selectiva de Los Pelambres usando la Ecuación 30 y la recirculación sugerida usando la Ecuación 31 durante enero de 2015.**

La forma sugerida de calcular la recirculación se observa más robusta eliminando datos sobre un 100% (Figura 25), evitando posibles confusiones en operación. Se observa además que sigue la tendencia de la recirculación original y provee de sentido físico al análisis.

La Tabla 24 muestra la estadística de las dos formas de calcular la recirculación. La disminución de la desviación estándar muestra cómo se normalizan los peaks que se encuentran en las primeras formas de cálculo.

**Tabla 24: Comparación entre las dos formas de calcular RCC.**

Variable	G1		G2		G3		G4	
	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar
<b>RCC</b>	50,40%	0,53	47,95%	0,35	37,79%	0,26	46,58%	0,32
<b>RCC (2)</b>	29,52%	0,14	29,54%	0,13	25,40%	0,11	29,43%	0,12

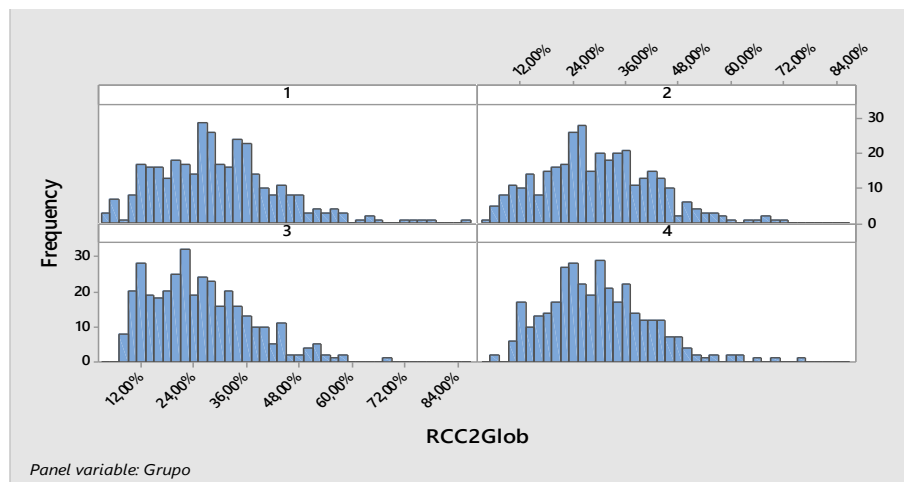


**Figura 26: Correlación entre RCC Pelambres vs RCC (2).**

La Figura 26 muestra la nube de correlación entre la recirculación calculada por Minera los Pelambres y por el presente estudio, se obtuvo un índice de correlación de 0,88.

**iv) Análisis estadístico para variables de control**

La Figura 27 permite discriminar sobre la variabilidad de la recirculación por grupo. Se puede notar que los grupos 3 y 4 no parecen tener operaciones en extremo, a diferencia de los demás grupos, y mantienen las recirculaciones estables dentro de un rango, esto se confirma por la desviación estándar de cada grupo (Tabla 25).



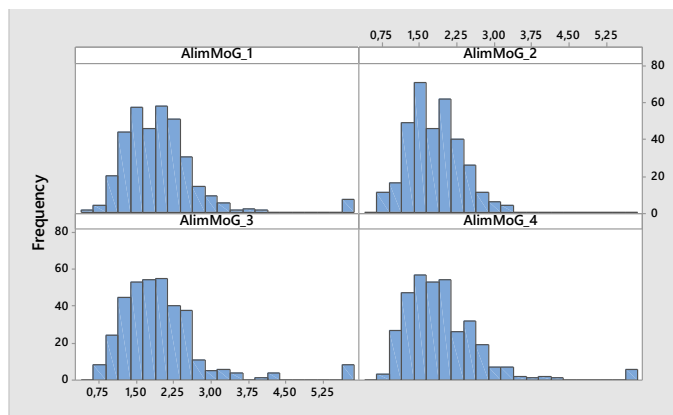
**Figura 27: Histograma de RCC (2) por grupo.**

Por otro lado, la Tabla 25 muestra los resultados de indicadores estadísticos para las variables principales de flotación que son manipuladas desde la sala de control. Se denominan principales porque son las variables que provocan cambios operacionales.

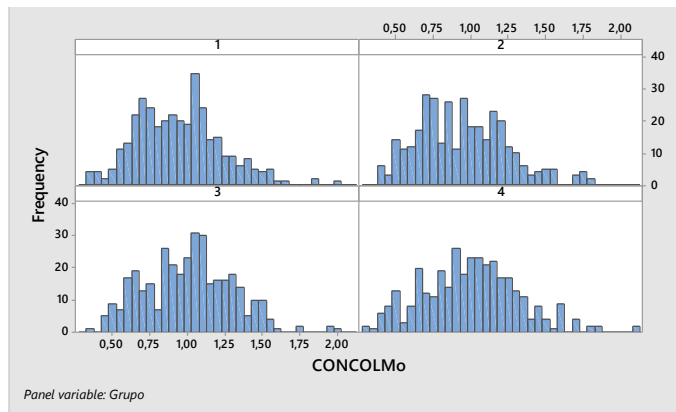
**Tabla 25: Resultados estadística valores de control Flotación.**

Variable Flotación	G1		G2		G3		G4	
	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar
<b>%Mo Cola Ro</b>	0,11	0,07	0,09	0,05	0,10	0,08	0,10	0,07
<b>%Mo Alim Ro</b>	1,97	0,79	1,79	0,52	1,97	0,85	1,94	0,79
<b>%Mo Conc Ro</b>	7,87	4,59	7,21	4,27	8,51	4,04	7,18	3,52
<b>%Cu Alim Ro</b>	31,07	4,97	30,64	4,70	31,12	4,73	30,27	4,78
<b>%Mo CONCOL</b>	0,94	0,28	0,94	0,29	1,01	0,29	1,00	0,32
<b>%Mo Conc Cl 1</b>	32,13	6,15	32,11	6,96	34,58	5,19	32,85	5,75
<b>%Mo Cola Cl 1</b>	3,39	2,09	3,30	2,08	3,84	2,38	3,38	2,37
<b>%Cu Conc Cl 1</b>	13,52	3,25	13,56	3,90	12,43	2,82	13,35	3,06
<b>Alim.</b>	2078,10	449,80	2090,50	454,90	1982,60	435,10	2035,80	437,70

A modo de ejemplo, la Figura 28 muestra el histograma comparativo del porcentaje de molibdeno en alimentación rougher por grupo. No es posible ajustar una única función distribución de probabilidades para cada caso. Sin embargo, en principio, distribuciones del tipo normal o de Weibull de 3 parámetros son las más adecuadas.

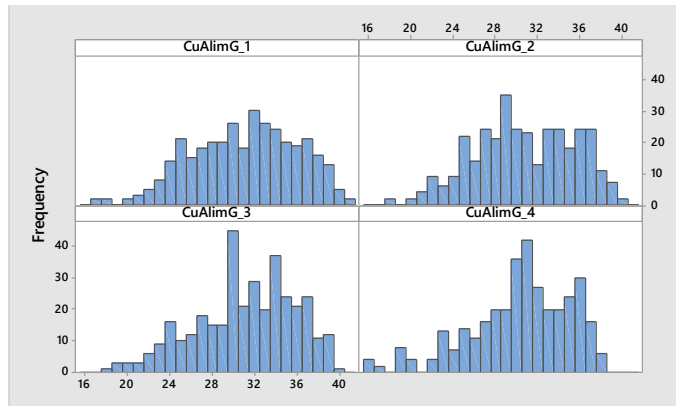


**Figura 28: Histograma comparativo %Mo Alimentación Rougher por grupo.**



**Figura 29: Histograma comparativo %Mo en alimentación fresca (CONCOL) por grupo.**

De la misma forma, las Figuras 28 y 29 muestran que las condiciones para todos los grupos durante el estudio se mantuvieron dentro del mismo rango, información que se puede confirmar con la Tabla 25. Esto indica que los grupos poseen condiciones similares de operación, haciendo comparables sus prácticas operacionales, ya que éstas últimas serían las fuentes de las variaciones en los resultados de la operación, descartando cambios posibles que provengan de la diferencia de características en la alimentación.

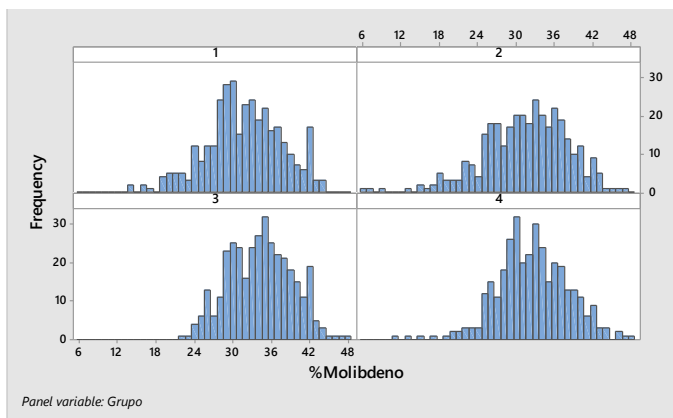


**Figura 30: Histograma comparativo %Cu en alimentación fresca (CONCOL) por grupo.**

Los histogramas de las otras variables mostradas anteriormente pueden comprobar gráficamente la misma información presentada en la Tabla 25 (ver Anexo F), y asimismo muestran las tendencias para ciertas variables o incluso variabilidad de las mismas. Para determinar si la diferencia entrega suficiente información estadística se realizan diversos análisis de varianza para algunas variables de entrada.

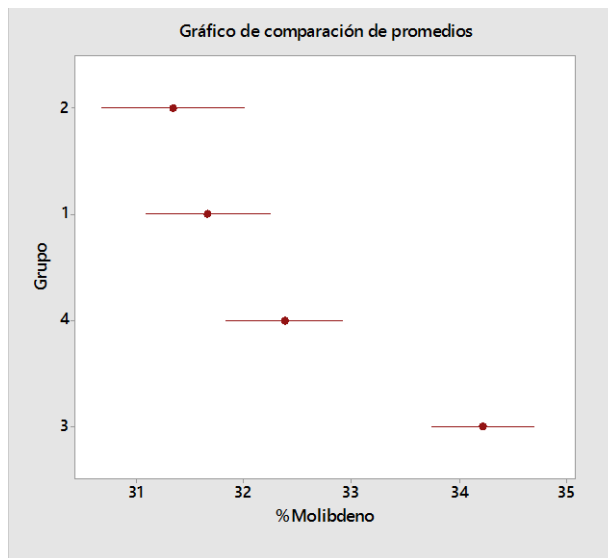
En particular, el histograma de la Figura 31 indica una distribución para el porcentaje de molibdeno en el concentrado de primera limpieza “desplazada a la derecha” en el grupo 3 con respecto a los demás grupos.





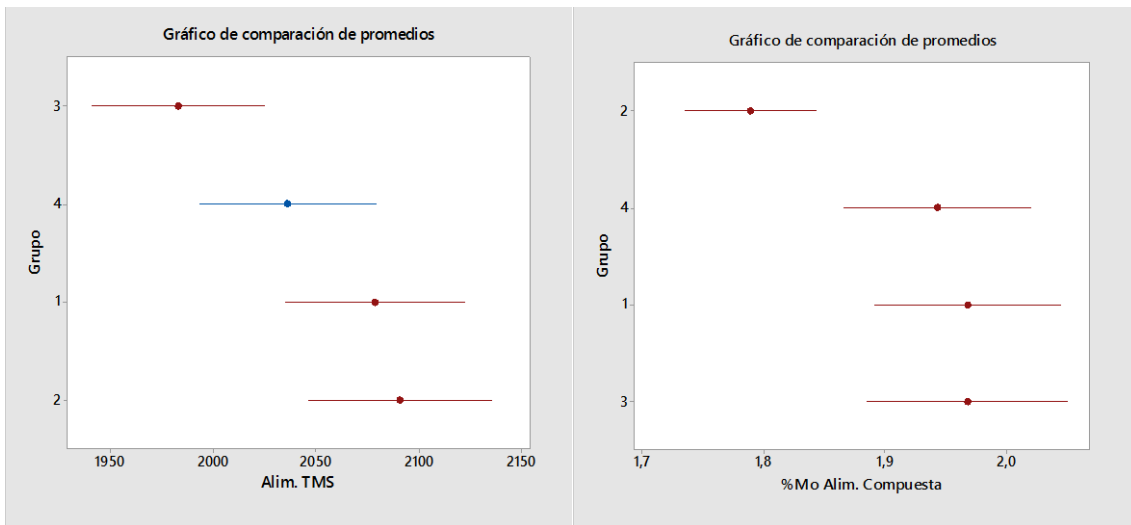
**Figura 31: Histograma comparativo %Mo en Concentrado de primera limpieza por grupo.**

En base a esto último, se realizó un análisis de varianza sobre el porcentaje de molibdeno en el concentrado de primera limpieza para determinar si existen diferencias significativas. De esta forma se encontró que el grupo 3 genera un concentrado con mayor contenido de molibdeno que los demás grupos (Figura 32).



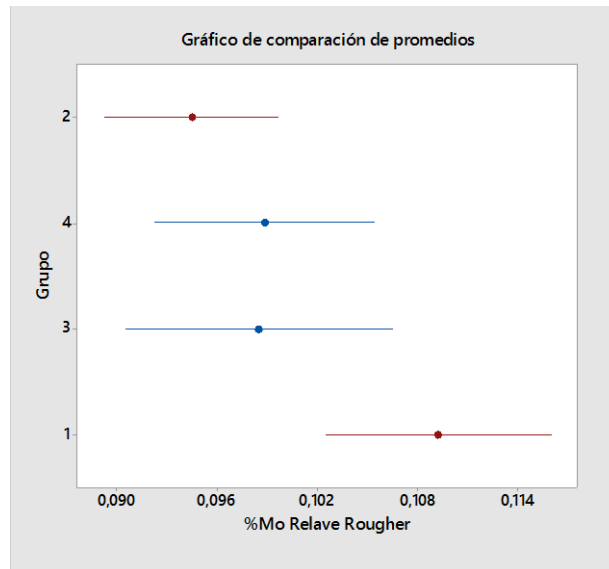
**Figura 32: Gráfico de comparación de promedios de porcentaje de molibdeno en etapa de primera limpieza.**

Tal como se puede observar en la Figura 33, se determina que el grupo 3 recibe menos flujo de alimentación en promedio que el grupo 1 y 2, no así con respecto al grupo 4. Por otro lado, el grupo 2 posee un menor porcentaje de molibdeno en la alimentación al compararlo con los demás grupos. Tanto el flujo de alimentación como el porcentaje de molibdeno no son variables controlables por los grupos, pero pueden explicar las prácticas operacionales realizadas por cada grupo.



**Figura 33: Gráficos de comparación de promedios para Alim TMS y %Mo Alim. Compuesta.**

Por otro lado, en un intento de explicar las diferencias de eficiencia en la recuperación selectiva, se realiza un análisis de varianza para el porcentaje de molibdeno en el relave rougher. Tal como se observa en la Figura 34, el grupo 2 posee una diferencia de promedios con el grupo 1, pero no es posible determinar una diferencia entre el grupo 2, 3 y 4. En definitiva, se determina que el grupo 1 posee un mayor porcentaje de molibdeno en el relave rougher que el grupo 2. Cabe destacar que el molibdeno presente en el relave rougher no es recuperado en ningún punto del circuito, y es considerado como una impureza del concentrado de cobre.



**Figura 34: Gráfico de comparación de promedios de %Mo Relave Rougher.**

Se presentan dos variables de porcentaje de sólidos, aquella con terminación *SP* (*set-point*) corresponde al valor que ingresa el operador al sistema, mientras que la variable real es aquella medición realizada por sensores que se trata de mantener automáticamente cercana al set-point.

**Tabla 26: Variables Primarias de control Flotación.**

Variable Flotación	G1		G2		G3		G4	
	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar
<b>pH TK-15/16</b>	6,54	0,38	6,53	0,39	6,55	0,41	6,56	0,43
<b>pH Rougher</b>	8,85	0,44	8,81	0,49	8,91	0,90	8,91	0,81
<b>pH 1° Limpieza</b>	10,07	0,80	10,13	0,77	10,25	0,80	10,23	0,84
<b>pH 2° Limpieza</b>	9,29	0,38	9,28	0,37	9,28	0,34	9,27	0,35
<b>%Sólidos (PV<sup>3</sup>)</b>	42,61	1,56	42,37	3,27	42,64	4,21	42,88	3,06
<b>%Sólidos (SP<sup>3</sup>)</b>	42,57	1,55	42,54	1,62	42,99	1,26	42,90	1,21
<b>ORP Rough.</b>	-460,45	61,37	-452,04	72,32	-461,12	74,27	-464,29	63,65
<b>ORP 1° Limpieza</b>	-485,05	89,68	-496,13	75,51	-480,66	92,77	-481,12	89,49
<b>ORP 2° Limpieza</b>	-484,65	21,99	-477,55	52,03	-475,38	52,75	-476,51	37,26

En primer lugar, es posible confirmar los rangos operacionales mencionados por los operadores para las variables pH y ORP rougher. El porcentaje de sólidos se mantiene con una muy baja variabilidad, esto implica que el efecto de la dilución discutido por el grupo 1 en sección de entrevistas podría no correlacionarse estadísticamente. La gran variabilidad del potencial redox se puede explicar por lo sensible que es esta medición frente a la adición de reactivos superficialmente activos.

Un análisis de comparación de promedios indica que con respecto al pH en el estanque TK-15/16 no es posible concluir que existe alguna diferencia entre los promedios de pH entre los distintos grupos. Bajo las mismas condiciones de análisis, con respecto al pH de la flotación rougher tampoco es posible concluir que exista una diferencia de promedios entre los grupos. El pH de la etapa de primera limpieza mostró una diferencia entre el grupo 1 y los grupos 3 y 4, tal como se observa en la Figura 35.

<sup>3</sup> Se conoce como SP o *Set-Point* el valor que es ingresado al sistema de auto-control por los operadores o supervisores. Por otro lado el valor PV o *Point-Value* es el medido por los sensores, que a su vez es el utilizado por el sistema de auto-control para acercarse lo más posible al SP.

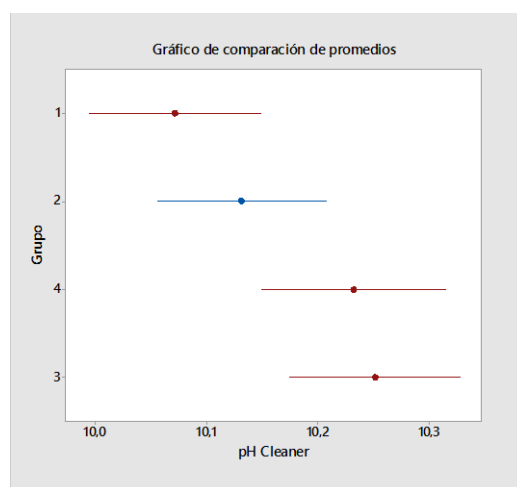


Figura 35: Gráfico de comparación de promedios de pH en primera limpieza.

El pH en la etapa de primera limpieza mostró ser la única con diferencias estadísticas, ya que el mismo análisis indicó que el pH en la etapa de segunda limpieza tampoco se puede concluir que exista una diferencia de promedios.

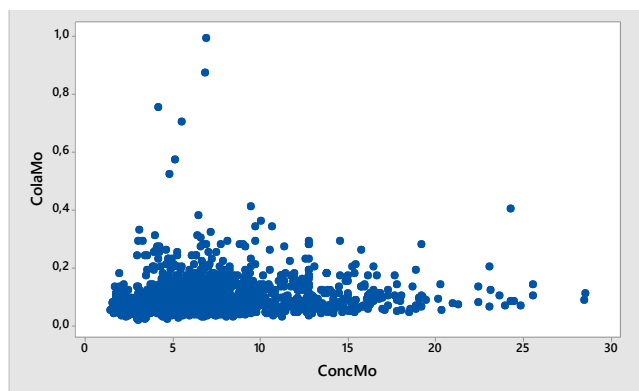
Un análisis de correlación se llevó a cabo con las variables más importantes de flotación. La Tabla 27 muestra las variables con más correlación a excepción de aquellas correlaciones entre variables que tienen como objetivo comprobar o discrepar de ciertas aseveraciones mencionadas en las entrevistas.

Tabla 27: Correlación entre variables base de flotación.

Variable 1	Variable 2	Correlación	Tipo de Correlación	P-Value
<b>Rec. Rougher</b>	<b>%Mo Relave Rougher</b>	-0,737	Fuerte indirecta	0,000
<b>Rec. Selectiva</b>	<b>%Mo Relave Rougher</b>	-0,828	Fuerte indirecta	0,000
<b>RCC (2)</b>	<b>%Mo Conc. Rougher</b>	-0,663	Moderada indirecta	0,000
<b>ORP 1° Limpieza</b>	<b>pH 1° Limpieza</b>	-0,721	Fuerte indirecta	0,000
<b>%Cu Conc. 1° Limpieza</b>	<b>%Mo Conc. 1° Limpieza</b>	-0,890	Fuerte indirecta	0,000
<b>%Mo Relave Rougher</b>	<b>%Mo Conc. Rougher</b>	0,057	Muy débil directa	0,035
<b>pH Rougher</b>	<b>Alim. TMS</b>	0,406	Débil directa	0,000
<b>ORP Rougher</b>	<b>Alim. TMS</b>	-0,596	Moderada indirecta	0,000
<b>%Mo Conc. Rougher</b>	<b>%Mo Conc. 1° Limpieza</b>	0,505	Moderada directa	0,000
<b>%Mo Relave 1° Limpieza</b>	<b>%Mo Conc. Rougher</b>	0,459	Débil directa	0,000
<b>%Cu Conc. 1° Limpieza</b>	<b>%Mo Conc. Rougher</b>	-0,460	Débil indirecta	0,000
<b>%Sólidos (Set-Point)</b>	<b>%Sólidos (Point-Value)</b>	0,400	Débil directa	0,000

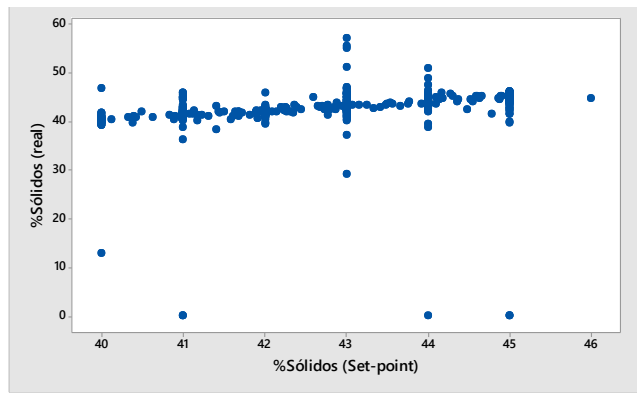
La correlación indirecta existente entre la recirculación (RCC 2) y el porcentaje de molibdeno en el concentrado rougher indica que cuando la recuperación másica de la etapa rougher aumenta, el concentrado se contamina con impurezas, disminuyendo el porcentaje de molibdeno presente en dicha corriente. Además, se observa que el cobre recuperado en la etapa rougher es difícilmente recuperado en las etapas de limpieza, por lo que en su mayoría es recirculado y acumulado en los espesadores.

Este análisis sólo confirma lo que era globalmente conocido por la operación, a excepción de una baja correlación entre el porcentaje de molibdeno en relave rougher y su contraparte en el concentrado rougher. La correlación entre el potencial redox en la primera limpieza y el pH es esperable, aunque la tendencia no se repite en la etapa rougher ni en la segunda limpieza. Esta correlación puede provenir de la adición directa de NaSH en la etapa de primera limpieza. La presencia de cobre en el concentrado de la limpieza está claramente correlacionada con la presencia de molibdeno. Todos los gráficos de correlación entre las variables previamente mencionadas se encuentran en anexos, a excepción del mostrado en la Figura 36.



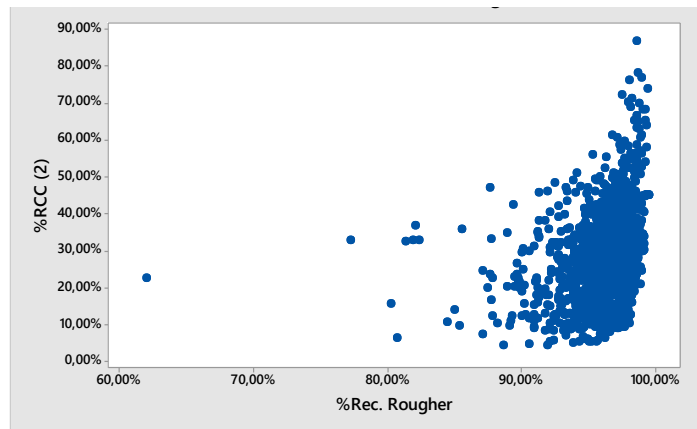
**Figura 36: Correlación %Mo Relave Rougher vs %Mo Conc. Rougher.**

Tal como se ve en la Figura 37 la correlación entre el porcentaje de sólidos medido e indicado es débil, obteniéndose una gran variabilidad y poco control real sobre el porcentaje de sólidos. El tipo de sensor utilizado para medir el porcentaje de sólidos corresponde a un densímetro nuclear, y la razón de la diferencia entre la medición y el valor dispuesto por los supervisores puede deberse a una estrategia de calibración que dé espacio a distanciamiento entre el valor real y la medición, o también a la estrategia de control automático que se utilice. En base a esto último, se recomienda estudiar con detalle la fuente de la diferencia, con el fin de asegurar un mayor control del proceso, eliminando la variabilidad de la medición del porcentaje de sólidos.



**Figura 37: Correlación %Sólidos (Set-Point vs Real Medido)**

La correlación existente entre la variable de recirculación calculada en Minera Los Pelambres y la recuperación rougher posee un  $R^2$  de 0,312 (ver Figura 38), lo cual implica que no es una relación estadísticamente robusta. Esto no contradice el significado físico de la recuperación másica, debido a que la recuperación rougher se calcula a partir de la recuperación másica por un factor de enriquecimiento.



**Figura 38: Correlación entre RCC (2) vs Recuperación Rougher.**

## v) Modelos estadísticos y análisis posterior

Se realiza un modelo estadístico multivariable de la recuperación selectiva a partir de las variables obtenidas hasta el momento, de la forma

$$Y = a_0 + a_1 \cdot A + a_2 \cdot B + \dots + a_6 \cdot (A \cdot B) + a_7 \cdot (A \cdot C) + \dots \quad (32)$$

donde  $Y$  es la variable de respuesta (Recuperación Selectiva);  $a_i$  corresponde al coeficiente de cada variable o interacción de variables; y  $A - E$  representa cada una de las variables (detalladas en la Tabla 28). Cabe destacar que no todas las variables ni interacciones fueron utilizadas, utilizando el P-value para descartar aquellas relaciones sin relevancia estadística.

Tabla 28: Coeficientes de variables Modelo 1 (Rec. Selectiva).

Variable	Nomenclatura	Tipo de correlación	Coef.	P-Value
<b>Intersección</b>	-	N/A	0,90930	-
<b>%Mo Relave Rougher</b>	A	Lineal	-3,08700	0,000
<b>%Mo Conc. Rougher</b>	B	Lineal	-0,00037	0,000
<b>%Mo CONCOL</b>	C	Lineal	0,19016	0,000
<b>%Cu Alim. Rougher</b>	D	Lineal	0,00338	0,000
<b>pH Rougher</b>	E	Lineal	-0,00540	0,000
<b>A*B</b>	-	Interacción de 2 var.	0,00926	0,000
<b>A*C</b>	-	Interacción de 2 var.	0,71040	0,000
<b>A*D</b>	-	Interacción de 2 var.	0,01684	0,000
<b>A*E</b>	-	Interacción de 2 var.	0,07630	0,000
<b>C*D</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,00484	0,000

El índice de correlación del modelo resultó ser de 96%, y un índice de correlación ajustado de 96%. Otras variables que fueron originalmente consideradas para el modelo fueron la alimentación másica, porcentaje de molibdeno en alimentación rougher (compuesta), porcentaje de sólidos, pH (por etapa), entre otras (Flujo NaSH, Flujo Espumante, Flujo de Nitrógeno, Nivel de espuma, etc.). La Figura 39 muestra los principales efectos de las variables en el modelo. Se puede observar una directa correlación entre el porcentaje de molibdeno en el relave rougher, así como el porcentaje de molibdeno en la alimentación fresca (CONCOL).

