



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

**EVALUACIÓN METALÚRGICA Y DE DISPERSIÓN DE GAS PARA LA
IDENTIFICACIÓN DE OPORTUNIDADES DE MEJORA EN LA
FLOTACIÓN ROUGHER DE MINERA VALLE CENTRAL**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

RODOLFO EDGARDO MEJÍAS CÁCERES

PROFESOR GUÍA:

GONZALO MONTES ATENAS

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

JUAN YIANATOS BERNARDINO

ALDO CASALI BACELLI

SANTIAGO DE CHILE

2018

RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR AL
TITULO DE: Ingeniero Civil de Minas
POR: Rodolfo Edgardo Mejías Cáceres
FECHA: 06/01/2018
PROFESOR GUÍA: Gonzalo Montes Atenas

EVALUACIÓN METALÚRGICA Y DE DISPERSIÓN DE GAS PARA LA IDENTIFICACIÓN DE OPORTUNIDADES DE MEJORA EN LA FLOTACIÓN ROUGHER DE MINERA VALLE CENTRAL

El objetivo de este trabajo es evaluar metalúrgicamente y estudiar la dispersión de gas de los bancos rougher 100 y 200 del circuito de flotación colectiva presentes en la faena Minera Valle Central. Ambos bancos tienen idéntico número de celdas, están dispuestos en paralelo y tratan relaves antiguos provenientes del tranque Cauquenes. Para realizar la evaluación, se realizó una campaña de muestreo el día 5 de julio de 2017.

Un análisis de ley de alimentación indicó que el banco 100 tiene mayores leyes de Cu y Mo que el banco 200 (0.35% y 0.035% versus 0.29% y 0.022%, respectivamente). Respecto a la recuperación metalúrgica de Cu y Mo, el banco 100 presenta los mayores valores en el circuito (63% y 67.5% versus 42.1% y 36.9% del banco 200). Sin embargo, la distribución granulométrica del mineral alimentado a ambos bancos tiene un P₅₀ de 44 µm. La contribución de flotación verdadera y flotación susceptible a ser por arrastre es como sigue:

Mecanismo	Fracción de tamaño/tamaño nominal	Banco 100		Banco 200	
		Cu fino (tpd): 46.75	Mo fino (tpd): 4.64	Cu fino (tpd): 38.6	Mo fino (tpd): 2.91
		Recuperación Cu [%]	Recuperación Mo [%]	Recuperación Cu [%]	Recuperación Mo [%]
Flotación verdadera	+325#/44 µm	65.9	74.6	32.3	33.4
Flotación susceptible de ser por arrastre	-325#/44 µm	59.3	55.0	52.6	40.7

La disminución de la recuperación de Cu y Mo en el banco 200 puede ser explicada en términos de la dispersión de gas: (i) el diámetro de Sauter de burbujas es aprox. un 50% mayor en el banco 200 logrando valores de 4.55 mm, (ii) el gas hold-up del banco 200 es 25% equivalente a un 150% mayor al del banco 100, (iii) la velocidad superficial de gas en el banco 200 es 2.86 cm/s equivalente al doble del observado en el banco 100. Lo anterior permite concluir que se está introduciendo demasiado flujo de aire en el banco 200. Probablemente podría ser necesario añadir más espumante

Desacoplando la eficiencia de espuma y la eficiencia de la zona de colección mediante la técnica de Alexander (2003), en la celda 101 (banco 100) se observan eficiencias de zona de colección de 59.4% y 55.1% para minerales de cobre y molibdeno, respectivamente. Las eficiencia de espuma para minerales de molibdeno es 99.1% consistente con lo observado por Alexander (2003) mientras la eficiencia de espuma para minerales de cobre es menor (61.8%) lo que podría indicar posibles mejoras utilizando reactivos específicos en espuma. La tendencia observada es consistente con los valores obtenidos de eficiencia de espuma mediante la técnica de Seaman (2006). Estudios de recuperación nodal indica que un aumento de la recuperación en R1 y R2 aumenta la recuperación global en un 25% con respecto a variaciones de R3 y R4. Adicionalmente, estudios cinéticos indicaron la existencia de tres componentes de flotación. Analizando las alimentaciones y recuperaciones de cada banco por separado, el componente no flotable corresponde a alrededor del 50% del material en el banco 200 el cual disminuye a 30% en el banco 100. La predominancia de los componentes de flotación rápido y lento se observan en contraposición. El componente rápido tiene porcentajes de 45 y 22% para los bancos 100 y 200, respectivamente; mientras el componente lento tiene valores de 21 y 29% para los mismos bancos.

SUMMARY OF THE THESIS TO OBTAIN THE
 TITLE OF: Civil Mining Engineer
 AUTHOR: Rodolfo Edgardo Mejías Cáceres
 DATE: 06/01/2018
 MAIN ADVISOR: Gonzalo Montes Atenas

METALLURGICAL AND GAS DISPERSION EVALUATION OF ROUGHER FLOTATION BANKS IN VALLE CENTRAL MINE SITE TO IDENTIFY PROCESS IMPROVEMENT OPPORTUNITIES

This work aims at surveying the rougher banks 100 and 200 of the collective flotation of Valle Central Mine Site. Both banks having identical number of cells are arranged in parallel treat old tailings from the Cauquenes dam. A sampling campaign was carried out on July 5th, 2017 to carry out the plant assessment.

The feed grade was found to be different for both banks surveyed. The bank 100 exhibits higher Cu and Mo grades than bank 200 (0.35% and 0.035% versus 0.29% and 0.022%, respectively). Regarding the Cu and Mo recoveries, bank 100 exhibits the highest values in the circuit (63% and 67.5% versus 42.1% and 36.9% of bank 200). However, the particle size distribution of the ore fed to both banks has a P₅₀ of 44 µm. The contribution of true flotation and entrainment susceptible flotation is as follows:

Main Mechanism	Size fraction/nominal size	Bank 100		Bank 200	
		Cu fine (tpd): 46.75	Mo fine (tpd): 4.64	Cu fine (tpd): 38.6	Mo fine (tpd): 2.91
		Cu recovery [%]	Mo recovery [%]	Cu recovery[%]	Mo recovery [%]
True flotation	+325#/44 µm	65.9	74.6	32.3	33.4
Entrainment-like flotation	-325#/44 µm	59.3	55.0	52.6	40.7

The decrease in Cu and Mo recoveries throughout bank 200 can be explained from the gas dispersion results: (i) the Sauter bubble diameter is approx. 50% higher than that observed in bank 200, achieving values of 4.55 mm, (ii) the gas hold-up in bank 200 is 25%, equivalent to 150% greater than that of bank 100, (iii) superficial gas velocity in bank 200 is 2.86 cm/s, twice of that observed in bank 100. In consequence, an excess of gas flowrate is being introduced into the bank 200. Probably, additional frother dosage may be also required.

By uncoupling the froth efficiency and the efficiency of the collection zone using Alexander's technique (2003), in cell 101 (bank 100) collection zone efficiencies of 59.4% and 55.1% were observed for copper and molybdenum minerals respectively. The froth efficiency for molybdenum minerals is 99.1% consistent with the values obtained by Alexander (2003). The froth efficiency for copper minerals is lower (61.8%) which could indicate possible operating improvement using froth-specific reagents. Efficiencies computed using Seaman's technique (2006) presented similar trends in froth recoveries. Nodal studies of the circuit indicate that an increase in recovery of R1 and R2 increases the overall recovery by 25% in respect of variations of R3 and R4. In addition, kinetic studies indicated the existence of three flotation components. By analyzing the feeds and recoveries of each bank separately, it was found that the non-flotable component corresponds to about 50% of the material in bank 200 which decreases to 30% for bank 100. The contributions of the fast and slow floating components to overall recovery show opposite trends. The fast component has percentages of 45 and 22% for banks 100 and 200, respectively; while the slow component has values of 21 and 29% for the same flotation banks.

Dedico esta memoria a manchitas

Agradecimientos

A mis compañeros de MVC, Felipe Torres, Leslie Olea, Gustavo Lara, Sebastián Rojas y Daniel Fernández, que me ayudaron a sacar adelante esta memoria.

Al departamento de metalurgia que me apoyó con este proyecto, en especial a Eduardo Cariqueo, Luis Silva y Hernán Rocha.

A todo el equipo de compañeros de la FCFM que me ayudaron con su participación en el muestreo de planta, Alejandro Bello, Matías Quiñones, Diego Rojas, Vicente Rojas, Madeline Valdivia, Daniel Villanueva, Anisse Pizarro, Jorge Wuth, César Arredondo y Rodrigo Ladrón de Guevara.

A mis amigos de la FCFM, por acompañarme y apoyarme estos años en el estrés constante de la facultad.

A mis padres, que despertaron mi interés en la ciencia, la física y las matemáticas.

A mi profesor guía, Gonzalo Montes, por el enorme compromiso y apoyo que me entregó a través del transcurso de este trabajo.

A mi profesor co-guía, Juan Yianatos, por su disposición a ayudarme con su experiencia para el mejoramiento de esta memoria.

A mis profesores, Orlando Ceballos, Gloria Addison-Smith y Rosana Díaz, que despertaron mi interés y ganas por aprender.

A mi hermano, Camilo, que decidió seguir mis pasos en la ciencia debido a su enorme e irrefutable admiración por mí. Te quiero hermano.

A mis primos, Rolo, Viki, Gabi y Aluma; y a mi tíos Víctor, Mariana, Rosalba y Tito, gracias totales.

A la Natu, que me acompañó en todo este período memorístico y me aguantó hablando de metalurgia día por medio.

A Pink Floyd y Damas Gratis por acompañarme y motivarme a seguir en las largas noches de estudio. Probablemente no habría soportado toda la carrera sin su música.

Y a The Beatles, la mejor banda de todos los tiempos, quienes me han acompañado durante toda mi vida. Gracias John, Paul, George y Ringo, por hacer del mundo un mejor lugar.

Everybody seems to think I'm lazy, I don't mind, I think they're crazy, running everywhere at such a speed, till they find there's no need.

Tabla de contenido

Capítulo 1.- Introducción	1
1.1.- Objetivos	3
1.2. Alcances	4
1.3. Estructura de memoria	5
Capítulo 2.- Revisión crítica de la literatura.....	6
1. El proceso de flotación de minerales.....	6
2. La eficiencia del proceso y reconciliación de datos	7
2.1. Recuperación metalúrgica	7
2.2. Ley del concentrado	8
2.3. Estudio nodal del circuito de flotación en serie.....	9
3. Fundamentos del procesamiento de minerales	10
3.1. Formación del agregado partícula-burbuja.....	10
3.2. Química de flotación	11
3.3. Fase gaseosa y parámetros de celda	12
3.4. Flotación por arrastre	18
3.5. Eficiencia del proceso de flotación y sus subprocesos	20
4. Relación entre parámetros de dispersión de gas y eficiencia del proceso	26
5. Benchmarking de celdas de flotación.....	29
6. Benchmarking faenas de flotación de relaves	30
Capítulo 3.- Antecedentes de Minera Valle Central.....	31
1. Descripción y localización	31
2. Reporte de recursos	32
3. Relaves frescos El Teniente	33
3.1. Proceso de extracción.....	33
3.2. Planificación de largo plazo	34
3.3. Características mineralúrgicas del mineral.....	35
4. Relaves antiguos tranque Cauquenes	35
4.1. Proceso de extracción.....	35
4.2. Planificación de largo plazo	37
4.3. Características mineralógicas y de procesamiento del mineral de Cauquenes.....	37
5. Planta de tratamiento de gruesos	41
6. Circuito de flotación rougher de relaves provenientes del tranque Cauquenes.....	43

Capítulo 4.- Evaluación del circuito rougher de relaves Cauquenes	44
1. Evaluación metalúrgica del circuito	44
1.1. Muestreo metalúrgico y estimación de la recuperación	44
1.2. Muestreo metalúrgico de apoyo: ToF	47
1.3. Análisis de muestras globales (<i>unsized</i>) y por fracción de tamaños (<i>size-by-size</i>) considerados.	48
2. Dispersión de gas	49
2.1. Equipo Bubble Viewer®	49
2.2. Hold up de gas.....	51
3. Distribución de equipos.....	52
Capítulo 5.- Resultados y discusiones	53
1. Resultados metalúrgicos.....	53
1.1. Resultados en base a estado estacionario	53
1.2. Resultados metalúrgicos en torno a estudios cinéticos.....	67
1.3. Otras mediciones	69
2. Dispersión de gas	76
2.1. Diámetro de burbuja.....	76
2.2. Velocidad superficial de gas.....	83
2.3. Hold up de gas.....	87
2.4. Máxima velocidad superficial de área de burbuja (<i>Sb</i>).....	90
3. Contribución de la zona de pulpa y la zona de espuma a la recuperación global	93
3.1. Determinación de los valores de eficiencia de fase pulpa (R_c) y fase espuma (R_f).....	93
Capítulo 6.- Conclusiones	99
Capítulo 7.- Recomendaciones.....	101
Capítulo 8.- Bibliografía	102
Anexos.....	106
Anexos A: Respaldo fotográfico de la utilización de equipos en la campaña de muestreo	106
1. <i>Bubble Viewer</i>	106
2. Muestreador de concentrado	106
3. Muestreador de <i>Top of Froth</i>	107
Anexos B: Resultados campaña de muestreo.....	107
1. Densidad y porcentaje de sólidos de flujos de alimentación y concentrado	107
2. Resultados de análisis químico y reconciliación de datos.....	108
3. Errores en el cálculo de la recuperación metalúrgica.....	111
4. Variación de la recuperación metalúrgica por especie y fracción granulométrica.....	114

5. Resultados análisis de Top of Froth por especie y fracción granulométrica	120
6. Modelamiento de R_f y R_c	128
Anexos C: Dispersión de gas	132
1. Progresión de la distribución de tamaños de burbuja mediante equipo <i>Bubble Viewer</i>	132
2. Distribución de tamaños de burbujas según volumen de gas	138
3. Resultados de Hold Up de gas	140
4. Corrección de tamaños de burbuja y velocidad superficial de gas	140

Índice de tablas

Tabla 1 Benchmarking faenas de flotación (N.R: no reportado).....	29
Tabla 2 Benchmarking flotación de relaves (N.R. no reportado).....	30
Tabla 3 Recursos minerales de cobre estimados – 31 de diciembre de 2016.....	32
Tabla 4 Recursos minerales de molibdeno estimados – 31 de diciembre de 2016	33
Tabla 5 Programa anual de procesamiento de relaves frescos	34
Tabla 6 Programa anual de procesamiento de relaves antiguos provenientes del tranque Cauquenes.....	37
Tabla 7 Distribución de tamaño de partícula Cauquenes (P_{80} 115 μ m)	38
Tabla 8 Cauquenes compósito, Mayo de 2012 (1.5 a 15 m de profundidad).....	38
Tabla 9 Cauquenes compósito, Mayo 2012 (15 a 30 metros de profundidad).....	39
Tabla 10 Fracción gruesa Cauquenes, pH 9.5, resultados promedio de flotación rougher (Henderson, 2016)	39
Tabla 11 Fracción fina Cauquenes, pH 9.5, resultados promedio de flotación rougher (Henderson, 2016).....	40
Tabla 12 Resumen campaña de muestreo.....	48
Tabla 13 Resumen análisis químico	49
Tabla 14 Leyes de cobre y molibdeno de los flujos de alimentación a los bancos 100 y 200	53
Tabla 15 Distribución granulométrica alimentación a bancos 100 y 200	53
Tabla 16 Razón de enriquecimiento	54
Tabla 17 Recuperaciones máscas por fracción granulométrica	55
Tabla 18 Resumen recuperación máscica	55
Tabla 19 Resumen recuperación metalúrgica Cu.....	56
Tabla 20 Recuperación metalúrgica de Cu por fracción granulométrica	58
Tabla 21 Recuperación metalúrgica de Cu por banco y por fracción granulométrica	58
Tabla 22 Recuperación metalúrgica de Mo por fracción granulométrica	59
Tabla 23 Recuperación metalúrgica Mo por banco y fracción granulométrica	59
Tabla 24 Resumen recuperación de agua	60
Tabla 25 Parámetros del modelo de Arev	64
Tabla 26 Distribución granulométrica de flujos muestreados	66
Tabla 27 Leyes de flujos reconciliados	66
Tabla 28 Constante cinética de velocidad de flotación y R^∞	68
Tabla 29 Distribución de la composición de mineral flotable y no flotable para los bancos 100 y 200	69
Tabla 30 Densidad de pulpa y porcentaje de sólidos medidos en operación mediante análisis In Pulp.....	69
Tabla 31 Análisis de dilución de concentrado de Cu bajo dos estrategias de muestreo de ToF ...	72
Tabla 32 Análisis de dilución de concentrado de Mo bajo dos estrategias de muestreo de ToF ..	74
Tabla 33 Parámetros distribución lognormal de distribuciones de tamaños de burbuja	78
Tabla 34 Diámetros de burbuja característicos d_{32} , d_{21} y d_{10} obtenidos mediante análisis de imágenes	79
Tabla 35 Distancia Euleriana entre d_{10} - d_{21} , d_{21} - d_{32} y distancia promedio de celda	79

Tabla 36 Porcentaje de disminución del diámetro de Sauter con respecto al inicio de la prueba y el valor de estabilización	81
Tabla 37 Velocidad superficial de gas estimado a partir del flujo de inyección (J_g global), medido localmente mediante Bubble Viewer® (J_g local), y corregido ($J_{g\infty}$, est).....	84
Tabla 38 Máxima velocidad superficial de área de burbuja.....	90
Tabla 39 Carga de burbujas y ley de muestra obtenida.....	93
Tabla 40 Recuperación másica de espuma y de zona de colección.....	94
Tabla 41 Recuperación de espuma y de zona de colección de cobre.....	95
Tabla 42 Recuperación de espuma y de zona de colección de Mo	96
Tabla 43 Recuperaciones de espuma y de zona de colección mediante el método de Alexander para la celda 101	97
Tabla 44 Densidad y porcentaje de sólidos de flujos de alimentación y concentrado de los bancos 100 y 200	107
Tabla 45 Detalle de reconciliación de datos para flujos metalúrgicos y detalle de análisis químico de cobre y molibdeno	108
Tabla 46 Error total y aporte de error por variable en el cálculo de la recuperación metalúrgica por especie y fracción granulométrica.....	112
Tabla 47 Leyes de muestras ToF bajo dos estrategias de muestreo (Muestreo en un punto fijo y en varios puntos).....	120
Tabla 48 Distribución granulométricas de muestras ToF bajo dos estrategias de muestreo (Muestreo en un punto fijo y en varios puntos).....	120
Tabla 49 Análisis de dilución de concentrado de Cu bajo dos estrategias de muestreo de ToF para granulometrías sobre y bajo 44 micrones	122
Tabla 50 Análisis de dilución de concentrado de Mo bajo dos estrategias de muestreo de ToF para granulometrías sobre y bajo 44 micrones	125
Tabla 51 Progresión visual de la distribución de diámetro de burbuja a medida que se realiza la prueba en la celda 101 para compósitos de 50 fotos	132
Tabla 52 Progresión visual de la distribución de diámetro de burbuja a medida que se realiza la prueba en la celda 102 para compósitos de 50 fotos	133
Tabla 53 Progresión visual de la distribución de diámetro de burbuja a medida que se realiza la prueba en la celda 103 para compósitos de 50 fotos	134
Tabla 54 Progresión visual de la distribución de diámetro de burbuja a medida que se realiza la prueba en la celda 104 para compósitos de 50 fotos	135
Tabla 55 Progresión visual de la distribución de diámetro de burbuja a medida que se realiza la prueba en la celda 201 para compósitos de 50 fotos	136
Tabla 56 Progresión visual de la distribución de diámetro de burbuja a medida que se realiza la prueba en la celda 202 para compósitos de 50 fotos	136
Tabla 57 Progresión visual de la distribución de diámetro de burbuja a medida que se realiza la prueba en la celda 203 para compósitos de 50 fotos	137
Tabla 58 Progresión visual de la distribución de diámetro de burbuja a medida que se realiza la prueba en la celda 204 para compósitos de 50 fotos	138
Tabla 59 Hold Up de gas	140