El reporte del programa utilizado no muestra la recuperación selectiva como un porcentaje, y tal como se verá en los posteriores gráficos, se utiliza la escala decimal del porcentaje (entre 0 y 1). Debido a que el análisis puede ser realizado con dicha escala sin problemas y a la vez no se genera ningún problema visual en el gráfico, se indica que todos los reportes posteriores de este carácter poseerán la misma escala.

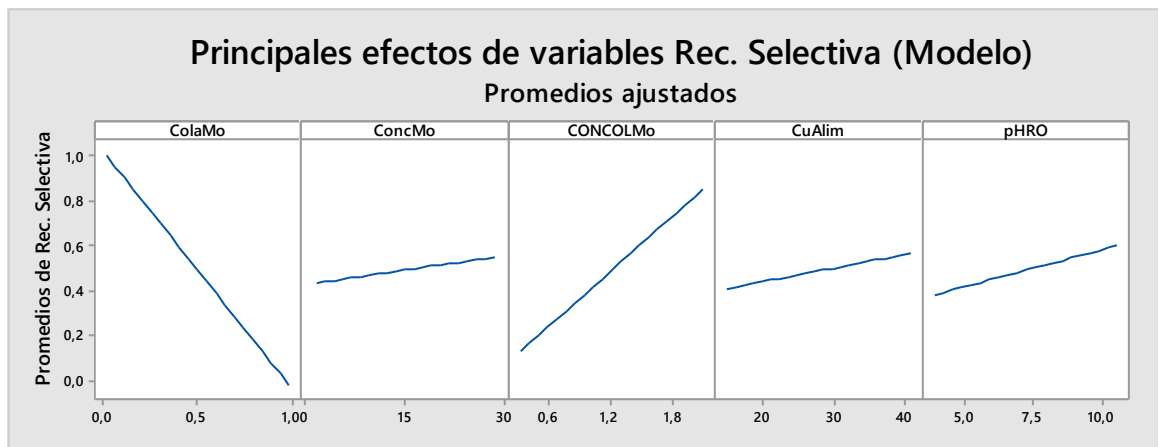


Figura 39: Principales efectos de variables Modelo 1 (Rec. Selectiva).

v.1.) Primer modelo de optimización (Recuperación selectiva)

Usando el software Minitab, se realizaron diversas optimizaciones del modelo para encontrar los valores necesarios de las variables para llegar a un 91% de recuperación selectiva (aproximadamente un punto porcentual más que el promedio) en varios escenarios. El primer escenario corresponde a las condiciones operacionales promedio, con una alimentación de molibdeno (CONCOL) entre 0,94 y 1,01% y una alimentación de cobre entre 30,27 y 31,12%.

Tabla 29: Optimización 1 Modelo 1.

Rec. Selectiva	%Mo Relave	%Mo Conc.	%Mo CONCOL <sup>4</sup>	%Cu Alim <sup>4</sup>	pH Rough.
<b>91%</b>	0,09	28,50	1,01	31,12	10,55

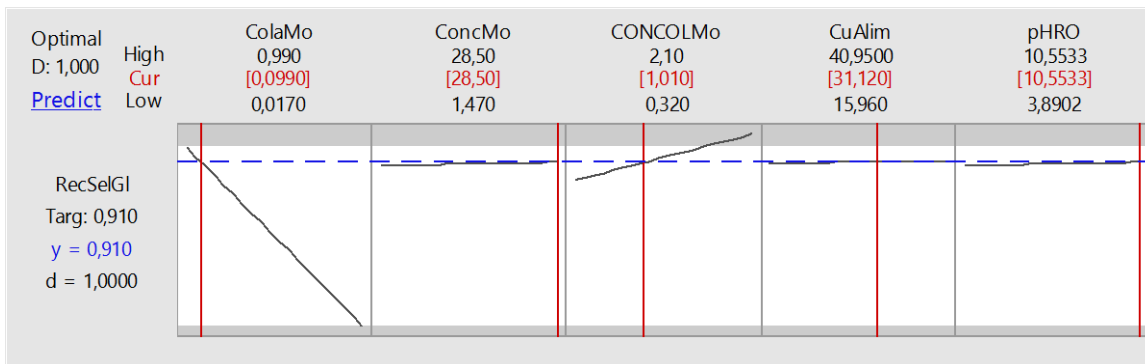


Figura 40: Optimización 1 Modelo 1.

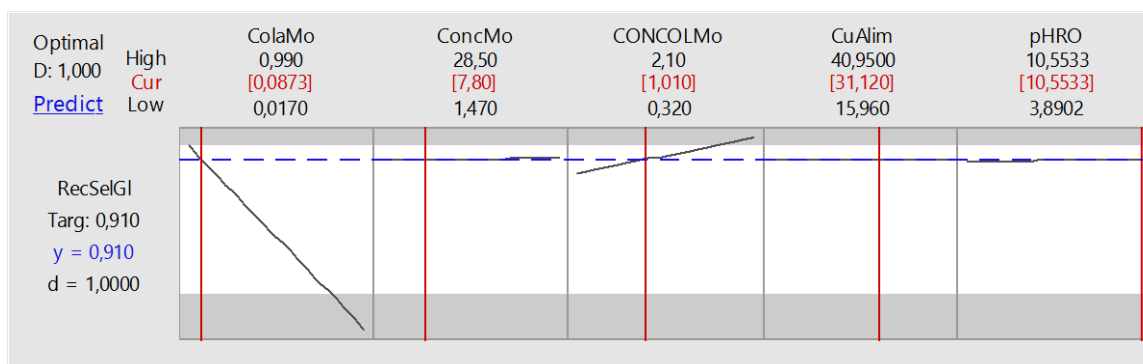
En el escenario mostrado en la Figura 40 se puede notar que la recuperación selectiva es fuertemente dependiente del porcentaje de molibdeno en la cola y no así del porcentaje de molibdeno en el concentrado. Esto confirma que una de las variables más importantes para muchos grupos sea el porcentaje de molibdeno, y a la vez provee un rango operacional entre 0,02 y 0,09% para asegurar una recuperación selectiva por sobre el 91%. Otras variables, como el porcentaje de molibdeno en el concentrado y el pH rougher no tienen tanto efecto en la variación de la recuperación selectiva. Sobre la correlación existente entre el porcentaje de molibdeno en el relave y concentrado, al no existir una correlación estadística clara, se decide realizar idéntico análisis de optimización realizado anteriormente, acotando el porcentaje de molibdeno en el concentrado a entre 6,68 y 7,70%, siendo la mediana y el promedio de los datos globales, respectivamente.

Tabla 30: Optimización 2 Modelo 1.

Rec. Selectiva	%Mo Relave	%Mo Conc.	%Mo CONCOL	%Cu Alim	pH Rougher
<b>91%</b>	0,09	7,80	1,01	31,12	10,55

<sup>4</sup> Valores dentro de un rango promedio dado por resultados estadísticos.





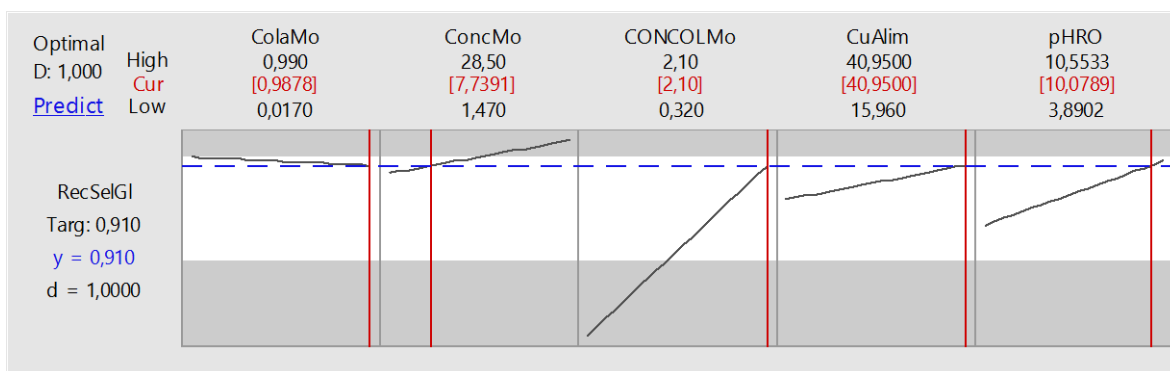
**Figura 41: Optimización 2 Modelo 1.**

Para la iteración mostrada en la Figura 41, con variables más cercanas al promedio global, se observa que las variables más importantes siguen siendo el porcentaje de molibdeno en el relave y en la alimentación fresca (CONCOL), mientras que variables como el porcentaje de molibdeno en el concentrado rougher, la alimentación de cobre y el pH rougher poseen menos influencia en la recuperación selectiva. Es por esto que para mantener una recuperación mayor o igual a 91% se debe mantener el porcentaje de molibdeno en el relave rougher menor o igual a 0,09%. Para ejemplificar el efecto de la variable de pH rougher en esta iteración, se repite el procedimiento manteniendo constante el pH rougher en 9,5 y se indica que el porcentaje de molibdeno en el relave rougher debe ser menor o igual a 0,09% en dicho caso. Finalmente el pH debe mantenerse sólo en rango operacional promedio en estos casos.

El efecto de la calidad de la alimentación puede estudiarse modificando la entrada de molibdeno en el modelo. Por lo tanto, utilizando el mismo procedimiento de optimización, pero manteniendo la alimentación de molibdeno (CONCOL) como la máxima estadística, se obtienen los resultados presentados en la Tabla 31.

**Tabla 31: Optimización 3 Modelo 1.**

Rec. Selectiva	%Mo Relave	%Mo Conc.	%Mo CONCOL	%Cu Alim	pH Rougher
<b>91%</b>	0,99	7,74	2,10	40,95	10,08



**Figura 42: Optimización 3 Modelo 1.**

Por lo tanto, cuando la alimentación posee una alta ley de molibdeno, el porcentaje de molibdeno en el relave rougher deja de tener preponderancia en la recuperación selectiva, y el pH toma relevancia. En base a esto el porcentaje de molibdeno en el relave puede tomar valores entre 0,02 y 0,99%, rango que se estrecha a disminuir la ley de molibdeno en la alimentación. Esto implica que el modelo no representa adecuadamente la recuperación selectiva cuando la ley de alimentación se encuentra cercana al límite máximo observado en el periodo de tiempo estudiado (2,1%). Probablemente esto último se deba a la falta de información disponible en dicha condición operacional. Al disminuir el pH en el modelo, el rango de ley de molibdeno en el relave se acota entre 0,02% y 0,42% (pH 8,7). Se sugiere, cuando el circuito se presente como poco sensible a otras variables que no sea la acidez, un pH más alcalino que lo usualmente utilizado (pH 9) para obtener buenos resultados de recuperación selectiva. El porcentaje de molibdeno en el concentrado rougher debe ser igual o mayor a 7,74% para mantener los resultados de recuperación.

A pH 8,7 la alimentación de cobre no tiene efecto sobre la recuperación selectiva, a diferencia del caso en que el pH muy alto. Esto se explica por una interacción entra las variables pH y ley de cobre en la alimentación en el modelo estadístico.

El otro caso extremo corresponde al menor contenido de molibdeno en alimentación (Tabla 32, Figura 43), en donde el porcentaje de molibdeno en el relave rougher toma nuevamente preponderancia. Todas las demás variables pierden relevancia en el caso extremo de baja ley de alimentación de molibdeno, el pH y el porcentaje de molibdeno en el concentrado rougher pudiendo tomar técnicamente cualquier valor dentro de sus rangos respectivos. Finalmente para mantener el resultado en 91% o más, se debe trabajar, en lo posible, con porcentaje de molibdeno en el relave igual o menor a 0,03%.

Tabla 32: Optimización 4 Modelo 1.

Rec. Selectiva	%Mo Relave	%Mo Conc.	%Mo CONCOL	%Cu Alim	pH Rough.
<b>91%</b>	0,03	7,48	0,32	21,76	10,55

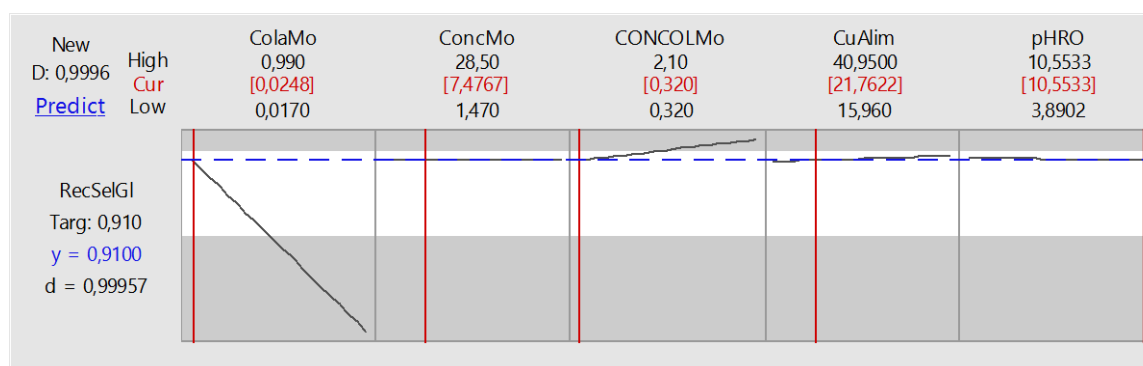


Figura 43: Optimización 4 Modelo 1.

v.2.) Segundo modelo de optimización (Recuperación Rougher)

Se realizó un modelo estadístico multivariable para la recuperación rougher, utilizando el mismo principio que para la recuperación selectiva. Se obtuvo un modelo con un índice de correlación de 97,56% y un índice de correlación ajustado de 97,52%, cuya especificación de variables se muestran en la Tabla 33. La Figura 44 muestra que el porcentaje de molibdeno en el relave, porcentaje de molibdeno en alimentación compuesta, pH rougher y recirculado rougher (normalizado según mostrado previamente) son las variables con mayor influencia en el resultado del modelo.

Tabla 33: Coeficientes de variables Modelo 2 (Rec. Rougher).

Variable	Nomenclatura	Tipo de correlación	Coef.	P-Value
<b>Intersección</b>	-	N/A	0,8800	0,000
<b>%Mo Relave Rougher</b>	A	Lineal	-1,3048	0,000
<b>%Mo Alim. Rougher</b>	B	Lineal	0,0580	0,000
<b>%Mo Conc. Rougher</b>	C	Lineal	0,0019	0,000
<b>%Mo CONCOL</b>	D	Lineal	0,0538	0,000
<b>%Cu Alim. Rougher</b>	E	Lineal	0,0001	0,001
<b>pH Rougher</b>	F	Lineal	0,0050	0,000
<b>RCC (2)</b>	G	Lineal	0,1070	0,000
<b>A*B</b>	-	Interacción de 2 var.	0,0857	0,000
<b>A*C</b>	-	Interacción de 2 var.	0,0078	0,000
<b>A*D</b>	-	Interacción de 2 var.	0,0259	0,000
<b>A*E</b>	-	Interacción de 2 var.	0,0014	0,001
<b>A*F</b>	-	Interacción de 2 var.	0,0450	0,000
<b>B*C</b>	-	Interacción de 2 var.	0,7512	0,000
<b>B*D</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,0015	0,000
<b>B*F</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,0024	0,000
<b>B*G</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,0013	0,000
<b>C*G</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,0696	0,000
<b>D*E</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,0002	0,021
<b>D*F</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,0050	0,000

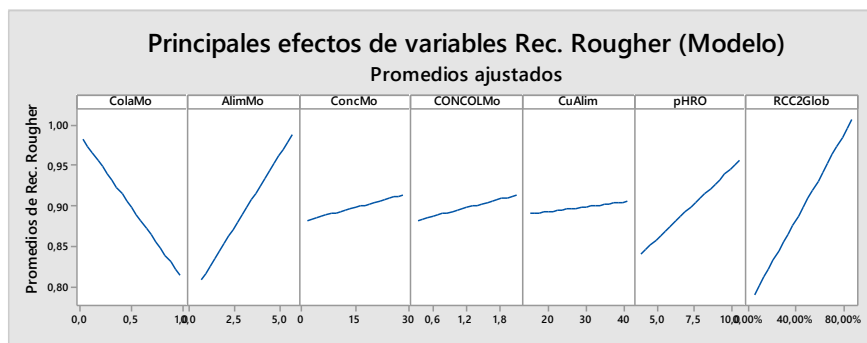


Figura 44: Principales efectos de variables Modelo 2 (Rec. Rougher).

Como la recirculación y el porcentaje de molibdeno en el relave rougher son las variables más importantes se construye un gráfico para encontrar zonas de máxima recuperación (Figura 45). Las mayores recuperaciones se pueden encontrar con una ley baja de molibdeno en el relave o con una gran recirculación.

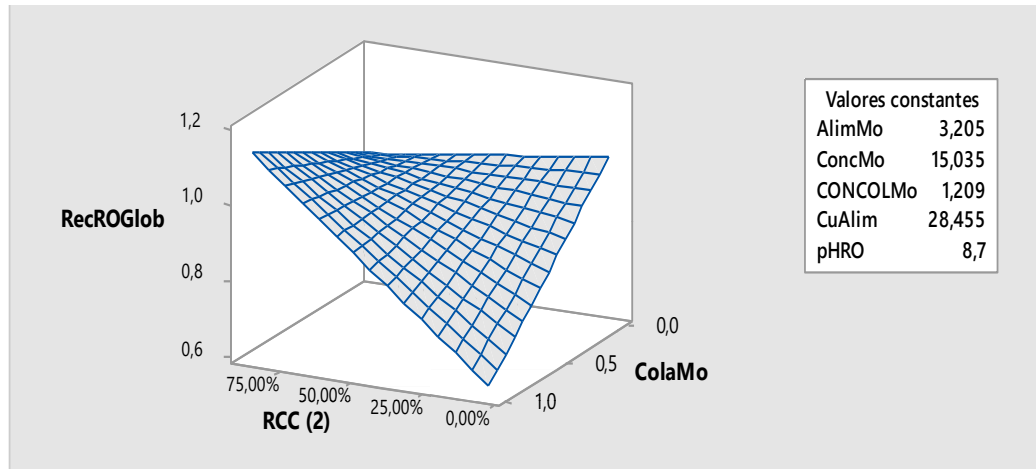


Figura 45: Gráfico de superficie RCC (2) vs %Mo relave rougher vs Rec. rougher.

Una primera optimización utiliza valores promedio para la alimentación de molibdeno compuesta, fresca, recirculación, pH y molibdeno en concentrado rougher. La Tabla 34 muestra los valores de las variables. Esto se consideró para intentar mantener la relación entre el molibdeno en el concentrado y el relave, evitando efectos de variables tales como el aumento en recuperación rougher producido por la recirculación. La Figura 46 muestra el efecto de las distintas variables en la optimización. El porcentaje de molibdeno en el relave rougher sigue siendo la variable con más influencia.

Tabla 34: Optimización 1 Modelo 2.

Rec. Rougher	%Mo Relave	%Mo Alim. (Compuesta)	%Mo Conc.	%Mo CONCOL	%Cu Alim	pH Rough.	RCC(2)
<b>97%</b>	0,07	1,92	7,70	1,01	31,12	8,70	20%

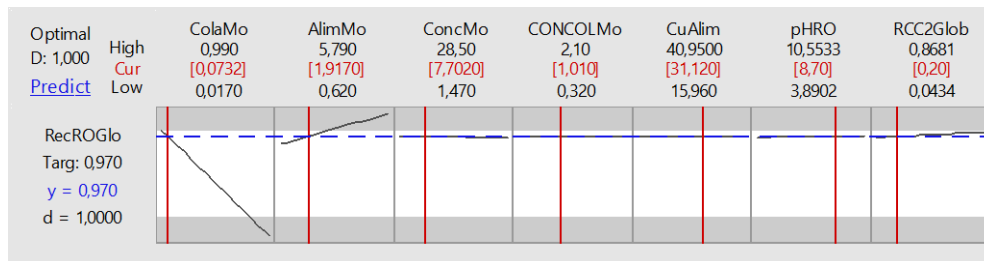


Figura 46: Optimización 1 Modelo 2.

Los resultados indican que para obtener una recuperación rougher igual o superior a 97%, el porcentaje de molibdeno en el relave rougher debe ser menor o igual a 0,08%. En el caso de encontrar un aumento en la ley de molibdeno de alimentación, el porcentaje de molibdeno en el relave rougher presentará menos restricciones, ya que en dicho escenario la ley de molibdeno en el relave podría aumentar, sin ocasionar que la recuperación rougher baje de 97%. Dos análisis con porcentajes de molibdeno de alimentación (fresca) de 2,10% y 0,32% muestran idéntica tendencia, por lo tanto el porcentaje de molibdeno en el relave rougher como el porcentaje de molibdeno en la alimentación se mantienen como las variables más importantes.

Se realiza un gráfico de contorno para la recuperación rougher, localizando los escenarios en donde se mantendría entre 95 y 99%, mientras se consideran todas las variables constantes, exceptuando la recirculación y el porcentaje de molibdeno en el relave rougher (Figura 47). Se indica entonces que la recuperación rougher será alta en la medida que el porcentaje de molibdeno en el relave rougher sea bajo y/o la recirculación sea alta.

Es importante recalcar que la recirculación utilizada en el análisis corresponde a la recuperación másica de la etapa rougher, lo que implicaría que si la recuperación másica de la etapa rougher aumenta, también lo hace la recuperación rougher. Si bien esto último no asegura que la recuperación selectiva de molibdeno (del circuito completo) aumente, esto es justamente lo esperable en flotación de minerales asumiendo que la razón de enriquecimiento sea relativamente constante.

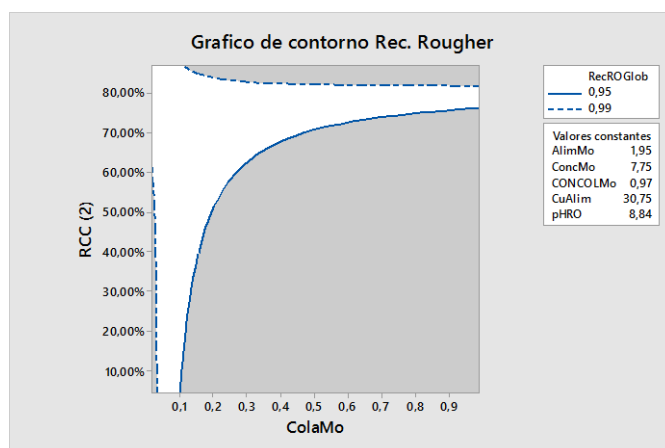


Figura 47: Gráfico de contorno RCC (2) vs %Mo Relave Rougher para Modelo 2 (Rec. Rougher).

### v.3.) Integración de más variables a los modelos

La Tabla 35 muestra las siguientes variables operacionales de Flotación, destacando el flujo de nitrógeno y el nivel de espuma como las variables que se mueven para cambiar la configuración de una celda. Los niveles fueron calculados a partir de un promedio de todas las mediciones en la celda, clasificando así el colchón de espuma por etapa, asimismo se realizó con la medición de flujo de NaSH por etapa (l/min).

El histograma del consumo de NaSH total comprueba gráficamente que al parecer es una variable que se utiliza con mucha discreción, ya que los valores y distribuciones entre los grupos son muy

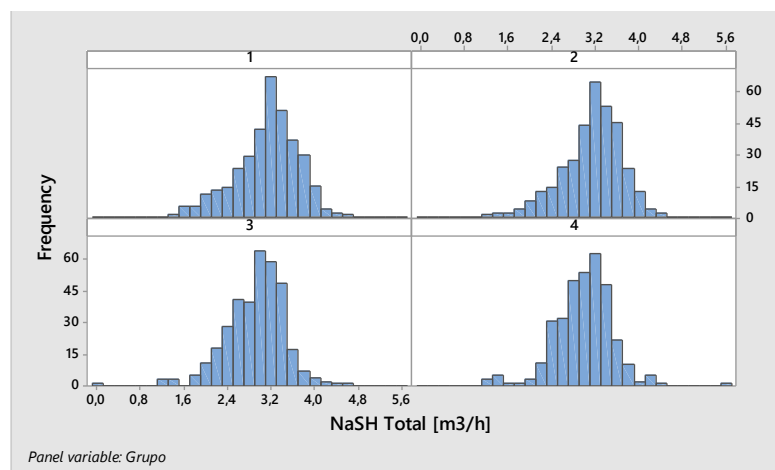
similares (Figura 48). Esto último podría indicar que la gran variabilidad en la eficiencia se debería a la acción conjunta de otras variables, y que el consumo de NaSH esté estandarizado. Un ejemplo de esto se puede notar en el histograma comparativo del flujo de espumante por grupo, al presentar una mayor variabilidad (ver Anexo F).

**Tabla 35: Variables secundarias de Flotación.**

Variable Flotación	G1		G2		G3		G4	
	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar
<b>Nivel Espuma Rougher</b>	-200,10	47,35	-198,24	47,12	-204,92	57,24	-204,50	55,13
<b>Nivel Espuma 1° Limpieza</b>	-320,30	77,70	-313,23	76,26	-346,20	83,25	-343,98	82,37
<b>Nivel Espuma 2° Limpieza</b>	-263,06	45,70	-261,38	43,71	-273,46	50,15	-270,37	49,84
<b>Flujo N<sup>2</sup> (Nm<sup>3</sup>/h)</b>	1553,30	406,10	1562,80	391,50	1493,50	462,90	1483,00	459,30
<b>Presión N<sup>2</sup> (PSI)</b>	59,66	5,76	60,11	4,99	61,00	4,29	60,77	4,42
<b>O<sup>2</sup> (%)</b>	0,42	0,23	0,42	0,22	0,45	0,37	0,44	0,34
<b>Espumante (mm/s)</b>	12,63	6,67	12,68	6,52	11,45	5,19	11,70	5,34
<b>Flujo NaSH Total (m<sup>3</sup>/h)</b>	3,13	0,57	3,13	0,54	2,92	0,54	2,98	0,53
<b>Flujo NaSH Rougher (l/min)</b>	14,64	5,47	14,94	5,75	13,64	5,53	14,09	5,69
<b>Flujo NaSH 1° Limpieza (l/min)</b>	3,86	2,71	3,75	2,44	2,72	1,68	2,92	2,38
<b>Flujo NaSH 2° Limpieza (l/min)</b>	6,88	1,63	6,85	1,74	6,46	1,67	6,49	1,66

Se observa que la desviación estándar de los niveles de espuma en la primera limpieza es mayor, implicando que, a nivel operacional, se implementa un rango amplio para esta variable. Tal como se observó en la Figura 16 (pág. 50) la recuperación global está completamente limitada por la recuperación rougher, y es fuertemente afectada por la recuperación de la primera limpieza. Por lo tanto, se confirma que mantener un énfasis en la operación de las etapas rougher y de primera limpieza es una buena estrategia para mejorar el proceso. Sin embargo, se debe recordar que el aumento en la recuperación de la segunda limpieza si afecta al proceso de manera positiva, por lo

tanto una estrategia que integre los tres procesos, mientras se les dé énfasis a las primeras dos etapas sería una práctica operacional más eficiente.



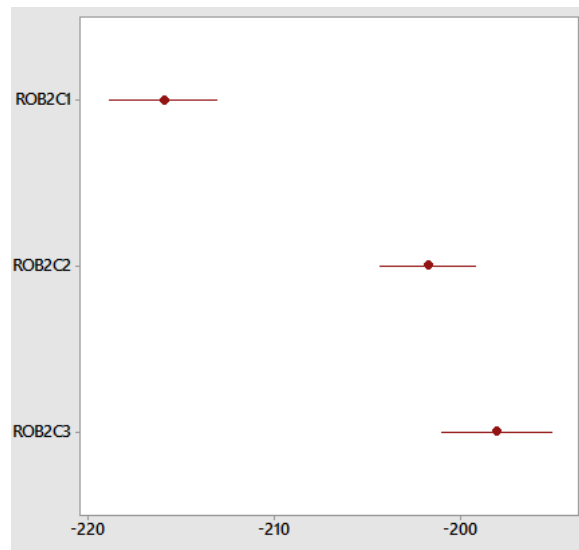
**Figura 48: Histograma comparativo consumo NaSH total por grupo.**

Se realiza un análisis de correlación a partir de las variables en la Tabla 35, considerando las relaciones que tienen con las variables mencionadas anteriormente. La Tabla 36 presenta los resultados de aquellas correlaciones importantes para el análisis del proceso general.

**Tabla 36: Correlación entre variables primarias y secundarias de flotación.**

Variable 1	Variable 2	Correlación	Tipo de Correlación	P-Value
<b>Flujo Nitrógeno</b>	<b>Alim. TMS</b>	0,468	Débil directa	0,000
<b>Flujo NaSH Total</b>	<b>Alim. TMS</b>	0,676	Moderada directa	0,000
<b>Flujo NaSH Rougher Total</b>	<b>Alim. TMS</b>	0,586	Moderada directa	0,000
<b>ORP Rougher</b>	<b>pH Rougher</b>	-0,451	Débil indirecta	0,000
<b>ORP Rougher</b>	<b>pH 1° Limp.</b>	-0,421	Débil indirecta	0,000
<b>ORP 1° Limp.</b>	<b>pH 1° Limp.</b>	-0,721	Fuerte indirecta	0,000
<b>Nivel espuma Rougher</b>	<b>ORP Rougher</b>	-0,503	Moderada indirecta	0,000
<b>Flujo NaSH Total</b>	<b>ORP Rougher</b>	-0,538	Moderada indirecta	0,000
<b>Flujo NaSH Rougher</b>	<b>ORP Rougher</b>	-0,544	Moderada indirecta	0,000

La Tabla 36 muestra las correlaciones previamente conocidas y consistentes con la teoría, confirmando que las variables se relacionan entre sí estadísticamente. Se verifica que existe una correlación indirecta entre el potencial redox y el nivel de espuma en la etapa rougher donde entre más negativo sea el potencial el nivel de espuma es menor. Lo anterior tiene una tendencia contraria a lo observado en planta, pero puede ser explicado por el comportamiento de cada banco de celdas. Un análisis estadístico (Figura 49) sobre los niveles de espuma en cada banco muestra que el nivel de espuma en la primera celda es mayor que en las celdas siguientes, lo cual podría ser explicado por la forma de adición de NaSH en cada banco. La adición de NaSH puede ser realizada en la primera celda, lo cual implicaría que dicha celda tendría un aumento en su nivel de espuma, pero en las celdas siguientes las partículas de sulfuros metálicos que posiblemente precipitaron y estabilizaron la espuma fueron removidas del sistema, disminuyendo la altura de espuma en las celdas siguientes.

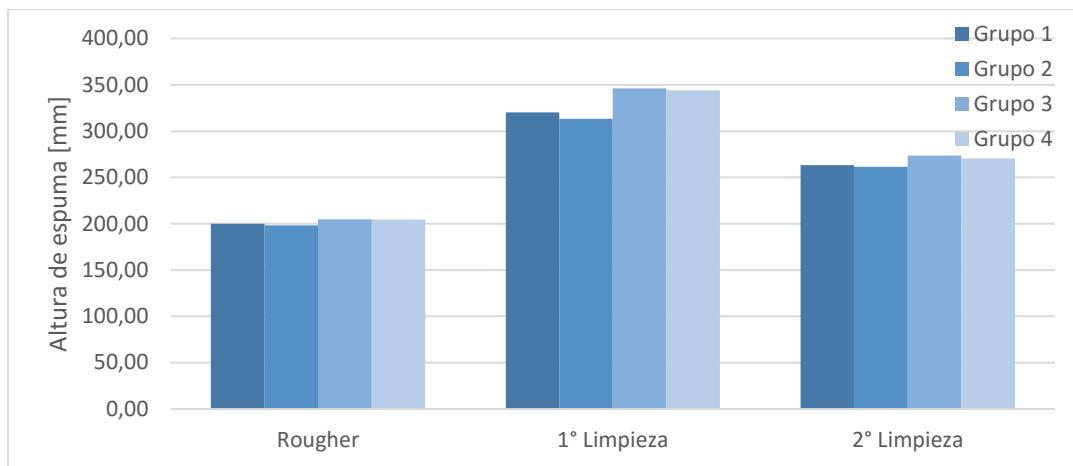


**Figura 49: Análisis de promedios para las alturas de espuma para el segundo banco de flotación Rougher.**

Finalmente, la correlación más importante corresponde a la interacción entre el flujo de alimentación en TMS y el consumo NaSH. Al tratar una mayor cantidad de mineral aumenta el consumo de reactivos. Asimismo, el flujo de nitrógeno no está directamente correlacionado con la ley de molibdeno en el concentrado, al presentar un índice de correlación 0,09 con un P-Value de 0,20. Probablemente la aseveración mencionada en las entrevistas (pág. 33, Tabla 12) se refería al efecto de la cinética y no del flujo de nitrógeno en particular.

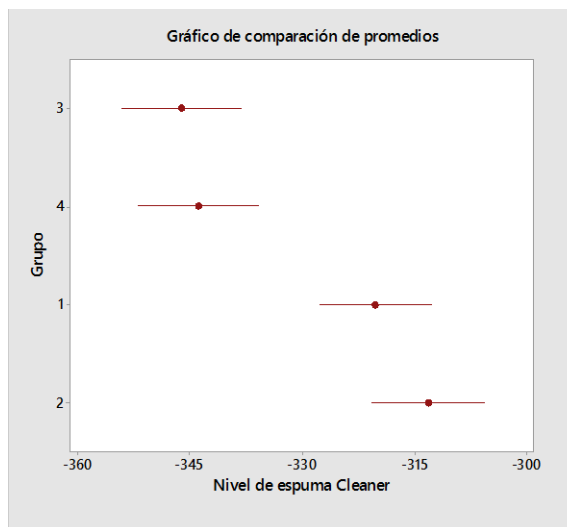
La Figura 50 muestra la comparación de los valores absolutos de las variables de altura de espuma en las etapas de rougher, limpieza 1 y limpieza 2. Cabe destacar que la diferencia evidente entre los grupos 3 y 4 con respecto a los grupos 1 y 2 equivale a menos de 50 mm (esto es, aproximadamente un 10% mayor a los demás grupos), por lo tanto se propone realizar un análisis estadístico para poder concluir si el nivel de espuma impacta la recuperación. Una observación interesante que se puede extraer de los histogramas respectivos del nivel de espuma en cada etapa es que existe menos variación en la altura de espuma en la etapa rougher y segunda limpieza, esto podría indicar una tendencia a mantener los valores de la variable relativamente constante. La gran variabilidad del nivel de espuma en la etapa de limpieza puede provenir de la acción directa de los operadores.



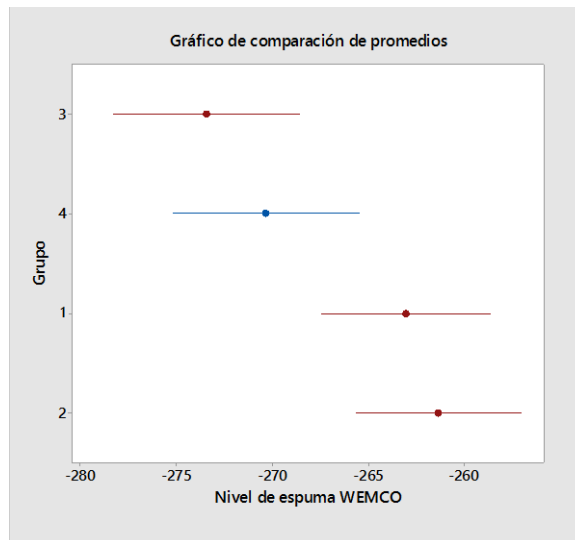


**Figura 50: Comparación de colchón de espuma (Valor absoluto).**

La diferencia entre los niveles de espuma en la etapa de primera limpieza se confirma mediante un análisis de varianza para los promedios por distintos grupos. La Figura 51 confirma que el grupo 3 y 4 difieren en promedio con los demás grupos, y utilizan un colchón de espuma más grande. Un análisis similar para la altura de espuma en la etapa de segunda limpieza se muestra en la Figura 52.

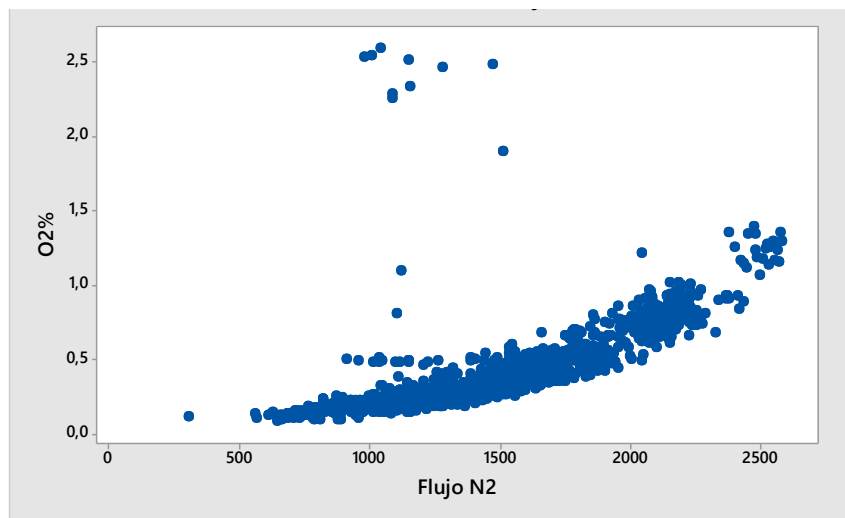


**Figura 51: Gráfico de comparación de promedios de nivel de espuma en primera limpieza.**



**Figura 52: Gráfico de comparación de promedios de nivel de espuma en segunda limpieza.**

En cuanto a la relación entre el flujo de nitrógeno, la presión de nitrógeno y el porcentaje de oxígeno, se concluye que la presión de nitrógeno no entrega información estadística relevante al ser una variable que se mantiene constante en operación igual a alrededor de 60 psi. Se confirma la relación entre el porcentaje de oxígeno y el flujo de nitrógeno mencionada en estudios previos (Figura 53).



**Figura 53: Correlación %O<sub>2</sub> vs Flujo N<sub>2</sub>.**

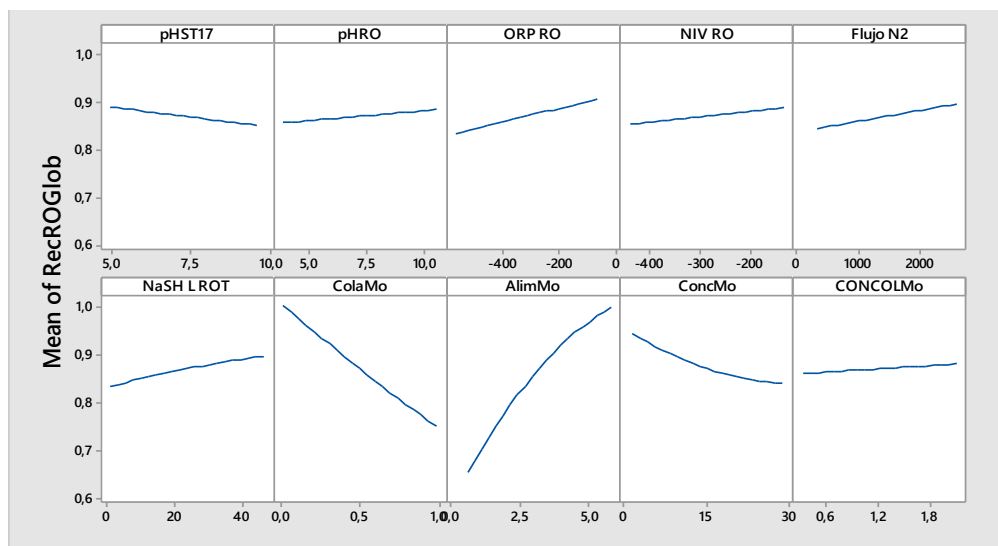
v.4.) Tercer modelo de optimización (Recuperación Rougher)

Se realiza un modelo de recuperación rougher con 10 variables, utilizando todas las variables asociadas a la etapa rougher. La Tabla 37 muestra el detalle de los coeficientes del modelo.

Tabla 37: Coeficientes de variables Modelo 3 (Rec. rougher).

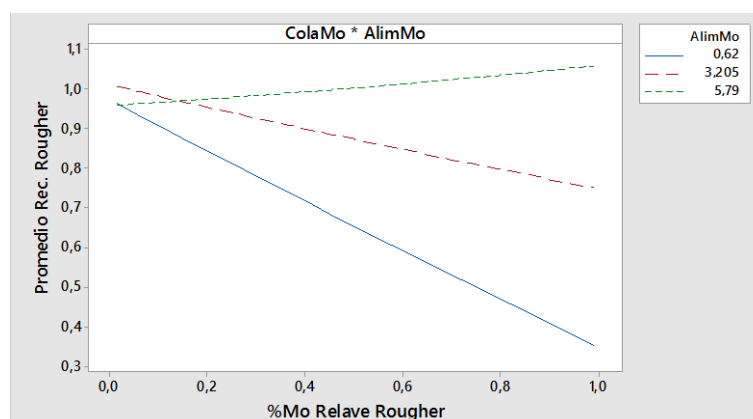
Variable	Nomenclatura	Tipo de correlación	Coef.	P-Value
<b>Intersección</b>	-	N/A	0,872	-
<b>pH TK-15/16</b>	A	Lineal	-0,019	0,011
<b>pH Rougher</b>	B	Lineal	0,014	0,041
<b>ORP Rougher</b>	C	Lineal	0,033	0,000
<b>Nivel de espuma Rougher</b>	D	Lineal	0,017	0,000
<b>Flujo Nitrógeno (total)</b>	E	Lineal	0,026	0,000
<b>Flujo NaSH Rougher (total)</b>	F	Lineal	0,032	0,000
<b>%Mo Relave Rougher</b>	G	Lineal	-0,128	0,000
<b>%Mo Alim. Rougher</b>	H	Lineal	0,175	0,000
<b>%Mo Conc. Rougher</b>	I	Lineal	-0,052	0,000
<b>%Mo CONCOL</b>	J	Lineal	0,010	0,000
<b>F*F</b>	-	Cuadrática	-0,005	0,004
<b>G*G</b>	-	Cuadrática	0,006	0,032
<b>H*H</b>	-	Cuadrática	-0,045	0,000
<b>I*I</b>	-	Cuadrática	0,022	0,000
<b>A*F</b>	-	Interacción de 2 var.	0,010	0,016
<b>A*G</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,032	0,000
<b>A*I</b>	-	Interacción de 2 var.	0,007	0,009
<b>A*G</b>	-	Interacción de 2 var.	0,018	0,026
<b>A*I</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,007	0,016
<b>C*E</b>	-	Interacción de 2 var.	0,006	0,003
<b>C*G</b>	-	Interacción de 2 var.	0,046	0,000
<b>C*H</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,010	0,001
<b>C*J</b>	-	Interacción de 2 var.	0,004	0,012
<b>D*G</b>	-	Interacción de 2 var.	0,035	0,000
<b>D*H</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,015	0,000
<b>E*G</b>	-	Interacción de 2 var.	0,029	0,000
<b>E*H</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,009	0,000
<b>E*I</b>	-	Interacción de 2 var.	0,003	0,027
<b>F*G</b>	-	Interacción de 2 var.	0,050	0,000
<b>F*H</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,014	0,000
<b>G*H</b>	-	Interacción de 2 var.	0,177	0,000
<b>G*I</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,065	0,000
<b>G*J</b>	-	Interacción de 2 var.	0,009	0,005
<b>H*J</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,007	0,001
<b>I*J</b>	-	Interacción de 2 var.	0,006	0,001

Este modelo determina la recuperación rougher con un índice de correlación de 96,05% y un índice de correlación ajustado de 95,11%. La Figura 54 muestra el efecto de cada una de las variables en el modelo.



**Figura 54: Principales efectos de variables Modelo 3.**

Nuevamente el porcentaje de molibdeno en el relave es la variable más importante y, al igual que modelos anteriores, la ley de molibdeno en la alimentación interactúa con el porcentaje de molibdeno en el relave de forma importante (Figura 55). Por lo tanto, en escenarios en donde la ley de molibdeno en la alimentación es alta, el porcentaje de molibdeno en el relave perderá relevancia, llegando incluso hasta el punto en donde su efecto en la recuperación se invierta (cuando el porcentaje de molibdeno en alimentación toma el valor de 5,79%). Otra interacción interesante es la del porcentaje de molibdeno en relave rougher con su homólogo en el concentrado rougher. En dicha interacción el porcentaje de molibdeno en el relave rougher toma mayor relevancia a medida que aumenta el porcentaje de molibdeno en el concentrado, aunque con una influencia menor que la mostrada con el porcentaje de molibdeno en la alimentación.



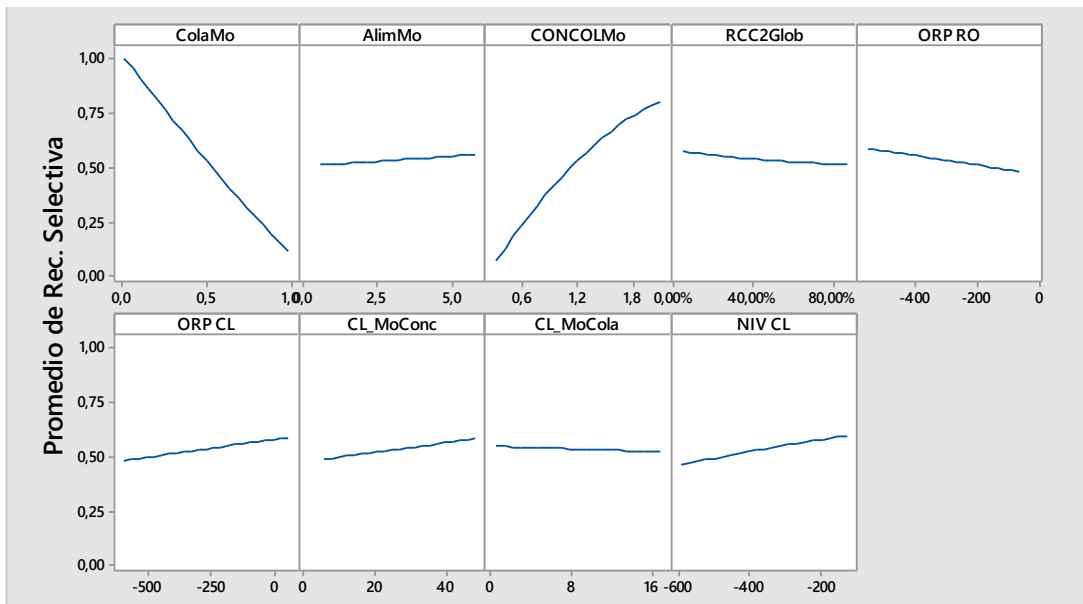
**Figura 55: Gráfico de interacción %Mo Relave vs %Mo Alim. Compuesta Rougher.**

v.5.) Cuarto modelo de optimización (Recuperación selectiva)

De igual forma, se realiza un modelo estadístico para la recuperación selectiva. La Tabla 38 muestra las variables que entregan más información estadística.

Tabla 38: Coeficientes de Variables Modelo 4 (Rec. Selectiva).

Variable	Nomenclatura	Tipo de correlación	Coef.	P-Value
<b>Intersección</b>	-	N/A	0,535	0,000
<b>%Mo Relave Rougher</b>	A	Lineal	-0,447	0,000
<b>%Mo Alim. Rougher</b>	B	Lineal	0,025	0,010
<b>%Mo CONCOL</b>	C	Lineal	0,368	0,000
<b>RCC (2) %</b>	D	Lineal	-0,029	0,000
<b>ORP Rougher</b>	E	Lineal	-0,049	0,000
<b>ORP 1° Limp.</b>	F	Lineal	0,049	0,000
<b>%Mo Conc. 1° Limp.</b>	G	Lineal	0,047	0,000
<b>%Mo Relave 1° Limp.</b>	H	Lineal	-0,013	0,069
<b>Nivel espuma 1° Limp.</b>	I	Lineal	0,067	0,000
<b>A*A</b>	-	Cuadrática	0,026	0,000
<b>C*C</b>	-	Cuadrática	-0,097	0,000
<b>D*D</b>	-	Cuadrática	0,008	0,001
<b>I*I</b>	-	Cuadrática	-0,006	0,016
<b>A*B</b>	-	Interacción de 2 var.	0,024	0,033
<b>A*C</b>	-	Interacción de 2 var.	0,349	0,000
<b>A*D</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,046	0,000
<b>A*E</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,054	0,000
<b>A*F</b>	-	Interacción de 2 var.	0,060	0,000
<b>A*G</b>	-	Interacción de 2 var.	0,049	0,000
<b>A*H</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,025	0,006
<b>A*I</b>	-	Interacción de 2 var.	0,075	0,000
<b>B*C</b>	-	Interacción de 2 var.	0,025	0,000
<b>C*E</b>	-	Interacción de 2 var.	0,021	0,000
<b>C*F</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,019	0,000
<b>C*G</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,025	0,000
<b>D*G</b>	-	Interacción de 2 var.	0,008	0,040
<b>D*H</b>	-	Interacción de 2 var.	0,012	0,006
<b>E*G</b>	-	Interacción de 2 var.	0,011	0,000
<b>G*I</b>	-	Interacción de 2 var.	-0,008	0,008

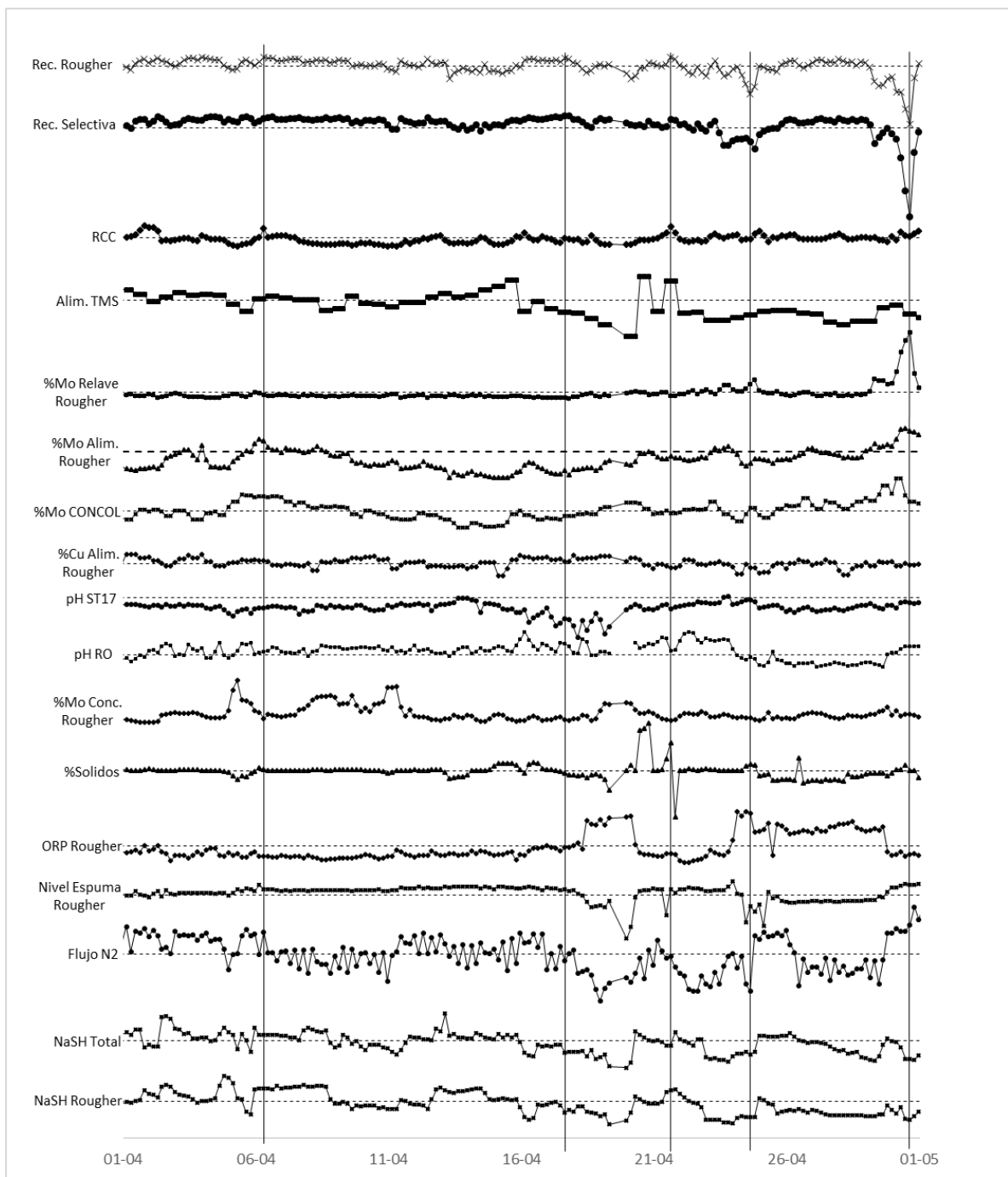


**Figura 56: Principales efectos de variables Modelo 4.**

Al igual que los demás modelos estadísticos, la Figura 56 permite comprobar que una vez más el porcentaje de molibdeno en el relave rougher y en alimentación fresca corresponden a las variables más importantes para la recuperación. Al ser tan importante la variable “porcentaje de molibdeno en el relave rougher” se intenta realizar una conexión con variables operacionales que lo controlan. Lamentablemente, ningún modelo logra encontrar dicha conexión.

*v.6.) Análisis por comparación de variables*

La Figura 57 corresponde al mes de marzo (seleccionado aleatoriamente) con los valores de todas las variables involucradas en la etapa rougher de flotación. El análisis se realiza tomando un mes de muestreo debido a la cantidad de datos. Se descartó utilizar datos promedios para este tipo de análisis, ya que le quita sensibilidad al gráfico. Las líneas verticales de color negro representan peaks encontrados en recuperación, permitiendo ver el comportamiento de cada una de las variables en dicho momento.



**Figura 57: Comparación de variables en el tiempo (Mes de Abril).**

Los peaks marcados en el gráfico (vistos de derecha a izquierda) corresponden a los días 30 de abril a las 15:00 con el grupo 3, 24 de abril a las 23:00 con el grupo 2, 21 de abril a las 15:00 con el grupo 4, 17 de abril a las 15:00 con el grupo 4 y 06 de abril a las 07:00 con el grupo 4. El primero se puede explicar por un aumento importante en el porcentaje de molibdeno en el relave rougher, que partió desde el día 28 de abril a las 23:00 con 0,079% y se mantuvo en aumento hasta llegar a un peak de 0,99% el 30 de abril. En el mismo periodo, el potencial redox tuvo una tendencia a disminuir, partiendo de  $-383,78\text{ mV}$ , pero para el momento de la medición se encontraba en su valor normal ( $-499,39\text{ mV}$ ). El nivel de espuma en el momento de la medición fue de

148,73 mm, resultado de una tendencia a la baja que partió con 225,66 mm. El flujo de nitrógeno aumentó de 1169,62 a 1954,69 Nm<sup>3</sup>/h en el mismo periodo. Esto puede significar que fueron las variables utilizadas para intentar revertir la situación. Finalmente, la medición siguiente muestra un aumento en la recirculación, acompañada de una disminución en el porcentaje de molibdeno en el relave rougher, que tiene un efecto directo en el cálculo de recuperación.

El segundo peak (24 de abril a las 23:00) es de menor relevancia y corresponde de la misma manera a un aumento en el porcentaje de molibdeno en el relave rougher, aunque afectado por una disminución de molibdeno en la alimentación. Tal como se observó en diversos modelos estadísticos y en la Figura 55, al disminuir la alimentación de molibdeno el porcentaje de molibdeno en el relave rougher se hace más relevante, por lo tanto el porcentaje de molibdeno debe ser modificado según la variación de molibdeno en la entrada.