Índice de figuras

Figura 1 Esquema del funcionamiento de una celda de flotación (Wills y Napier-Munn, 1997)...	6
Figura 2 Representación esquemática de los flujos másicos en flotación	7
Figura 3 Curva esquemática del comportamiento típico entre las variables recuperación y ley del concentrado (Wills y Napier-Munn, 1997).....	8
Figura 4 Diagrama del cálculo de la recuperación de un circuito en serie	10
Figura 5 Interacción entre la partícula y la burbuja en flotación (Barona, 2007).....	10
Figura 6 Adsorción del colector en la superficie del mineral (Wills y Napier-Munn, 1997).....	11
Figura 7 Adsorción del espumante en la interfaz agua-aire (Wills y Napier-Munn, 1997)	11
Figura 8 Imágenes del tamaño de burbuja a medida que se incrementa la concentración de espumante (Nesset, 2011).....	13
Figura 9 Relación entre caudal de gas y diámetro de burbuja (Burguess, 1997)	14
Figura 10 Relación de gas hold up y caudal de inyección de gas (Burguess, 1997).....	17
Figura 11 Efecto del porcentaje de sólidos en la recuperación de cobre (Runge et al., 2012).....	18
Figura 12 Esquema del traspaso de mineral por arrastre a la zona de espuma en una celda de flotación (Wang et al., 2015).....	18
Figura 13 Efecto de la tasa de inyección de aire en el grado de arrastre de partículas bajo 5.3 micrones a diferentes alturas de espuma en la celda Outokumpu de 3 m ³ operada en el concentrador de cobre de la mina Mt. Isa Xstrata (Zheng et al., 2006)	19
Figura 14 Relación entre el grado de arrastre y el tamaño de partícula para sílice hidrófilo en una celda de laboratorio (Johnson, 1972).....	19
Figura 15 Representación de eficiencias de zona de colección y zona de espuma para una celda de flotación (Finch y Dobby, 1990).....	23
Figura 16 Diagrama del comportamiento típico de 1-R vs tiempo de flotación bajo el procedimiento de Imaizumi e Inoue (1963)	24
Figura 17 (a) Ley de Cu ToF vs profundidad de espuma y (b) Ley de Cu ToF vs velocidad de descarga de espuma. Circuito rougher (Yianatos et al., 2016).....	25
Figura 18 Velocidad superficial de gas vs tamaño de burbujas (Heiskanen, 2000).....	27
Figura 19 Relación de D ₃₂ vs J _g para tres plantas y cuatro celdas industriales (Nesset, 2011)..	27
Figura 20 Comportamiento de la densidad de flujo de área superficial de burbuja (S _b) en función de la velocidad superficial de gas (J _g) (López et al., 2009)	28
Figura 21 (a) Comportamiento de la recuperación (%) en función de la velocidad superficial de aire (J _g , cm/s), (b) Comportamiento de la ley del concentrado en función de la velocidad superficial de aire (J _g , cm/s) (López et al., 2009)	28
Figura 22 Comportamiento de la recuperación en función del flujo de área superficial de gas (López et al., 2009).....	29
Figura 23 Ubicación geográfica MVC	31
Figura 24 Fotografía aérea de las instalaciones de MVC (Henderson, 2016).....	32
Figura 25 Canal de relaves frescos provenientes de El Teniente (Henderson, 2016)	33
Figura 26 Fracción gruesa de relaves frescos vs recuperación (Henderson, 2016).....	35
Figura 27 Proceso de monitoreo hidráulico (Henderson, 2016).....	36

Figura 28 Esquema del proceso de extracción tranque Cauquenes (Henderson, 2016).....	36
Figura 29 Diagrama de planta de tratamiento de gruesos	42
Figura 30 Circuito de flotación rougher relaves Cauquenes. Banco 100 (izquierda) y 200 (derecha)	43
Figura 31 Diagrama circuito rougher relaves Cauquenes	44
Figura 32 Diagrama cortador manual	46
Figura 33 Muestreo de concentrado	46
Figura 34 Muestreador de hold up de gas.....	47
Figura 35 Muestreador Top of froth	48
Figura 36 Evolución de captura fotográfica, a la izquierda una fotografía tomada al principio de la prueba y a la derecha una fotografía al final de la prueba	51
Figura 37 Puntos de muestreo y equipos	52
Figura 38 Razón de enriquecimiento por banco para Cu	54
Figura 39 Razón de enriquecimiento por banco para Mo	54
Figura 40 Recuperación másica sobre 44 micrones	55
Figura 41 Recuperación másica bajo 44 micrones	55
Figura 42 Recuperación parcial por celda Cu	57
Figura 43 Recuperación parcial por celda Mo.....	57
Figura 44 Recuperación metalúrgica de Cu parcial por celda y acumulada	57
Figura 45 Recuperación metalúrgica de Mo parcial por celda y acumulada.....	57
Figura 46 Recuperación metalúrgica de Cu parcial por celda y acumulada, fracción sobre 44 μm	58
Figura 47 Recuperación metalúrgica de Cu parcial por celda y acumulada, fracción bajo 44 μm	58
Figura 48 Recuperación metalúrgica de Mo parcial por celda y acumulada, fracción sobre 44 μm	59
Figura 49 Recuperación metalúrgica de Mo parcial por celda y acumulada, fracción bajo 44 μm	59
Figura 50 Recuperación de agua por banco.....	60
Figura 51 Recuperación de Cu de fracción bajo 44 μm como función de la recuperación de agua	61
Figura 52 Recuperación de Mo de fracción bajo 44 μm como función de la recuperación de agua	61
Figura 53 Recuperación de Cu de fracción sobre 44 μm como función de la recuperación de agua	61
Figura 54 Recuperación de Mo de fracción sobre 44 μm como función de la recuperación de agua	61
Figura 55 Recuperación másica sobre 44 μm como función de la recuperación de agua.....	62
Figura 56 Recuperación másica bajo 44 μm como función de la recuperación de agua.....	62
Figura 57 Punto operacional de la derivada de la función de recuperación de banco en serie con respecto a cada celda parcial, Cu.....	63
Figura 58 Punto operacional de la derivada de la función de recuperación de banco en serie con respecto a cada celda parcial, Mo.....	63
Figura 59 Curva recuperación vs ley Cu	63
Figura 60 Curva recuperación vs ley Mo	63
Figura 61 Curva Recuperación-razón de enriquecimiento para Cu Banco 100	64

Figura 62 Curva Recuperación-razón de enriquecimiento para Cu Banco 200	64
Figura 63 Curva Recuperación-razón de enriquecimiento para Mo Banco 100	64
Figura 64 Curva Recuperación-razón de enriquecimiento para Mo Banco 200	64
Figura 65 Curva recuperación vs ley Cu, fracción granulométrica sobre 44 μm	65
Figura 66 Curva recuperación vs ley Mo, fracción granulométrica sobre 44 μm	65
Figura 67 Curva recuperación vs ley Cu, fracción granulométrica bajo 44 μm	65
Figura 68 Curva recuperación vs ley Mo, fracción granulométrica bajo 44 μm	65
Figura 69 Recuperación acumulada de Cu por banco	67
Figura 70 Recuperación acumulada de Mo por banco	67
Figura 71 Recuperación acumulada de Cu por banco, fracción sobre 44 μm	68
Figura 72 Recuperación acumulada de Mo por banco, fracción sobre 44 μm	68
Figura 73 Recuperación acumulada de Cu por banco, fracción bajo 44 μm	68
Figura 74 Recuperación acumulada de Mo por banco, fracción bajo 44 μm	68
Figura 75 Porcentaje de sólidos bancos 100 y 200.....	70
Figura 76 Recuperación de cobre como función del porcentaje de sólidos	70
Figura 77 Recuperación de molibdeno como función del porcentaje de sólidos	70
Figura 78 Leyes de ToF de Cu por fracción granulométrica en bancos 100 y 200.....	71
Figura 79 Leyes de ToF de Mo por fracción granulométrica en bancos 100 y 200.....	71
Figura 80 Correlación de flujo de concentrado y diferencia ToF-Concentrado Cu	76
Figura 81 Correlación de flujo de concentrado y diferencia ToF-Concentrado Mo	76
Figura 82 Correlación de flujo de concentrado y dilución de concentrado Cu	76
Figura 83 Correlación de flujo de concentrado y dilución de concentrado Mo	76
Figura 84 Distribución del diámetro de burbujas para la celda 101	77
Figura 85 Distribución del diámetro de burbujas para la celda 102	77
Figura 86 Distribución del diámetro de burbujas para la celda 103	77
Figura 87 Distribución del diámetro de burbujas para la celda 104	77
Figura 88 Distribución del diámetro de burbujas para la celda 201	77
Figura 89 Distribución del diámetro de burbujas para la celda 202	77
Figura 90 Distribución del diámetro de burbujas para la celda 203	78
Figura 91 Distribución del diámetro de burbujas para la celda 204	78
Figura 92 Distancia Euleriana banco 100.....	79
Figura 93 Distancia Euleriana banco 200.....	79
Figura 94 Variabilidad del diámetro de Sauter a medida que se avanza en el análisis fotográfico del equipo Bubble Viewer® para compósitos de 50 fotos, banco 100.....	80
Figura 95 Variabilidad del diámetro de Sauter a medida que se avanza en el análisis fotográfico del equipo Bubble Viewer® para compósitos de 50 fotos, banco 200.....	81
Figura 96 Disminución del diámetro de Sauter con respecto al inicio de la prueba y el valor de estabilización	81
Figura 97 Variabilidad del diámetro de Sauter a medida que se avanza en el análisis fotográfico del equipo Bubble Viewer® para compósitos de 10 fotos, banco 100.....	82
Figura 98 Variabilidad del diámetro de Sauter a medida que se avanza en el análisis fotográfico del equipo Bubble Viewer® para compósitos de 10 fotos y primeras 100 fotos, banco 100.....	82
Figura 99 Variabilidad del d_{10} a medida que se avanza en el análisis fotográfico del equipo Bubble Viewer® para compósitos de 10 fotos, banco 100	83
Figura 100 Recuperación metalúrgica como función de la inyección de aire a la celda.....	84

Figura 101 Distribución de Jg^∞ en los bancos 100 y 200	85
Figura 102 Correlación entre el Jg estimado a partir del flujo de inyección y el Jg medido localmente mediante Bubble Viewer®.....	85
Figura 103 Correlación entre el Jg corregido y el Jg medido localmente mediante Bubble Viewer®	86
Figura 104 Correlación entre el Jg corregido y el Jg estimado a partir del flujo de inyección	86
Figura 105 Hold Up de gas por banco	87
Figura 106 Recuperación de Cu como función del porcentaje de gas.....	87
Figura 107 Recuperación de Mo como función del porcentaje de gas.....	87
Figura 108 Hold Up de gas como función del diámetro de Sauter.....	88
Figura 109 Hold Up de gas como función del diámetro promedio	88
Figura 110 Hold Up de gas como función de la velocidad superficial de gas (Jg^∞, est)	89
Figura 111 Agua recuperada como función del Hold Up de gas.....	89
Figura 112 Sb_{32} por banco	90
Figura 113 Sb_{21} por banco	90
Figura 114 Recuperación de cobre por fracción granulométrica como función de la máxima velocidad de área de burbuja	91
Figura 115 Recuperación de molibdeno por fracción granulométrica como función de la máxima velocidad de área de burbuja	91
Figura 116 Relación entre Sb_{32} y Sb_{21}	91
Figura 117 Relación entre d_{32} y d_{21}	92
Figura 118 Relación k-Sb calculado mediante d_{32} para cobre	92
Figura 119 Relación k-Sb calculado mediante d_{21} para cobre	92
Figura 120 Relación k-Sb calculado mediante d_{32} para molibdeno	92
Figura 121 Relación k-Sb calculado mediante d_{21} para molibdeno	92
Figura 122 Carga de burbujas por banco.....	93
Figura 123 Ley de cobre de carga de burbuja	94
Figura 124 Ley de molibdeno de carga de burbuja	94
Figura 125 Recuperación másica de espuma.....	95
Figura 126 Recuperación másica de zona de colección	95
Figura 127 Recuperación de espuma por banco, Cu	95
Figura 128 Recuperación de zona de colección por banco, Cu.....	95
Figura 129 Recuperación de espuma por banco, Mo	96
Figura 130 Recuperación de zona de colección por banco, Mo.....	96
Figura 131 Recuperación de cobre en función de las recuperaciones de espuma y de zona de colección para los bancos 100 y 200	97
Figura 132 Modelamiento de la celda 101, Cu.....	98
Figura 133 Modelamiento de la celda 202, Cu.....	98
Figura 134 Utilización de equipo Bubble Viewer en etapa de toma de imágenes de burbujas	106
Figura 135 Imagen extraída de la celda 101 mediante equipo Bubble Viewer	106
Figura 136 Utilización de muestreador de concentrado	106
Figura 137 Recolección de muestra mediante muestreador de concentrado	106
Figura 138 Utilización de muestreador de Top of Froth	107
Figura 139 Recolección de muestra tomada mediante muestreador de Top of Froth	107

Figura 140 Variación de la recuperación de Cu del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 101, $R_4=0.034$	114
Figura 141 Variación de la recuperación de Mo del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 101, $R_4=0.019$	114
Figura 142 Variación de la recuperación de Cu del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 102, $R_4=0.034$	114
Figura 143 Variación de la recuperación de Mo del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 102, $R_4=0.019$	114
Figura 144 Variación de la recuperación de Cu del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 103, $R_1=0.475$	114
Figura 145 Variación de la recuperación de Mo del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 103, $R_1=0.548$	114
Figura 146 Variación de la recuperación de Cu del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 104, $R_1=0.475$	114
Figura 147 Variación de la recuperación de Mo del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 104, $R_1=0.548$	114
Figura 148 Variación de la recuperación de Cu del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 201, $R_4=0.022$	115
Figura 149 Variación de la recuperación de Mo del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 201, $R_4=0.009$	115
Figura 150 Variación de la recuperación de Cu del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 202, $R_4=0.022$	115
Figura 151 Variación de la recuperación de Mo del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 202, $R_4=0.009$	115
Figura 152 Variación de la recuperación de Cu del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 203, $R_1=0.253$	115
Figura 153 Variación de la recuperación de Mo del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 203, $R_1=0.237$	115
Figura 154 Variación de la recuperación de Cu del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 204, $R_1=0.253$	115
Figura 155 Variación de la recuperación de Mo del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 204, $R_1=0.237$	115
Figura 156 Variación de la recuperación de Cu del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 101, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R_4=0.041$	116
Figura 157 Variación de la recuperación de Mo del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 101, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R_4=0.022$	116
Figura 158 Variación de la recuperación de Cu del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 102, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R_4=0.041$	116
Figura 159 Variación de la recuperación de Mo del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 102, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R_4=0.022$	116
Figura 160 Variación de la recuperación de Cu del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 103, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R_1=0.492$	116
Figura 161 Variación de la recuperación de Mo del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 103, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R_1=0.620$	116

Figura 184 Variación de la recuperación de Cu del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 203, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R1=0.311$	119
Figura 185 Variación de la recuperación de Mo del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 203, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R1=0.261$	119
Figura 186 Variación de la recuperación de Cu del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 204, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R1=0.311$	119
Figura 187 Variación de la recuperación de Mo del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 204, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R1=0.261$	119
Figura 188 Reg ToF de Cu fracción sobre 44 micrones	121
Figura 189 Reg ToF de Cu fracción bajo 44 micrones	121
Figura 190 Reg ToF de Mo fracción sobre 44 micrones	121
Figura 191 Reg ToF de Mo fracción bajo 44 micrones	121
Figura 192 VP ToF de Cu fracción sobre 44 micrones	121
Figura 193 VP ToF de Cu fracción bajo 44 micrones	121
Figura 194 VP ToF de Mo fracción sobre 44 micrones	121
Figura 195 VP ToF de Mo fracción bajo 44 micrones	121
Figura 196 Variación de la recuperación de Cu de la celda 101 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección	129
Figura 197 Variación de la recuperación de Mo de la celda 101 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección	129
Figura 198 Variación de la recuperación de Cu de la celda 102 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección	129
Figura 199 Variación de la recuperación de Mo de la celda 102 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección	129
Figura 200 Variación de la recuperación de Cu de la celda 103 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección	129
Figura 201 Variación de la recuperación de Mo de la celda 103 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección	129
Figura 202 Variación de la recuperación de Cu de la celda 104 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección	130
Figura 203 Variación de la recuperación de Mo de la celda 104 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección	130
Figura 204 Variación de la recuperación de Cu de la celda 201 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección	130
Figura 205 Variación de la recuperación de Mo de la celda 201 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección	130
Figura 206 Variación de la recuperación de Cu de la celda 202 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección	130
Figura 207 Variación de la recuperación de Mo de la celda 202 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección	130
Figura 208 Variación de la recuperación de Cu de la celda 203 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección	131
Figura 209 Variación de la recuperación de Mo de la celda 203 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección	131

Figura 210 Variación de la recuperación de Cu de la celda 204 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección	131
Figura 211 Variación de la recuperación de Mo de la celda 204 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección	131
Figura 212 Distribución de tamaños de burbuja según volumen de gas, celda 101	139
Figura 213 Distribución de tamaños de burbuja según volumen de gas, celda 102.....	139
Figura 214 Distribución de tamaños de burbuja según volumen de gas, celda 103.....	139
Figura 215 Distribución de tamaños de burbuja según volumen de gas, celda 104.....	139
Figura 216 Distribución de tamaños de burbuja según volumen de gas, celda 201	139
Figura 217 Distribución de tamaños de burbuja según volumen de gas, celda 202.....	139
Figura 218 Distribución de tamaños de burbuja según volumen de gas, celda 203.....	140
Figura 219 Distribución de tamaños de burbuja según volumen de gas, celda 204.....	140

Índice de ecuaciones

Ecuación 1 Recuperación metalúrgica según flujos másicos	7
Ecuación 2 Recuperación másica	7
Ecuación 3 Razón de enriquecimiento	8
Ecuación 4 Criterio de reconciliación de datos	8
Ecuación 5 Recuperación metalúrgica según leyes de flujos másicos	8
Ecuación 6 Ley del concentrado.....	8
Ecuación 7 Modelo de recuperación Arev	9
Ecuación 8 Recuperación de un circuito en serie mediante recuperaciones parciales	9
Ecuación 9 Diámetro de Sauter	12
Ecuación 10 Diámetro de momento	13
Ecuación 11 Diámetro promedio simple	13
Ecuación 12 Velocidad superficial de gas.....	15
Ecuación 13 Corrección del Jg medido según diámetro de tubo.....	15
Ecuación 14 Máxima velocidad superficial de área de burbuja	16
Ecuación 15 Máxima velocidad superficial de área de burbuja calculado mediante el diámetro de momento	16
Ecuación 16 Gas Hold Up	16
Ecuación 17 Densidad de pulpa (Casali, 2015).....	17
Ecuación 18 Carga de burbujas	20
Ecuación 19 Recuperación de espuma	20
Ecuación 20 Partículas adheridas entrando a la zona de espuma	21
Ecuación 21 Caudal de aire en la celda	21
Ecuación 22 Carga de burbujas	21
Ecuación 23 Estimación de partículas adheridas en el muestreador de Hold Up.....	21
Ecuación 24 Estimación del flujo de partículas adheridas ingresando al concentrado	22
Ecuación 25 Recuperación de espuma, Alexander (2006).....	22
Ecuación 26 Recuperación de celda	22
Ecuación 27 Dilución del concentrado	25
Ecuación 28 Cinética de flotación de primer orden (García-Zúñiga, 1935)	26
Ecuación 29 Recuperación de una celda bajo mezclamiento perfecto (Levenspiel, 2004).....	26
Ecuación 30 Constante cinética de velocidad de flotación (Gorain, 1998).....	26
Ecuación 31 Tiempo de residencia medio de aire en espuma, Szatkowski (1987).....	48
Ecuación 32 Corrección diámetro de burbuja	50
Ecuación 33 Corrección velocidad superficial de gas	50
Ecuación 34 Recuperación metalúrgica por fracción y especie	111
Ecuación 35 Cálculo del error de una función	111

Capítulo 1.- Introducción

La flotación de minerales es probablemente el proceso más utilizado a nivel mundial en la separación selectiva de minerales sulfurados.

La eficiencia de un proceso de flotación depende de numerosas variables de carácter físico, químico, mineralógico y operacional, ampliamente estudiadas y documentadas a lo largo de la historia. Sin embargo, el conocimiento asociado a la separación de mineral que ha sufrido envejecimiento luego de un circuito de flotación es muy limitado. En efecto, cuando el mineral a tratar no viene directamente de mina, sino que corresponde al descarte de operaciones antiguas la superficie del mineral ha sido modificada generando estructuras superficiales más bien oxidadas no sólo en su superficie más externa (unos pocos nanómetros de profundidad – habitualmente observados aún en la flotación normal de minerales) sino también a una profundidad mayor. En consecuencia, reactivos clásicos utilizados en la primera etapa pueden no ser eficientes en etapas de separación por flotación. Adicionalmente, se trata, en su mayoría de material finamente dividido cuyos bajos diámetros de partícula derivan de haber pasado por una serie de etapas no solo de separación sino también de reducción de tamaño; y finalmente, no menos importante es el hecho de que se trata de material que no flotó en su primer paso por una planta de flotación por lo que se trata ya de material habitualmente de baja liberación o mixto.

De esta forma, el reprocesamiento de relaves vía flotación con espuma busca recuperar elementos, muchos de ellos de valor remanentes y, al mismo tiempo, apoyar en la solución a problemáticas ambientales tales como lo son la generación y eventual filtración de drenaje ácido así como en la estabilización de depósitos abandonados.

Por todo lo anterior, la flotación de relaves no es una tarea sencilla, debido a que los equipos y tecnologías utilizadas no han sido originalmente diseñados para ello. Minera Valle Central tiene el desafío de tratar dos flujos de relaves completamente diferentes: relaves frescos provenientes de El Teniente y relaves antiguos depositados en el tranque Cauquenes, con características de pH, ley (0.11% Cu y 0.27% Cu respectivamente), granulometría (P_{80} de 250 a 300 micrones y P_{80} de 115 micrones respectivamente) y oxidación del mineral (0.04 a 0.05% Cu oxidado y 0.035 a 0.073% Cu oxidado respectivamente) considerablemente distintas.

Dos alimentaciones tan diferentes requieren de condiciones operacionales específicas para optimizar la eficiencia del proceso de separación, y, por lo tanto, es necesario caracterizar parámetros operacionales que permitan estandarizar variables de operación que permitan a metalurgistas y operadores controlar mejor el proceso.