El tercer peak (21 de abril a las 15:00) ocurre cuando la recuperación rougher alcanza el valor de 98,96%. En dicho peak se encuentra una recirculación medida por Minera Los Pelambres de 158,48%, lo cual se descarta al ser mayor a 100%, reemplazándolo por una recirculación calculada según lo presentado en el presente estudio de 61,31%. Ese aumento en la recirculación (o recuperación másica como se ha mencionado anteriormente) es el responsable del aumento en la recuperación rougher, acompañado del efecto combinado de una pequeña disminución en el porcentaje de molibdeno en el relave rougher (0,1 a 0,05%) y un aumento en el porcentaje de molibdeno en la alimentación rougher (1,55 a 1,71%). Esto último concuerda con los modelos estadísticos presentados, ya que un aumento en el porcentaje de alimentación rougher aumenta directamente la recuperación rougher, ampliando además el rango óptimo para el porcentaje de molibdeno en el relave rougher. Todas las demás variables se encuentran dentro de sus rangos operacionales normales, a excepción de un aumento inusual en el porcentaje de sólidos medidos (Point-Value) de 46,41 a 51,01%, y un aumento en el uso de espumante (de 9 a 12 mm/s).

El cuarto peak (17 de abril a las 15:00) corresponde al instante de tiempo en donde la recuperación rougher alcanza el valor de 98,59%. En este caso la recirculación medida por Minera Los Pelambres es de 38,50%, mientras que la recirculación calculada según el método propuesto en el presente estudio es de 27,80%, lo cual implica que si bien en este caso la recirculación podría considerarse como baja (y por consecuencia una recuperación másica baja) al tener un porcentaje de molibdeno en el relave tan bajo (0,02%) en conjunto con un porcentaje de molibdeno en la alimentación de 0,97% se puede mantener una recuperación aceptable.

El quinto peak (06 de abril a las 07:00) corresponde al igual que en otros peaks mencionados, a un aumento en la recuperación rougher marcado por un aumento en la recirculación.

Otro peak, encontrado el 16 de agosto de 2015 a las 11:00 a.m. (ver Anexo H), muestra las mismas tendencias mencionadas anteriormente, al encontrarse un aumento de ORP y un aumento de porcentaje de molibdeno en el relave rougher.



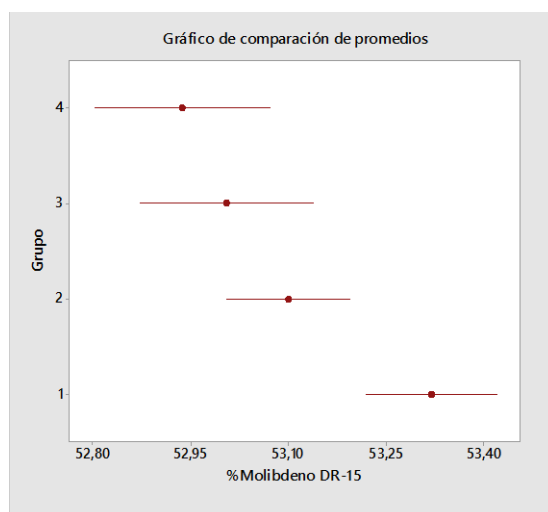
### 4.3.2. Planta de lixiviación Férrica

La Tabla 39 muestra los resultados estadísticos de variables medidas al final del circuito de la planta de lixiviación férrica. Con el objetivo de simplificar el análisis global, debido a la gran diversidad de intervalos utilizados en los reportes de cada etapa, se tomó en cuenta un periodo de evaluación que permitiera analizar grupos de trabajo por separado (12 h).

**Tabla 39: Resultados estadísticos de variables de eficiencia PLF.**

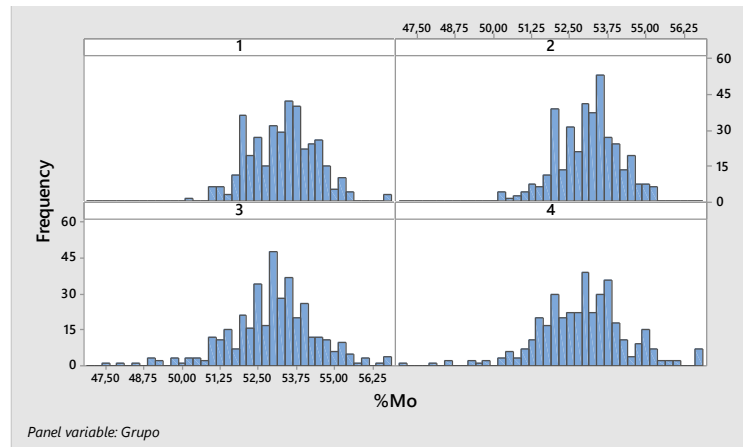
Variable PLF	G1		G2		G3		G4	
	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar
% Cu	0,13	0,09	0,13	0,09	0,18	0,35	0,20	0,44
% Cl	0,06	0,08	0,06	0,07	0,09	0,15	0,10	0,17
As [ppm]	182,77	78,68	178,80	73,16	171,51	95,41	176,96	104,81
% Humedad	4,81	1,07	4,63	1,11	4,88	1,12	5,02	1,03
%Fe	1,10	0,36	1,10	0,31	1,20	0,63	1,25	0,66
%Mo	53,32	1,07	53,10	0,98	53,00	1,41	52,94	1,42
%Ca	0,05	0,04	0,05	0,04	0,06	0,09	0,06	0,09

Los histogramas (ver Anexo I.1.) refuerzan la información entregada numéricamente por la Tabla 39. Se realiza un análisis de varianza para determinar si existe diferencia estadística en los promedios de porcentaje de molibdeno final a modo de comparar la eficiencia de los distintos grupos (Figura 58). El grupo 1 posee efectivamente un mayor contenido de molibdeno promedio en el concentrado final de molibdeno. De la misma imagen se desprende también que el grupo 4 posee un mayor nivel de variación en sus resultados, seguido por el grupo 3.

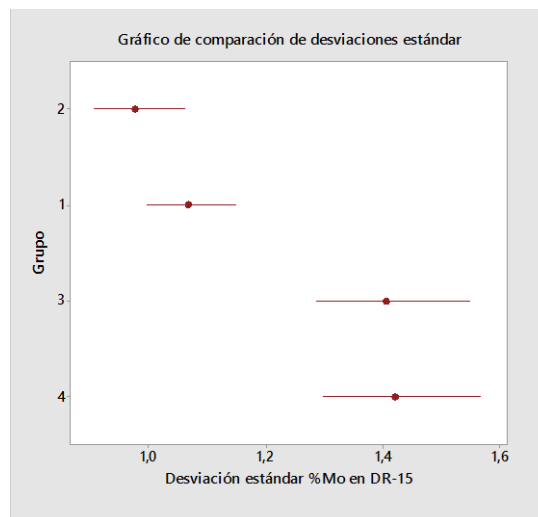


**Figura 58: Gráfico de comparación de promedios de %Mo en DR-15.**

Tal como se puede observar en el histograma de la Figura 59, se puede notar una diferencia importante de variabilidad entre algunos grupos. Por lo tanto, se realiza un análisis estadístico de desviación estándar (Figura 60).



**Figura 59: Histograma comparativo %Mo Concentrado Final (DR-15) por grupo.**



**Figura 60: Gráfico de comparación de desviaciones estándar %Mo en DR-15.**

La diferencia en desviación estándar indica que el grupo 1 y 2 mantienen el proceso más estable que el grupo 3 y 4, logrando así resultados consistentes y de buen nivel. Las condiciones que indican la diferencia de eficiencia entre el grupo 1 y 2 podrían deberse distintas interacciones entre variables y/o etapas del proceso.

## i) Preparación

El proceso de preparación utiliza una plantilla Excel que realiza cálculos predictivos de resultados y almacena distintas variables tanto calculadas por la misma plantilla, tal como aquellas estimadas en base a la experiencia de los operadores (por ejemplo, el porcentaje de cobre de alimentación a preparación es estimado por los operadores al no tener siempre el dato numérico). La Tabla 40 muestra los resultados estadísticos para las variables de entrada medidas en laboratorio de manera offline, y posteriormente extraídas desde la base de datos de la plataforma PI-System, mientras que la Tabla 41 muestra la información recopilada en la plantilla Excel.

**Tabla 40: Índices estadísticos básicos de alimentación a Preparación.**

Variable Preparación	G1		G2		G3		G4	
	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar
%Mo Alim.	49,62	1,97	49,98	3,20	50,12	1,83	50,05	1,69
%Cu Alim.	3,57	0,93	3,44	0,90	3,57	0,85	3,53	0,76
%Cu Lix. Alim.	2,40	0,73	2,50	0,68	2,41	0,71	2,19	0,76
%Ca Alim.	0,14	0,07	0,14	0,07	0,15	0,08	0,15	0,08
%Fe Alim.	2,77	0,84	2,63	0,81	2,76	0,73	2,78	0,74
ppm As Alim.	274,79	111,40	267,89	109,24	261,60	116,77	258,43	118,04

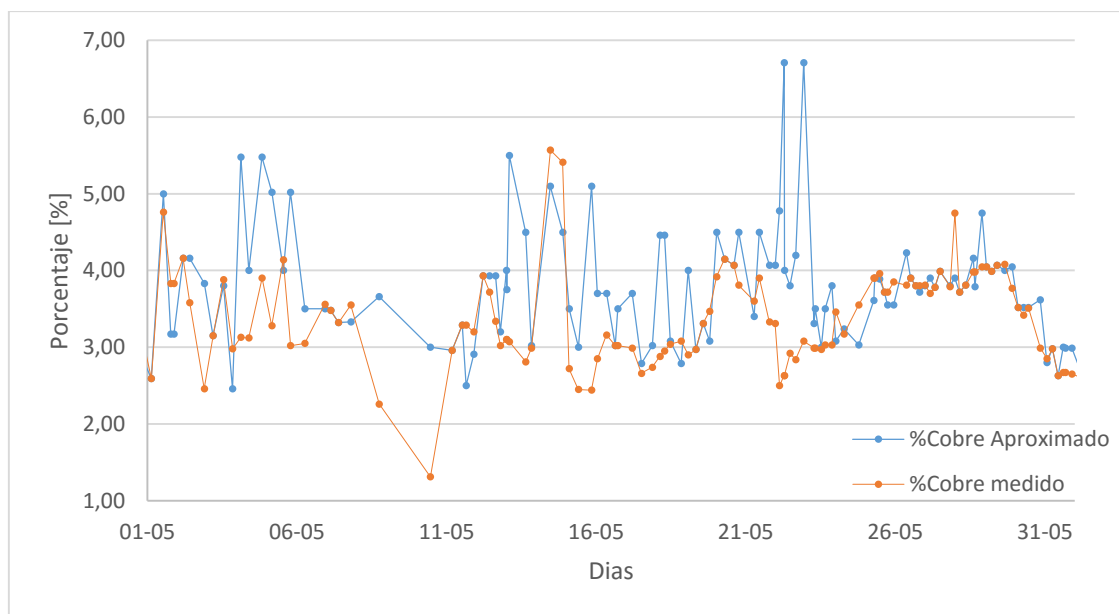
La Tabla 41 tiene un resumen de los indicadores estadísticos básicos de las siguientes variables escogidas: Razón Cloruro Férrico/Calcopirita (presentado como Fe/Cu por simplicidad), Porcentaje de exceso de la razón Fe/Cu, metros cúbicos de cloruro férrico necesarios, concentración de férrico, ferroso y cúprico final. Las últimas cuatro variables son calculadas por la misma plantilla utilizando modelos integrados que no fueron analizados en el presente estudio, mientras que la razón Fe/Cu corresponde a una estimación manual realizada por el operador según la alimentación de cobre.

**Tabla 41: Índices estadísticos básicos de Plantilla Excel Preparación.**

Variable Preparación	G1		G2		G3		G4	
	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar
Razón Fe/Cu	3,51	0,08	3,50	0,00	3,55	0,19	3,54	0,15
%Exceso Fe/Cu	43,25	0,10	44,81	0,10	41,15	0,14	41,43	0,11
Fe <sup>+3</sup> [gpl]	140,72	12,59	141,23	12,09	139,61	12,72	140,94	12,82
Fe <sup>+2</sup> [gpl]	26,06	139,34	17,89	11,40	20,23	9,71	20,80	8,78
Cu <sup>+2</sup> [gpl]	9,33	11,69	13,92	24,79	8,95	10,39	9,48	10,94
FeCl <sup>3</sup> [m <sup>3</sup> ]	7,50	0,92	7,59	1,41	7,36	0,90	7,41	1,01

La razón Fe/Cu se mantiene prácticamente constante en 3,5 con una muy baja variabilidad, mientras que el exceso debe mantenerse en un 50% según los testimonios de operadores. Este porcentaje cambia según la diferencia existente entre la razón Férrico/Cu calculada por la plantilla Excel con un modelo estequiométrico y la puesta manualmente por el operador. Los histogramas de las variables se encuentran en el Anexo I.2.

Debido al desfase de tiempo existente entre la toma de muestra y la recepción del informe del análisis químico, los operadores usualmente intentan predecir las tendencias de algunas variables para ingresar a la plantilla. En particular, la variable más importante que se predice es la alimentación de cobre. La Figura 61 muestra un ejemplo de la diferencia entre el porcentaje de cobre de alimentación medido y aproximado, para el grupo 1 durante el mes de mayo. Para que el proceso ocurra de manera eficiente se debe proporcionar la información más cercana a la realidad posible, aunque es aceptable sobrevalorar dicho parámetro. En caso de que la predicción sea menor a la realidad y la diferencia sea muy significativa, podría no alcanzar la cantidad de cloruro férrico calculada por la plantilla, aumentando el porcentaje de cobre en el concentrado final de molibdeno.



**Figura 61: Gráfico de %Cu Alim. Preparación grupo 1, mayo 2015.**

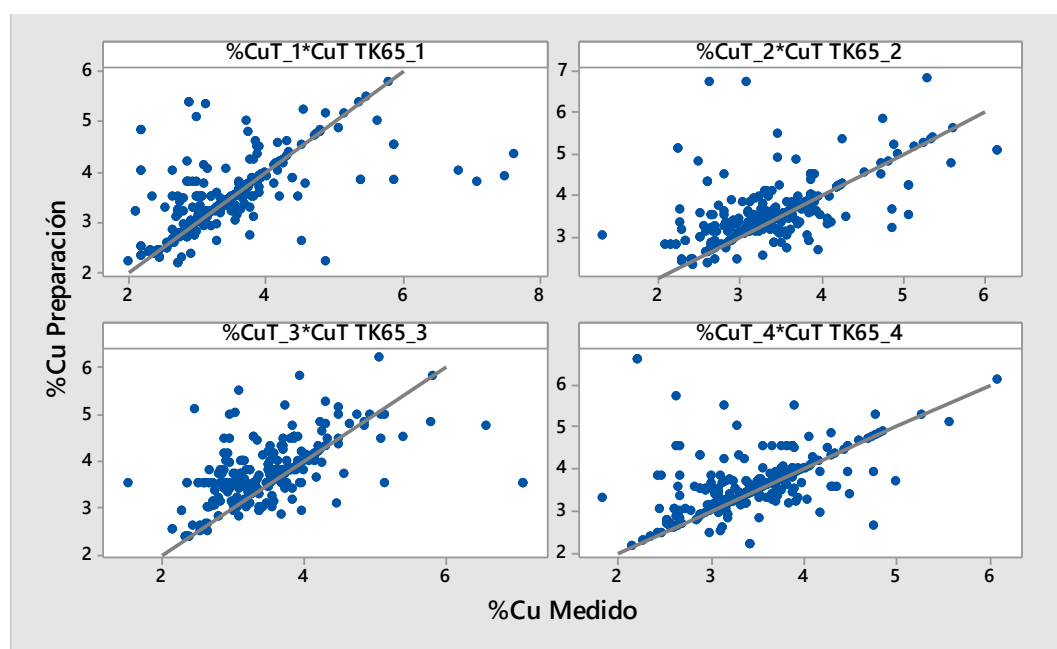
La Tabla 42 muestra los resultados de diversos análisis de varianza, que fueron realizados para determinar la diferencia de promedios en el porcentaje de cobre estimado por el operador y el real que fue medido a la misma hora, para cada grupo. Como el inicio de la preparación puede realizarse a cualquier hora se decidió realizar una aproximación, asignándole a cada iteración la ley de cobre medida más cercana antes de la fecha de la preparación.

**Tabla 42: Resultados de Análisis de Varianza Promedio %Cu alim. Medido vs Aproximación.**

Grupo	Promedio %Cu TK-65	Promedio %Cu Aproximación	Resultado	P-Value
1	3,42	3,47	No difieren	0,511
2	3,38	3,53	Difieren	0,012
3	3,42	3,61	Difieren	<0,001
4	3,42	3,55	Difieren	0,021

Los resultados indican que el único grupo cuyos promedios no difieren es el primero. Los histogramas (ver Anexo I.2.) comparativos por grupo muestran que el grupo 1 es más conservador para las predicciones de porcentaje de cobre de alimentación, ya que tiene pocos valores extremos. Esto puede tener implicancias en la eficiencia del proceso, ya que tener las variables tan cercanas entre sí y una baja cantidad de valores extremos puede dar a lugar a múltiples escenarios en donde se subestime la cantidad de cobre en la alimentación.

Se pueden utilizar gráficos (Figura 62) de correlación para detectar los casos en donde la ley real de cobre de alimentación sea mayor a la utilizada para la preparación. Todos los escenarios presentes en el sector izquierdo de la función de paridad corresponden a los casos en donde se realizó una predicción mayor a la medición real.



**Figura 62: Correlación comparativa %Cu Alim. Preparación.**

Se calcula la diferencia entre la ley de cobre de alimentación estimada por el operador y el dato medido (Tabla 43) con el fin de cuantificar de esta forma la diferencia total que existe entre el dato real y el estimado. La evidencia indica que el grupo 1 posee un menor índice de diferencia entre el parámetro medido y el estimado, por lo tanto es posible concluir que dicho grupo trabaja con una estimación más cercana al dato real que los demás. En principio, esto se debería a la experiencia de los operadores. Aquellos casos en donde se incurre en una subestimación del parámetro no necesariamente implican una pérdida de eficiencia, ya que tal como fue mencionado anteriormente,

siempre se realiza la operación tomando en cuenta un exceso importante de reactivo para asegurar la reacción. Por lo tanto, sobre-estimar el uso de reactivo es una buena estrategia, si se mezcla con diversas técnicas que pueden ser utilizadas en la operación (tales como consciencia retroactiva del funcionamiento de la planta, para detectar posibles aumentos o disminuciones en la ley de cobre en la alimentación) para intentar realizar una estimación con la menor diferencia posible.

**Tabla 43: Diferencia entre %Cu Medido vs Aproximado.**

<b>Grupo</b>	<b>Diferencia total</b>
<b>1</b>	12,14
<b>2</b>	43,66
<b>3</b>	69,36
<b>4</b>	36,01

**Tabla 44: Correlación variables de Eficiencia PLF vs Alimentación Preparación.**

<b>Variable 1</b>	<b>Variable 2</b>	<b>Correlación</b>	<b>Tipo de Correlación</b>	<b>P-Value</b>
<b>DR15 ppm As</b>	<b>TK65 ppm As</b>	0,675	Moderada directa	<0,001
<b>DR15 ppm As</b>	<b>TK65 %Mo</b>	-0,401	Débil indirecta	<0,001
<b>DR15 ppm As</b>	<b>TK65 %Cu</b>	0,522	Moderada directa	<0,001
<b>DR15 %Ca</b>	<b>TK65 %Ca</b>	0,789	Fuerte directa	<0,001
<b>TK65 %Cu</b>	<b>TK65 %Mo</b>	-0,519	Moderada indirecta	<0,001
<b>TK65 %Cu Lix</b>	<b>TK65 %Mo</b>	-0,468	Débil indirecta	<0,001
<b>TK65 %Cu Lix</b>	<b>TK65 %Cu</b>	0,858	Fuerte directa	<0,001

La correlación entre las variables (Tabla 44) indica una relación esperada entre las impurezas As, Ca, Cu y Fe. Es importante recalcar la alta correlación existente entre la cantidad de arsénico en la alimentación y el producto final. Al comparar los promedios de arsénico en la alimentación y en el resultado final se puede observar que la disminución de arsénico durante el proceso es pequeña.

Se realizaron modelos estadísticos, pero no se encontró ningún índice de correlación mayor a 80%. Es posible que la simplificación realizada de no considerar los tiempos de residencia para ver los efectos de variables pueda influir en los análisis estadísticos. Para la realización de un estudio que incluya distintos procesos dentro de la planta de lixiviación férrica es necesario un seguimiento que incluya los tiempos de residencia y permita comparar distintos procesos de forma más exacta.

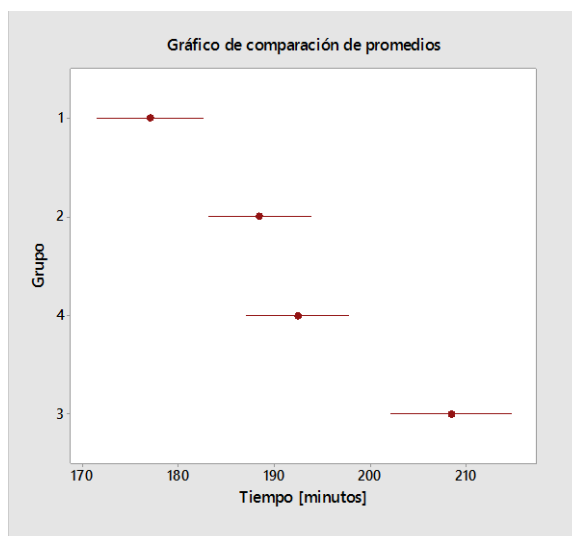
## ii) Lixiviación

Lamentablemente, no existe una medición directa de resultados de lixiviación ya que el punto de medición está situado luego del proceso de secado y filtrado, lugar en donde se obtienen parámetros que no se pueden conectar con la operación de lixiviación. La Tabla 45 muestra los índices estadísticos de lixiviación. Cabe destacar que las variables de alimentación son las mismas utilizadas en preparación, a las cuales se agregan las concentraciones de los iones cúprico, arsénico y calcio en la solución rica (proveniente del proceso de secado y filtrado).

Un análisis de desviación estándar indica que no existe evidencia que permita concluir que existe una diferencia en la desviación estándar de los tiempos de lixiviación por grupo. Por otro lado un análisis de promedios (Figura 63) indica que el grupo 1 posee menores tiempos de lixiviación, seguido por el grupo 2 y 4 que tienen tiempos de lixiviación similares y, finalmente, el grupo 3 que trabaja con mayores tiempos de lixiviación.

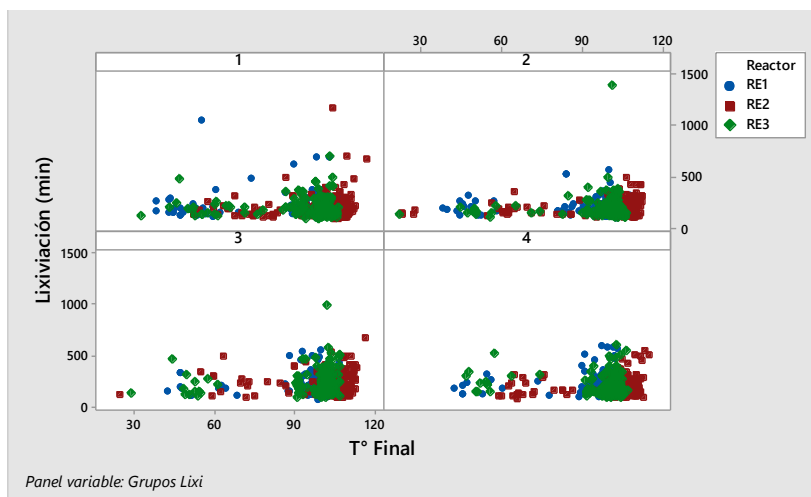
**Tabla 45: Resultados estadística Lixiviación.**

Variable Lixiviación	G1		G2		G3		G4	
	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar
%Cu Alim.	3,57	0,93	3,44	0,90	3,57	0,85	3,53	0,76
%Cu Lixi Alim.	2,40	0,73	2,50	0,68	2,41	0,71	2,19	0,76
%Ca Alim.	0,14	0,07	0,14	0,07	0,15	0,08	0,15	0,08
%Fe Alim.	2,77	0,84	2,63	0,81	2,76	0,73	2,78	0,74
As Alim. [ppm]	274,79	111,40	267,89	109,24	261,60	116,77	258,43	118,04
Cu+2 [gpl]	40,90	13,07	43,89	12,93	41,32	10,29	40,44	9,86
As SR ppm	100,40	52,35	105,19	54,64	96,18	39,62	95,49	39,87
Ca SR [gpl]	2,33	0,59	2,34	0,53	2,44	0,53	2,39	0,54
T° Inicial [C°]	90,60	12,04	89,61	12,52	10,24	25,30	90,95	11,17
T° Medio [C°]	97,09	12,84	96,81	13,44	12,74	25,30	98,64	10,70
T° Final [C°]	97,89	13,20	98,15	13,77	11,45	25,30	99,84	10,56
Tiempo Lixi. [min]	176,96	89,98	188,41	78,07	94,83	77,00	192,37	82,24
Tiempo total [min]	274,80	387,90	264,93	80,81	96,33	144,00	266,93	85,34



**Figura 63: Gráfico de comparación de promedios de tiempo lixiviación.**

Se intenta relacionar la temperatura de los reactores con el tiempo total de lixiviación, pero ningún índice de correlación supera un valor aceptable, esto se complementa con las nubes de correlación mostradas en la Figura 64.



**Figura 64: Nube de correlación Tiempo de Lixiviación vs T° Final.**

Si bien la literatura indica que la temperatura tiene una gran incidencia en la cinética de lixiviación, no se observa una correlación estadística en el proceso de Minera los Pelambres, esto puede deberse a que los tiempos de lixiviación pueden ser modificados por los operadores según la experiencia.

Para realizar un análisis en la eficiencia por reactor se utilizaron los test de varianza (ANOVA) y de desviación estándar. Los estudios no fueron concluyentes. Por otra parte, para intentar detectar la eficiencia del proceso se realiza un ensayo de correlación entre las variables de alimentación y las variables reportadas en la solución rica (asumiendo que el filtrado no cambia la solución). Los índices de correlación encontrados fueron débiles, en todos los casos. Se recomienda realizar una medición del flujo de salida de la lixiviación, para mantener un control sobre el proceso, ya que la etapa de secado y filtrado afecta en demasía la composición química de las soluciones, y se hace imposible identificar algún parámetro de eficiencia de lixiviación.



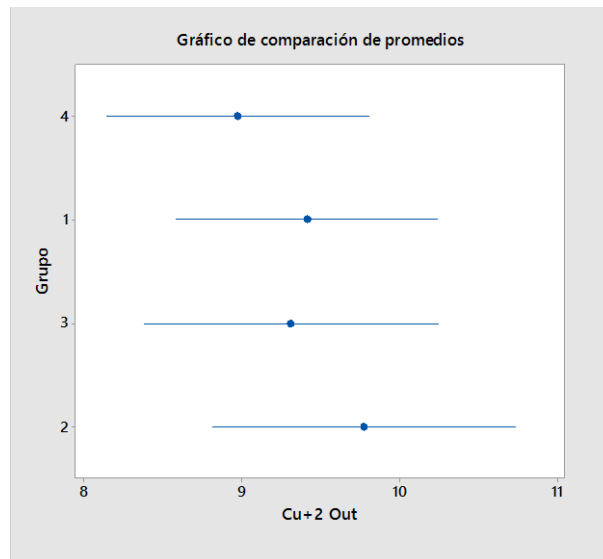
### iii) Cementación

El estudio de Fredes (2014) se centró en la obtención de un valor para la razón  $\frac{[Fe^{+3}]}{[Fe^{+2}]}$ , por lo tanto, se decide abordar la cementación desde el punto de vista estadístico. La Tabla 46 presenta la información estadística del proceso de cementación. El proceso de cementación es un proceso batch y la medición de diferentes variables se observa irregular en el tiempo. Las leyes de control del proceso son medidas en una ventana de 12 h, mientras que el tiempo de reacción y el ácido clorhídrico utilizado se mide en cada proceso. Repitiendo la misma premisa asumida anteriormente e ignorando el efecto del balance de masa, se asume que las mediciones son instantáneas para las variables de control. En base a esto último es posible establecer una variable de eficiencia, relacionando la cantidad de cobre en solución que se introduce al sistema con la cantidad de cobre que sale  $1 - \frac{Cu_{out}^{+2}}{Cu_{in}^{+2}}$ .

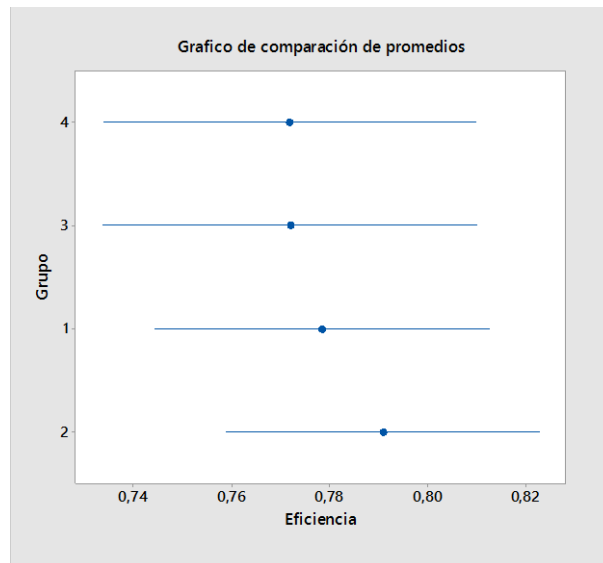
**Tabla 46: Resultados estadística cementación.**

Variable Cementación	G1		G2		G3		G4	
	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar
Tiempo Rx.	1,22	0,37	1,30	0,40	0,82	0,40	1,16	0,41
HCl (L)	194,48	54,79	193,19	49,15	195,88	39,96	198,06	35,75
Cu+2 In (gpl)	40,90	13,07	43,89	12,93	41,32	10,29	40,44	9,86
Fe+2 In (gpl)	119,39	30,10	126,48	28,18	129,34	23,62	126,16	26,05
Fe+3 In (gpl)	12,71	14,25	11,40	13,37	11,39	11,38	10,49	12,30
Cu+2 Out (gpl)	11,72	13,77	12,04	14,39	10,44	11,88	9,82	12,02
Fe+2 Out (gpl)	166,89	19,87	173,46	25,92	173,59	17,99	173,17	21,94
Fe+3 Out (gpl)	7,79	7,66	5,24	6,16	4,23	5,07	3,69	5,42
EFF Cem.	77,84%	0,21	79,08%	0,19	77,19%	0,23	77,17%	0,23

Un análisis de varianza para los promedios de las eficiencias (Figura 66), indica que no existe suficiente evidencia para declarar que exista una diferencia significativa en los promedios de eficiencia por grupo, lo cual haría de este proceso uno de los más estándar de la planta de lixiviación férrica. No se encuentra una correlación directa entre el tiempo de reacción y la eficiencia de cementación, por lo tanto otros factores y fundamentos que escapan de los alcances de este estudio generan variaciones de eficiencia.



**Figura 65: Comparación de promedios de salida de cúprico de cementación.**



**Figura 66: Gráfico de comparación de promedios de eficiencia de cementación.**

#### iv) Cloración

El proceso de cloración es un proceso batch con tiempos irregulares de muestreo. Por simplificación, se reunió toda la información bajo un mismo intervalo de muestreo, utilizando la hora de inicio del proceso para las variables de entrada y la hora de término de proceso para las variables de salida. La Tabla 47 muestra los resultados de índices estadísticos básicos de cloración.

Se define la eficiencia del proceso como  $\left[ \frac{Fe_{out}^{+3}}{Fe_{in}^{+2}} \right] \cdot 100$  para presentarla de una forma porcentual.

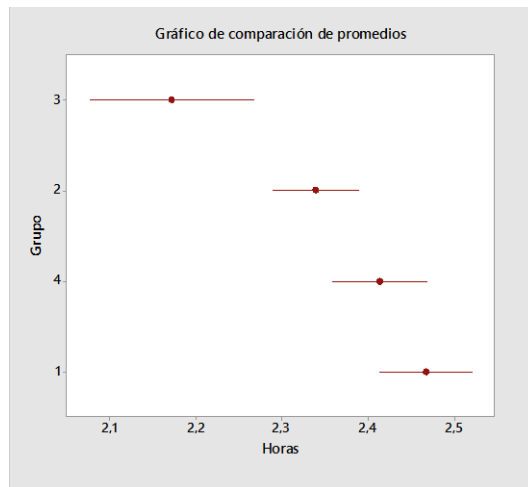
No se considera el balance de masa en este análisis, por lo tanto, la eficiencia debe ser tomada como una referencia.

**Tabla 47: Resultados Índices básicos estadísticos cloración.**

Variable Cloración	G1		G2		G3		G4	
	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar	Media	Desv. Estándar
Tiempo Total	2,47	0,60	2,34	0,57	2,17	0,95	2,41	0,63
ORP Corte	537,54	4,57	536,75	5,58	535,79	8,3	535,65	6,96
Cu+2 in	11,72	13,77	12,04	14,39	10,44	11,88	9,82	12,02
Fe+2 in	166,89	19,87	173,46	25,92	173,59	17,99	173,17	21,94
Fe+3 in	7,79	7,66	5,24	6,16	4,23	5,07	3,69	5,42
Cu+2 out	10,93	12,81	12,01	13,87	10,37	12,67	9,89	11,73
Fe+2 out	19,53	6,82	19,93	6,81	22,22	10,49	22,35	10,20
Fe+3 out	143,03	13,33	146,74	13,58	141,35	13,23	141,61	14,44
Eficiencia %	86,15	9,91	89,81	59,49	82,50	8,04	86,77	59,51

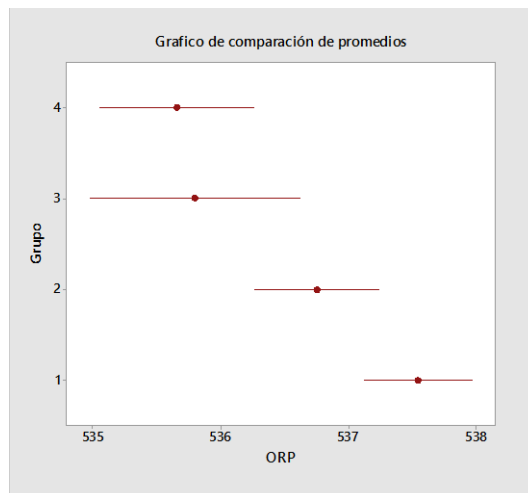
Se encontraron correlaciones evidentes entre las variables de entrada y de salida, validando la aproximación utilizada para el estudio de los datos. No se logra encontrar una correlación entre el potencial redox de corte y la eficiencia del proceso.

Análisis de varianza fueron realizados para el tiempo de cloración, potencial redox y eficiencia de cloración. La diferencia del promedio de duración del proceso de cloración es significativa para el grupo 3 con respecto a los demás; el grupo 2 es distinto al grupo 1 y el grupo 4 con el grupo 1 no exhiben suficiente evidencia para discriminar que sean distintos (Figura 67).



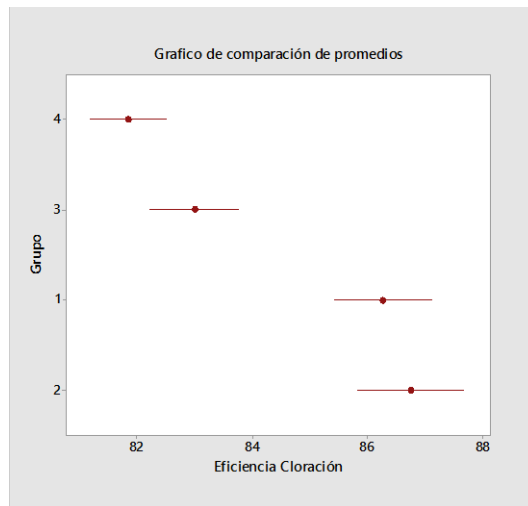
**Figura 67:** Gráfico de comparación de promedios de tiempo de cloración.

Por otra parte, no existe evidencia para concluir que los grupos 3 y 4 difieren de promedios de ORP de corte entre sí (Figura 68), al igual que los grupos 2 y 3 entre sí. Diferencias entre los promedios de los grupos 3 y 4 con respecto al grupo 1 fueron encontradas, como también se encontraron diferencias entre los grupos 2 y 4.



**Figura 68:** Gráfico de comparación de promedios de ORP en cloración.

Finalmente, se encuentran promedios similares de eficiencia entre los grupos 1 y 2, y una diferencia significativa con respecto a los demás grupos (Figura 69). Esto coincide, en parte, con el potencial redox de corte y con el tiempo de procesamiento, aunque no se encuentra una correlación significativa entre dichas variables, posiblemente debido a la aproximación realizada para homologar los tiempos de muestreo. Debido a que el sensor de ORP está dispuesto en una tubería de descarga es de esperar que la difusión controle mayoritariamente el cambio en el ORP medido en dicha zona, por lo que podría no describir completamente el proceso que ocurre en el reactor.

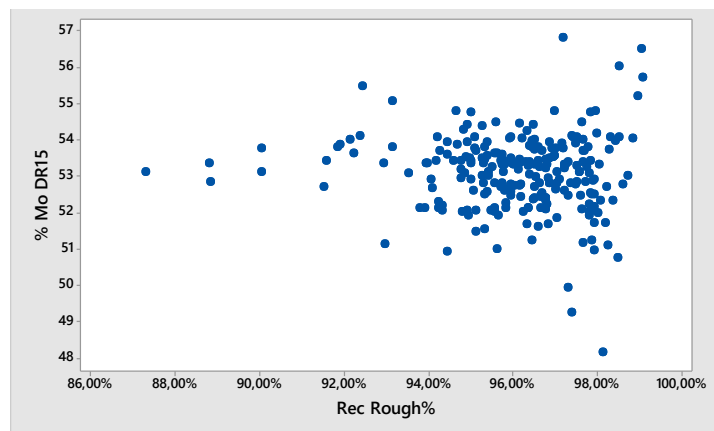


**Figura 69: Gráfico de comparación de promedios de eficiencia de cloración.**

Es importante recalcar que las eficiencias de cloración deben acercarse al 100% sin alcanzar dicho valor. Esto se realiza en la práctica para asegurarse de que la concentración de ion ferroso no sea el reactivo limitante de la reacción.

#### 4.4. Integración de procesos

Para realizar una integración de procesos se realiza una simplificación sin considerar el balance de masa ni los tiempos de residencia, ya que se utiliza una unidad básica de muestreo de un día. Todas las mediciones realizadas durante el día son promediadas, independiente el grupo al que pertenezcan, es por esto que la información pierde sensibilidad, los errores y aciertos se compensan y no permiten extraer información relevante. La Figura 70 muestra a modo de ejemplo el gráfico de correlación entre la ley de molibdeno y la recuperación rougher. Además del efecto de la normalización de información, existe una acumulación de material en un espesador de entrada que estabiliza las leyes mineralógicas presentes en la pulpa.



**Figura 70: Nube de correlación %Mo DR15 vs Rec. rougher.**

Ningún modelo estadístico permite correlacionar con un índice de correlación superior a 50% la eficiencia de cualquier proceso de la planta de lixiviación con variables de eficiencia del proceso de flotación.

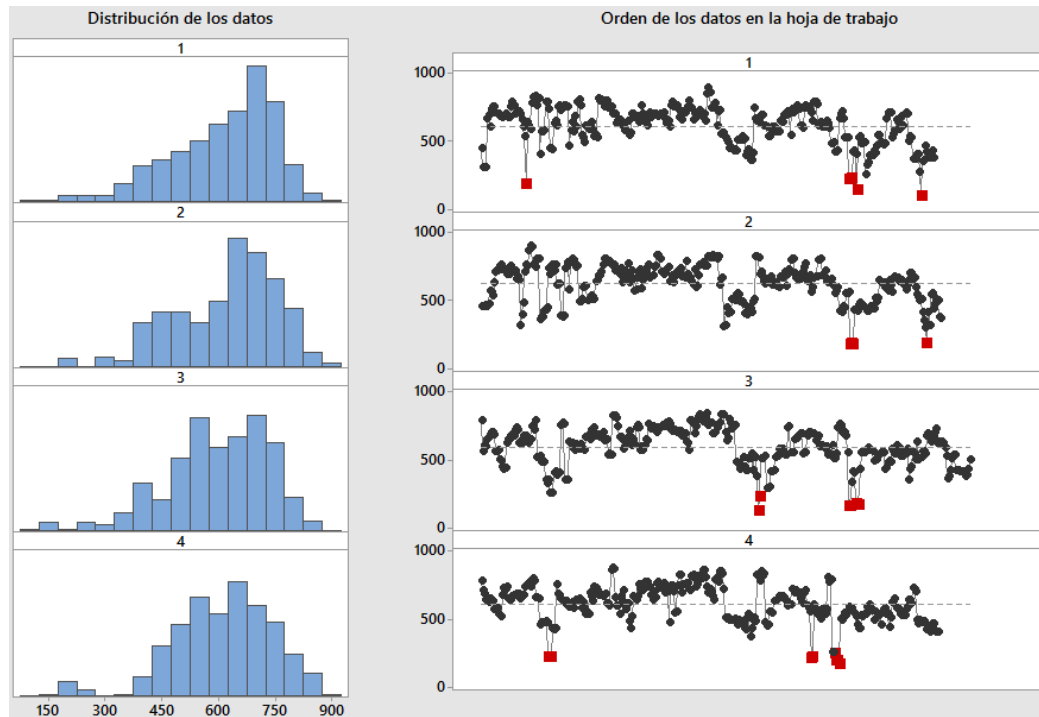


Figura 71: Comparación de distribuciones por grupo para la multiplicación de Alimentación (TMS estimada) y la recuperación rougher.

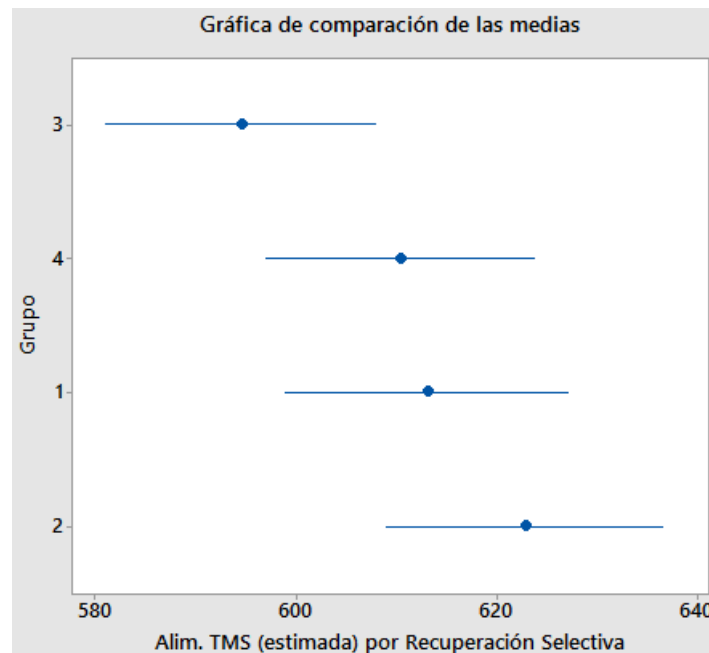
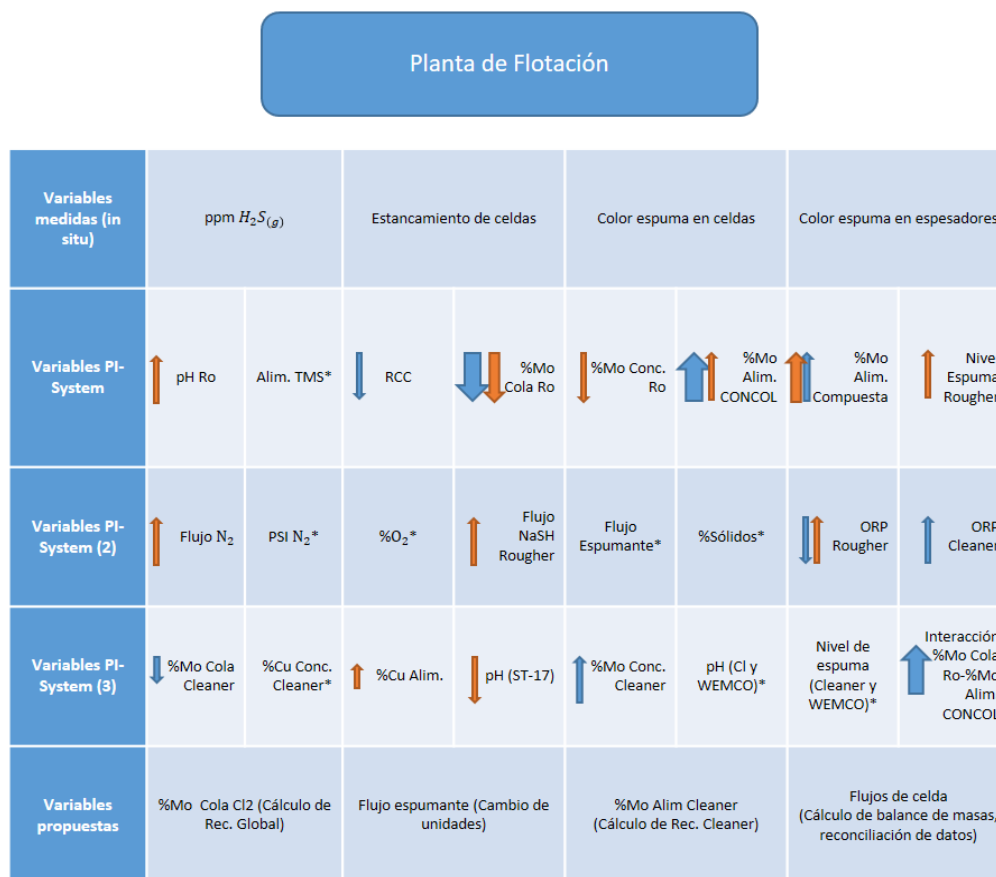


Figura 72: Análisis de promedios para multiplicación entre Alimentación (TMS estimada) y la recuperación rougher por grupo.

El análisis gráfico mostrado en la Figura 71 y el análisis de promedios mostrado en la Figura 72 permiten determinar que no es posible determinar una diferencia relevante estadísticamente hablando en la eficiencia de recuperación del circuito de flotación selectiva de Minera los Pelambres.



**Figura 73: Resumen de variables y efectos en la recuperación rougher (Naranja) y recuperación selectiva (Azul) según modelos estadísticos. “Variables medidas (in situ)” representa variables no ingresadas al sistema PI-System. Variables marcadas con asterisco no fueron consideradas en modelos estadísticos.**

La Figura 73 muestra el resumen de variables y efectos en la recuperación rougher (Naranja) y recuperación selectiva (Azul) según los modelos estadísticos construidos en este trabajo. Las variables medidas representan aquellas variables que no son ingresadas a la base de datos en la plataforma PI-System, y que, sin embargo, son utilizadas en operación. Las variables marcadas con asterisco no fueron consideradas en modelos estadísticos al no encontrarse correlación con las variables objetivo de cada modelo (habitualmente eficiencia global de cada operación).

Dentro de la categoría “Variables medidas”, se indica que la medición preventiva de ácido sulfhídrico es realizada por medio de sensores estacionarios ubicados estratégicamente dentro de la planta de flotación, y a su vez mediante sensores portátiles para cada persona que se desplace por la operación. Esta medida es la indicada para mantener la seguridad de las personas.

Por otra parte, el color observado tanto en la fase espuma de las celdas de flotación como en el concentrado en los espesadores debe ser considerada como una referencia, y es difícil estandarizar la toma de decisiones basándose en aspectos que dependen ampliamente de la experiencia y capacidades visuales de cada operador. Se sugiere, en estos casos realizar trabajos que conduzcan

a una estandarización de dicho conocimiento de los operadores. El estancamiento de celdas, se puede indicar como una variable evidente, que no depende de la opinión ni experiencia, por lo tanto, la observación es el principal método para detectarla.

La categoría “Variables PI-System” muestra de forma gráfica los efectos principales de las variables respectivas en la recuperación rougher (color naranja) y en la recuperación selectiva (color azul). Cabe destacar que el análisis se basó en información estadística obtenida durante el periodo comprendido entre marzo y agosto de 2015, por lo tanto, los modelos estadísticos utilizados en el análisis sólo tienen validez durante esa fecha. Sin embargo, es posible extraer tendencias e indicaciones que podrían mantenerse en el tiempo y estrategias que podrían ser aplicables frente al uso del mismo circuito de procesamiento de minerales.

El tamaño y dirección de las flechas dispuestas en la Figura 73 indican el peso que tienen las variables en el modelo y si aumentan o disminuyen la variable objetivo, respectivamente. En base a esto, se puede observar que tanto para los modelos de recuperación rougher como selectiva las variables más importantes son el porcentaje de molibdeno en el relave rougher (influye de forma negativa) y el porcentaje de molibdeno en la alimentación fresca (influye de forma positiva). La interacción entre las variables mencionadas anteriormente también posee un efecto remarcable en la recuperación selectiva, ya que la multiplicación de ambas variables afecta de una forma positiva al resultado final de recuperación selectiva. Por otro lado, los coeficientes del porcentaje de molibdeno en el relave rougher y en la alimentación fresca son menores en los modelos de recuperación rougher. Esto último se explica por la mayor cantidad de variables que interactúan en dicho modelo, tales como el pH en el estanque TK-15/16 y en la etapa rougher, el flujo de NaSH en la etapa rougher, el flujo de nitrógeno, el nivel de espuma en la etapa rougher, entre otras.

La categoría “Variables propuestas” corresponde a un conjunto de variables que servirían para lograr un mejor entendimiento del proceso, o aquellas que deben ser reformuladas. El porcentaje de molibdeno en la cola de la segunda limpieza debe ser medido (mediante la misma técnica utilizada para medir las demás leyes en el circuito), ya que podría ser utilizada para calcular la recuperación de la etapa de segunda limpieza, y en consecuencia la recuperación global según la fórmula propuesta en la Ecuación 26 (pág. 47). Asimismo, con el fin de mantener un mejor control del proceso, se debe medir el porcentaje de molibdeno en la alimentación a la primera limpieza de forma específica (sin sub-entenderla como el concentrado de la etapa rougher) ya que tal como se mencionó anteriormente, el entendimiento conjunto de la recuperación rougher y de primera limpieza es una excelente estrategia de control para el circuito, tomando en cuenta que la interacción de dichas recuperaciones es la más importante para la recuperación global. Por otro lado, el flujo de espumante es calculado mediante la utilización de una unidad de una sola dimensión, lo cual es perjudicial para el proceso, ya que posibles cambios en el área o dimensiones del contenedor utilizado para la descarga de espumante podría generar diferencias importantes en operación. La medición del flujo de espumante debe realizarse en unidades estándar de flujos (centímetros cúbicos o mililitros por unidad de tiempo). Finalmente, el flujo de alimentación (en toneladas métricas) para cada etapa de flotación debe ser medido por medio de flujómetros ubicados en tuberías de traspaso, ya que proveería información valiosa para el análisis de la operación, dando la posibilidad de realizar reconciliación de datos por balance de masa.



Planta de Lixiviación Férrica

<b>Variables medidas (in situ)</b>	Color de solución en cementación	%Cu, Cu lixiviable, Calcopirita y Mo Alim. Preparación	ORP de corte Cloración	Tiempo de Lixiviación	Temperatura Lixiviación	Litros HCL Cementación		
<b>Variables PI-System</b>	Tiempo Preparación	%Sólidos Preparación	Razón Fe/Cu Preparación	gpl $Cu^{+2}$ , $Fe^{+2}$ , $Fe^{+3}$ salida de Preparación, Cementación y Cloración	%Cu Conc. final Molibdeno	%Cl Conc. final Molibdeno	%Humedad Conc. final Molibdeno	%Fe Conc. final Molibdeno
<b>Variables PI-System (2)</b>	%Mo Conc. final Molibdeno	%Ca Conc. final Molibdeno	ppm As Conc. final Molibdeno					
<b>Variables propuestas</b>	pH Cementación		pH Lixiviación		%Humedad alim. preparación		gpl $Cu^{+2}$ , $Fe^{+2}$ , $Fe^{+3}$ salida de Lixiviación	

**Figura 74: Resumen de variables en la Planta de Lixiviación Férrica. “Variables medidas (in situ)” representa variables no ingresadas al sistema PI-System.**

La Figura 74 muestra el resumen de variables en la planta de lixiviación férrica utilizando el mismo sistema de clasificación utilizado anteriormente. Se destacan en este caso que aquellas variables en la categoría “Variables medidas” representan sólo experiencia de operadores, y se puede dar a lugar a estimaciones personales, en especial en el tiempo de lixiviación, temperatura de lixiviación y ORP de corte en cloración. Las variables mencionadas anteriormente deben determinarse de una manera más estándar, es decir, tener sustento teórico concreto para la determinación del tiempo de lixiviación, de la temperatura de lixiviación y el ORP de corte en cloración. Por otro lado, nuevamente, la utilización del color de la solución en cementación para determinar el término de la reacción debe ser tomado en cuenta sólo como una referencia, y mediciones más exactas deben realizarse para determinar condiciones en la operación.

Dentro de la categoría “Variables propuestas” se encuentra propuesta una medición exacta del pH en cementación (medido en la salida del flujo de forma batch), para mantener el proceso dentro de un estándar operacional, y a su vez proveer de una variable de control que puede ser utilizada para posteriores análisis. Asimismo, el pH de lixiviación y las concentraciones de salida de los iones de cobre y hierro en lixiviación deben ser medidas con el fin de mantener un control en la operación. Si bien se observó durante el estudio que el proceso de lixiviación parece ser el más estándar de toda la planta (al no detectar diferencias en análisis de diferencia de promedios) al tener más información disponible se puede realizar una diferenciación de eficiencia desde el punto de vista de consumo de reactivos, que podría eventualmente mejorar el proceso de lixiviación. Finalmente, el porcentaje de humedad de alimentación en preparación debe ser medido (utilizando la misma técnica utilizada para la medición de humedad en otras etapas), y no asumido como constante, debido a que cambios en la humedad generan cambios en el consumo de reactivos para alcanzar un pH indicado.

## 5. CONCLUSIONES

### 5.1. Flotación

- La evidencia indica que, desde el punto de vista de la recuperación rougher, los grupos 3 y 4 poseen un mejor desempeño promedio en flotación al compararlos con el grupo 1, aunque estadísticamente no es posible determinar que existe una diferencia significativa entre el grupo 2 y el conjunto conformado por los grupos 3 y 4.
- El análisis de recuperación selectiva indica que las recuperaciones de las etapas rougher y de primera limpieza son las que tienen una contribución más significativa a la recuperación selectiva. El valor máximo posible para la recuperación selectiva corresponde al valor que tome la recuperación rougher. Sin embargo, después de la etapa rougher la etapa limitante corresponde a la recuperación de la primera limpieza.
- Modelos estadísticos indican que las únicas variables que afectan de forma negativa la flotación rougher son el porcentaje de molibdeno en el relave rougher y el pH en el estanque TK-15/16. Por otro lado, las demás variables incluidas en los modelos afectan positivamente la recuperación rougher. Dichos modelos estadísticos permiten aproximar el rango porcentual de molibdeno en relave rougher manteniendo una recuperación selectiva constante de 91% en tres posibles escenarios estudiados (pH 10 fue considerado por el modelo en todas las optimizaciones, a excepción del caso extremo de mayor porcentaje de molibdeno en la alimentación fresca, donde se consideró un pH 8,7):

<b>%Mo Alimentación fresca</b>	<b>Rango %Mo Relave Rougher</b>
<b>2,10</b>	<0,42
<b>1,01</b>	<0,09
<b>0,32</b>	<0,03

- A escala de laboratorio, no se observa que el ácido sulfúrico tenga un efecto en la limpieza superficial de sulfuros de cobre hidrofobizado durante la etapa de flotación colectiva. De existir un efecto sobre la desestabilización de espuma, podría deberse a la disolución y reprecipitación de hidróxidos metálicos, que al tener generalmente propiedades hidrofílicas, y al trabajar con un alto flujo de aire, desestabilizarían la espuma.
- No existe una correlación estadística entre el porcentaje de molibdeno en el relave rougher y el porcentaje de molibdeno en el concentrado rougher. Dicha información estadística significaría que el volumen de celda está bien determinado para la cinética de flotación que se tiene.
- Modelos estadísticos indican que el efecto del pH en la etapa rougher se hace cada vez más preponderante en la recuperación a medida que aumenta el porcentaje de molibdeno en alimentación fresca (la desviación estándar del pH Rougher es de aproximadamente 0,6, lo cual permite comprobar el resultado obtenido por el modelo). Esto puede ser un acercamiento al efecto del pH sobre la recuperación de molibdenita reportada por diversas fuentes bibliográficas. Por lo tanto, es de esperar que la variación del pH Rougher genere más cambios drásticos a medida que la alimentación de molibdeno aumente.