En la búsqueda del mejoramiento continuo del proceso de flotación, se han desarrollado sensores y estrategias de medición que permiten medir variables críticas para la eficiencia del proceso. Particularmente, en la caracterización de celdas, se han realizados amplios avances en los últimos años. Específicamente, investigaciones realizadas en la Universidad de McGill (Canadá) y en la Universidad de Queensland (Australia) han desarrollado sistemas de medición de dispersión de gas y estrategias para el manejo de datos que permiten no sólo determinar la distribución de tamaño de

burbujas y la velocidad superficial de gas sino también evaluar la carga de burbujas para, haciendo uso de balances de masa, estimar la eficiencia de la zona de colección y de la zona de espuma.

En este contexto, el presente trabajo propone estudiar la dispersión de gas y su conexión con resultados metalúrgicos de dos bancos rougher idénticos de cuatro celdas dispuestos en arreglos de dos celdas. El circuito de flotación consiste en un cajón que alimenta a ambos bancos. El sistema de separación está diseñado de tal forma que la cola de cada celda es alimentada a la celda siguiente mientras los sucesivos concentrados son colectados de forma de generar un compuesto de concentrado entre todas las celdas de cada banco.

Campaña de muestreo y medición

El día 5 de julio de 2017 se realizó una campaña de muestreo y medición en los bancos rougher Nos. 100 y 200 de la planta de flotación de Minera Valle Central. El trabajo comprendió el muestreo metalúrgico y medición de la dispersión de gas de cada una de las celdas (8 en total) una vez alcanzada la estabilidad del circuito.

Balance metalúrgico

El balance metalúrgico y determinación de la eficiencia del proceso de flotación fueron obtenidas a partir del muestreo de alimentación, concentrado y cola de cada una de las 8 celdas. El circuito de flotación permite el muestreo de la alimentación a cada banco por separado. Las muestras de concentrado para cada celda se realizaron mediante un muestreador que colecta material desde el rebalse considerando una sección definida del labio de celda para luego estimar el flujo de concentrado global asumiendo idéntico flujo para todo el labio (incluyendo labios internos). El muestreo de cola de cada celda se realizó mediante el equipo Gas Hold up *sampler*. Las muestras obtenidas se utilizaron para determinar el porcentaje de gas en pulpa y, realizando el análisis químico de la misma, se obtuvo un primer valor para la reconciliación de datos y determinación de la recuperación de cobre y molibdeno.

Adicionalmente, se tomaron muestras del tope de espuma (o *Top of Froth*) para luego comparar el contenido de cobre y molibdeno con aquellos del concentrado y estudiar la dilución de concentrado.

Evaluación de la dispersión de gas

Utilizando el equipo *Bubble Viewer*® diseñado originalmente a partir de estudios de dispersión de gas en la Universidad de McGill (Canadá) se estudió la distribución de tamaños de burbuja y se estimó la velocidad superficial de gas. Las mediciones se realizaron aproximadamente 50 cm bajo la interfaz pulpa-espuma. Mediante una modificación al equipo, se pudo separar la cantidad de material transportada por las burbujas colectadas de manera de estimar la carga de burbuja para cada una de las celdas.

Como ya se mencionó en la sub-sección anterior se utilizó el equipo Gas Hold up *sampler* para evaluar el porcentaje de gas en pulpa.

Finalmente, con este trabajo se espera obtener una caracterización de las condiciones de aireación y recuperación de las celdas de flotación que permita, luego de su análisis en conjunto, evaluar oportunidades de mejora en la recuperación metalúrgica de Minera Valle Central.

1.1.- Objetivos

Objetivo general

Evaluación metalúrgica y de dispersión de gas en el circuito de relaves Cauquenes para la identificación de oportunidades de mejora en la flotación rougher de Minera Valle Central.

Objetivos específicos

- Estimar la recuperación global de cada una de las celdas de flotación rougher de los bancos 100 y 200 a partir de los datos reconciliados determinados a través de balances de masa.
- Evaluar en terreno parámetros clásicos relativos a la dispersión de aire en cada una de las celdas de flotación de los bancos 100 y 200 tales como la distribución de tamaños de burbuja, velocidad superficial de gas, porcentaje de gas en pulpa y máxima velocidad superficial de área de burbuja.
- Estimar otras variables relevantes tales como el porcentaje de sólidos y el grado de dilución del concentrado (comparado con la ley de tope de espuma) para cada una de las celdas de cada banco.
- Estimar parámetros cinéticos de flotación a partir de los datos reconciliados de leyes que vienen de los balances de masa.
- Explorar metodologías de evaluación no-estándares tales como carga de burbuja y estimación de las eficiencias de pulpa y espuma, para la caracterización de circuitos y celdas de flotación.
- Identificar oportunidades de mejora en la recuperación para los bancos 100 y 200 del circuito rougher en Minera Valle Central.

1.2. Alcances

El presente estudio considera la evaluación del circuito de flotación colectiva de la planta de tratamiento de gruesos de Minera Valle Central. El trabajo se enfocará en las ocho celdas rougher de tratamiento de relaves antiguos provenientes del tranque Cauquenes, correspondientes a los bancos 100 y 200.

Cabe señalar que no se analizarán en este trabajo los bancos rougher destinados al tratamiento de relave fresco, proveniente de El Teniente. Quedan también fuera del alcance de este estudio las etapas de flotación de limpieza y flotaciones auxiliares del circuito, así como estudios cinéticos de flotación en laboratorio.

1.3. Estructura de memoria

El capítulo uno aborda la revisión crítica de la literatura, en donde se entrega una revisión del estado del arte acerca de los fundamentos y avances en investigación de la flotación de minerales en celdas convencionales.

El capítulo dos de antecedentes de Minera Valle Central entrega una revisión de la localización y funcionamiento del circuito estudiado en este trabajo.

El capítulo tres llamado evaluación del circuito rougher de relaves Cauquenes, entrega una descripción de la campaña de muestreo realizada, incorporando parámetros medidos, equipos utilizados y procedimientos en laboratorio.

El capítulo cuatro presenta resultados y discusiones, distribuido de la siguiente forma:

El subcapítulo uno presenta la evaluación mediante balances de masa, donde se realiza la caracterización de recuperaciones y parámetros relativos a la toma de muestras de flujos de mineral.

El subcapítulo dos entrega los parámetros relativos a la dispersión de gas de las celdas de flotación, evaluando sus valores con rangos de operación propuestos en literatura.

El subcapítulo tres entrega un análisis integrado, el cual contempla las variables anteriores, sumado al análisis de recuperación de espuma, recuperación en zona de colección y cinética de flotación.

Capítulo 2.- Revisión crítica de la literatura

1. El proceso de flotación de minerales

La flotación es un proceso físico químico que utiliza las diferencias en las propiedades superficiales (particularmente, de la hidrofobicidad) de los minerales presentes en la superficie de las partículas para separar y concentrar aquellos que contienen elementos económicamente valiosos. Este se basa en la formación de un agregado partícula (hidrofobizada)-burbuja en un medio acuoso, el cual asciende por diferencia de densidad hasta la superficie de la pulpa, formando ahí una espuma mineralizada que luego es reportada al concentrado.

Se identifican dos zonas en el proceso de flotación. Una zona de colección, en donde se lleva a cabo la unión de la partícula hidrófoba en su superficie con la burbuja; y una zona de espuma, que luego actúa como un nuevo filtro para dichos agregados.

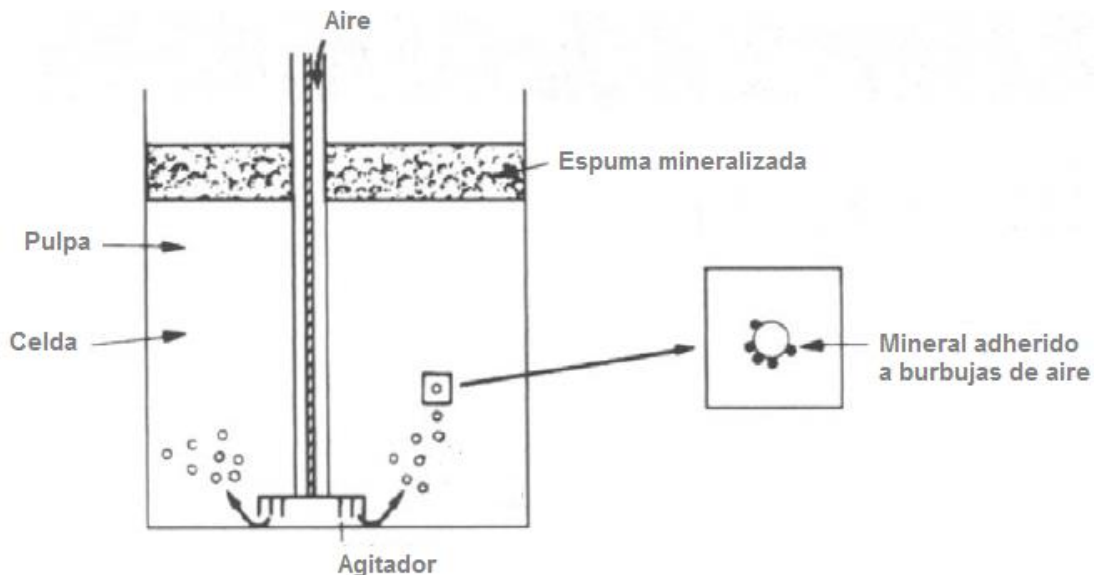


Figura 1 Esquema del funcionamiento de una celda de flotación (Wills y Napier-Munn, 1997)

Wills y Napier-Munn (1997) plantean que el proceso de separación y concentración por flotación comprende tres mecanismos de recuperación de mineral principales.

- Adhesión selectiva del mineral valioso a las burbujas de aire (“flotación real”).
- Arrastre mecánico no selectivo de agua y partículas en suspensión atravesando hacia la zona de espuma de particular relevancia en tamaños finos de partícula.
- Atrapamiento físico de las burbujas mineralizadas en la espuma (“agregación”) de particular relevancia en tamaños gruesos de partícula.

2. La eficiencia del proceso y reconciliación de datos

El proceso de flotación está determinado por un flujo de entrada y dos de salida. El flujo de entrada corresponde a la alimentación (F), compuesto de una pulpa mineralizada; mientras que los productos del proceso son el concentrado (C), rico en mineral valioso, y la cola (T), de menor ley que la alimentación, correspondiente al descarte.

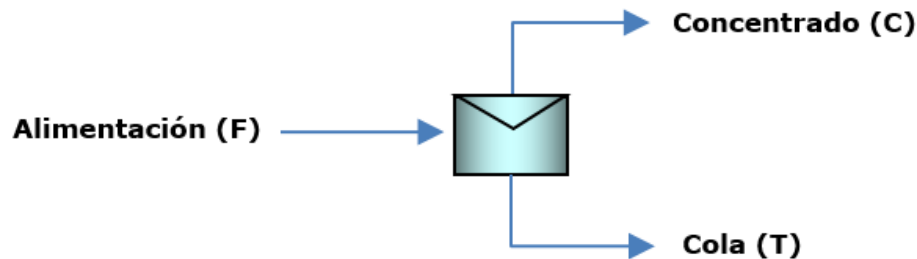


Figura 2 Representación esquemática de los flujos másicos en flotación

Para identificar la eficiencia de separación y concentración del proceso, se utilizan como parámetros principales la recuperación metalúrgica y la ley del concentrado.

2.1. Recuperación metalúrgica

La recuperación metalúrgica es un índice expresado en porcentaje que señala cuanto mineral valioso pasó de la alimentación hacia el concentrado, y por lo tanto, cuánto material fue efectivamente recuperado en el proceso de flotación.

Este se calcula como la cantidad de mineral valioso que se encuentra en el concentrado con respecto a la cantidad de mineral valioso que ingresó al proceso en la alimentación.

La Ecuación 1 entrega la fórmula para el cálculo de la recuperación.

Ecuación 1 Recuperación metalúrgica según flujos másicos

$$R = \frac{\text{Flujo de mineral valioso en el concentrado [tpd]}}{\text{Flujo de mineral valioso en la alimentación [tpd]}} * 100\%$$

A su vez, es posible definir la recuperación másica como la cantidad de masa que es transportada desde la alimentación hacia el concentrado, descrita por la Ecuación 2.

Ecuación 2 Recuperación másica

$$Y = \frac{\text{Flujo de concentrado [tpd]}}{\text{Flujo de alimentación [tpd]}}$$

Y la razón de enriquecimiento, como la proporción entre valioso en el concentrado y valioso en la alimentación, como se describe en la Ecuación 3.

Ecuación 3 Razón de enriquecimiento

$$R_e = \frac{\text{Ley de concentrado}}{\text{Ley de alimentación}}$$

La reconciliación de datos se genera a través del criterio expuesto en la Ecuación 4 que se deriva de las ecuaciones de balance de masa global y específico de la especie a separar. Este se utiliza para la corrección de leyes experimentales y/o flujos obtenidos mediante muestreo.

Ecuación 4 Criterio de reconciliación de datos

$$\frac{\text{Flujo de concentrado [tpd]}}{\text{Flujo de alimentación [tpd]}} = \frac{\text{Ley alimentación} - \text{Ley cola}}{\text{Ley concentrado} - \text{Ley cola}}$$

Si y sólo si este criterio se cumple, es posible calcular la recuperación metalúrgica según la Ecuación 5.

Ecuación 5 Recuperación metalúrgica según leyes de flujos másicos

$$R = R_e * \frac{\text{Ley alimentación} - \text{Ley cola}}{\text{Ley concentrado} - \text{Ley cola}}$$

2.2. Ley del concentrado

La ley del concentrado indica la cantidad de mineral valioso (o elemento valioso) contenido en el concentrado, expresada en porcentaje. Su fórmula de cálculo se entrega en la Ecuación 6.

Ecuación 6 Ley del concentrado

$$L_c = \frac{\text{Masa del elemento valioso en el concentrado [ton]}}{\text{Masa de concentrado [ton]}} * 100\%$$

La recuperación y ley del concentrado son características de operación que, dadas condiciones específicas de procesamiento, compiten una con la otra. Esto significa que un aumento en la recuperación de valioso impactará en un deterioro de la ley del concentrado, y viceversa. La Figura 3 representa el comportamiento típico de la relación inversa entre ambas variables.

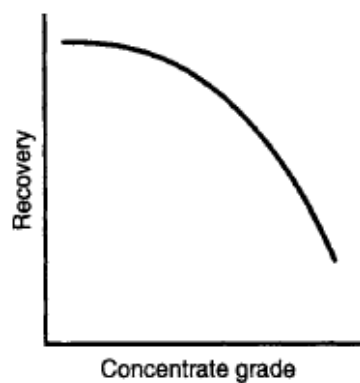


Figura 3 Curva esquemática del comportamiento típico entre las variables recuperación y ley del concentrado (Wills y Napier-Munn, 1997)

La relación entre la recuperación y la razón de enriquecimiento puede ser estudiada mediante el modelo Arev (Vera, 2002). El modelo Arev, muestra como varía la recuperación en función de la razón de enriquecimiento como una función del seno hiperbólico, considerando los parámetros R^* , b y a . R^* es un valor teórico de recuperación que excluye a partículas lentas no flotables que están presentes en el mineral de interés, las cuales son recuperadas normalmente en el relave. Además este término corresponde a la recuperación cuando la razón de enriquecimiento tiende a 1. El parámetro b representa el grado de contaminación del concentrado en relación a las partículas menos valiosas que están presentes en el sistema (es decir, una especie de ineficiencia), sin embargo, se cree que está asociado con las condiciones operacionales de la celda como flujo de aire, velocidad del impeler, concentración de los reactivos, etc. El parámetro a , está asociado con las características físicas del mineral valioso, como el tamaño de partícula, forma, grado de liberación, etc. Este determina la flexibilidad del perfil de recuperación v/s razón de enriquecimiento, por lo tanto, podría estar relacionado al grado de liberación del mineral valioso (Vera, 2002; Barrios, 2017). La Ecuación 7 muestra el modelo de recuperación Arev.

Ecuación 7 Modelo de recuperación Arev

$$R = R^* - a * \sinh(b * [y - 1])$$

donde y es la razón de enriquecimiento, y los demás parámetros los definidos anteriormente.

2.3. Estudio nodal del circuito de flotación en serie

Un análisis nodal de la recuperación involucra relacionar recuperaciones (o *Split Factors*) de unidades de separación con la recuperación global asociada al circuito completo. Todo lo anterior se evalúa en condiciones de estado estacionario (Agar and Kipkie, 1978). Realizar este estudio permite incorporar en el análisis el arreglo de celdas dentro del circuito basando estudios posteriores en ecuaciones que derivan de simples balances de masa. Usando las ecuaciones obtenidas de este análisis se puede establecer, entre otras cosas, el impacto que representan variaciones en la recuperación de cada una de las etapas (celdas de flotación) en la recuperación global del circuito y así identificar la(s) etapa(s) de separación que representa(n) mejoras relevantes en la eficiencia de separación del arreglo de celdas global. Por ejemplo, este tipo de estudios se puede realizar mediante la evaluación de las derivadas de la recuperación del circuito en los puntos de operación, identificando curvas de mayor y menor crecimiento.

La flotación en serie consiste en una interconexión de celdas en un circuito, es decir, la cola de una celda es la alimentación de la siguiente. La recuperación global de una especie en un banco en serie de N celdas puede obtenerse mediante las recuperaciones parciales de la especie de interés de cada celda en el circuito, según la Ecuación 8.

Ecuación 8 Recuperación de un circuito en serie mediante recuperaciones parciales

$$R = R_1 + R_2(1 - R_1) + \dots + R_N(1 - R_1)(1 - R_2) \dots (1 - R_{N-1})$$

La Figura 4 muestra un diagrama de cómo se obtiene la Ecuación 8. El flujo de entrada se fija en 1 representar los flujos de concentrado y cola de cada celda en función de las recuperaciones parciales.

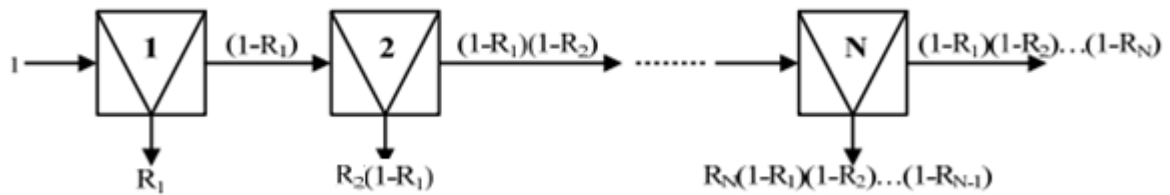


Figura 4 Diagrama del cálculo de la recuperación de un circuito en serie

Este es el circuito tipo que tiene implementado Minera Valle Central para los bancos rougher estudiados en este trabajo de memoria.

3. Fundamentos del procesamiento de minerales

3.1. Formación del agregado partícula-burbuja

Este proceso es fundamental en la recuperación de minerales por flotación, y se puede separar entre tres subprocesos: colisión de las partículas con la burbuja, la adhesión de estas, y finalmente su ascenso como conglomerado o no separación (Barona, 2007; Nguyen y Schulze, 2004). La Figura 5 esquematiza lo anterior. En general, la adhesión dependerá de la hidrofobicidad, de la liberación de material hidrofobizado y del tamaño de partícula (Bartlett and Mular, 1974; Trahar, 1981; Sandoval y Montes-Atenas, 2011). En principio, existirá un rango de tamaños de partícula intermedio de alta liberación (sobre el 70%) que tenderá a flotar como flotación verdadera. La recuperación para partículas en rangos de tamaños finos y gruesos exhibirá valores menores que los intermedios haciéndose más bajos aún si la liberación es menor. Este es el caso de lo que se debiese observar en Minera valle Central.

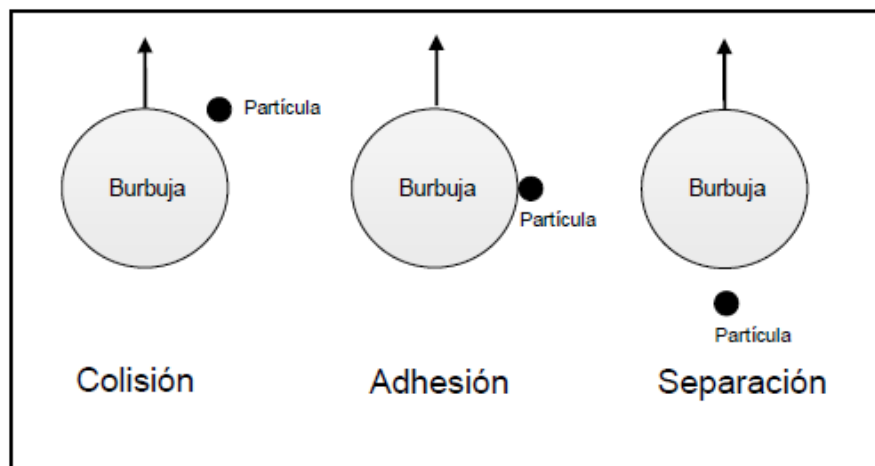


Figura 5 Interacción entre la partícula y la burbuja en flotación (Barona, 2007)

3.2. Química de flotación

El proceso de flotación requiere de reactivos para generar las condiciones precisas que favorecen la flotabilidad de las especies de interés. Se clasifican en tres grupos principales según su función específica.

a. Colectores

Se identifican los colectores como los reactivos encargados de generar propiedades hidrófobas en la superficie de los minerales, permitiendo así su adhesión a burbujas de aire.