## 5.2. Planta de Lixiviación Férrica

- Los grupos 1 y 2 poseen mejor desempeño en los resultados finales de la planta de lixiviación férrica en comparación con los grupos 3 y 4. Asimismo, los grupos 1 y 2 son recurrentemente aquellos con mejor desempeño en cada una de las etapas batch de la planta.
- La práctica operacional encontrada en el proceso de preparación referente a la aproximación de tendencias de leyes de alimentación fue estudiada al ser contrastadas las leyes de alimentación aproximadas con las medidas. El grupo 1 presentó menor error en la estimación de la ley de alimentación de cobre, pero al poseer el mejor rendimiento de la planta de lixiviación férrica se puede inferir que el uso en exceso de cloruro férrico en preparación no implica una mejora en el proceso, o que el aporte dentro del proceso global no podría mitigar otras bajas de eficiencia durante el proceso.
- Los grupos 1 y 2 poseen mejor eficiencia en el proceso de cloración. Pareciendo haber una relación entre el uso de un mayor ORP de corte y mayores tiempos de reacción.
- Sobre-estimar el uso de reactivo en el proceso de preparación es una buena estrategia, si se mezcla con diversas técnicas que pueden ser utilizadas en la operación (tales como consciencia retroactiva del funcionamiento de la planta, para detectar posibles aumentos o disminuciones en la ley de cobre en la alimentación) para intentar realizar una estimación con la menor diferencia posible al valor real.

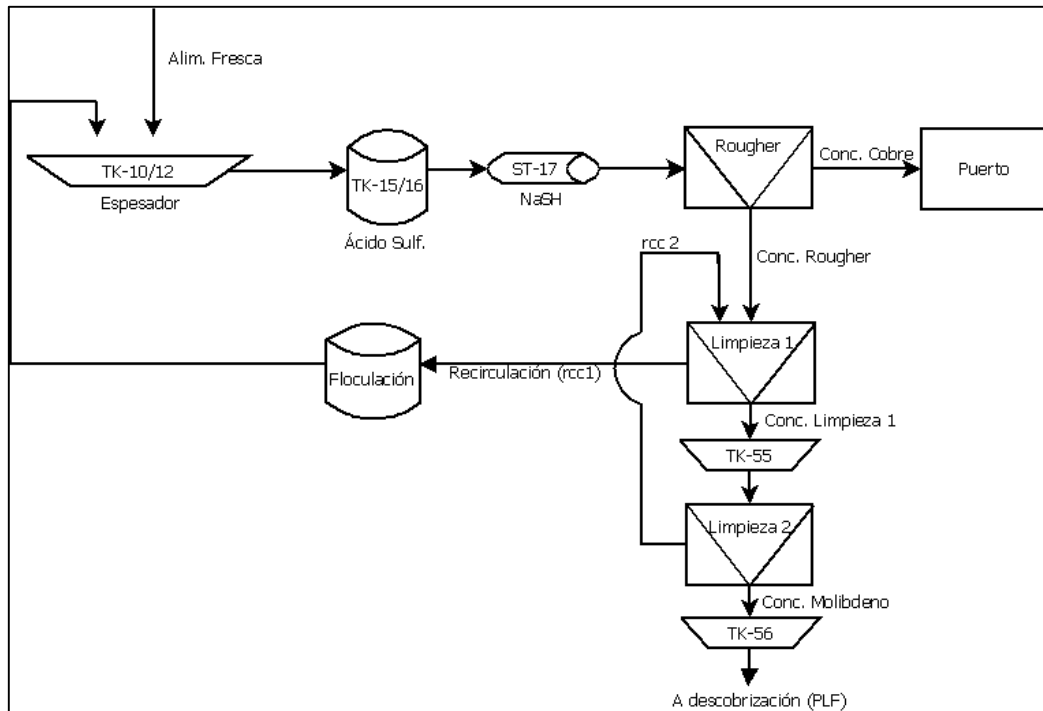
## 6. RECOMENDACIONES

- Realizar capacitaciones cuyo objetivo sea homologar los conocimientos entre los grupos, para aprovechar la diversidad de formación profesional existente en la planta. Potenciando los conocimientos técnicos y experiencias de cada operador con la de los demás. Posteriormente realizar un programa de certificación para los operadores, para consolidar los conocimientos teóricos y asegurar la homologación de los conocimientos entre grupos.
- Se recomienda evaluar la utilización de CO<sub>2</sub> en reemplazo de ácido sulfúrico, tomando especial cuidado en la posible precipitación de especies de calcio como calcita o anhidrita productos de la utilización de CO<sub>2</sub>. De esta forma, y sólo en un caso favorable, utilizar el dióxido de carbono disponible como producto secundario de la planta de nitrógeno en vez del ácido sulfúrico para bajar la cantidad de protones disponibles, mejorando así el proceso de flotación selectiva al bajar el consumo de NaSH necesario para la flotación.
- Cambiar la forma de calcular la recirculación por la propuesta en el estudio, al parecer una forma más robusta, que elimina datos que pueden ser tomados como aberrantes y mejora la capacidad de respuesta ante un aumento de recirculación. Asimismo, se debe abordar el cambio de paradigma, ya que en los cálculos realizados la recirculación propuesta en este estudio siempre es menor a la recirculación estimada por Minera los Pelambres.
- Evaluar la posibilidad de situar un sensor de ORP más cercano al seno de la solución en Cloración, para tener un mayor control en tiempo real del proceso. Asimismo, se debe cambiar el paradigma de los operadores, ya que posiblemente el ORP de corte cambie, al estar el sensor más cercano a la reacción química.
- Realizar un estudio sobre los densímetros nucleares y la estrategia del sistema de control automático. Con el fin de mantener un mejor control de las variables en flotación.
- Realizar un estudio posterior para integración de procesos utilizando métodos que permitan un seguimiento de partículas, para evitar la distorsión generada por tiempos de residencia en los procesos.
- La recuperación de finos de molibdeno puede ser abordada mediante la utilización de floculantes específicos para molibdenita, disminuyendo la recirculación de partículas finas de molibdeno y la presencia de la especie en los finos purgados. En caso de utilizar MIBC<sup>5</sup> como espumante, la utilización del floculante hidrofóbico de látex (UBC-1) ha sido probado efectivamente a escala de laboratorio, lo cual podría ser utilizado como base de prueba a escala. El lugar específico en donde se puede realizar la floculación es en la recirculación proveniente de la primera limpieza (Figura 75) por el flujo menor de pulpa, que proveería control para la floculación. El pH es altamente importante pues afecta la carga superficial de las especies, por lo que debe ser un foco de estudio el determinar el pH adecuado para el uso de un floculante específico para molibdenita. Una caracterización del flujo de recirculación es también necesario, debido a que especies oxidadas de molibdeno tendrán un efecto adverso en la floculación. Se descarta la utilización de hidrociclones debido a que la densidad de la molibdenita es mayor a la de la especie de cobre más abundante (calcopirita) y porque el factor de forma determinado en una caracterización del

---

<sup>5</sup> Metil-isobutil-carbinol, comercializado por Orica Chile S.A., entre otros.

concentrado de cobre hace aún más grande la diferencia de masa entre las dos especies, dificultando su separación por masa.



**Figura 75: Circuito de flotación simplificado (Recomendación).**

- Eventos de impurezas como arsénico durante el proceso son abordados con un alto nivel de prioridad, aunque lamentablemente la planta de lixiviación férrica no tiene la capacidad de eliminar dichas ocurrencias mineralógicas con un nivel de eficiencia importante. Es por esto que tratamientos contra el arsénico pueden ser abordados en estudios posteriores. En específico se recomienda estudiar la lixiviación alcalina en presencia de NaSH.

## 7. BIBLIOGRAFÍA

- Amelunxen, P. (2009). Moly Plant Design Considerations. *Society for Mining, Metallurgy & Exploration*, 5.
- Ametov, I., Grano, S. R., Zanin, M., Gredelj, S., Magnuson, R., Bolles, T., & Triffett, B. (2008). Copper and molybdenite recovery in plant and batch laboratory cells in porphyry copper rougher flotation. *Doctoral dissertation, Science Press*.
- Bath, M. D. (1994). Simulation Of A 14,000 T/D Mill-An Aid To Process Design And Plant Optimization. *Society for Mining, Metallurgy & Exploration*, 6.
- BECHTEL CHILE LTDA. (2009). *Design Criteria 25351-220-3DR-V01L-00002 for process: Proyecto Repotenciamiento II, Minera los Pelambres*.
- Berger, J. M., & Winand, R. (1984). Solubilities, densities and electrical conductivities of aqueous copper (I) and copper (II) chlorides in solutions containing other chlorides such as iron, zinc, sodium and hydrogen chlorides. *Hydrometallurgy*, 61-81.
- Castro, H. S., & Henriquez, C. (1998). By-product Molybdenite recovery in Chile; Chemical Factors in the selective flotation of Molybdenite. *Society for mining, metallurgy, and exploration, Inc.*, 9.
- Castro, S. H., & Stocker, R. (1997). The effect of Hydrophobic agglomeration on the flotation of fine molybdenite. *Society for mining, metallurgy, and exploration, inc.*
- Djoudi, W., Aissani-Benissad, F., & Bourouina-Bacha, S. (2007). Optimization of copper cementation process by iron using central composite design experiments. *Chemical Engineering Journal*.
- Dutrizac, J. E. (1978). The kinetics of dissolution of chalcopyrite in ferric ion media. *Metallurgical Transactions*, 431-439.
- Dutrizac, J. E. (1992). The leaching of sulphide minerals in chloride media. *Hydrometallurgy*, 1-45.
- Fairthorne, G., Fornasiero, D., & Ralston, J. (1997). Effect of oxidation on the collectorless flotation of chalcopyrite. *International Journal of Mineral Processing*, 31-48.
- Fontana, A., Van Muylder, J., & Winand, R. (1983). Etude spectrophotométrique de solutions aqueuses chlorurées de chlorure cuivreux, à concentrations élevées. *Hydrometallurgy*, 297-314.
- Fredes, S. (2014). Diseño de mejores prácticas operacionales en el procesamiento de concentrados de molibdeno para Minera los Pelambres. Santiago.
- Fuerstenau, M. C., Jameson, G., & Yoon, R.-H. (2009). *Froth Flotation: A century of Innovation*. Littleton, Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME).

- Grassi, F., & Schena, G. (1995). A general expression for the global recovery of a chain of reactors. *International journal of mineral processing*, 137-144.
- Habashi, F. (1998). *Handbook of Extractive Metallurgy* (Vol. 3). Wiley.
- Habashi, F. (1999). *Textbook of Hydrometallurgy* (Segunda ed.). Québec: Métallurgie extractive Québec.
- Haver, F. P., & Wong, M. M. (1971). Recovery of copper, iron, and sulfur from chalcopyrite concentrate using a ferric chloride leach. *JOM*, 25-29.
- Havlik, T. (2014). *Hydrometallurgy: Principles and applications*. Elsevier.
- Havlík, T., Skrobian, M., Baláz, P., & Kammel, R. (1995). Leaching of chalcopyrite concentrate with ferric chloride. *International journal of mineral processing*, 61-72.
- Henríquez, F. (2014). *Mapa de eventos flotación selectiva*. Minera los Pelambres.
- Herbst, J. A., Pate, W. T., Flores, R. T., & Zarate, H. A. (1995). Plant wide control: the next step in mineral processing plant optimization. *Proceedings, XIX International Mineral Processing Congress*.
- Jackson, E. (2010). *Hydrometallurgical extraction and reclamation*. Ellis Horwood Limited.
- Klimpel, R. R., & Hansen, R. D. (1988). Frothers. *Reagents in Mineral Technology*, 385-409.
- Leja, J. (1981). *Surface Chemistry of Froth Flotation* (1 ed.). Springer US.
- Lobos, L. (2015). Evaluación del uso de NaSH en el circuito de flotación selectiva de molibdeno en Los Pelambres.
- Lu, Z. Y., Jeffrey, M. I., & Lawson, F. (2000). The effect of chloride ions on the dissolution of chalcopyrite in acidic solutions. *Hydrometallurgy*, 189-202.
- Majima, H., Awakura, Y., Hirato, T., & Tanaka, T. (1985). The leaching of chalcopyrite in ferric chloride and ferric sulfate solutions. *Canadian Metallurgical Quarterly*, 283-291.
- Malhotra, D., Hoover, R. M., & Bender, F. N. (1980). An Analysis of the Effect of Some Operating Variables on Flotation of Molybdenite and Its Implication on Control. *AIME Society of Mining Engineers*, 22.
- Mustafa, S., Hamid, A., Naeem, A., & Sultana, Q. (2004). Effect of pH, temperature and time on the stability of potassium ethyl xanthate. *JOURNAL-CHEMICAL SOCIETY OF PAKISTAN*, 363-366.
- Nagaraj, D. R., Wang, S. S., Avotins, P. V., & Dowling, E. (1986). Structure-Activity Relationship for Copper Depressants. *Trans. Inst. Min. Metall.*, 95.
- Napier-Munn, T., & Wills, B. A. (2006). *Wills' Mineral Processing Technology, Seventh Edition: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery* (7 ed.). Butterworth-Heinemann.

- Poling, G. W., & Beattie, M. J. (1984). Selective depression in complex sulphide. *MH Jones and JT Woodeock, (The Australian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne, 1984)*, 137-146.
- Rosso, K. M., & Vaughan, D. J. (2006). Sulfide Mineral Surfaces. *Reviews in Mineralogy & Geochemistry*.
- Sastre de Vicente, M. E. (2004). The Concept of Ionic Strength Eighty Years after Its Introduction in Chemistry. *Journal of Chemical Education*.
- Song, S., Zhang, X., Yang, B., & Lopez-Mendoza, A. (2012). Flotation of molybdenite fines as hydrophobic agglomerates. *Separation and Purification Technology*, 451-455.
- Sutulov, A. (1963). *Flotación de Minerales*.
- Tang, D., Wightman, E., Franzidis, J. P., & Montes-Atenas, G. (2010). Assessment of the Consistency between Different Laboratory Froth Stability Measurements. *XV International Mineral Processing Congress (IMPC 2010)*.
- Triffett, B., Adair, B. J., Veloo, C., & Bradshaw, D. (2007). Improving the recovery of molybdenite in the Kennecott Utah Copper bulk flotation circuit.
- Wang, L., Peng, Y., Runge, K., & Bradshaw, D. (2015). A review of entrainment Mechanisms, contributing factors and modelling in flotation. *Minerals Engineering*, 77-91.
- Winand, R. (1991). Chloride hydrometallurgy. *Hydrometallurgy*, 285-316.
- Ye, Y., Jang, W. H., Yalamanchili, M. R., & Miller, J. D. (1990). Molybdenite flotation from copper/molybdenum concentrates by ozone conditioning. *MINERALS & METALLURGICAL PROCESSING*, 173-179.
- Zahn, R. P. (2007). QuemSCAN Characterization of Selected Ore Types for Plant Optimization. *Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum*, 10.
- Zhenhao, D., Sun, R., Liu, R., & Zhu, C. (2007). Accurate Thermodynamic Model for the Calculation of H<sub>2</sub>S Solubility in Pure Water and Brines. *Energy & Fuels*, 2056-2065.



## ANEXOS

### Anexo A: Tabla de Potenciales de electrodo para distintas reacciones

Tabla 48: Potencial de electrodo para distintas reacciones. Fuente: Habashi F. (1999)

	Reacción de electrodo	E° V vs. EHE	Reacción de electrodo	E° V vs. EHE
Más nobles	$Li^+/Li$	-3,05	$Tl^+/Tl$	-0,34
	$K^+/K$	-2,93	$Co^{+2}/Co$	-0,30
	$Rb^+/Rb$	-2,93	$Ni^{+2}/Ni$	-0,25
	$Cs^+/Cs$	-2,92	$Mo^{+3}/Mo$	-0,20
	$Ra^{+2}/Ra$	-2,92	$In^+/In$	-0,14
	$Ba^{+2}/Ba$	-2,90	$Sn^{+2}/Sn$	-0,14
	$Sr^{+2}/Sr$	-2,89	$Pb^{+2}/Pb$	-0,13
	$Ca^{+2}/Ca$	-2,84	$Fe^{+3}/Fe$	-0,04
	$Na^+/Na$	-2,71	$2H^+/H_{2(g)}$	0,00
	$La^{+3}/La$	-2,52	$Sb^{+3}/Sb$	+0,10
	$Ce^{+3}/Ce$	-2,48	$Cu^{+2}/Cu^+$	+0,16
	$Mg^{+2}/Mg$	-2,37	$Bi^{+3}/Bi$	+0,20
	$Y^{+3}/Y$	-2,37	$As^{+3}/As$	+0,30
	$Sc^{+3}/Sc$	-2,08	$Cu^{+2}/Cu$	+0,34
	$Th^{+4}/Th$	-1,90	$Co^{+3}/Co$	+0,40
	$Be^{+2}/Be$	-1,85	$Ru^{+2}/Ru$	+0,45
Menos nobles	$U^{+3}/U$	-1,80	$Cu^+/Cu$	+0,52
	$Hf^{+4}/Hf$	-1,70	$Te^{+4}/Te$	+0,56
	$Al^{+3}/Al$	-1,66	$Tl^{+3}/Tl$	+0,71
	$Ti^{+2}/Ti$	-1,63	$Fe^{+3}/Fe^{+2}$	+0,77
	$Zr^{+4}/Zr$	-1,53	$Hg_2^{+2}/2Hg$	+0,79
	$U^{+4}/U$	-1,40	$Ag^+/Ag$	+0,80
	$Mn^{+2}/Mn$	-1,19	$Rh^{+3}/Rh$	+0,80
	$V^{+2}/V$	-1,18	$Pb^{+4}/Pb$	+0,81
	$Nb^{+3}/Nb$	-1,10	$Os^{+2}/Os$	+0,75
	$Cr^{+2}/Cr$	-0,86	$Hg^{+2}/Hg$	+0,85
	$Zn^{+2}/Zn$	-0,76	$Pd^{+2}/Pd$	+0,99
	$Cr^{+3}/Cr$	-0,74	$Ir^{+3}/Ir$	+1,15
	$Ga^{+3}/Ga$	-0,53	$Pt^{+2}/Pt$	+1,20
	$Ga^{+2}/Ga$	-0,45	$Ag^{+2}/Ag$	+1,37
	$Fe^{+2}/Fe$	-0,44	$Au^{+3}/Au$	+1,50
	$Cd^{+2}/Cd$	-0,40	$Ce^{+4}/Ce$	+1,68
$In^{+3}/In$	-0,34	$Au^+/Au$	+1,68	

## **Anexo B: Preguntas utilizadas para entrevistas**

Dentro de una conversación distendida, y sin un orden en particular, se presentaron las siguientes preguntas:

- ¿Cuáles son las variables más importantes del proceso?
- ¿Cuáles son los rangos operacionales de las variables más importantes del proceso?
- ¿Cómo se modifican las variables operacionales cuando se salen de su rango operacional?
- ¿Qué puede hacer en el caso de un aumento de impurezas (Ca, As, Pirita)?
- ¿Cuál o cuáles son las primeras variables que tienen su atención cuando recibe un informe?
- (Sólo en flotación) ¿Cómo modifica la cinética de flotación en una operación normal?
- ¿Cuáles son las variables operacionales que fija como objetivo en una operación normal?
- Al identificar una variable operacional objetivo, ¿Cómo se modifica?
- Al identificar una tendencia desfavorable de una variable, ¿Qué variables modifica para revertir la situación?

## **Anexo C: Pasos Experimentales**

### *C.1. Acondicionamiento de pulpa*

Al obtenerse una muestra de aproximadamente 13 kg de sólido, se realizó un acondicionamiento de la pulpa y un sub-muestreo con el fin de tener un mejor manejo de material y obtener muestras representativas se realiza una preparación previa de la muestra siguiendo el siguiente protocolo:

1. Separar el líquido de la muestra con el fin de facilitar el manejo de material.
2. Secar la muestra restante en una sala a 30°C por 1 semana en continuo, moviéndolo para permitir la salida del agua restante. Paralelamente se granula el material eliminando la mayoría de los conjuntos de mineral conglomerado.
3. Secar nuevamente la muestra por 24 horas a 50°C.
4. Por medio de un cortador rotatorio, obtener 10 sub-muestras.

Las muestras fueron etiquetadas y pesadas, obteniéndose pesos cercanos a 1.22 kg por muestra. Al ser dicho peso superior al necesario para una escala de laboratorio, para cada una de las experiencias presentadas más adelante se realiza un proceso previo de sub-muestreo mediante cuarteo.

### C.2. Calibración UV-Visible

La técnica utilizada para los experimentos fue UV-Visible, por lo tanto se realizó una curva de calibración utilizando concentraciones de colector conocidas en una solución a pH 10 y mediciones obtenidas por la técnica UV-Visible. Al no conocerse el comportamiento de absorción del colector en una solución a pH 10 se hizo necesario encontrar la longitud de onda que proveyera la mejor correlación entre concentración de xantato y la absorbancia medida por la técnica.

En la Tabla 49 se muestran las configuraciones de peso/concentración utilizadas para la realización de la curva de calibración. Para la obtención de pesos bajo 40 mg se utilizó una solución “madre” de 550 mg/L y por medio de dilución se obtuvieron las demás concentraciones necesarias.

**Tabla 49: Configuración de peso y concentración para curva de calibración.**

Peso [mg]	Volumen [mL]	Concentración [mg/L]
55,00	100	550,00
100,00	200	500,00
120,00	300	400,00
105,00	300	350,00
27,50	100	275,00
60	300	200,00
11,00	100	110,00
5,50	100	55,00
2,75	100	27,50
1,10	100	11,00
0,55	100	5,50
0,06	100	0,55

### C.3. Determinación de xantato en exceso

Debido a que se utiliza una cantidad de 8 gramos de xantato por tonelada de mineral tratado en flotación colectiva, y con el fin de evitar el consumo excesivo de colector en el laboratorio, se decide realizar una prueba para determinar qué cantidad de colector es necesario agregar para que se asegure que se ha adsorbido la cantidad máxima necesaria. Para la realización de este experimento previo se realizó el siguiente protocolo:

1. Preparación de 2 L de solución de agua destilada a pH 10 y 0,5 L de solución a pH 2,5 utilizando KOH y H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> respectivamente.
2. Pesar muestras de 64 y 100 mg de colector.
3. Escoger una de las sub-muestras de mineral y extraer una muestra de 51 g por medio de la técnica de roleo y cuarteo.
4. Repetir los pasos 5 a 8 para cada una de las muestras de colector.
5. Sumergir una de las muestras de sólido en 500 mL de solución a pH 2,5 por 2 minutos y posteriormente filtrar al vacío. Los 2 minutos deben ser contados desde el momento que la primera partícula de sólido toca la solución hasta que la última partícula de sólido es descargada al embudo de filtrado.
6. Agregar una de las muestras de colector a un vaso precipitado con 500 mL de solución a pH 10, asegurando que se diluya completamente.

7. Agregar el sólido remanente del filtrado del paso 4 al vaso precipitado de 500 mL de solución a pH 10 con colector. Agitar vigorosamente.
8. Filtrar al vacío y examinar mediante UV-Visible la solución remanente.

#### *C.4. Determinación de Cinética de Adsorción*

Utilizando una cantidad en exceso de xantato, se realizó un experimento para determinar la cinética de adsorción, para mantener protocolo invariante para los experimentos. A continuación se muestra el protocolo utilizado para la determinación de la curva de cinética:

1. Preparación de 1,5 L de solución de agua destilada a pH 10 y 500 mL de solución a pH 2,5 utilizando KOH y H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> respectivamente.
2. Tomar una muestra de 300 mg de colector.
3. Escoger una de las sub-muestras de mineral y extraer una muestra de 51 g por medio de la técnica de roleo y cuarteo.
4. Sumergir una de las muestras de sólido en 500 mL de solución a pH 2,5 por 2 minutos y posteriormente filtrar al vacío. Los 2 minutos deben ser contados desde el momento que la primera partícula de sólido toca la solución hasta que la última partícula de sólido es descargada al embudo de filtrado. En el proceso de filtrado, cuando toda la solución haya sido separada del mineral, se debe rellenar el embudo dos veces con 500 mL de agua destilada y 2 veces con 500 mL de agua a pH 10 (la capacidad del embudo es de 500 mL).
5. Sumergir el sólido proveniente del filtrado en una solución de 500 mL con la muestra de colector disuelta. Agitar vigorosamente mientras se introduce oxígeno con una bomba.
6. Extraer 50 mL cada 5 minutos. Filtrar cada una de las muestras y analizarlas por UV-Visible.

#### *C.5. Experimento 1: Referencia*

Con el fin de obtener el consumo base de colector y tener una base comparativa con los siguientes experimentos, se realiza un experimento de referencia según el protocolo mostrado:

1. Preparar 2 L de solución a pH 10 y 1 L de solución a pH 2,5.
2. Elegir una sub-muestra de mineral y extraer dos muestras de 51 g cada una, por medio de roleo y cuarteo.
3. Tomar cuatro muestras de 0,3 g de colector.
4. Repetir los pasos 5 a 10 para cada muestra de mineral.
5. Sumergir una de las muestras de sólido en 500 mL de solución a pH 2,5 por 2 minutos y posteriormente filtrar al vacío. Los 2 minutos deben ser contados desde el momento que la primera partícula de sólido toca la solución hasta que la última partícula de sólido es descargada al embudo de filtrado. En el proceso de filtrado, cuando toda la solución haya sido separada del mineral, se debe rellenar el embudo dos veces con 500 mL de agua destilada y 2 veces con 500 mL de agua a pH 10.
6. Preparar una solución de 500 mL de agua destilada a pH 10 con 0,3 g de colector, asegurando que el colector se disuelva completamente.
7. Sumergir el sólido filtrado en la solución preparada en el paso 6 por 30 minutos. Agitar vigorosamente y agregar oxígeno mediante una bomba de aire.
8. Filtrar al vacío, asegurando que el sólido no se seque por completo.

9. Agregar el sólido remanente a una solución con 500 mL de agua destilada a pH 10 y una muestra de 0,3 g de colector por 30 minutos. Agitar vigorosamente y agregar oxígeno mediante una bomba de aire. Por otro lado, enviar la solución remanente de la filtración del paso 7 a UV-Visible.
10. Filtrar al vacío, enviar la solución a UV-Visible.

Cabe destacar que se utiliza 0,3 g de colector como exceso según los resultados de experimentos y factibilidad técnica de pesado de muestras.

#### *C.6. Experimento 2: Limpieza en exceso*

Antes de llegar a un experimento que simule las condiciones de la planta, es necesario realizar un experimento con un exceso de ácido sulfúrico, de esta forma la experiencia de laboratorio se realiza de forma secuencial y se determinan las condiciones en situaciones extremas.

Por lo tanto se realiza el segundo experimento siguiendo el protocolo mostrado a continuación:

1. Preparar 3 L de solución a pH 10 y 1 L de solución a pH 2,5.
2. Elegir una sub-muestra de mineral y extraer dos muestras de 51 g cada una, por medio de roleo y cuarteo.
3. Tomar cuatro muestras de 0,3 g de colector.
4. Repetir los pasos 5 a 11 para cada muestra de mineral.
5. Sumergir una de las muestras de sólido en 500 mL de solución a pH 2,5 por 2 minutos y posteriormente filtrar al vacío. Los 2 minutos deben ser contados desde el momento que la primera partícula de sólido toca la solución hasta que la última partícula de sólido es descargada al embudo de filtrado. En el proceso de filtrado, cuando toda la solución haya sido separada del mineral, se debe rellenar el embudo dos veces con 500 mL de agua destilada y 2 veces con 500 mL de agua a pH 10.
6. Preparar una solución de 500 mL de agua destilada a pH 10 con 0,3 g de colector, asegurando que el colector se disuelva completamente.
7. Sumergir el sólido filtrado en la solución preparada en el paso 6 por 30 minutos. Agitar vigorosamente y agregar oxígeno mediante una bomba de aire.
8. Al finalizar los 30 minutos, extraer una muestra para enviarla a UV-Visible. Agregar ácido sulfúrico hasta obtener un pH 3. Mantener por dos minutos y filtrar (mismo procedimiento indicado en el paso 5).
9. Filtrar al vacío, asegurando que el sólido no se seque por completo.
10. Agregar el sólido remanente a una solución con 500 mL de agua destilada a pH 10 y una muestra de 0,3 g de colector por 30 minutos. Agitar vigorosamente y agregar oxígeno mediante una bomba de aire. Por otro lado, enviar la solución remanente de la filtración del paso 7 a UV-Visible.
11. Filtrar al vacío, enviar la solución a UV-Visible.

#### *C.7. Experimento 3: Limpieza pelambres*

Para llegar a las condiciones de Minera los Pelambres se utiliza el mismo protocolo del segundo experimento, pero se llega a pH 6 en la adición de ácido sulfúrico. Finalmente se muestra el protocolo del experimento a continuación:

1. Preparar 3 L de solución a pH 10 y 1 L de solución a pH 2,5.
2. Elegir una sub-muestra de mineral y extraer dos muestras de 51 g cada una, por medio de roleo y cuarteo.
3. Tomar cuatro muestras de 0,3 g de colector.
4. Repetir los pasos 5 a 11 para cada muestra de mineral.
5. Sumergir una de las muestras de sólido en 500 mL de solución a pH 2,5 por 2 minutos y posteriormente filtrar al vacío. Los 2 minutos deben ser contados desde el momento que la primera partícula de sólido toca la solución hasta que la última partícula de sólido es descargada al embudo de filtrado. En el proceso de filtrado, cuando toda la solución haya sido separada del mineral, se debe rellenar el embudo dos veces con 500 mL de agua destilada y 2 veces con 500 mL de agua a pH 10.
6. Preparar una solución de 500 mL de agua destilada a pH 10 con 0,3 g de colector, asegurando que el colector se disuelva completamente.
7. Sumergir el sólido filtrado en la solución preparada en el paso 6 por 30 minutos. Agitar vigorosamente y agregar oxígeno mediante una bomba de aire.
8. Al finalizar los 30 minutos, extraer una muestra para enviarla a UV-Visible. Agregar ácido sulfúrico hasta obtener un pH 6. Mantener por dos minutos y filtrar (mismo procedimiento indicado en el paso 5).
9. Filtrar al vacío, asegurando que el sólido no se seque por completo.
10. Agregar el sólido remanente a una solución con 500 mL de agua destilada a pH 10 y una muestra de 0,3 g de colector por 30 minutos. Agitar vigorosamente y agregar oxígeno mediante una bomba de aire. Por otro lado, enviar la solución remanente de la filtración del paso 7 a UV-Visible.
11. Filtrar al vacío, enviar la solución a UV-Visible.

Cabe destacar que si bien se creó el protocolo experimental para las condiciones de Minera los Pelambres, su realización experimental está condicionada a que el experimento de limpieza completa indique que el ácido sulfúrico si ofrece una limpieza considerable de superficie.

## Anexo D: Cálculo de recuperación selectiva

Se define la recuperación global (Grassi & Schena, 1995) para un circuito con  $n$  etapas como:

$$\bar{R}_n = \frac{\prod_{j=1}^n R_j}{\sum_{i=0}^{a_n} \frac{\prod_{j=1}^n C_{ij}}{R_{2 \cdot i + 1}} + b_n \prod_{j=1}^n R_j} \quad (n \geq 1) \quad (33)$$

donde  $a_n$  corresponde al número tal que el resultado de  $2 \cdot a_n + 1$  sea el mayor número impar posible tal que sea menor o igual a  $n$ . Asimismo,  $b_n$  debe cumplir las condiciones mostradas en la Ecuación 34.

$$\begin{cases} b_n = 1, n \text{ par} \\ b_n = 0, n \text{ impar} \end{cases} \quad (34)$$

Se define  $\alpha_{ij}$  para señalar si  $j$  es menor o igual que  $2 \cdot i + 1$ . De hecho, se cumple por definición lo mostrado por la Ecuación 35.

$$\begin{cases} \alpha_{ij} = 1, \text{ si } j \in \{1, \dots, 2 \cdot i + 1\} \\ \alpha_{ij} = 0, \text{ si } \{j > 2 \cdot i + 1\} \end{cases} \quad (35)$$

Finalmente se define  $C_{ij}$  como se muestra en la Ecuación 36.

$$\begin{cases} C_{ij} = R_j, \text{ si } \alpha_{ij} = 1 \\ C_{ij} = (1 - R_j), \text{ si } \alpha_{ij} = 0 \end{cases} \quad (36)$$

Utilizando la definición de (33) y evaluando para  $n = 3$  se tiene la expresión mostrada en la Ecuación 37.

$$\bar{R}_3 = \frac{\prod_{j=1}^3 R_j}{\sum_{i=0}^{a_3} \frac{\prod_{j=1}^3 C_{ij}}{R_{2 \cdot i + 1}} + b_n \prod_{j=1}^3 R_j} \quad (37)$$

Resolviendo (37) se determina la recuperación global del circuito de flotación.

$$R_{\text{selectiva}} = \frac{R_1 \cdot R_2 \cdot R_3}{1 - R_2 - R_1 + R_3 \cdot R_2 + R_2 \cdot R_1} \quad (38)$$

donde  $R_1$  es la recuperación rougher,  $R_2$  corresponde a la recuperación de la etapa de primera limpieza y  $R_3$  la recuperación de la etapa de segunda limpieza.

## Anexo E: Cálculo de recirculaciones MLP y propuesta

Para una operación con los flujos de alimentación, relave y concentrado  $F$ ,  $T$  y  $C$  respectivamente. Con leyes de molibdeno respectivas  $f$ ,  $t$  y  $c$ . Se define una recuperación másica como:

$$Rp = \frac{f - t}{c - t} \quad (39)$$

Por otro lado del balance de masa se obtiene

$$C = F \cdot Rp \quad (40)$$

$$T = F - C \quad (41)$$

Se define luego la recirculación  $RCC$  como

$$RCC = \frac{C}{T} \quad (42)$$

Reemplazando (45) y (46) en (47) se obtiene

$$RCC = \frac{F \cdot Rp}{F - F \cdot Rp} \quad (43)$$

$$RCC = \frac{Rp}{1 - Rp} \quad (44)$$

Luego de despejar matemáticamente  $Rp$  de (48) se obtiene la recirculación calculada según Minera los Pelambres.

$$RCC = \frac{f - t}{c - f} \quad (45)$$

Para el cálculo mostrado, se tomó en consideración la recirculación como la razón entre el flujo de concentrado y el de relave. En operación es usual conocer con mayor certeza el flujo de alimentación que el de relave, por lo tanto se propone cambiar la ecuación (47) por

$$RCC_2 = \frac{C}{F} \quad (46)$$

Que luego de un reemplazo matemático se llega a

$$RCC_2 = \frac{f - t}{c - t} \quad (47)$$



## Anexo F: Histogramas de variables de flotación

Los siguientes histogramas presentan información gráfica de las tablas presentadas en el trabajo de investigación. Se disponen los histogramas de las variables de flotación con el fin de observar tendencias, límites físicos y desviaciones estándar de distintas variables.

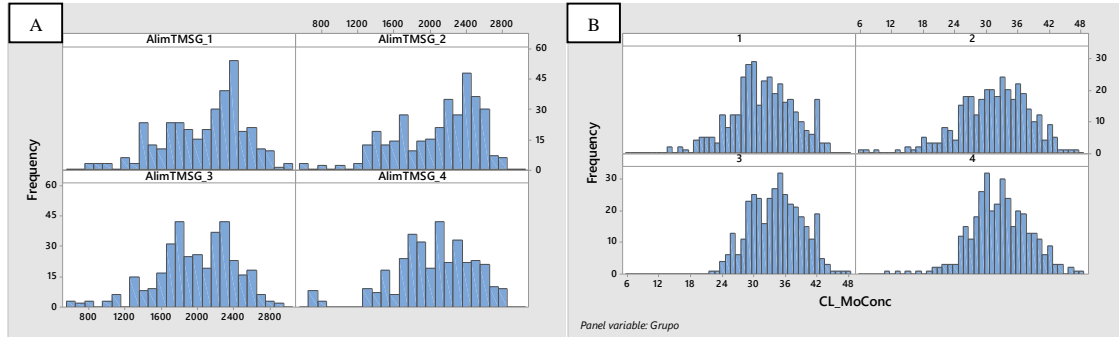


Figura 76: (A) Histograma comparativo de Alimentación TMS por grupo. (B) Histograma comparativo de %Mo Conc. De primera limpieza por grupo.

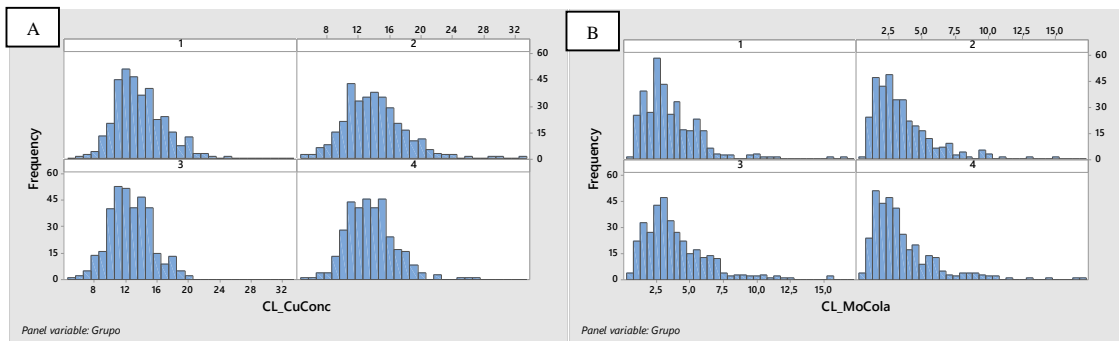


Figura 77: (A) Histograma comparativo de %Cu Concentrado de primera limpieza por grupo. (B) Histograma comparativo de %Mo Relave de primera limpieza por grupo.

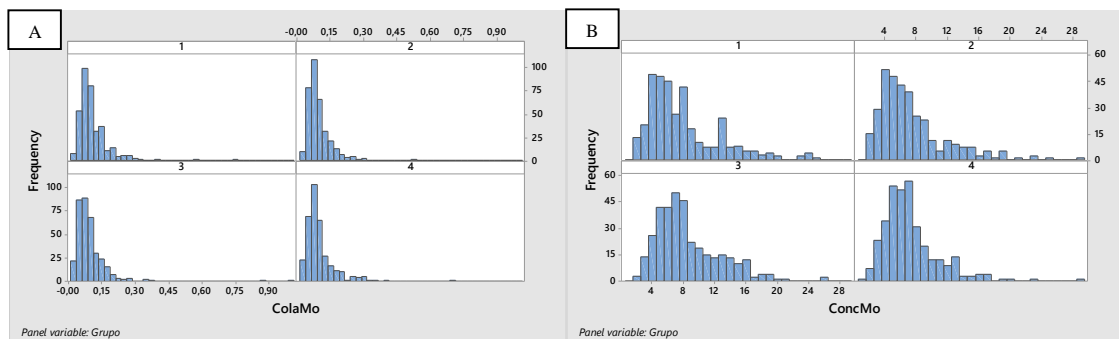
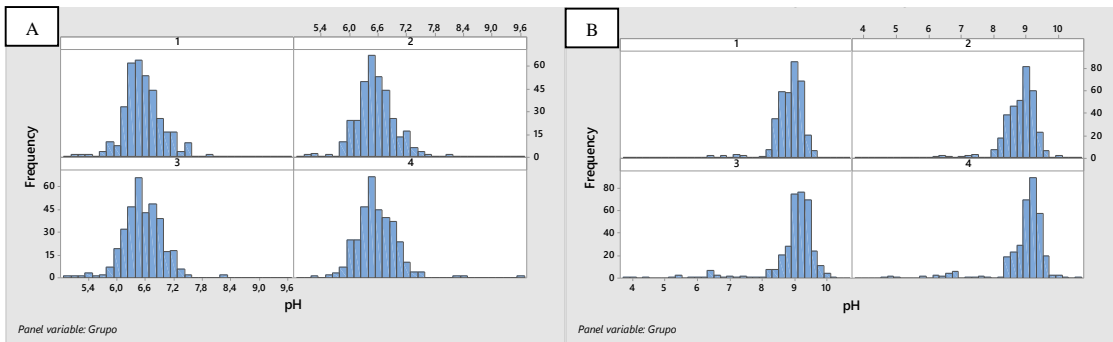
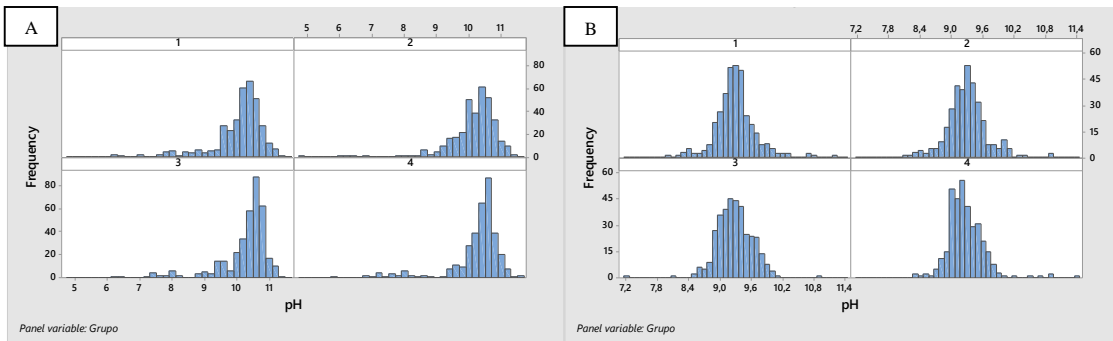


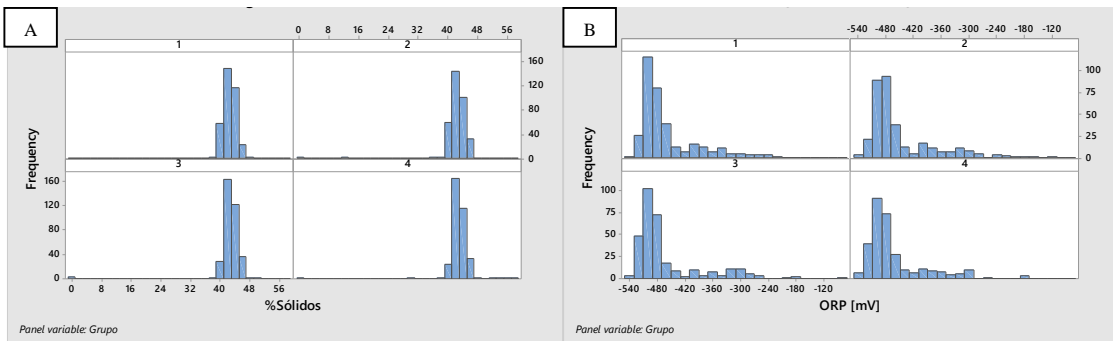
Figura 78: (A) Histograma comparativo de %Mo Relave Rougher por grupo. (B) Histograma comparativo de %Mo Conc. Rougher por grupo.



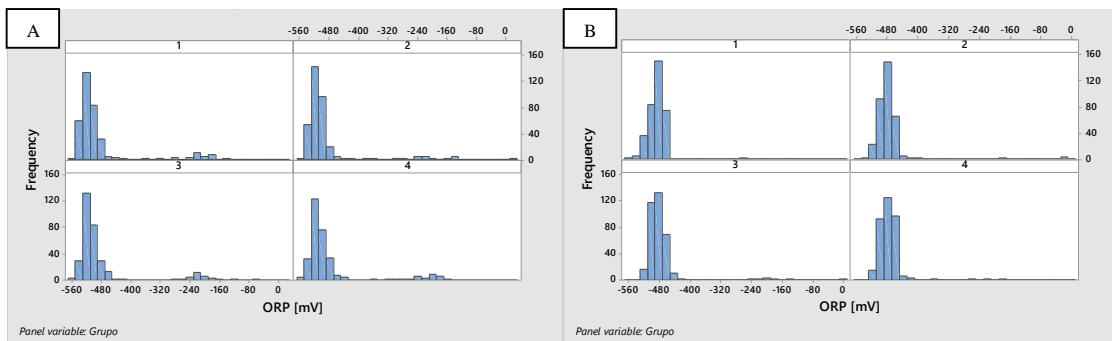
**Figura 79: (A) Histograma comparativo de pH TK-15/16 por grupo. (B) Histograma comparativo de pH Rougher por grupo.**



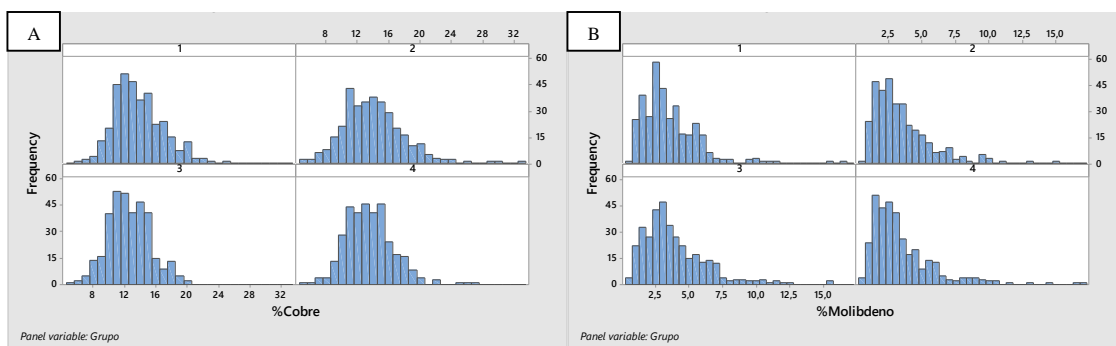
**Figura 80: (A) Histograma comparativo de pH de etapa de primera limpieza por grupo. (B) Histograma comparativo de pH de etapa de segunda limpieza por grupo.**



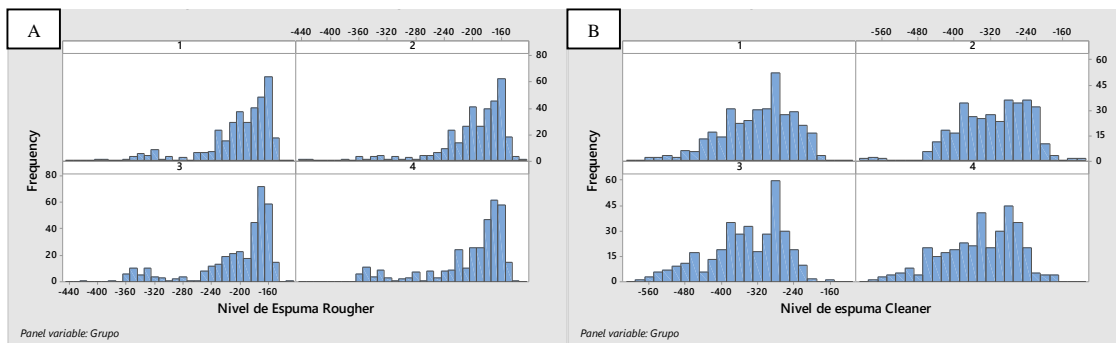
**Figura 81: (A) Histograma comparativo de %Sólidos por Grupo. (B) Histograma comparativo de ORP Rougher por grupo.**



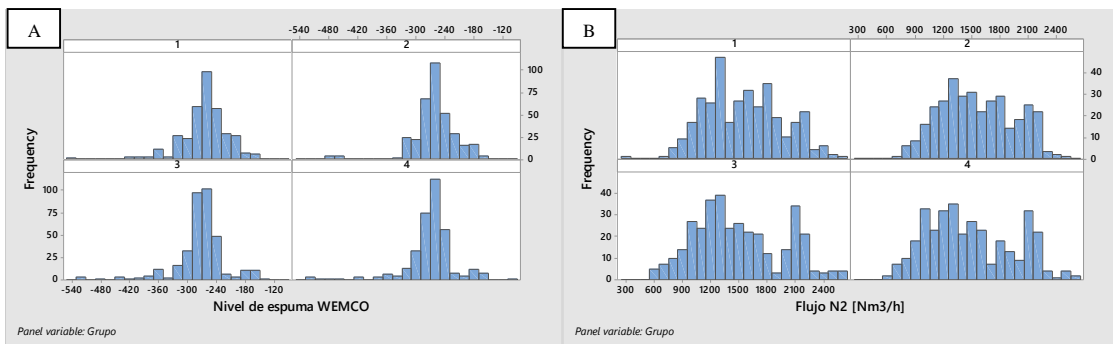
**Figura 82: (A) Histograma comparativo de ORP de etapa de primera limpieza por grupo. (B) Histograma comparativo de ORP segunda limpieza por grupo.**



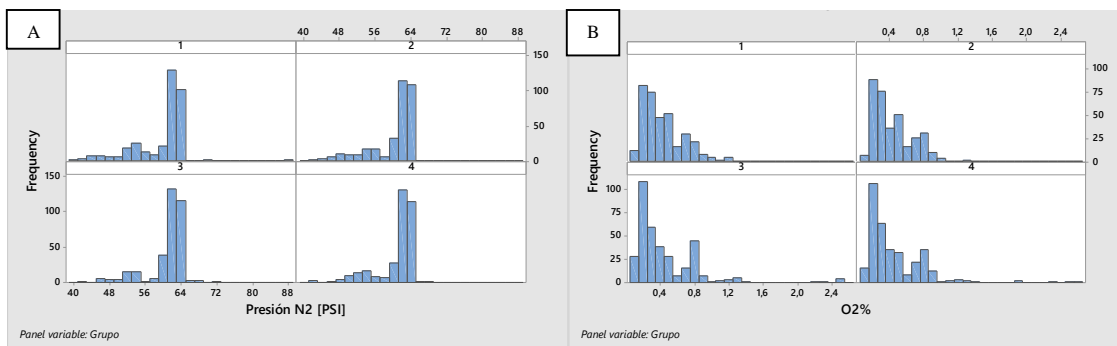
**Figura 83: (A) Histograma comparativo de %Cu Concentrado de etapa de primera limpieza por grupo. (B) Histograma comparativo de %Mo Relave de etapa de primera limpieza por grupo.**



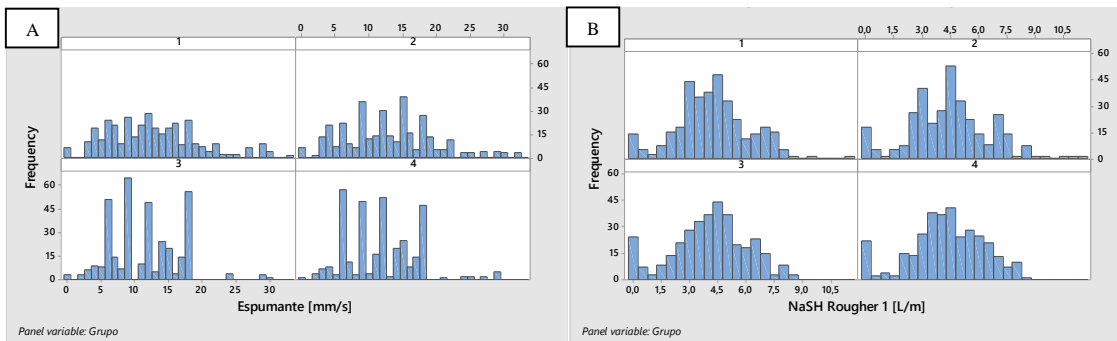
**Figura 84: (A) Histograma comparativo de Nivel de espuma Rougher por grupo. (B) Histograma comparativo de Nivel de espuma de etapa de primera limpieza por grupo.**



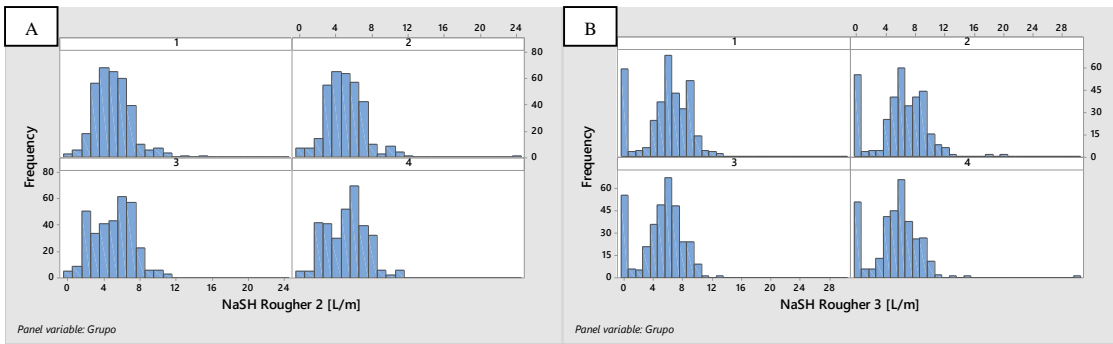
**Figura 85: (A) Histograma comparativo de nivel de espuma de segunda limpieza por grupo. (B) Histograma comparativo de Flujo de Nitrógeno por grupo.**



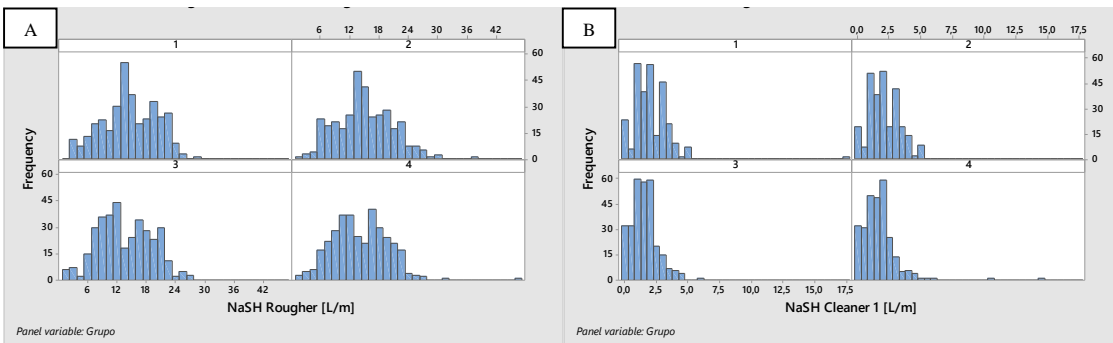
**Figura 86: (A) Histograma comparativo de presión de nitrógeno por grupo. (B) Histograma comparativo de %Oxígeno por grupo.**



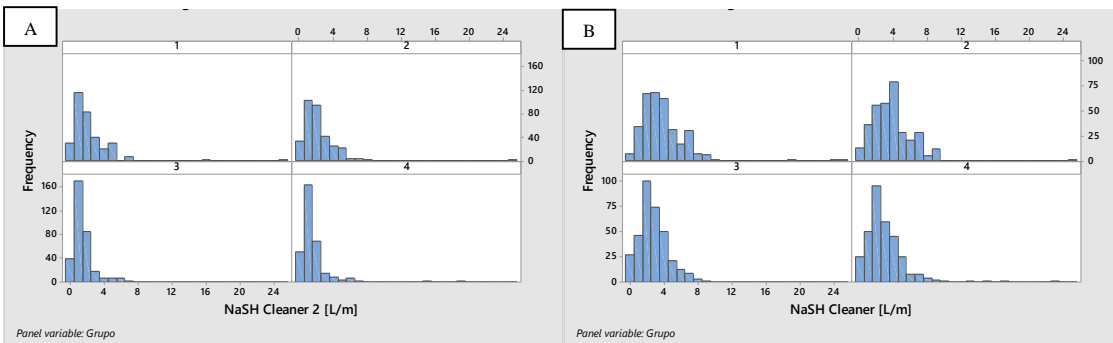
**Figura 87: (A) Histograma comparativo de Espumante por grupo. (B) Histograma comparativo de consumo NaSH Rougher, Línea 1 por grupo.**



**Figura 88: (A) Histograma comparativo de consumo NaSH Rougher, Línea 2 por grupo. (B) Histograma comparativo de consumo NaSH Rougher, Línea 3 por grupo.**



**Figura 89: (A) Histograma comparativo de consumo NaSH Rougher Total por grupo. (B) Histograma comparativo de consumo NaSH de etapa de primera limpieza, Línea 1 por grupo.**



**Figura 90: (A) Histograma comparativo de consumo NaSH de etapa de primera limpieza, Línea 2 por grupo. (B) Histograma comparativo de consumo NaSH de etapa de primera limpieza Total por grupo.**

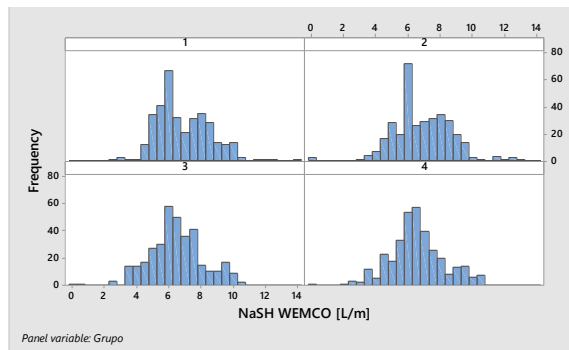


Figura 91: Histograma comparativo de consumo NaSH Total en segunda limpieza por grupo.