Son sustancias orgánicas compuestas de una parte polar y otra apolar, siendo la primera adsorbida selectivamente por el mineral de interés. La parte apolar, compuesta de una cadena de hidrocarburos, se orienta hacia la fase líquida, como se esquematiza en la Figura 6, generando así el carácter hidrófobo en la superficie de la partícula. Algunos ejemplos de colectores utilizados son los xantatos para sulfuros, alquil-sulfatos para el caso de óxidos, etc.

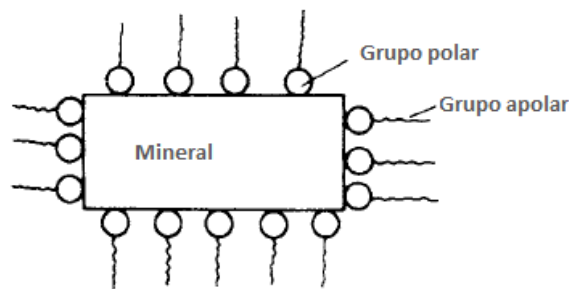


Figura 6 Adsorción del colector en la superficie del mineral (Wills y Napier-Munn, 1997)

b. Espumantes

Estos reactivos permiten la formación de una espuma estable y de un tamaño de burbujas apropiado para llevar los minerales al concentrado. Son materias orgánicas de carácter heteropolar de afinidad con la interfaz agua-aire. Wills y Napier-Munn (1997) esquematizan la adhesión del espumante en la Figura 7.

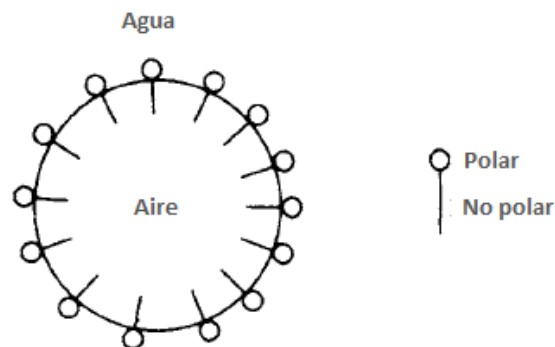


Figura 7 Adsorción del espumante en la interfaz agua-aire (Wills y Napier-Munn, 1997)

Los espumantes más comunes son los alcoholes, glicoles y éteres. De estos tres se prefiere a los alcoholes, que al no tener propiedades colectoras facilitan una flotación selectiva (Pinto, 2011).

c. Modificadores

Se utilizan para regular las condiciones del medio al interior de las celdas, favoreciendo así el correcto funcionamiento del proceso. Actúan tanto en la selectividad del proceso como en el mejoramiento de la colección. Sutulov (1963) explica su clasificación.

Los modificadores de pH tienen como objetivo regular el medio de operación, llevándolo a ácido o alcalino. Se utiliza generalmente ácido sulfúrico para el primer caso, y cal para el segundo.

Los activadores fomentan las propiedades hidrófobas de los minerales y aumentan su flotabilidad. Un ejemplo típico es el efecto de sulfidización de superficies oxidadas utilizando NaSH, que luego facilitará la adsorción de colector. Notar que el efecto de activación puede ser también accidental sobre la ganga.

Los depresores hidrofilizan las superficies de los minerales y contribuyen a su depresión. Este es el caso de la cal (presenta doble función, también como modificador), que actúa deprimiendo la pirita; y del NaSH, que también se utiliza para deprimir los sulfuros de cobre en la flotación selectiva de Cu-Mo.

3.3. Fase gaseosa y parámetros de celda

Dependiendo de la aplicación, la fase gaseosa en procesos de flotación puede ser aire, nitrógeno, u otro gas. Generalmente, por temas de costo, se utiliza aire. El aire, en forma de burbujas dentro de la zona de colección, es la responsable de la colección del mineral. Con el objetivo de evaluar la distribución y dispersión del gas dentro de la celda, se han definido indicadores que permiten caracterizar la separación de material valioso (Wills y Napier-Munn, 1997).

a. Diámetro de burbuja (Sauter, 1927)

Para definir un tamaño representativo de burbujas, se utiliza el diámetro de Sauter ($d_{3,2}$), cuyo cálculo se entrega en la Ecuación 9.

Ecuación 9 Diámetro de Sauter

$$d_{3,2} = \frac{\sum_{i=1}^n d_i^3}{\sum_{i=1}^n d_i^2}$$

Donde, d_i es el diámetro esférico equivalente de burbuja [mm], y n el número de datos.

El diámetro de Sauter es un índice que permite representar una distribución de tamaños de burbuja en un diámetro característico, el cual mantiene el mismo valor de volumen y área de burbuja que la distribución. Por sí solo, no permite determinar de forma absoluta el comportamiento de la totalidad de las burbujas en una celda de flotación, pero si permite caracterizar la eficiencia del

proceso. Esto, debido a la extensa investigación y modelamiento que se ha llevado a cabo en torno a este parámetro. De modo similar a la caracterización de una distribución de tamaños de partícula y su P_{80} .

El diámetro de Sauter presenta sesgo hacia tamaños mayores de burbuja, por lo que es importante compararlo con otros índices similares (Ecuaciones 10 y 11). De esta forma, es posible definir el diámetro de momento ($d_{2,1}$) y el diámetro promedio simple ($d_{1,0}$) como alternativas para analizar la distribución de tamaño de burbujas.

Ecuación 10 Diámetro de momento

$$d_{2,1} = \frac{\sum_{i=1}^n d_i^2}{\sum_{i=1}^n d_i}$$

Ecuación 11 Diámetro promedio simple

$$d_{1,0} = \frac{\sum_{i=1}^n d_i}{n}$$

Estas formas de determinar tamaños promedios de burbujas pueden aportar mayor información si se comparan entre sí. Por ejemplo, una distribución más bien uniforme (bajo *skewness*) indica que no hay una preferencia por la formación de burbujas por sobre o debajo la media (o moda en este caso), lo cual puede sugerir que, mediante el uso de reactivos correctos y/o mantención de difusores de gas, se puede disminuir el tamaño de burbuja mejorando su dispersión.

Nesset (2011) presenta una relación del tamaño de burbuja según la concentración de espumante agregado. Se identifica una disminución acelerada del diámetro de Sauter a medida que el reactivo se incrementa para bajas concentraciones, y a partir de 10 ppm se observa que no existe variación en el diámetro de burbuja. Esto se ilustra en la Figura 8.

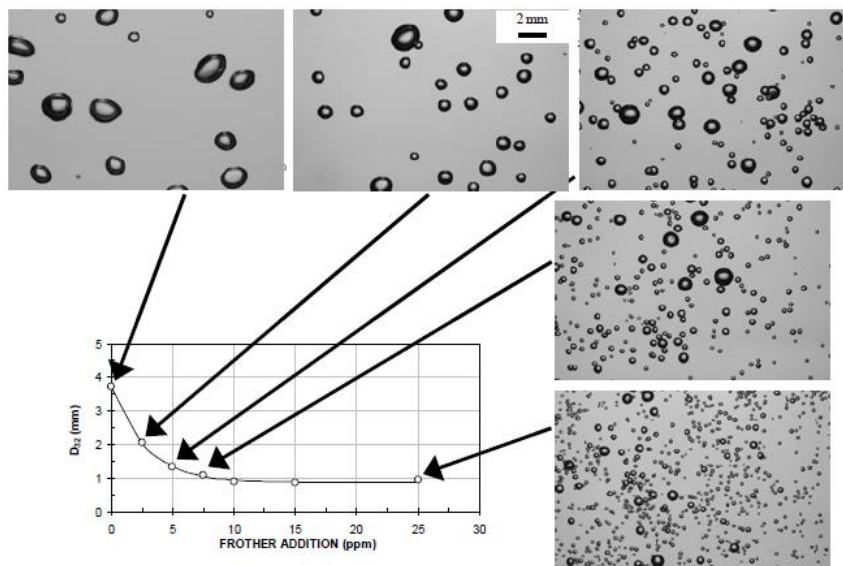


Figura 8 Imágenes del tamaño de burbuja a medida que se incrementa la concentración de espumante (Nesset, 2011)

A su vez, Burgess (1997) midió diámetros de burbujas variando el caudal de inyección de gas, encontrando una dependencia lineal entre ambos, como se muestra en la Figura 9.

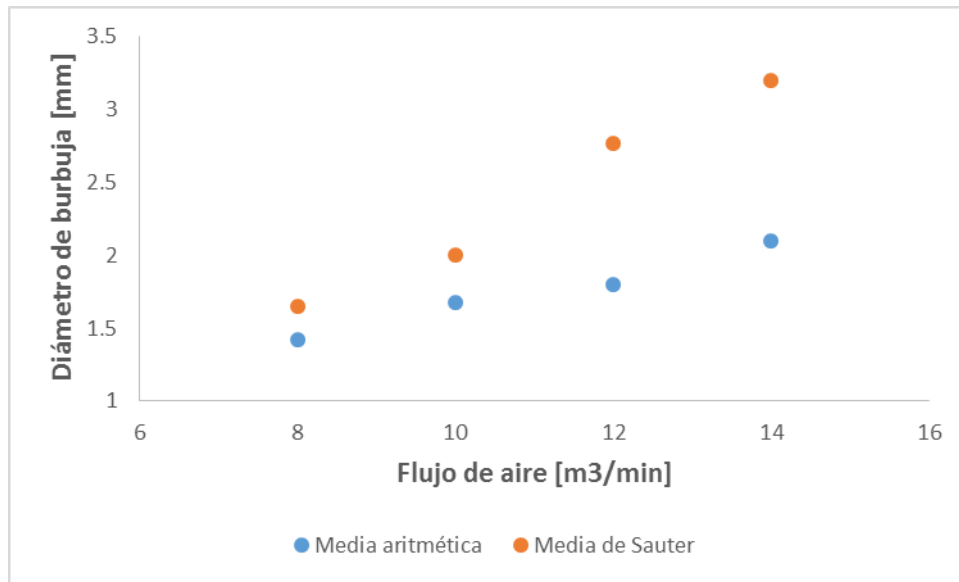


Figura 9 Relación entre caudal de gas y diámetro de burbuja (Burguess, 1997)

Gorain et al., (1995) concluyeron a partir de sus mediciones que se genera un incremento del diámetro de burbuja a partir de incrementos en la tasa de inyección de gas. Este efecto se puede explicar debido a la mayor probabilidad de colisión entre burbujas, y consecuente coalescencia (Cho, 1993).

Kamp et al., (2001) observaron que una distribución lognormal se ajusta a las distribuciones de tamaños de burbuja en una celda de flotación, por lo que se propone evaluar este ajuste a las celdas evaluadas.

Valores típicos de diámetros de burbuja en celdas de flotación mecánicas se encuentran en un rango de 0.8 a 2.5 mm (Diaz-Penafiel y Dobby, 1994).

La medición de los diámetros de burbuja se realiza utilizando el equipo *Bubble Viewer*®, a partir del registro fotográfico y subsecuente análisis de imágenes de burbujas que ingresan en una cámara de colección. El análisis de las fotografías obtenidas se puede realizar utilizando el software *ImageJ*® u otro, que proporciona el área de cada burbuja presente, y bajo el supuesto de burbujas esféricas, se obtiene el diámetro de cada una.

b. Velocidad superficial de gas

Corresponde al flujo de gas que atraviesa una unidad de área, y puede ser expresada mediante la Ecuación 12.

Ecuación 12 Velocidad superficial de gas

$$J_g = \frac{Q}{A}$$

donde J_g representa la velocidad superficial de gas [$\frac{cm}{s}$], Q es el flujo de gas inyectado en la celda [$\frac{m^3}{s}$] y A , es el área transversal de la celda [m^2].

Al interior de una celda de flotación se desarrollan perfiles de velocidad superficial de gas, por lo que es recomendable medir este parámetro en diferentes puntos de ella (Araya et al., 2014). Mediciones de este tipo también podrían aportar información acerca de la homogeneidad de la dispersión de gas, de forma de identificar potenciales ineficiencias en la distribución de gas al interior de la celda.

Para obtener una medición representativa de J_g , se debería realizar una medición a una distancia del centro de la celda de 0.71 veces el radio de la celda agitada (Araya et al., 2014).

Valores típicos usualmente encontrados en celdas de flotación agitadas varían en el rango de 0.5 a 2.5 cm/s (Diaz-Penafiel y Dobby, 1994).

Para medir la velocidad superficial de gas se puede utilizar también el equipo *Bubble Viewer*®. Se utiliza un tubo al interior de la celda y se dejan ingresar a una cámara de colección las burbujas directamente. Midiendo el tiempo en que cierta cantidad de gas ingresa a la cámara, y dividiendo este caudal por el área transversal del tubo muestreador se obtiene una medición directa local de la velocidad superficial de gas.

La Ecuación 13 fue obtenida para realizar la corrección de la velocidad superficial de gas a partir de un diámetro fijo de tubo muestreador (Velasco, 2017).

Ecuación 13 Corrección del J_g medido según diámetro de tubo

$$J_{g \text{ local}}(d) = J_{\infty} \cdot (1 - e^{-k \cdot d})$$

donde d corresponde al diámetro del tubo utilizado y k un factor de escalamiento según el régimen de burbujas y J_g global presente en la celda. Los valores de k utilizados corresponden a 0.86 para las celdas 201 y 202, y 0.74 para las demás celdas del circuito.

c. Máxima velocidad superficial de área de burbuja

La máxima velocidad superficial de área de burbuja representa el flujo de área superficial de las burbujas que atraviesa una sección transversal de la celda. Está determinado por la Ecuación 14.

Ecuación 14 Máxima velocidad superficial de área de burbuja

$$S_b = \frac{6J_g}{d_{3,2}}$$

donde S_b es la máxima velocidad superficial de área de burbuja [s^{-1}], J_g es la velocidad superficial de gas [$\frac{cm}{s}$] y $d_{3,2}$ es el diámetro de Sauter [cm].

Se propone evaluar el comportamiento de S_b utilizando el diámetro de burbuja $d_{2,1}$ mediante la Ecuación 15.

Ecuación 15 Máxima velocidad superficial de área de burbuja calculado mediante el diámetro de momento

$$S_b = \frac{4J_g}{d_{2,1}}$$

donde $d_{2,1}$ es el diámetro de momento [cm].

El valor de operación de S_b en celdas agitadas convencionales oscila entre 35 y 130 [s^{-1}] (Barrios, 2017; Finch et al., 2000). La estimación de S_b se obtiene a partir de las mediciones anteriormente explicadas de diámetro de burbuja y velocidad superficial de gas. Notar que esto también proporciona una evaluación local del parámetro dentro de la celda.

d. Hold-up de gas

El gas hold-up de gas es la fracción de volumen ocupado por gas en la zona de colección de la celda. Es posible evaluar este parámetro de forma directa mediante las diferencias de volumen entre pulpa y gas, según la Ecuación 16.

Ecuación 16 Gas Hold Up

$$\epsilon_g = \frac{\text{Volumen de gas}}{\text{Volumen de pulpa} + \text{Volumen de gas}}$$

Burguess (1997) relacionó el caudal de inyección de aire a la celda con el porcentaje de gas, encontrado una relación creciente como se muestra en la Figura 10.

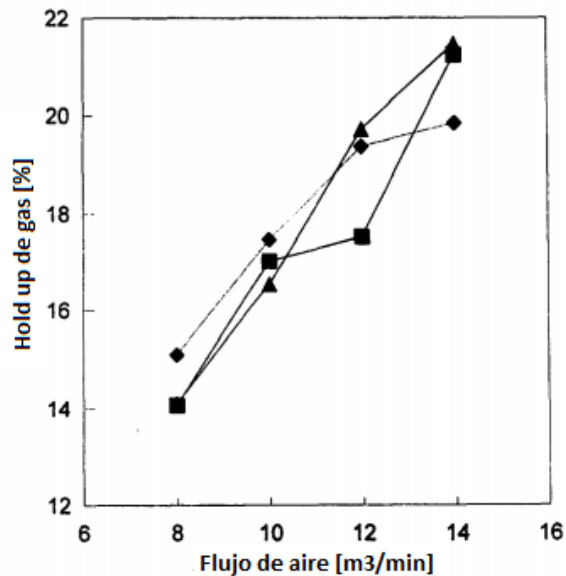


Figura 10 Relación de gas hold up y caudal de inyección de gas (Burguess, 1997)

Una manera de estimar el hold up de gas local en una celda de flotación se realiza mediante la captura de un volumen estándar de muestra directamente dentro de la celda. El volumen estándar menos el volumen de pulpa medido en una probeta entrega el porcentaje de gas presente en la celda.

e. Densidad de pulpa y porcentaje de sólidos

La densidad de pulpa se puede determinar pesando un litro de pulpa directamente. A su vez, el porcentaje de sólidos se puede determinar como el cociente entre la masa seca y la masa total de una muestra.

Estos valores están relacionados según la Ecuación 17.

Ecuación 17 Densidad de pulpa (Casali, 2015)

$$\rho_{pulpa} = \frac{\rho_s \rho_l}{\rho_s(1 - C_p) + \rho_l C_p}$$

donde ρ_{pulpa} corresponde a la densidad de pulpa [$\frac{gr}{L}$], ρ_s densidad del sólido [$\frac{gr}{L}$], ρ_l densidad del líquido [$\frac{gr}{L}$], y C_p el porcentaje de sólidos en peso [%].

La Figura 11 entrega la relación del porcentaje de sólidos y la recuperación metalúrgica. Este comportamiento se debe a que una baja densidad de pulpa resulta presumiblemente en un incremento de la probabilidad de colisión entre partícula y burbuja (eficiencia de la zona de colección).

A su vez, la zona de espuma es impactada negativamente por una baja densidad de sólidos, debido a una pobre estabilidad como resultado de la menor cantidad de sólidos hidrófobos en la espuma (Runge et al., 2012).

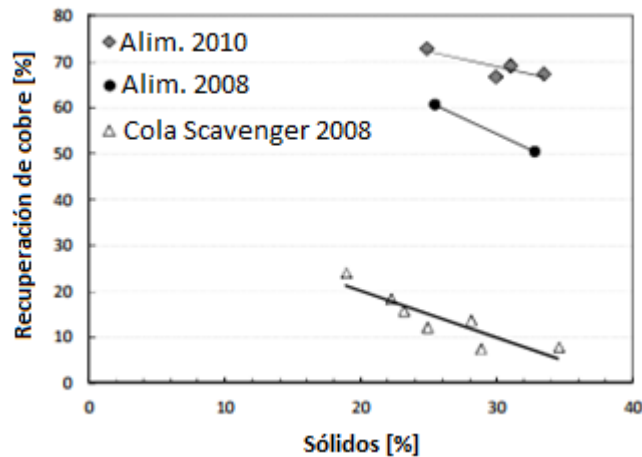


Figura 11 Efecto del porcentaje de sólidos en la recuperación de cobre (Runge et al., 2012)

Se ha encontrado mediante experimentos una tendencia decreciente del diámetro promedio de burbujas mediante incrementos en la concentración de sólidos. Se cree que la presencia de partículas podría impedir la coalescencia de burbujas (de Figuereido, 2009).

3.4. Flotación por arrastre

a. Principio de la flotación por arrastre

El arrastre de minerales puede ser caracterizado por un proceso de dos etapas. En la etapa 1, partículas de mineral ascienden a la zona de espuma desde la región inmediatamente debajo de la interfaz pulpa/espuma; y en la etapa 2, las partículas son transferidas al concentrado junto con agua. Este fenómeno es esquematizado en la Figura 12 por Wang et al., 2015.

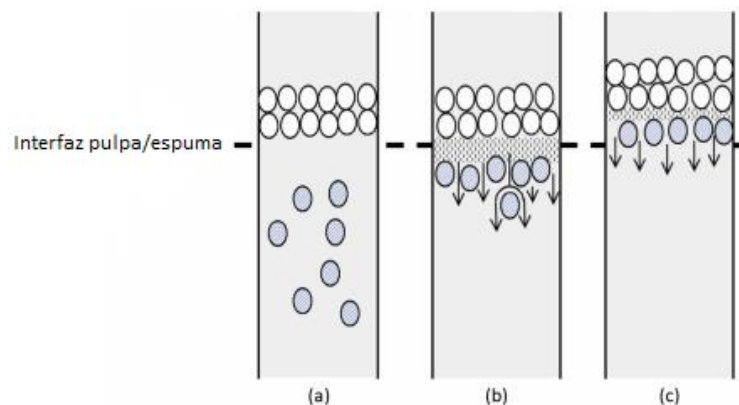


Figura 12 Esquema del traspaso de mineral por arrastre a la zona de espuma en una celda de flotación (Wang et al., 2015)

El efecto de la flotación por arrastre afecta negativamente en la ley del concentrado, y se ha observado el impacto de la tasa de inyección de aire en el aumento del arrastre dentro de una celda de flotación (Figura 13), proceso directamente ligado a la recuperación de agua (Zheng et al., 2006).

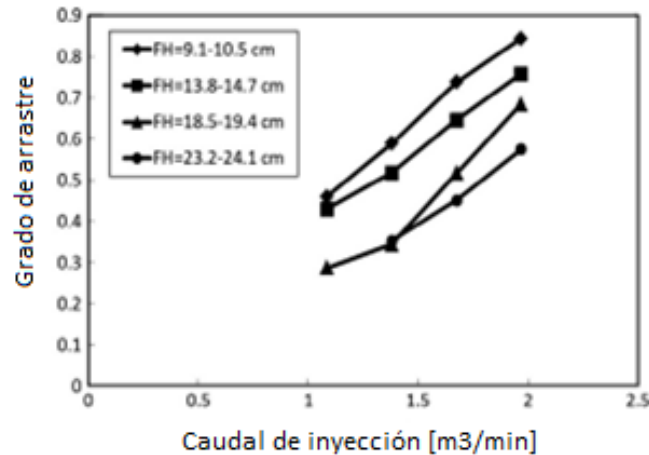


Figura 13 Efecto de la tasa de inyección de aire en el grado de arrastre de partículas bajo 5.3 micrones a diferentes alturas de espuma en la celda Outokumpu de 3 m³ operada en el concentrador de cobre de la mina Mt. Isa Xstrata (Zheng et al., 2006)

b. Relación de la flotación por arrastre y la granulometría de alimentación

Como se muestra en la Figura 14, la relación entre el arrastre y el tamaño de partícula se asemeja a una función de clasificación (Johnson, 1972) cuya forma depende de las condiciones operacionales del sistema de flotación. El grado de arrastre decrece con el aumento del tamaño de partícula debido a la tasa de drenaje de líquido que remueve las partículas gruesas desde los bordes de Plateau en las burbujas en la zona de espuma (Bisshop y White, 1976).

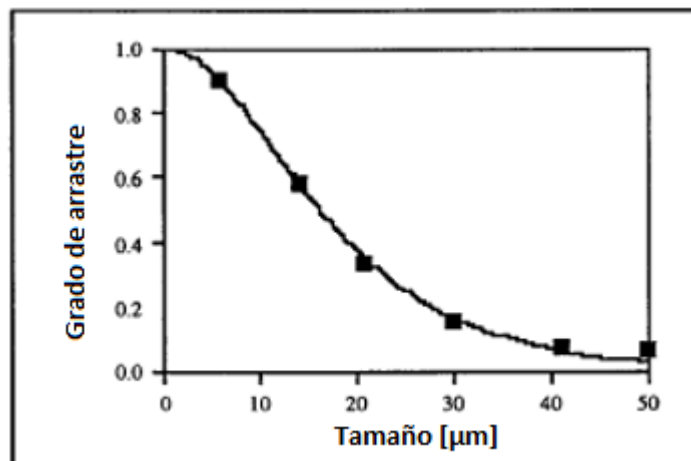


Figura 14 Relación entre el grado de arrastre y el tamaño de partícula para sílice hidrófilo en una celda de laboratorio (Johnson, 1972)

Es interesante observar que la recuperación por arrastre (o grado de arrastre) se vuelve importante para partículas que tienen diámetros bajo los 50 μm . Lo anterior se ha verificado independientemente de la gravedad específica del mineral procesado (Wang et al., 2015). De lo anterior, se concluye que la malla 325# puede ser considerada como el tamaño nominal bajo el cual mecanismos de arrastre toman relevancia.

3.5. Eficiencia del proceso de flotación y sus subprocesos

La recuperación metalúrgica global de una celda está determinada por procesos que ocurren en la zona de colección y en la zona de espuma. Es posible definir parámetros que entregan información acerca del comportamiento en estas dos etapas.

a. Carga de burbujas

La carga de burbujas permite estimar el mineral colectado por flotación verdadera, y su medición permite generar estrategias de incremento de la flotabilidad de mineral valioso así como la depresión de ganga (Yianatos et al., 2014a).

Es posible estimar la carga de burbujas mediante la Ecuación 18, donde M representa la masa de mineral colectado y V el volumen de burbujas asociado al transporte del mineral (Bradshaw y O'Connor, 1996; Bhondayi, 2010).

Ecuación 18 Carga de burbujas

$$\text{Carga de burbujas} = \frac{M}{V}$$

b. Recuperación de espuma

La recuperación de espuma corresponde a la cantidad de mineral valioso que es recuperado como concentrado con respecto a la cantidad de mineral ingresado a la zona de espuma producto del traspaso de burbujas mineralizadas desde la zona de pulpa.

Utilizando equipos similares al *Bubble Viewer*®, Seaman (2006) define en la Ecuación 19 una manera de estimar la recuperación de espuma a partir de los parámetros definidos anteriormente.

Ecuación 19 Recuperación de espuma

$$R_f = \frac{M_{conc,true}}{J_g * B_l * A_{cell}}$$

donde R_f es la recuperación de espuma [%], $M_{conc,true}$ representa el flujo másico de la especie de interés que ingresa a la zona de espuma por flotación verdadera [gr/s], J_g es la velocidad superficial de gas [cm/s], B_l es la carga de burbujas [gr/cm³] y A_{cell} representa el área transversal de la celda [cm²].

El numerador se determina directamente vía el muestreo de concentrado. La velocidad superficial de gas se determina utilizando muestreadores del tipo tubo vertical del estilo de *Bubble Viewer*®. Estudios recientes indican que este valor, de ser obtenido con tubos de 1'' de diámetro requiere de correcciones (Velasco, 2017). Este valor, sin embargo, está determinado a partir del área finita del tubo muestreador y es amplificado por el área de la celda que puede ser estimado directamente de su geometría. Finalmente, la carga de burbuja se puede estimar utilizando el mismo *Bubble Viewer*® mediante la instalación de una válvula en la parte inferior de la cámara donde se toman las fotografías de burbujas.

Alternativamente, Alexander (2006) propuso un método para calcular la recuperación de espuma que involucra mediciones de *Top of froth* y Hold Up de gas, como se presenta desde la Ecuación 20 a la Ecuación 25.

Ecuación 20 Partículas adheridas entrando a la zona de espuma

$$m_{adh}^{pulpa} = 3.6 * Q_{aire} * B_{pulpa}$$

donde m_{adh}^{pulpa} es el flujo másico de partículas adheridas entrando a la zona de espuma [t/h], Q_{aire} es el caudal volumétrico de aire [m^3/s], y B_{pulpa} es la carga de burbuja en la zona de pulpa [gr/L].

A su vez Q_{aire} puede ser obtenido mediante la Ecuación 21, y B_{pulpa} mediante la Ecuación 22.

Ecuación 21 Caudal de aire en la celda

$$Q_{aire} = A * J_g$$

donde J_g es la velocidad superficial de gas [cm/s] y A el área transversal de la celda [m^2].

Ecuación 22 Carga de burbujas

$$B_{pulpa} = \frac{m_{adh} * 1000}{V}$$

donde m_{adh} es la masa de partículas adheridas en la cámara del muestreador de Hold up de gas [g], y V es el volumen de aire medido en el muestreador de Hold up de gas [ml].

La masa de partículas adheridas en al cámara del muestreador de Hold up de gas puede ser estimada usando el balance de masa presentado en la Ecuación 23.

Ecuación 23 Estimación de partículas adheridas en el muestreador de Hold Up

$$m_{adh} = \frac{m_{total} * (G_{total} - G_{arr})}{(G_{adh} - G_{arr})}$$

donde m_{total} es la masa total de partículas en el muestreador de gas Hold Up [g], G_{arr} es la ley de partículas de arrastre en el muestreador de Hold Up [%], G_{total} es la ley de todas las partículas presentes en el muestreador de Hold Up [%], y G_{adh} es la ley de partículas adheridas en el muestreador de Hold Up [%].

Alexander toma el supuesto que la ley de partículas adheridas es equivalente a la ley de *Top of froth*, mientras que la ley de partículas de arrastre se puede tomar como equivalente a la ley de la cola de la celda.

Para el cálculo del material ingresando al concentrado desde la zona de espuma se utiliza la Ecuación 24.

Ecuación 24 Estimación del flujo de partículas adheridas ingresando al concentrado

$$m_{adh}^{conc} = \frac{m_{total}^{conc} * (G_{total} - G_{arr})}{(G_{adh} - G_{arr})}$$

donde m_{adh}^{conc} corresponde al flujo de partículas adheridas hacia el concentrado [t/h], m_{total}^{conc} es el flujo de todas las partículas hacia el concentrado [t/h], G_{arr} es la ley de partículas de arrastre hacia el concentrado [%], G_{total} es la ley del concentrado [%], y G_{adh} es la ley de partículas adheridas hacia el concentrado [%].

Finalmente, la recuperación de espuma se puede obtener según la Ecuación 25.

Ecuación 25 Recuperación de espuma, Alexander (2006)

$$R_f = \frac{m_{adh}^{conc}}{m_{adh}^{pulpa}}$$

donde R_f es la recuperación de espuma, m_{adh}^{conc} es el flujo de partículas adheridas hacia el flujo de concentrado [t/h], y m_{adh}^{pulpa} es el flujo de partículas adheridas entrando a la zona de espuma [t/h].

La utilización del método de Alexander es útil en ausencia de un dispositivo especializado de medición de carga de burbujas, además de ser poco intensivo en la cantidad de muestras y análisis necesarios para su utilización, lo que lo hace un método mucho más económico.

c. Recuperación metalúrgica global en celdas de flotación

Falutsu y Dobby (1989) determinaron una expresión para obtener la recuperación de la celda a partir de la recuperación en zona de colección y la recuperación de espuma (Ecuación 26).

Ecuación 26 Recuperación de celda

$$R_{fc} = \frac{R_c * R_f}{R_c * R_f + 1 - R_c}$$

donde R_{fc} es la recuperación global de celda de flotación, R_c es la recuperación en zona de colección, y R_f es la recuperación de espuma.

La Ecuación 26 se basa en el balance de masa descrito en la Figura 15.

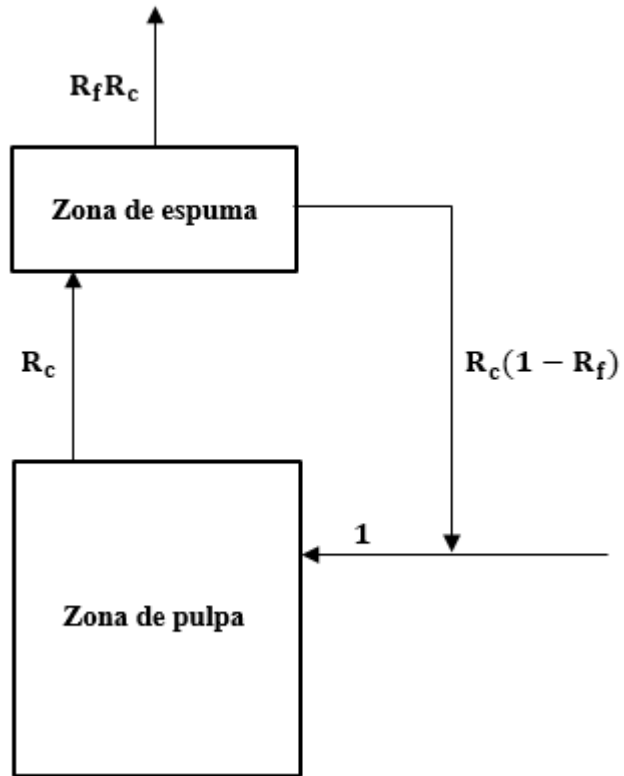


Figura 15 Representación de eficiencias de zona de colección y zona de espuma para una celda de flotación (Finch y Dobby, 1990)

e. Distribución de fracciones de mineral flotable y no flotable en una celda de flotación

Asumiendo que la cinética de flotación sigue un modelo de primer orden, Imaizumi e Inoue (1963) presentan una forma de determinar componentes cinéticos de flotación (mineral no flotable, flotable de baja velocidad y flotable de alta velocidad).

La Figura 16 presenta el procedimiento visual propuesto por los autores. La curva 1 corresponde a la gráfica de mineral no recuperado vs tiempo ($1-R$ vs t). La curva 2 indica, en su intersección con el eje y, la fracción de mineral no flotable, mientras que la intersección de la curva 4 con el eje y menos la fracción de mineral no flotable, indica el componente de flotabilidad lenta. El componente de flotación rápida se obtiene como uno menos la fracción de flotación lenta.

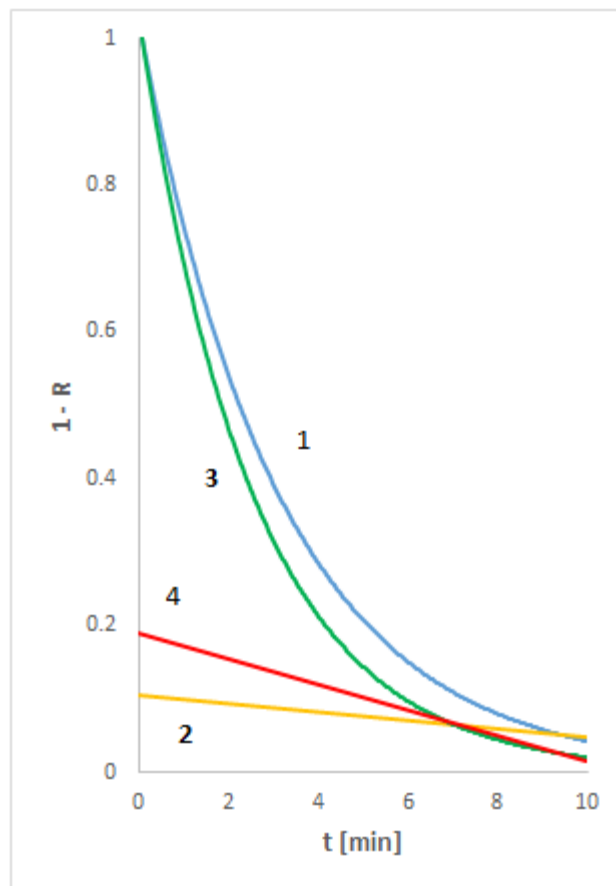


Figura 16 Diagrama del comportamiento típico de $1-R$ vs tiempo de flotación bajo el procedimiento de Imaizumi e Inoue (1963)

f. Ley de tope de espuma (*Top of froth*, ToF)

La ley de tope de espuma corresponde a la ley del mineral de interés encontrada en la superficie de la cama de espuma. De acuerdo a estudios publicados por Feteris et al., (1987) la muestra de material en la superficie de la espuma corresponde a la ley máxima de concentrado que se puede obtener en una celda de flotación dada. En efecto, las partículas encontradas en esta zona son aquellos agregados partícula-burbuja que son transportados desde la zona de colección a la zona

de espuma, y que superan los procesos de drenaje y coalescencia presentes en la zona de espuma (Yianatos et al., 2016).

Gourram-Badri et al., (1997) estudiaron la separación selectiva como función de la hidrofobicidad y liberación del mineral durante los procesos de coalescencia de burbujas en la zona de espuma. Sus resultados muestran que las partículas más hidrófilas dejaron la superficie de la burbuja durante estos procesos. De esta forma, es esperable encontrar en el tope de espuma las partículas más adheridas a las burbujas, y por lo tanto una ley mayor a la presente en el concentrado.

Yianatos et al., (2014b) no observaron un cambio significativo entre leyes de carga de burbuja y ToF en espumas de baja selectividad, lo que sugiere que la muestra de ToF es representativa de la carga de burbujas en espumas poco profundas.

Yianatos et al., (2016) encontraron que las leyes de ToF decrecen a medida que se avanza en bancos rougher, según la Figura 17. Esto puede deberse bien a la disminución de liberación del mineral, o a una potencial recuperación de ganga de baja flotabilidad.

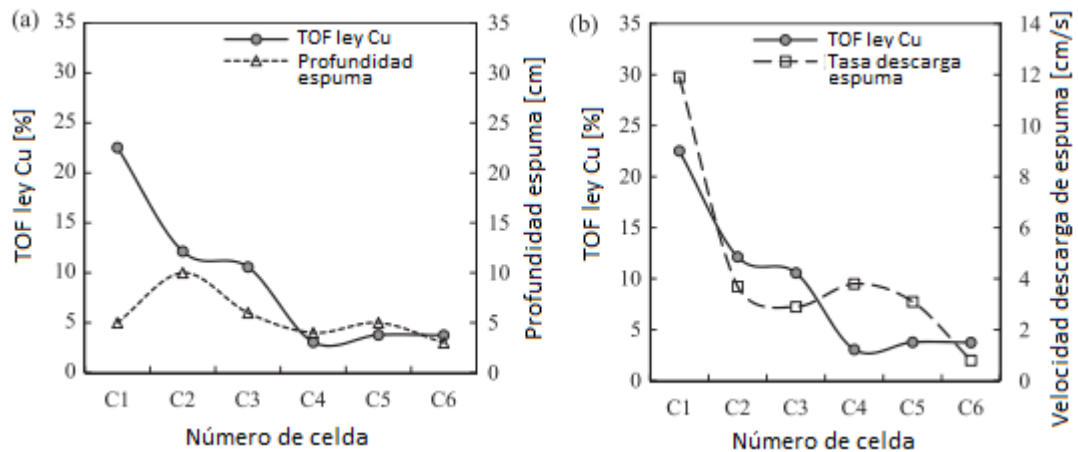


Figura 17 (a) Ley de Cu ToF vs profundidad de espuma y (b) Ley de Cu ToF vs velocidad de descarga de espuma. Circuito rougher (Yianatos et al., 2016)

Es posible determinar la dilución del concentrado (D_c) en función de las leyes de ToF, según la Ecuación 27. Este parámetro es útil para identificar el funcionamiento de la concentración de la zona de espuma en una celda.

Ecuación 27 Dilución del concentrado

$$D_c = \frac{\text{Ley ToF} - \text{Ley concentrado}}{\text{Ley ToF}}$$

g. Cinética de flotación de una celda agitada en banco rougher en continuo

Si existe una cinética de flotación de minerales de pseudo primer orden, es posible modelar la recuperación metalúrgica para un proceso batch mediante la Ecuación 28.

Ecuación 28 Cinética de flotación de primer orden (García-Zúñiga, 1935)

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

Donde R_{∞} corresponde a la recuperación en tiempo infinito [%], k a la constante cinética de velocidad de flotación [min^{-1}], y t al tiempo de flotación.

Por otro lado, bajo la operación de una celda bajo mezclamiento perfecto, es posible obtener mediante balances de masa la Ecuación 29 (Levenspiel, 2004). Como primera aproximación, se asume que la celda auto aspirada se comporta bajo mezclamiento perfecto.

Ecuación 29 Recuperación de una celda bajo mezclamiento perfecto (Levenspiel, 2004)

$$R = R_{\infty}\left(\frac{k * \tau}{1 + k * \tau}\right)$$

Donde k es la constante cinética de velocidad de flotación [min^{-1}] y τ el tiempo de residencia del mineral en la celda [min].

Bajo una condición estable, el parámetro k puede ser determinado según la Ecuación 30.

Ecuación 30 Constante cinética de velocidad de flotación (Gorain, 1998)

$$k = P * S_b * R_f$$

Donde P corresponde a la probabilidad de flotación del mineral, S_b a la máxima velocidad superficial de área de burbuja [s^{-1}], y R_f a la recuperación de espuma [%] (Gorain, 1998).

4. Relación entre parámetros de dispersión de gas y eficiencia del proceso

Heiskanen (2000), en su estudio de la influencia de la fase gaseosa en la cinética de flotación para distintos sistemas de inyección, indica según la Figura 18 un aumento del tamaño de burbujas producto del aumento de la velocidad superficial de gas. Este comportamiento parece ser independiente del tipo de inyección o el volumen de la celda.

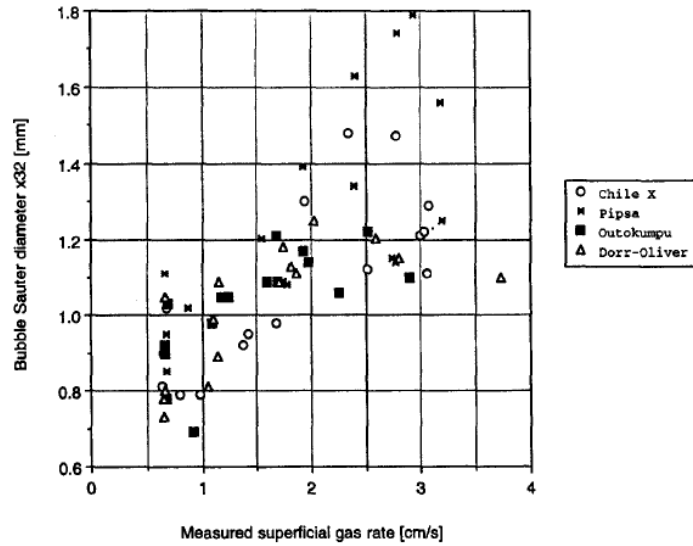


Figura 18 Velocidad superficial de gas vs tamaño de burbujas (Heiskanen, 2000)

Nesset (2011) entrega, en su trabajo de modelación del diámetro de Sauter en función de datos de velocidad superficial de gas, obtenidos de tres plantas distintas, una relación aproximadamente “directamente proporcional”. Este comportamiento fue observado bajo distintos diseños y volúmenes de celda.