## Anexo G: Gráficos de correlación de variables de flotación importantes

Los gráficos de correlación entre variables presentan tendencias y efectos que ocurren al cambiar valores de distintas variables, pero la misma información se puede encontrar en índices de correlación propuestos en el estudio. Sin embargo, se incluyen los gráficos de correlación utilizados para los análisis.

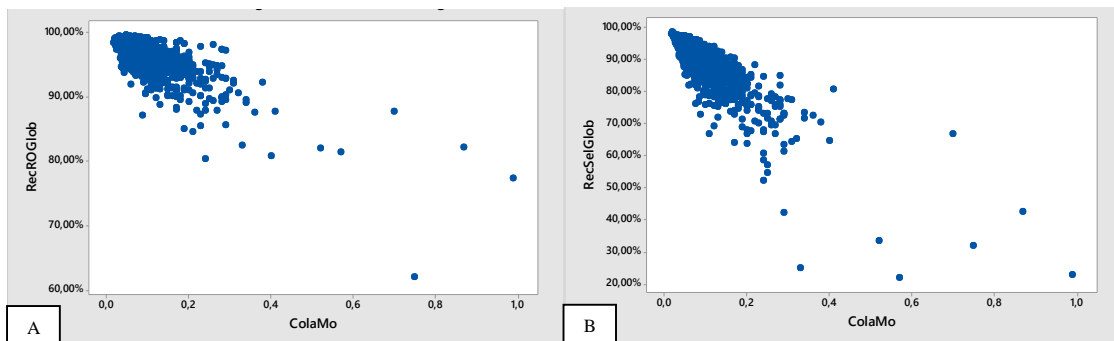
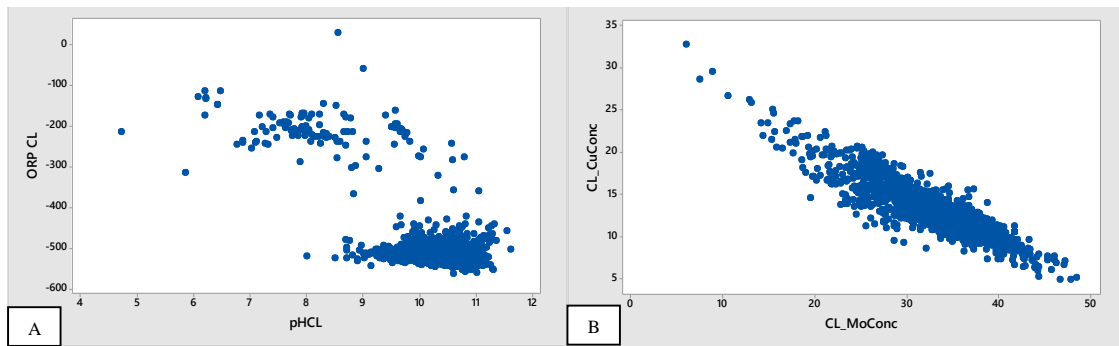
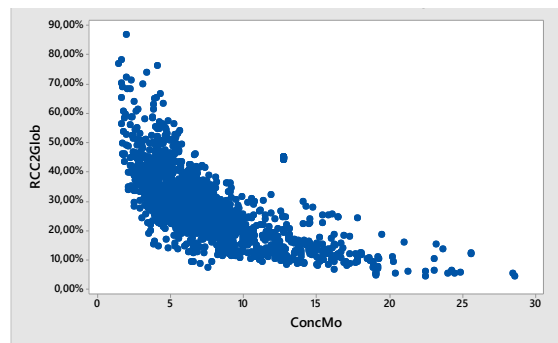


Figura 92: (A) Nube de correlación Rec. Rougher vs %Mo Relave Rougher. (B) Nube de correlación Rec. Selectiva vs %Mo Relave Rougher.



**Figura 93: (A) Nube de correlación ORP de etapa de primera limpieza vs pH de etapa de primera limpieza. (B) Nube de correlación %Mo Concentrado de primera limpieza vs %Cu concentrado de primera limpieza.**



**Figura 94: Nube de correlación RCC (2) vs %Mo concentrado rougher.**

## Anexo H: Gráficos de tiempo para variables de flotación

Para mantener el formato de presentación se decide entregar los gráficos de tiempo para las variables de flotación por mes, mostrándose el mes de abril en el trabajo principal. A continuación se mostrarán los meses restantes del periodo de investigación, separados por un periodo de dos meses.

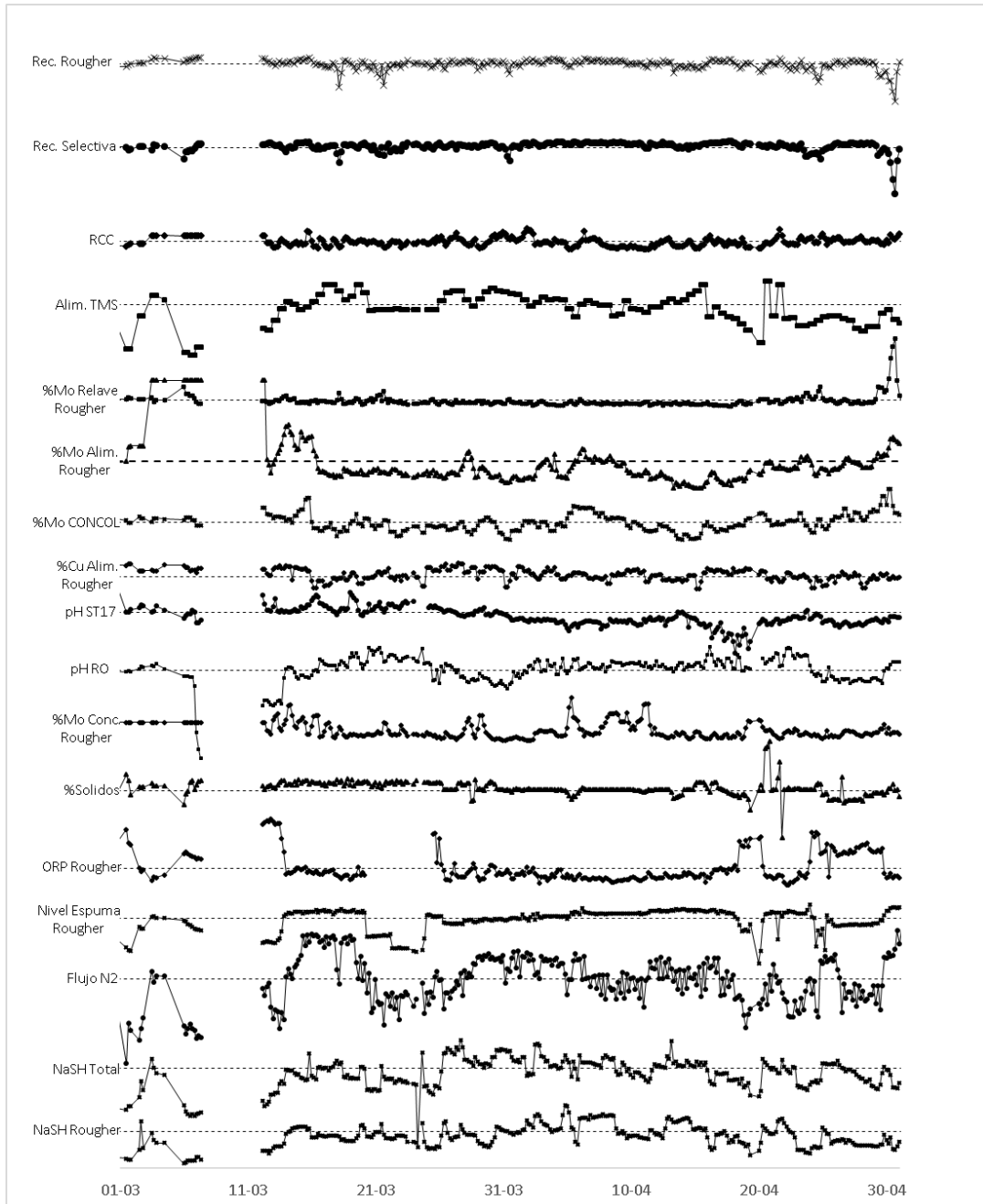
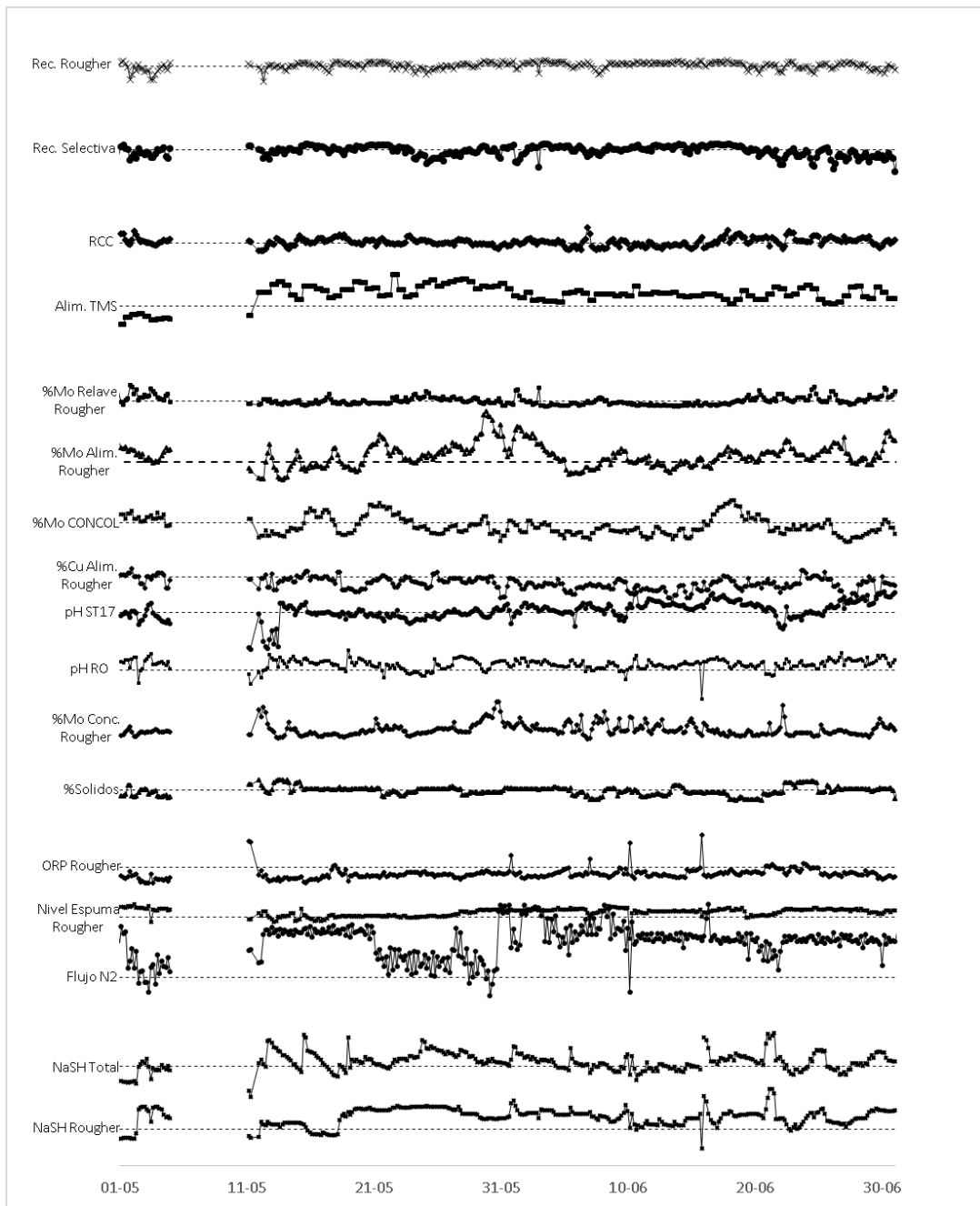


Figura 95: Histograma de variables de flotación por tiempo (marzo-abril 2015).





**Figura 96: Histograma de variables de flotación por tiempo (mayo-junio 2015).**

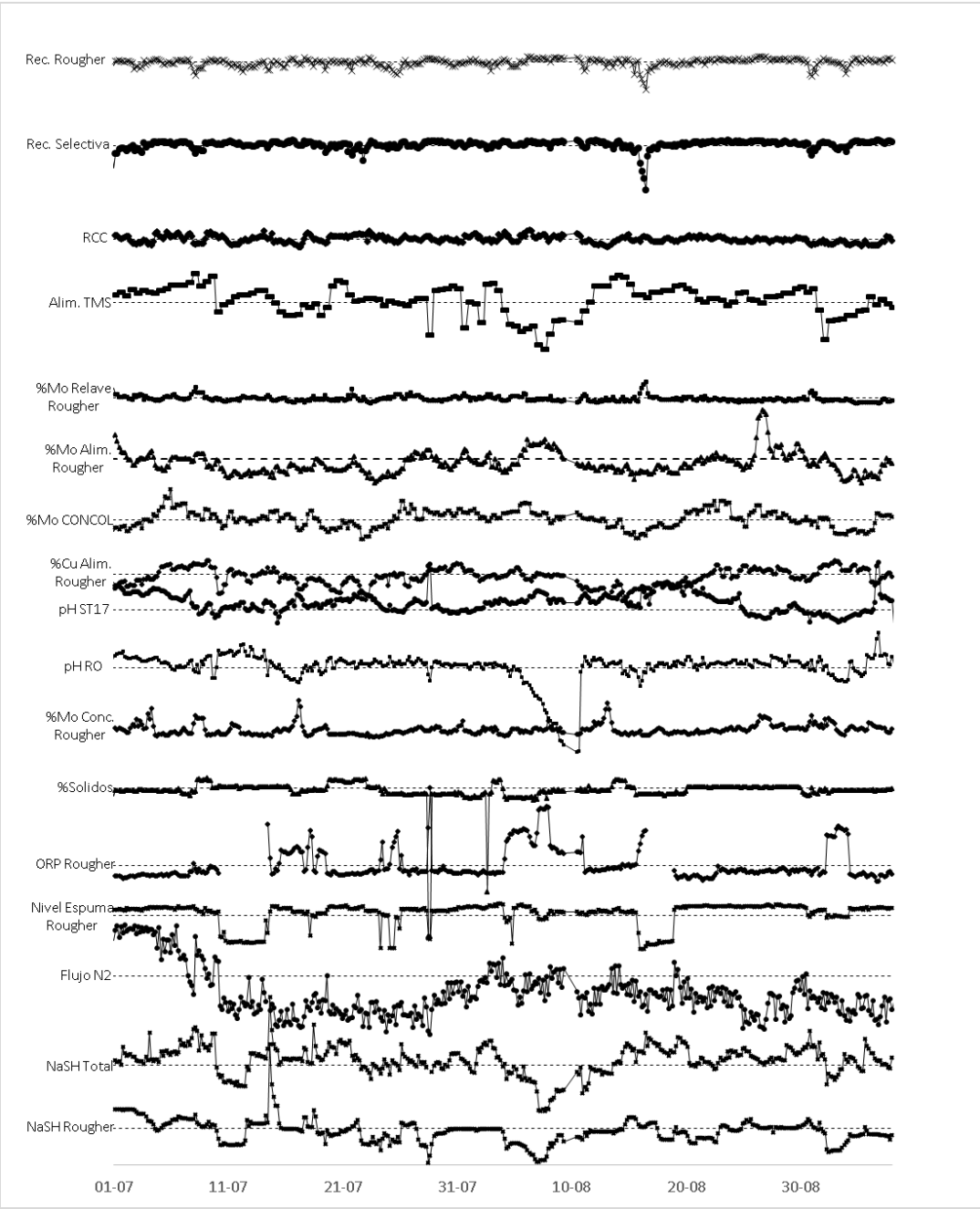


Figura 97: Histograma de variables de flotación por tiempo (julio-agosto 2015).

## Anexo I: Histogramas de variables de PLF

Al igual que en la presentación de histogramas comparativos de variables por grupo de flotación, se presentan sus homólogos de la planta de lixiviación férrica, con el fin de encontrar tendencias, límites físicos y desviaciones estándar de variables de forma gráfica.

### 1.1. General

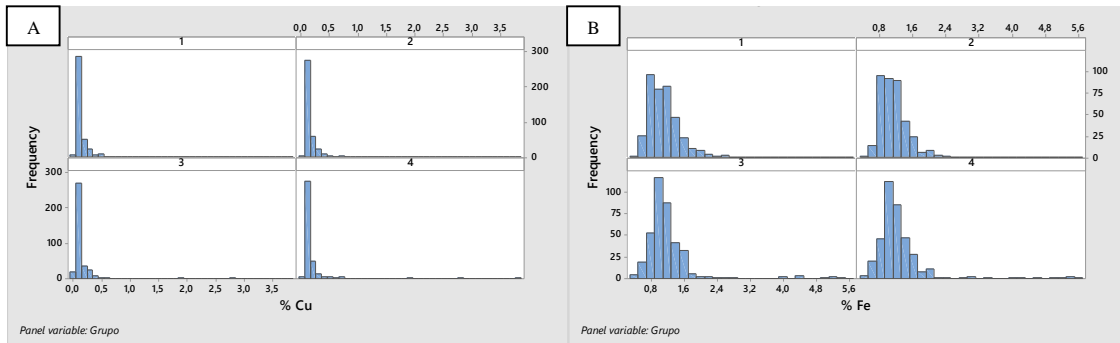


Figura 98: (A) Histograma comparativo de %Cu Concentrado final (DR-15). (B) Histograma comparativo de %Fe Concentrado final (DR-15).

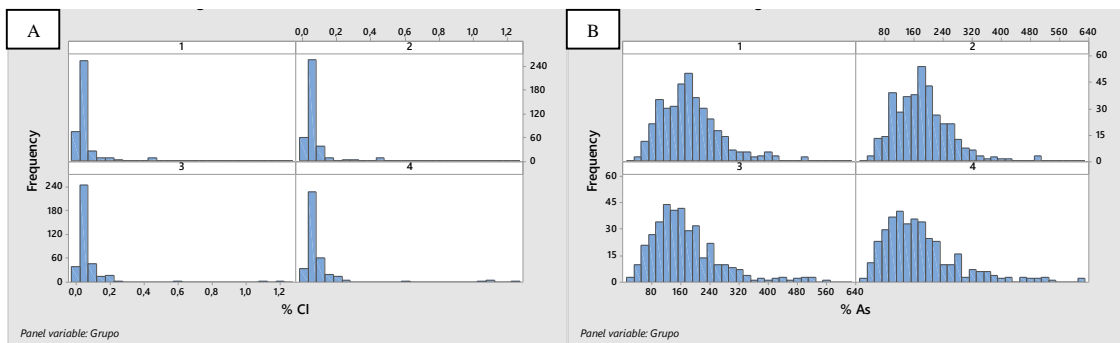


Figura 99: (A) Histograma comparativo de %Cl concentrado final (DR-15). (B) Histograma comparativo de %As concentrado final (DR-15).

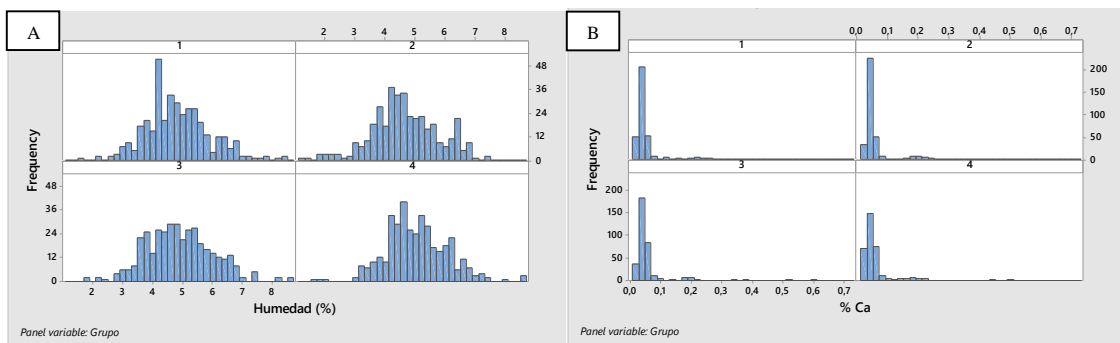
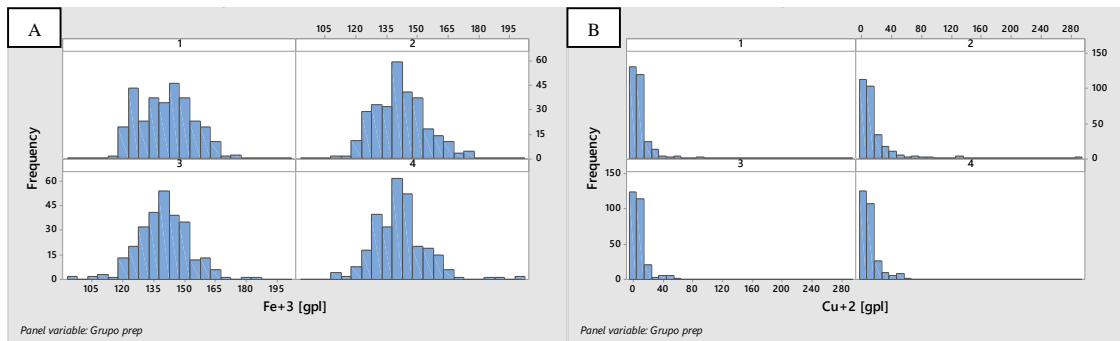
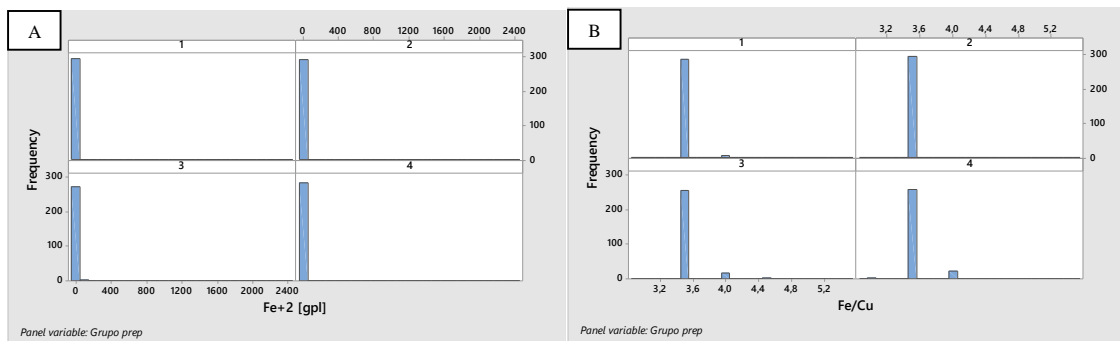


Figura 100: (A) Histograma comparativo de Humedad concentrado final (DR-15). (B) Histograma comparativo de %Ca Concentrado final (DR-15).

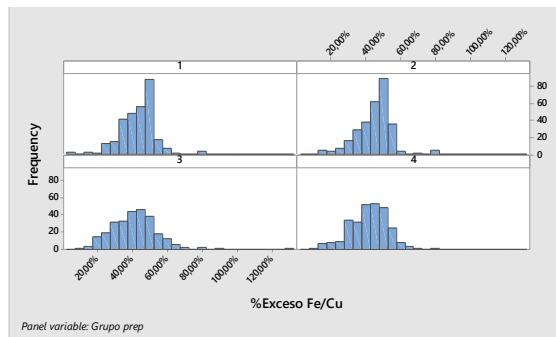
## 1.2. Preparación



**Figura 101: (A) Histograma comparativo de Fe<sup>3+</sup> resultante preparación. (B) Histograma comparativo de Cu<sup>2+</sup> resultante preparación.**



**Figura 102: (A) Histograma comparativo de Fe<sup>2+</sup> Resultante preparación. (B) Histograma comparativo de Razón Fe/Cu preparación.**



**Figura 103: Histograma comparativo de %Exceso Fe/Cu.**

### 1.3. Lixiviación

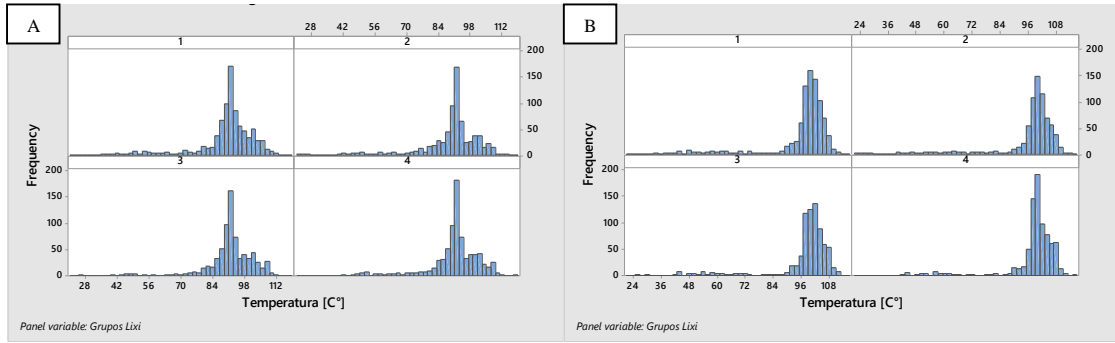


Figura 104: (A) Histograma comparativo de T<sup>o</sup> Inicial Lixiviación. (B) Histograma comparativo de T<sup>o</sup> Media Lixiviación.

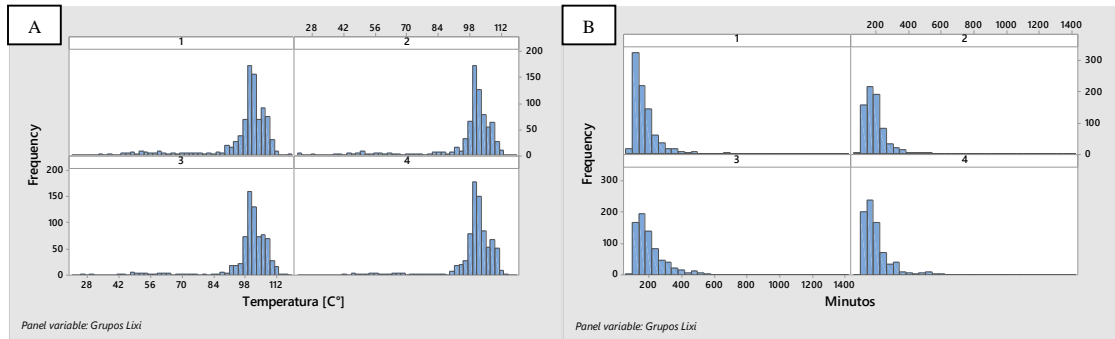


Figura 105: (A) Histograma comparativo de T<sup>o</sup> Final Lixiviación. (B) Histograma comparativo de Tiempo de Lixiviación.

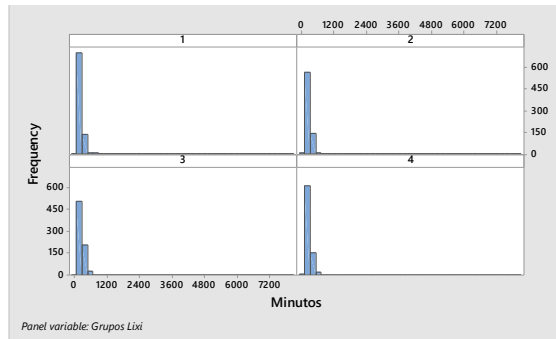


Figura 106: Histograma comparativo de Tiempo Total Lixiviación.