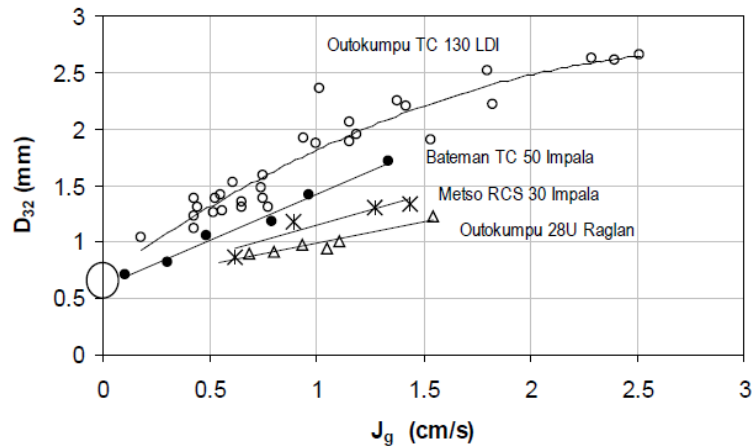


Figura 19 Relación de D_{32} vs J_g para tres plantas y cuatro celdas industriales (Nesset, 2011))

A través de un estudio de mediciones industriales en celdas de flotación, López et al., (2009) determinan una relación creciente de la velocidad superficial de área de burbuja (S_b) a medida que aumenta la velocidad superficial de gas (J_g), plasmada en la Figura 20. El estudio fue aplicado en minerales de plomo, zinc y cobre, encontrando un comportamiento similar.

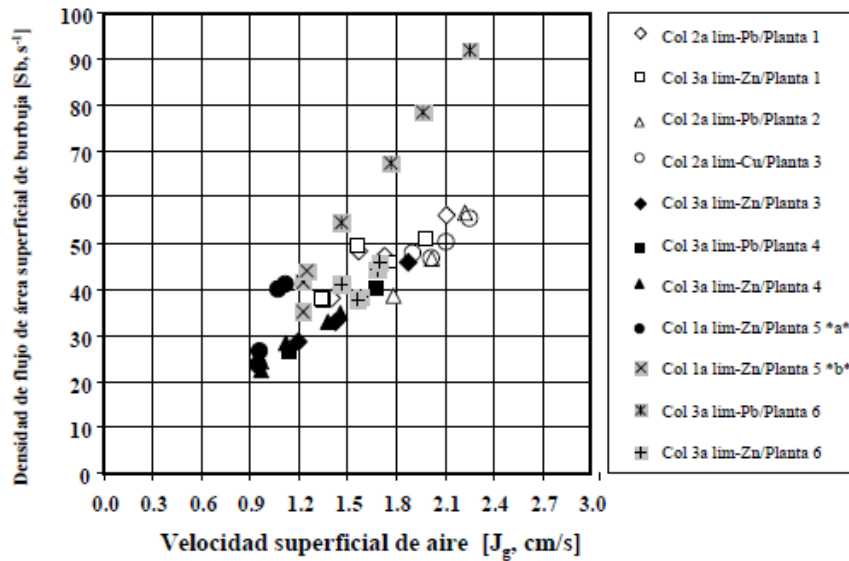


Figura 20 Comportamiento de la densidad de flujo de área superficial de burbuja (S_b) en función de la velocidad superficial de gas (J_g) (López et al., 2009)

El autor concluye además, un efecto directo de la velocidad superficial de gas (J_g) en la recuperación metalúrgica y en la ley del concentrado, resaltando la concordancia existente con la relación inversa entre estas variables (Figura 21).

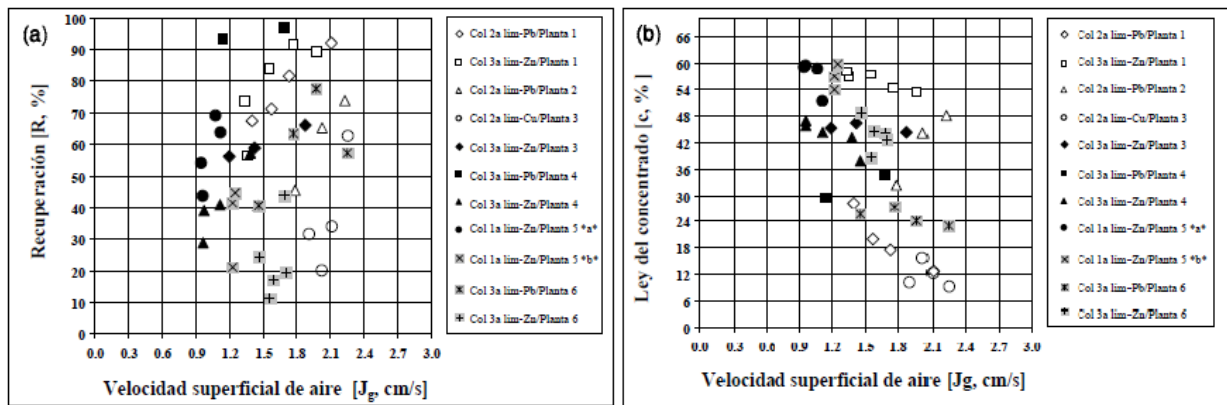


Figura 21 (a) Comportamiento de la recuperación (%) en función de la velocidad superficial de aire (J_g , cm/s), (b) Comportamiento de la ley del concentrado en función de la velocidad superficial de aire (J_g , cm/s) (López et al., 2009)

Finalmente, López et al., (2009) indica que la relación entre la recuperación metalúrgica y la máxima velocidad superficial de área de burbuja existe de forma independiente del tamaño de la celda o de su sistema de inyección de aire. Sus resultados son presentados en la Figura 22. Esta dependencia de la recuperación metalúrgica respecto a S_b evidencia la importancia del diámetro de burbuja y de la velocidad superficial de gas en una celda.

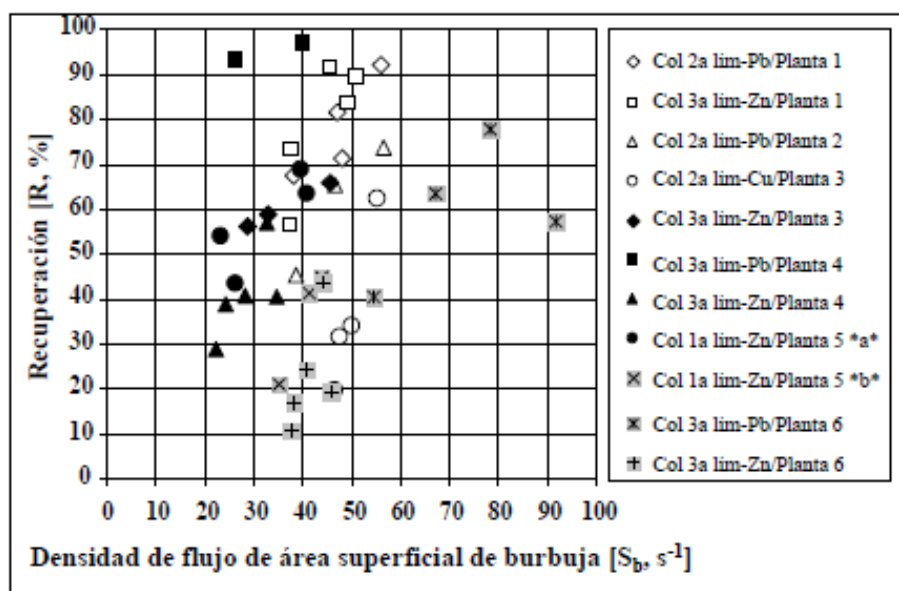


Figura 22 Comportamiento de la recuperación en función del flujo de área superficial de gas (López et al., 2009)

5. Benchmarking de celdas de flotación

La Tabla 1 muestra un resumen de rangos de parámetros de operación relativos a la aireación y recuperación de celdas de flotación, recopilado por Montes-Atenas y Bradshaw (2010), abarcando circuito rougher, cleaner y scavenger.

En circuitos rougher la carga de burbujas presenta un amplio rango de operación, entre los valores 0.9 y 180 [g/L]. Es esperable que las mayores cargas de burbujas se encuentren en las primeras celdas de bancos rougher, y disminuyan a medida se avanza en el banco, como consecuencia de la menor cantidad de mineral liberado presente en la pulpa.

Tabla 1 Benchmarking faenas de flotación (N.R.: no reportado)

Ref.	Mina	Mineral	Volumen de celda [m ³]	Tipo de celda	Circuito	Alimentación [tph]	Ley alimentación [%]	ley con [%]	Ley ToF [%]	Jg [cm/s]	Ley BL [%]	BL [g/L]
Seaman (2006)	Red Dog	ZnS	50	0K50, 0K38, Maxwell 14	1° banco cleaner	400	N.R.	80-100 (ZnS)	80-100 (ZnS)	N.R.	80-100 (ZnS)	65-144.5 (ZnS)
	Red Dog	ZnS	0.016	JKMRC High Sb	Retratamiento	N.R.	N.R.	50-80	50-90	N.R.	30-90 (ZnS)	10-180 (ZnS)
	Newmont	CuFeS ₂	3	0K3	1° banco rougher mineral particular	N.R.	N.R.	65	65	N.R.	45-50	0.9-5.9 (CuFeS ₂)
	Newmont	Cu/Pb/Zn	16	Dorr Oliver	1° banco rougher	N.R.	N.R.	30-35	30-35	N.R.	10	N.R.
Alexander (2006)	Century	Pb/zn	100	Outokumpu	Cleaner/Scavenger	N.R.	N.R.	N.R.	N.R.	N.R.	10-20 (CuFeS ₂)	N.R.
Yianatos et al., (2008)	El Teniente	CuFeS ₂	130	Self-asp. Wemco cell	Rougher	745-883	0.87	18.13	26.8	1.3-1.5	25.9 10-30 (Cu)	30-50

6. Benchmarking faenas de flotación de relaves

La Tabla 2 entrega un benchmarking de faenas que reprocesan relaves mediante flotación. En el caso de las minas en Kambove (DRC), los datos corresponden a pruebas de laboratorio con el propósito de comenzar próximamente la explotación de los depósitos de relave en la zona.

Tabla 2 Benchmarking flotación de relaves (N.R. no reportado)

Mina	Fuente de relave	Mineral	Producción [tpa]	Ley alimentación de Cu [%]	Recuperación Cu [%]	P80 [μm]	Planta
Woodlawn (Australia)	Depósito	Cu/Zn/Pb /Au/Ag	1,500,00	0.45	29	30	N.R.
Robinson Mine (USA)	Relaves frescos	Cu	15,000,000	0.21	27	N.R.	2 bancos/4 celdas (rougher)
Kambove mines (DRC)	Depósito	Cu/Co	-	0.4-1.5	45	50	Pruebas de laboratorio

La extracción de relaves en la mina Woodlawn se realiza mediante monitoreo hidráulico y bombeo de pulpa hacia la planta de tratamiento.

El proceso de tratamiento de relaves frescos en la mina Robinson comprende dos bancos con dos celdas cada uno ubicados al final de los bancos rougher. Se ha conseguido disminuir la ley de cobre en la cola de 0.21% a 0.15% mediante la expansión del circuito.

Capítulo 3.- Antecedentes de Minera Valle Central

1. Descripción y localización

Minera Valle Central (MVC) es propiedad de la empresa canadiense Amerigo Resources Ltda., y opera desde 1992 en territorios cedidos en comodato por parte de CODELCO Chile – División El Teniente.

Está ubicada en la comuna de Requínoa, sexta región, Chile, al sur-oriente de la ciudad de Rancagua, en la ribera sur del río Cachapoal.



Figura 23 Ubicación geográfica MVC

MVC cuenta con una concesión de la minera estatal El Teniente para procesar sus relaves frescos, y los relaves antiguos depositados en el tranque Cauquenes y en el embalse Colihues. Si bien, ambos flujos son de descarte de material ya procesado por El Teniente, estos aún cuentan con una cantidad considerable de minerales de cobre y molibdeno que pueden ser reprocesados y recuperados de forma económicamente viable.

Las operaciones consideran una etapa de molienda de bolas y una etapa de flotación convencional, que junto a procesos poco convencionales implementados por MVC, como lo son el monitoreo hidráulico y la flotación por cascadas, es posible procesar un flujo aproximado de 170 mil toneladas

diarias de relaves frescos y antiguos, con una ley de cabeza que ronda el 0.15% de cobre. Los productos comercializables de Minera Valle Central corresponden a concentrado de cobre y concentrado de molibdeno.

La Figura 24 muestra la disposición espacial de las dos líneas actuales de alimentación de relaves, y de la planta de procesamiento.



Figura 24 Fotografía aérea de las instalaciones de MVC (Henderson, 2016)

2. Reporte de recursos

Mediante campañas de sondaje, han permitido inferir los recursos minerales de Minera Valle Central. Las Tabla 3 y 4 entregan una distinción de recursos por depósito, asociado a la ley y recuperación de mineral estimada para cobre y molibdeno respectivamente.

Tabla 3 Recursos minerales de cobre estimados – 31 de diciembre de 2016

Depósito de relaves	Toneladas [t]	Ley [% Cu]	Recuperación [%]	Cobre recuperable [M lbs]
Colihues	77,280,000	0.229	37	145
Cauquenes	305,000,000	0.267	47	847
Fresco	796,267,115	0.111	24	469
Total	1,178,547,115	0.159	35	1,461

Tabla 4 Recursos minerales de molibdeno estimados – 31 de diciembre de 2016

Depósito de relaves	Toneladas [t]	Ley [% Mo]	Recuperación [%]	Molibdeno recuperable [M lbs]
Colihues	77,280,000	0.01	21	4
Cauquenes	305,000,000	0.021	20	28
Fresco	796,267,115	0.005	7	6
Total	1,178,547,115	0.01	15	38

3. Relaves frescos El Teniente

3.1. Proceso de extracción

MVC actualmente recibe aproximadamente 130,000 toneladas por día de relaves frescos provenientes del concentrador Colon de la división El Teniente. Los relaves frescos son transportados mediante gravedad por 36 kilómetros hacia las instalaciones de MVC mediante un canal abierto.

El contrato con El Teniente provee relaves frescos hasta el año 2037. Cada año, MVC recibe un reporte actualizado de la vida mina de El Teniente, el cual es utilizado para estimar la cantidad y calidad de los relaves frescos disponibles para ser procesados. Debido a las restricciones de transporte volumétrico del canal de relaves hacia el embalse Carén, no existe la suficiente capacidad para procesar los relaves frescos y antiguos a su tasa máxima simultáneamente. El relave fresco excedente es retirado antes de su tratamiento y depositado en los espacios habilitados del embalse Colihues y tranque Cauquenes.



Figura 25 Canal de relaves frescos provenientes de El Teniente (Henderson, 2016)

3.2. Planificación de largo plazo

Se estima una alimentación total hacia las instalaciones de MVC de 796 millones de toneladas de relaves frescos, con una ley de cobre de 0.111%, y una ley de molibdeno de 0.005%. El programa anual esperado de tonelaje y ley de relaves frescos desde 2017 hasta 2037 se presenta en detalle en la Tabla 5.

Tabla 5 Programa anual de procesamiento de relaves frescos

Año	Toneladas Procesadas [t]	Ley [% Cu]	Año	Toneladas Procesadas [t]	Ley [% Cu]
2017	44,927,690	0.113	2028	36,877,955	0.102
2018	43,200,000	0.118	2029	40,075,200	0.105
2019	43,200,000	0.112	2030	43,200,000	0.109
2020	43,320,000	0.112	2031	43,200,000	0.113
2021	43,200,000	0.113	2032	43,320,000	0.116
2022	43,200,000	0.118	2033	43,200,000	0.115
2023	43,200,000	0.116	2034	43,200,000	0.113
2024	43,320,000	0.113	2035	43,200,000	0.111
2025	39,310,920	0.111	2036	43,320,000	0.109
2026	39,304,800	0.110	2037	43,200,000	0.106
2027	35,418,240	0.107	2038	-	-

Las toneladas procesadas y ley media de cobre anuales son producto del plan de producción de la mina El Teniente. Se espera entre los años 2025 y 2029 una baja en las toneladas de alimentación, así como en las leyes de cobre asociadas. De lo anterior se concluye la relevancia de controlar muy bien el sistema para obtener la máxima eficiencia en la separación de minerales de cobre y molibdeno.

3.3. Características mineralúrgicas del mineral

Pruebas de laboratorio muestran que las recuperaciones de cobre y de molibdeno aumentan al disminuir el tamaño de partícula. La máxima recuperación en flotación ocurre alrededor de los 100 micrómetros de diámetro. La distribución de tamaño de partícula del relave fresco es aproximadamente 80% bajo 250 a 300 micrómetros de diámetro. La Figura 26 muestra que, sin la aplicación de remolienda, la recuperación de relave fresco a partir de la fracción sobre 105 micrómetros de diámetro decrece.

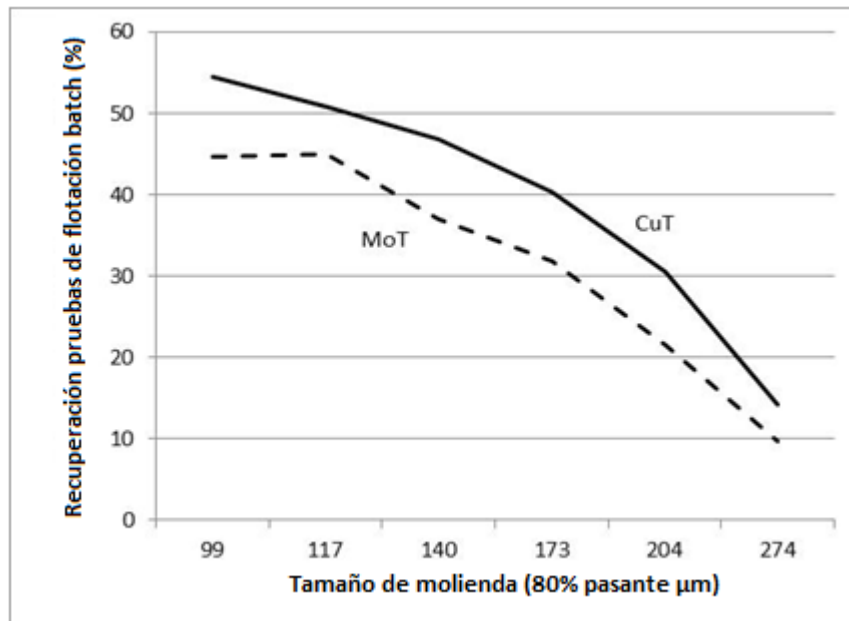


Figura 26 Fracción gruesa de relaves frescos vs recuperación (Henderson, 2016)

4. Relaves antiguos tranque Cauquenes

4.1. Proceso de extracción

La primera fase de extracción proyecto Cauquenes se completó el año 2015, habilitando la remoción de material depositado hacia la planta de gruesos de MVC. Se planea para 2017 una tasa de extracción de 62,500 toneladas por día, y la finalización de la extracción del tranque Cauquenes para finales del año 2030.

El relave es extraído del tranque Cauquenes vía monitoreo hidráulico utilizando disparadores de agua a alta presión dirigidos a la superficie del relave seco. Este proceso genera una pulpa que es colectada en sumideros y bombeada hacia la planta de tratamiento.



Figura 27 Proceso de monitoreo hidráulico (Henderson, 2016)

Las etapas del proceso de extracción por monitoreo hidráulico son las siguientes:

- Construcción de un sumidero en el depósito de relaves e instalación de bombas verticales.
- Extracción por bancos usando monitores hidráulicos, permitiendo a la pulpa escurrir hacia el sumidero.
- Bombeo de la pulpa a la planta de procesamiento con un contenido de sólidos de aproximadamente 43%.
- Reposicionamiento de los monitores secuencialmente a medida que se avanza con la extracción de la zona.

Esta secuencia se repite hasta que se alcanza el piso del depósito, aproximadamente a 50 m de profundidad. La Figura 28 esquematiza el proceso.

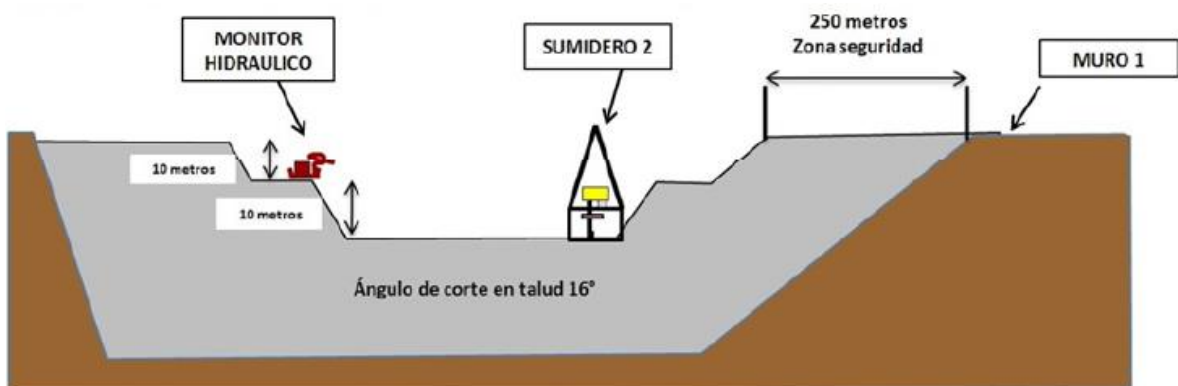


Figura 28 Esquema del proceso de extracción tranque Cauquenes (Henderson, 2016)

4.2. Planificación de largo plazo

El programa anual esperado de tonelaje y ley de relaves antiguos provenientes del tranque Cauquenes desde 2017 hasta 2030 se presenta en la Tabla 6.

Tabla 6 Programa anual de procesamiento de relaves antiguos provenientes del tranque Cauquenes

Año	Toneladas Procesadas [t]	Ley [% Cu]
2017	21,937,500	0.246
2018	21,937,500	0.255
2019	21,937,500	0.27
2020	22,000,000	0.27
2021	21,937,500	0.27
2022	21,937,500	0.27
2023	21,937,500	0.27
2024	22,000,000	0.27
2025	21,937,500	0.27
2026	21,937,500	0.27
2027	21,937,500	0.27
2028	22,000,000	0.27
2029	21,937,500	0.27
2030	19,625,000	0.27

El tonelaje procesado es relativamente constante, ya que a diferencia de los relaves provenientes de El Teniente, MVC tiene control directo sobre la tasa de extracción y procesamiento de los relaves antiguos. La ley de cobre se asume en 0.27 desde el año 2019 para efectos de planificación.

4.3. Características mineralógicas y de procesamiento del mineral de Cauquenes

Mediante sondajes, el año 2012 se realizó un estudio exhaustivo de las características del mineral depositado en el tranque Cauquenes con el objetivo de encontrar las condiciones óptimas de operación para el inicio de su explotación en 2015. La Tabla 7 entrega la distribución granulométrica del relave seco del tranque Cauquenes.

Tabla 7 Distribución de tamaño de partícula Cauquenes (P_{80} 115 μm)

Malla	Diámetro [μm]	Retenido [%]	Retenido acumulado [%]	Pasante acumulado [%]
50	297	1.2	1.2	98.8
70	210	3.2	4.4	95.6
100	149	8.1	12.5	87.5
140	105	10.7	23.2	76.8
200	74	11	34.2	65.8
270	53	8.7	42.9	57.1
325	44	3.1	46.1	53.9
-325		53.9	100	0

Un 53.9% del mineral del tranque Cauquenes se encuentra bajo 44 μm de diámetro de partícula, lo que se traduce en que esa cantidad de mineral es susceptible a ser flotada por arrastre según Johnson (1972). El porcentaje de flotación por arrastre esperado para mineral bajo 44 μm podría ser obtenido mediante tamizajes intermedios en la granulometría fina.

Un estudio mineralógico diferenciado por nivel de profundidad en el tranque Cauquenes se realizó de manera paralela. Las Tabla 8 y 9 entregan estos resultados para cada compósito de 15 m de profundidad.

Tabla 8 Cauquenes compósito, Mayo de 2012 (1.5 a 15 m de profundidad)

Especie Mineral		Mineral [%]	Masa [%]	Cobre [%]
Sulfuros primarios de cobre				17
CuFeS_2	Calcopirita	9.28	0.132	17
Sulfuros secundarios de cobre				71
Cu_2S	Calcocina	3.81	0.054	16
Cu_9S_5	Digenita	12.06	0.172	49
CuS	Covelina	0.88	0.013	3
$\text{Cu}_8\text{As}_2\text{S}_7$	Tenantita	0.34	0.005	1
Cu_5FeS_4	Bornita	0.57	0.008	2
	Mixto	0.9	0.013	
Óxidos de cobre				12
CuOx	Oxidado	5.11	0.073	12
Otros				
FeS_2	Pirita	65.82	0.938	
MoS_2	Molibdenita	1.23	0.018	
	Ganga		98.574	

Tabla 9 Cauquenes compósito, Mayo 2012 (15 a 30 metros de profundidad)

Especie Mineral		Mineral [%]	Masa [%]	Cobre [%]
Sulfuros primarios de cobre				25
$CuFeS_2$	Calcopirita	15.33	0.181	25
Sulfuros secundarios de cobre				68
Cu_2S	Calcocina	4.49	0.053	17
Cu_9S_5	Digenita	8.78	0.104	33
CuS	Covelina	5.58	0.066	18
$Cu_8As_2S_7$	Tenantita	0.33	0.004	
Cu_5FeS_4	Bornita	0.18	0.002	
	Mixto	0.58	0.007	
Óxidos de cobre				7
$CuOx$	Oxidado	2.85	0.034	7
Otros				
FeS_2	Pirita	59.15	0.697	
MoS_2	Molibdenita	2.71	0.032	
	Ganga		98.82	

El mineral en profundidad presenta un mayor porcentaje de cobre en forma de sulfuros primarios en contraste con el mineral más superficial. A su vez, se observa mayor cantidad de mineral oxidado en la superficie, debido al mayor contacto con percolaciones de agua.

Es notable la diferencia entre composición de covelina dentro de los sulfuros secundarios de ambas fases, donde el mineral más profundo presenta un 15% más que su contraparte superficial (y 8% más de calcopirita). En contraste, la digenita es un 16% mayor en la zona superficial para sulfuros secundarios. Se desprende de lo anterior que el efecto de oxidación de sulfuros en la zona superficial presenta una preferencia por la calcopirita y covelina, que es a su vez la segunda etapa de oxidación de la calcopirita.

Dos fracciones de tamaño fueron consideradas por separado en un estudio de flotabilidad del mineral Cauquenes en el año 2012 (sobre 105 μm y bajo 105 μm).

La fracción gruesa (sobre 105 μm de diámetro) fue sometida a molienda batch convencional a escala de laboratorio y pruebas de flotación rougher para distintos tiempos de residencia, porcentaje de sólidos, pH y dosificación de reactivos. Las mejores recuperaciones conseguidas fueron 78% Cu y 64% Mo, con un tamaño de partícula P80 entre 90 y 100 micrones. La Tabla 10 presenta los resultados promedio de las 8 pruebas de flotación rougher para fracción gruesa.

Tabla 10 Fracción gruesa Cauquenes, pH 9.5, resultados promedio de flotación rougher (Henderson, 2016)

	Alimentación	Concentrado	Cola	Recuperación
Masa [gr]	1494	297	1197	20%
CuT [%]	0.271	1.079	0.089	73%
MoT [%]	0.013	0.035	0.008	51%

La fracción fina (bajo 105 μm de diámetro) fue sometida al mismo procedimiento que la fracción gruesa para pruebas de flotación rougher. Las mejores recuperaciones conseguidas fueron 69% Cu y 65% Mo. La Tabla 11 presenta los resultados promedio de las 21 pruebas de flotación rougher para fracción fina.

Tabla 11 Fracción fina Cauquenes, pH 9.5, resultados promedio de flotación rougher (Henderson, 2016)

	Alimentación	Concentrado	Cola	Recuperación
Masa [gr]	1508	727	781	48%
CuT [%]	0.231	0.334	0.146	65%
MoT [%]	0.02	0.026	0.016	63%

La recuperación obtenida para la fracción gruesa fue superior para minerales de cobre y levemente menor para minerales de molibdeno. De igual forma, la fracción gruesa presentó en su alimentación mayores leyes de cobre y menores leyes de molibdeno. Las leyes de concentrado fueron menores para mineral bajo 105 μm , evidenciando la presencia de mecanismos de arrastre de ganga hacia el concentrado.

Las pruebas aportan información acerca de las condiciones que maximizan la recuperación para la granulometría global, pero no entregan datos acerca del comportamiento diferenciado por granulometría asociada a flotación verdadera y granulometría asociada a arrastre que es uno de los objetivos que persigue este trabajo. Esta información sería relevante en el caso de una flotación diferenciada por granulometrías finas y gruesas, proyecto actualmente en construcción en MVC.

Pruebas en planta realizadas el 2016 muestran que alrededor del 30% del cobre en la alimentación se presenta como fracción muy fina, bajo 11 μm . Este material no puede ser recuperado eficientemente en celdas de flotación convencionales. Las pruebas también mostraron que aproximadamente un 27% del cobre en la alimentación, mayormente sulfuros de cobre secundario liberado, no es recuperado debido a la capacidad insuficiente de las celdas de flotación.

Adicionalmente, se estimó que un 10% de la fracción gruesa de alimentación se pierde en el overflow de los ciclones de deslamado debido a ineficiencias de ese proceso de separación.

Cabe destacar que los relaves dispuestos en el tranque Cauquenes contienen una fracción de material depositado que fue procesado previo a la instalación de la planta selectiva de molibdeno en Codelco División El Teniente. Es así como las zonas más profundas del tranque podrían contener mayores cantidades de molibdeno para ser procesado por MVC. A pesar de esto, no existen suficientes pruebas de laboratorio en este material para confirmar mejoras en la recuperación de molibdeno en MVC para el relave de Cauquenes.

Las pruebas metalúrgicas realizadas en muestras representativas concluyeron que la fracción gruesa y la fracción fina deberían procesarse separadamente para maximizar la recuperación pues su comportamiento es notablemente distinto. Luego de aplicar factores de escalamiento en las pruebas y factores de pérdidas de recuperación, la recuperación anual de cobre y molibdeno para el relave Cauquenes (incluyendo flotación colectiva y selectiva) se estimó en 49% y 20% respectivamente, si considerando un tratamiento diferenciado por fracción granulométrica. No ha sido reportada la información para los circuitos colectivos y selectivos de flotación por separado.

5. Planta de tratamiento de gruesos

La planta de tratamiento de gruesos (PTG) recupera cobre y molibdeno a partir de los relaves frescos de Codelco División El Teniente y de los relaves antiguos del tranque Cauquenes. Es mediante la flotación colectiva de ambos flujos procesados de manera específica para obtener un concentrado final de Cu/Mo.

La planta procesa 130,000 tpd con un P_{80} en el rango 250 a 300 μm . La operación comienza con una etapa de clasificación primaria, en donde la fracción fina (de menores leyes y mayor presencia de óxidos) es procesada mediante flotación de cascadas, obteniendo un pre concentrado de baja ley que se alimenta directamente a flotación rougher, junto a las colas de primera limpieza. La fracción gruesa producto del hidrociclónaje (aproximadamente 30,000 tpd) pasa a molino de bolas, donde se agregan reactivos de flotación y se controla el pH a 9.5 mediante adición de cal. La descarga de molinos de bolas es bombeada a una etapa de clasificación secundaria, en donde la fracción gruesa es devuelta a molienda y la fina alimentada a flotación rougher.

De manera paralela se utiliza un circuito rougher independiente para los relaves del tranque Cauquenes. El circuito procesa 60,000 tpd y tiene un P_{80} de 210 μm . El mineral es bombeado a una clasificación primaria implementada con hidrociclones, donde aproximadamente un 65% pasa a molino de bolas. La fracción fina de la clasificación primaria pasa a una clasificación secundaria donde el fino es separado y enviado a flotación de cascadas, mientras que la fracción gruesa de la clasificación secundaria pasa a molienda. En el circuito de conminución se agregan reactivos de flotación y el pH es controlado a 9.5 mediante adición de cal. Una tercera etapa de hidrociclónaje envía el mineral a flotación rougher, retornando el grueso a molienda.

El concentrado rougher de ambos circuitos (relaves frescos y antiguos) es combinado y alimentado hacia remolienda junto a las colas de limpieza secundaria. El concentrado de limpieza primaria alimenta a tres etapas de flotación de limpieza que se realizan utilizando celdas columnares, produciendo el concentrado colectivo que contiene un 30% de cobre y 1% de molibdeno, y es bombeado a la planta de molibdeno para su separación mediante flotación selectiva.

Adicionalmente, un circuito de flotación scavenger de seis celdas convencionales de 27 m^3 procesa las colas cleaner de celdas columnares, enviando el concentrado obtenido a limpieza secundaria y las colas a limpieza primaria. La Figura 29 muestra un diagrama simplificado de la planta de flotación colectiva.

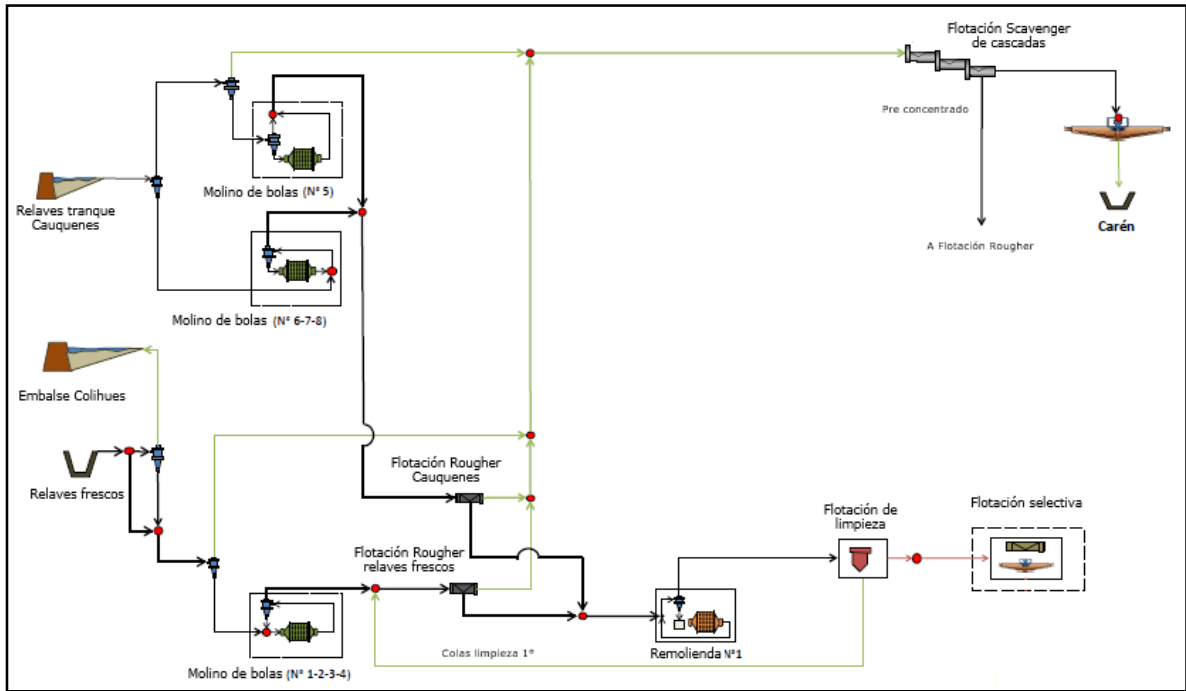


Figura 29 Diagrama de planta de tratamiento de gruesos

6. Circuito de flotación rougher de relaves provenientes del tranque Cauquenes

Como se ha explicado anteriormente, la operación de la línea de flotación rougher de la planta de flotación colectiva está diferenciada por tipo de mineral. Los relaves provenientes del tranque Cauquenes se tratan de manera independiente en los bancos 100 y 200, contando cada banco con cuatro celdas convencionales de 127 m^3 (Figura 30).

El flujo principal de alimentación se divide en partes iguales, siendo cada una alimentadas directamente a cada banco. El concentrado de cada celda es colectado mediante una canaleta común para ambos bancos, obteniendo así un concentrado rougher del circuito Cauquenes.



Figura 30 Circuito de flotación rougher relaves Cauquenes. Banco 100 (izquierda) y 200 (derecha)

Dentro de los antecedentes presentados en este capítulo, se ha visto que existen estudios exhaustivos de cinética de flotación y análisis granulométrico en torno al mineral de alimentación a la planta de tratamiento de gruesos. Esto en el marco de los estudios relativos a la implementación del nuevo flujo de alimentación de relaves provenientes del tranque Cauquenes.

Sin embargo, considerando la planta en operación, no existe un estudio de dispersión de gas de las celdas en estado estacionario, ni un estudio cinético del funcionamiento parcial de las celdas del circuito de tratamiento de relaves Cauquenes. Es así que se plantea como carácter crítico realizar un estudio que permita evaluar las condiciones de funcionamiento de la planta generando un diagnóstico completo de ambas partes: metalurgia y dispersión de gas.

Capítulo 4.- Evaluación del circuito rougher de relaves Cauquenes

1. Evaluación metalúrgica del circuito

1.1. Muestreo metalúrgico y estimación de la recuperación

La evaluación del circuito rougher, realizada el día 5 de julio de 2017, consideró el muestreo de los bancos 100 y 200 de la planta de flotación colectiva de relaves provenientes del tranque Cauquenes (Figura 31). La alimentación a ambas líneas proviene de un flujo común que se divide en partes iguales desde un cajón alimentador.

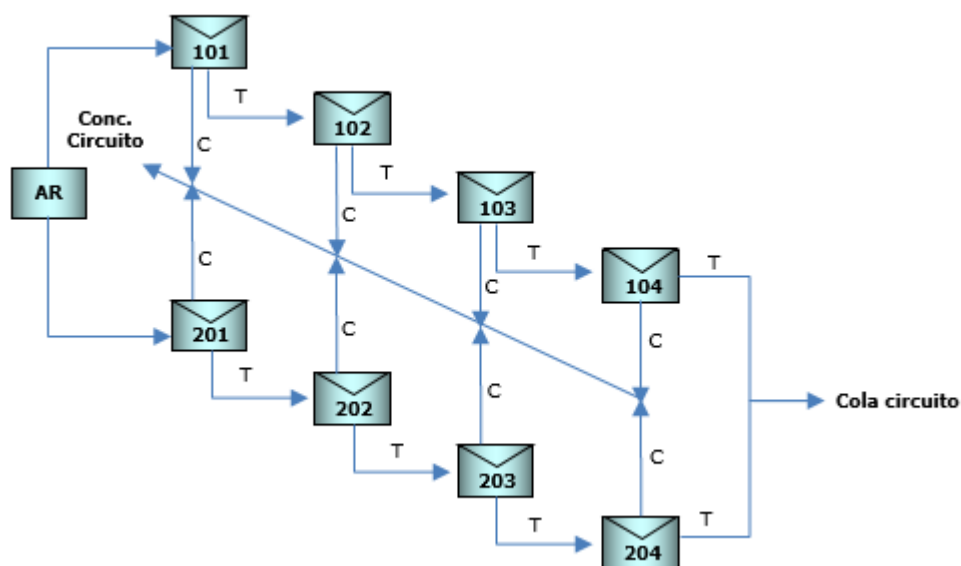


Figura 31 Diagrama circuito rougher relaves Cauquenes

Ambos bancos consisten en cuatro celdas agitadas convencionales en serie de configuración 2-2. Las celdas en serie están conectadas por un comunicador cerrado en la base de cada celda.

La evaluación consideró el muestreo en estado estacionario de las dos alimentaciones a cada uno de los bancos, y los concentrados y colas del proceso cuyas caracterizaciones involucraron desde conocer el porcentaje de sólidos hasta el análisis químico de cobre y molibdeno para la resolución de los balances de masa global y por celda del circuito. La campaña de muestreo para balance de masa tuvo una duración de una hora. Los flujos de concentrado y alimentación fueron muestreados cada 20 min generando muestras finales del tipo compósito de 1.5 L.

Una vez obtenidas las leyes de cada línea muestreada y el flujo de concentrado (también determinado vía la medición de tiempo de muestreo de material pasando por una sección conocida del labio de la celda), se procede a realizar balances metalúrgicos mediante la reconciliación de datos. El procedimiento considera las siguientes etapas:

(1) Obtención, por medio de balance global, de los valores de flujos másicos de entrada y salida de cada banco, incluyendo alimentación, concentrado y cola,

$$G_{alimentación\ banco,i} = G_{concentrado\ banco,i} + G_{cola\ banco,i}$$

(2) Definición de restricciones para cada banco independientemente:

i) masa entrante en cada celda (por granulometría) = masa saliente en cada celda (por granulometría),

$$G_{alimentación\ celda-fracción,i} = G_{concentrado\ celda-fracción,i} + G_{cola\ celda-fracción,i}$$

ii) fino entrante en cada celda (por granulometría) = fino saliente en cada celda (por granulometría),

$$\begin{aligned} G_{alimentación\ celda-fracción,i} * l_{elemento,j-fracción,i} \\ = G_{concentrado\ celda-fracción,i} * l_{elemento,j-fracción,i} + G_{cola\ celda-fracción,i} \\ * l_{elemento,j-fracción,i} \end{aligned}$$

iii) recuperaciones másicas iguales calculadas por Cu y por Mo,

$$\frac{l_{alim\ celda,j}^{Cu-fracción,i} - l_{cola\ celda,j}^{Cu-fracción,i}}{l_{conc\ celda,j}^{Cu-fracción,i} - l_{cola\ celda,j}^{Cu-fracción,i}} = \frac{l_{alim\ celda,j}^{Mo-fracción,i} - l_{cola\ celda,j}^{Mo-fracción,i}}{l_{conc\ celda,j}^{Mo-fracción,i} - l_{cola\ celda,j}^{Mo-fracción,i}} = Y_{fracción,i}^{celda,j}$$

(3) Definición de pesos para cada muestra (alimentación, concentrado y cola) equivalente al inverso de la varianza,

(4) Definición de función objetivo como la suma de las diferencias cuadráticas ponderadas de las leyes iniciales y leyes objetivo,

$$\sum_i k_i (x_i - x'_i)^2$$

donde k_i es el peso asociado al flujo i , x_i es el valor de la ley medida en el flujo i , y x'_i es el valor de la ley a encontrar del flujo i .

(5) Minimización de la función objetivo mediante la herramienta *Solver* del software *Microsoft Excel*.

$$Min \theta = \sum_i k_i (x_i - x'_i)^2$$

De esta forma, el cálculo de las recuperaciones másicas y recuperaciones metalúrgicas por especie de cada celda se realiza utilizando las leyes reconciliadas junto a la Ecuación 2 y Ecuación 5 respectivamente. Para la obtención de las recuperaciones por banco se utiliza la Ecuación 8.

En lo siguiente se presentan cada uno de los muestreadores utilizados.

a. Muestreo de alimentación

Este muestreo se realiza mediante un cortador manual que muestrea el flujo de manera perpendicular a éste. Se realizan cuatro cortes para cada una de las dos alimentaciones introducidas a cada banco con un tiempo entre cortes de 20 minutos. Los cortes son colectados para formar un compósito representativo de la alimentación en ese período de tiempo. La Figura 32 muestra un esquema del cortador.



Figura 32 Diagrama cortador manual

b. Muestreo de concentrado

Esta medición se realiza utilizando un equipo especialmente diseñado para muestrear en el labio de la celda. El muestreo de concentrado se realiza en una fracción del labio de la celda (ver Figura 33). Se mide el tiempo de llenado del recipiente. La muestra se filtra y seca para estimar el flujo másico (y de agua) de concentrado total y por especie (luego del análisis químico de la muestra). El flujo total de concentrado luego se estima multiplicando por el número de veces que la sección del labio muestreada cabe en la longitud de labio total.



Figura 33 Muestreo de concentrado

c. Muestreo de cola

El muestreo de las colas de cada celda no se puede realizar directamente en todos los casos ya que el flujo que conecta la cola de una celda pareada con la siguiente se encuentra en la parte inferior de ambas celdas. Para obtener esta medición se utiliza un muestreador especialmente diseñado, el cual se introduce en la celda tomando una muestra de pulpa en la zona inferior de la misma, aproximadamente a dos metros de la superficie (Figura 34). Las leyes resultantes de los análisis químicos de estas muestras son utilizadas como valores iniciales de la reconciliación de datos.



Figura 34 Muestreador de hold up de gas

1.2. Muestreo metalúrgico de apoyo: ToF

El muestreo de *Top of froth* se realizó utilizando dos estrategias distintas. La primera involucra realizar el muestreo en el mismo punto de la superficie de la espuma (REG ToF). La segunda involucra realizar un muestreo de *Top of froth* en varios puntos (VP ToF), en una secuencia de al menos cuatro puntos distintos sin repetición hasta completar la secuencia. Esto debido a que se desea estudiar cómo afecta el no dejar que la composición de sólidos en la espuma se restaure completamente en un punto antes de volver a muestrear. La comparación del muestreo en puntos distintos que resultaría en el estudio de zonas con espuma representativa del proceso. Efectivamente, si se muestreara en un solo punto, se debería observar una disminución en la ley de *Top of froth* debido a que la coalescencia de burbujas y la consecuente limpieza del mineral en la espuma no se completaría a cabalidad. Esto obviamente es dependiente del tiempo que se espere entre cortes. Para tiempos muy pequeños de muestreo en el mismo punto el efecto de disminución de ley de *Top of froth* se espera debería ser más marcado. Considerando un tiempo de residencia en espuma igual a la profundidad de espuma sobre la velocidad superficial de gas cercano a 4 s (Szatkowski, 1987; Ecuación 31), el procedimiento incluye un tiempo de espera entre muestra y muestra de al menos 10 tiempos de residencia.

$$T = \frac{h_{\text{espuma}}}{J_g}$$

donde T es el tiempo de residencia medio del aire en la espuma [s], h_{espuma} es la altura de espuma [cm], y J_g es la velocidad superficial de gas [cm/s].

En ambos casos se generó un compósito de aproximadamente 50 cortes para generar la muestra. El muestreador se presenta en la Figura 35.



Figura 35 Muestreador Top of froth

1.3. Análisis de muestras globales (*unsized*) y por fracción de tamaños (*size-by-size*) considerados

Las muestras, con excepción de la muestra asociada a carga de burbuja, son tamizadas por malla 325# bajo tamizaje en húmedo (*wet-sieving*) y luego en seco (*dry-sieving*). La Tabla 12 muestra el detalle de la realización de la campaña de muestreo y tamizaje.

Tabla 12 Resumen campaña de muestreo

Muestra	Cortes	Nº de muestras	Tamizaje #325	Muestras finales
Alimentación	4	2	Si	4
Concentrado	3	8	Si	16
Cola	1	11	Si	22
Reg ToF	50	8	Si	16
VP ToF	50	8	Si	16
Total de muestras		45		82

Las muestras de flujos del circuito, carga de burbuja y *Top of froth* fueron enviadas a análisis químico de cobre y molibdeno utilizando la técnica de Espectroscopía de Absorción Atómica mediante el equipo Varian modelo SpectrAA 55. Los datos de leyes de flujos mineralúrgicos fueron reconciliados para satisfacer los balances de masa totales, por fracción granulométrica, y elemento. La Tabla 13 entrega un resumen de los análisis realizados.

Tabla 13 Resumen análisis químico

Muestra	Análisis químico Cu	Análisis químico Mo
Alimentación	4	4
Concentrado	16	16
Cola	22	22
Reg ToF	16	16
VP ToF	16	16
Total análisis químico	82	82

2. Dispersión de gas

2.1. Equipo Bubble Viewer®

El procedimiento de utilización del equipo se presenta a continuación:

(1) Llenar la cámara de visualización de burbujas con agua, (2) Posicionar la cámara de visualización y la cámara fotográfica en la celda a evaluar y con ayuda de una regla al interior de la cámara para obtener la escala de trabajo, (3) Cerrar la cámara, (4), Quitar el tapón de ingreso de pulpa y comenzar a medir el tiempo con cronómetro en el momento en que se realiza este acto. Además se debe medir el tiempo de disminución del nivel de agua en la cámara por cada centímetro graduado en la regla, (5) Tomar fotografías desde que el tapón es retirado, hasta que la cámara esté casi completa con pulpa, (6) Medir la altura alcanzada por la pulpa dentro de la cámara, (7) Retirar el mineral al interior de la cámara para poder obtener su masa.

Al evaluar el tiempo en que cierto volumen de gas ingresó a la cámara (o volumen de agua que salió) se obtiene el cálculo de la velocidad superficial de gas (Jg), si se divide por el área transversal del tubo muestreador (6.16 cm^2). Los tamaños de burbuja se obtienen mediante el análisis de las imágenes usando el software *ImageJ*®.

a. Distribución de tamaños de burbuja

Las fotografías de burbujas son procesadas con el software *ImageJ*®, donde se eliminan aquellos tamaños de burbujas que presentan un diámetro menor a dos veces el mayor diámetro de interfaz agua-aire fotografiado. En consecuencia, burbujas con diámetros idénticos a 2 veces el espesor mencionado será la burbuja más pequeña observada. El espesor de film de líquido mayor en la burbuja más pequeña observada por inspección fue de 0.2 mm, equivalente a 24 pixeles en el

software *ImageJ*®. Se realizaron estudios considerando la distribución completa de tamaños de burbuja y se reportan y analizan los 3 momentos clásicos para la obtención de diámetros promedio (Ecuación 9, Ecuación 10 y Ecuación 11).

El tamaño de burbuja fue corregido por las diferencias de presiones del sistema, correspondiendo a una disminución del 9.3% (Ecuación 32).

Ecuación 32 Corrección diámetro de burbuja

$$\frac{r_{celda} - r_{cámara}}{r_{cámara}} = 1 - \frac{\frac{n * R * T}{V_{cámara}} - \rho_{agua} * g * h_{cámara}}{\frac{n * R * T}{V_{celda}} - \rho_{agua} * g * h_{celda}}$$

donde n es la cantidad de moles, R es la constante de gases ideales [Pa*L/mol*K], T es la temperatura [K], ρ_{agua} es la densidad del agua [kg/cm³], g es la aceleración de gravedad [m/s²], $V_{cámara}$ es el volumen de la burbuja observada mediante captura de imágenes [L], V_{celda} es el volumen de la burbuja dentro de la celda de flotación [L], $h_{cámara}$ es la distancia entre el punto de fotografía de las burbujas dentro de la cámara de colección y el nivel de agua en la cámara [m], y h_{celda} es la distancia entre el punto muestreado en la celda y el punto de fotografía de las burbujas dentro de la cámara de colección [m].

b. Velocidad superficial de gas (Jg)

Estudios previos han demostrado que la medición con tubos muestreadores de diámetro igual a 2.8 cm, como el utilizado en este trabajo, requieren de ser corregidos. Velasco (2017) propone una corrección según la Ecuación 13. A su vez, la corrección por las diferencias de presiones del sistema correspondieron a una disminución del 8.2% del J_g (Ecuación 33).

Ecuación 33 Corrección velocidad superficial de gas

$$FC_{Jg} = 100 * (\rho_{agua} * g * h_{celda} - \rho_{espuma} * g * h_{espuma} - \rho_{pulpa} * g * h_{pulpa}) / P_{atm}$$

donde FC_{Jg} es el factor de corrección de la velocidad superficial de gas [%], ρ_{espuma} es la densidad de la espuma en la celda [kg/cm³], h_{espuma} es la altura de espuma en la celda [m], ρ_{pulpa} es la densidad de la pulpa en la celda [kg/cm³], h_{pulpa} es la distancia entre el punto de muestreo en la celda y la interfaz pulpa-espuma [m], y P_{atm} es la presión atmosférica [Pa].

c.- Máxima velocidad superficial de área de burbuja (Sb)

Una vez obtenidas las distribuciones de tamaños de burbuja y calculadas y corregidas las variables d_{32} , d_{21} y J_g , se procede a calcular y reportar la máxima velocidad superficial de área de burbuja (S_b) según la Ecuación 14 y Ecuación 15.

d. Medición adicional: carga de burbuja

Adicionalmente, muestras de carga de burbuja fueron obtenidas utilizando el equipo *Bubble Viewer*®. El material colectado en la cámara de toma de fotografías al terminar la medición de tamaño de burbuja es cuidadosamente separado. La cantidad de material particulado no se condice directamente con flotación verdadera indicando que mecanismos de arrastre también pueden ser responsables de la presencia de partículas en la cámara superior. Esto genera dificultades de *underexposure* en la cámara que, luego de un tiempo, no permite continuar fotografiando las burbujas (Figura 36).

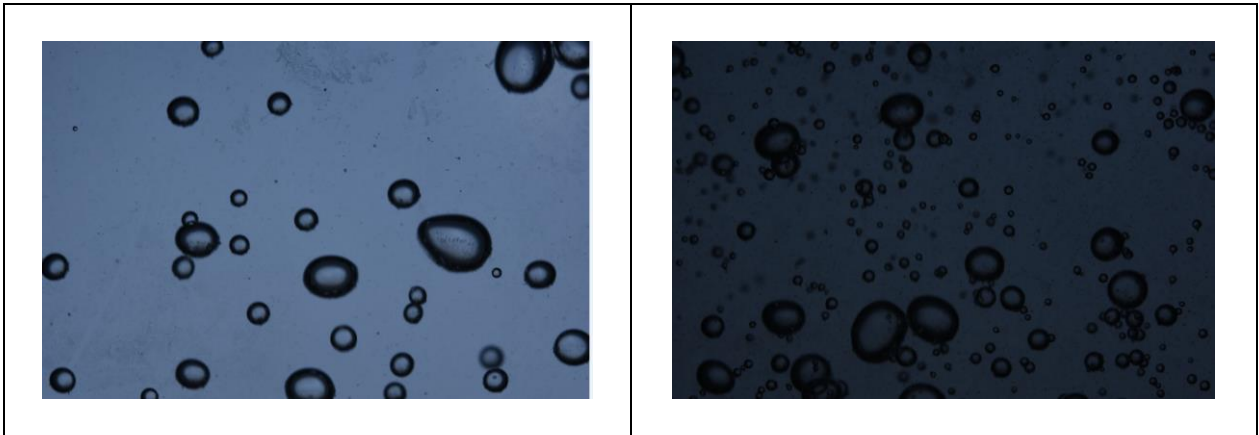


Figura 36 Evolución de captura fotográfica, a la izquierda una fotografía tomada al principio de la prueba y a la derecha una fotografía al final de la prueba

2.2. Hold up de gas

El muestreador de hold up de gas (Figura 34) consiste en una cámara de 1 L de volumen que se cierra rápida y herméticamente dentro de la celda de flotación. El material es luego transferido a una probeta convenientemente graduada. Se mide el volumen de pulpa en la muestra y se compara con el volumen total de la cámara de muestreo. La diferencia entre ambos valores corresponde al volumen de gas. Dicho volumen de gas se divide por el volumen total obteniendo el porcentaje de gas o gas *hold up*. Este muestreo se realizó a 2 m de profundidad desde la superficie de la celda.

Es importante mencionar que el volumen de pulpa muestreada se consideró como representativa de la cola de cada celda por lo que su ley de cobre y molibdeno se utilizó como valor de entrada para la reconciliación de datos (ver sub-sección 1.1.).

3. Distribución de equipos

La campaña de muestreo para balances de masa, Top of froth, flujo de concentrado, porcentaje de sólidos y gas Hold Up de todo el circuito; incluyendo la carga de burbujas, J_g y análisis fotográfico de las celdas 101, 102, 103, 104 y 204 se llevó a cabo el día 5 de julio de 2017. La terminación de la medición de carga de burbuja, J_g y análisis fotográfico de las celdas 201, 202 y 203 se efectuó el día 18 de julio de 2017. La Figura 37 entrega el detalle de la localización de cada equipo.

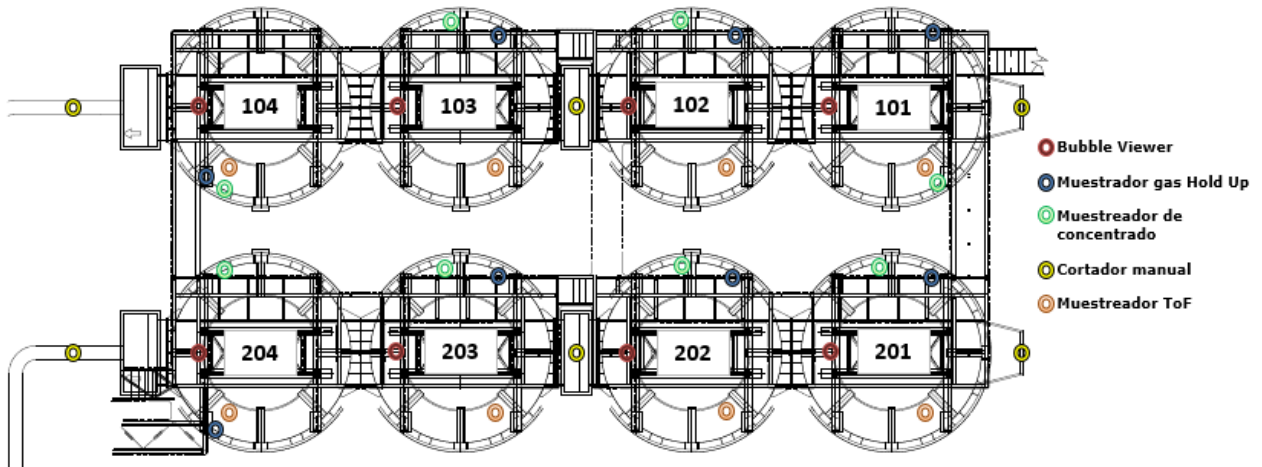


Figura 37 Puntos de muestreo y equipos

Capítulo 5.- Resultados y discusiones

1. Resultados metalúrgicos

1.1. Resultados en base a estado estacionario

1.1.1. Caracterización de alimentación por banco: leyes y granulometría

Se observa que las leyes de cobre y molibdeno en la alimentación a los bancos 100 y 200 son considerablemente distintas. Esta diferencia se hace más marcada en la fracción gruesa, con diferencias de aproximadamente 35% en el caso del cobre y 50% del molibdeno. Probablemente esto ocurre debido a efectos centrífugos relacionados con la salida de los flujos del cajón alimentador (Tabla 14).

Tabla 14 Leyes de cobre y molibdeno de los flujos de alimentación a los bancos 100 y 200

Muestra	> 44 μm		< 44 μm		Muestra	> 44 μm		< 44 μm	
	Ley Cu [%]	Ley Mo [%]	Ley Cu [%]	Ley Mo [%]		Ley Cu [%]	Ley Mo [%]	Ley Cu [%]	Ley Mo [%]
Alim. 100	0.391	0.044	0.307	0.025	Alim. 200	0.287	0.022	0.289	0.022

La distribución granulométrica, sin embargo, es similar en ambos bancos, aunque se encontró, según la Tabla 15, una mayor cantidad de fracción gruesa en el banco 200. El banco 100 presenta la misma cantidad de fracción gruesa y de fina.

Tabla 15 Distribución granulométrica alimentación a bancos 100 y 200

Muestra	> 44 μm [%]	< 44 μm [%]	Muestra	> 44 μm [%]	< 44 μm [%]
Alim.100	50	50	Alim. 200	52.1	47.9

La presencia de mayor material grueso en la alimentación del banco 200 se puede traducir en una menor liberación del flujo, con una menor recuperación metalúrgica asociada debido a este efecto.

1.1.2.- Razón de enriquecimiento

La razón de enriquecimiento de cada celda del circuito se presenta en la Tabla 16, y se presenta visualmente en las Figuras 38 y 39. Se observa que, para el caso del cobre, las razones de enriquecimiento son mayores o similares a las obtenidas para el molibdeno. Particularmente, la celda 202 presenta una razón de enriquecimiento mayor que las demás celdas del circuito. Este

valor de razón de enriquecimiento (26.8 Cu y 24.9 Mo) es alta teniendo en cuenta que en este tipo de circuitos las razones de enriquecimiento se han reportado en torno a valores cercanos a diez.

Tabla 16 Razón de enriquecimiento

Celda	Razón de enriquecimiento Cu	Razón de enriquecimiento Mo	Celda	Razón de enriquecimiento Cu	Razón de enriquecimiento Mo
101	6.9	8.0	201	9.9	9.3
102	10.5	10.6	202	26.8	24.9
103	10.9	10.6	203	12.8	7.1
104	10.4	5.9	204	18.7	7.4

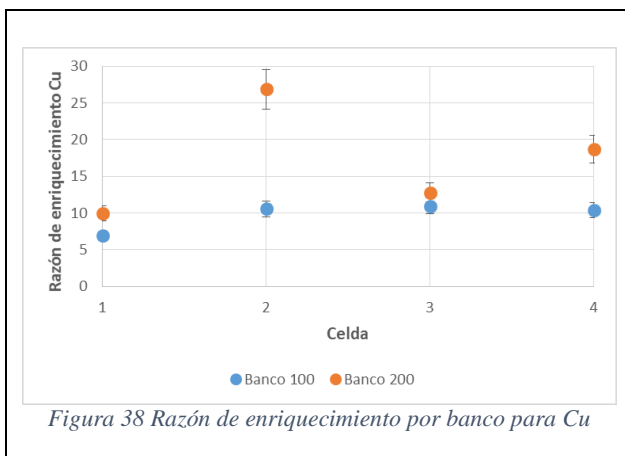


Figura 38 Razón de enriquecimiento por banco para Cu

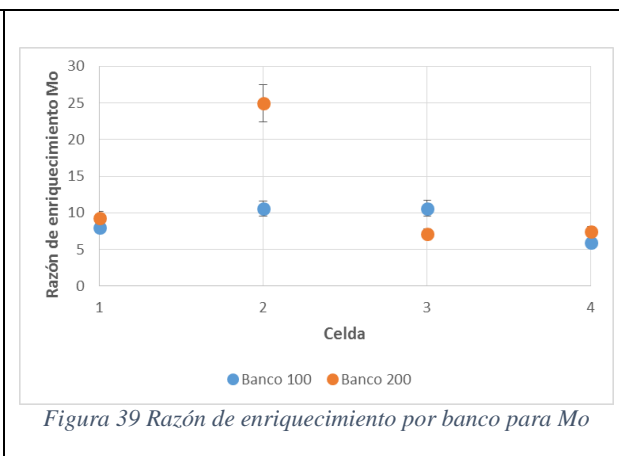


Figura 39 Razón de enriquecimiento por banco para Mo

La razón de enriquecimiento presenta un comportamiento relativamente constante en ambos bancos (10 en el caso del banco 100 para Cu y Mo, y 7 en el banco 200 para Mo). El banco 200 presenta una tendencia creciente para la razón de enriquecimiento de Cu.

El comportamiento constante de la razón de enriquecimiento es contrario a lo esperado, ya que se ha observado que la razón de enriquecimiento decrece a lo largo de un banco. Teniendo en cuenta lo anterior, se debería observar que la recuperación metalúrgica en cada celda esté dada mayormente por la recuperación másica y no por la razón de enriquecimiento.

1.3. Recuperación másica

La recuperación másica por fracción granulométrica se detalla en la Tabla 17, y se entrega gráficamente en las Figuras 40 y 41. Se observa que la fracción fina de cada celda comprende una mayor recuperación másica que la gruesa, con excepción de la celda 204, en donde la recuperación másica fina es mayor. Esto podría deberse a que esta celda presenta una baja recuperación por arrastre de mineral.

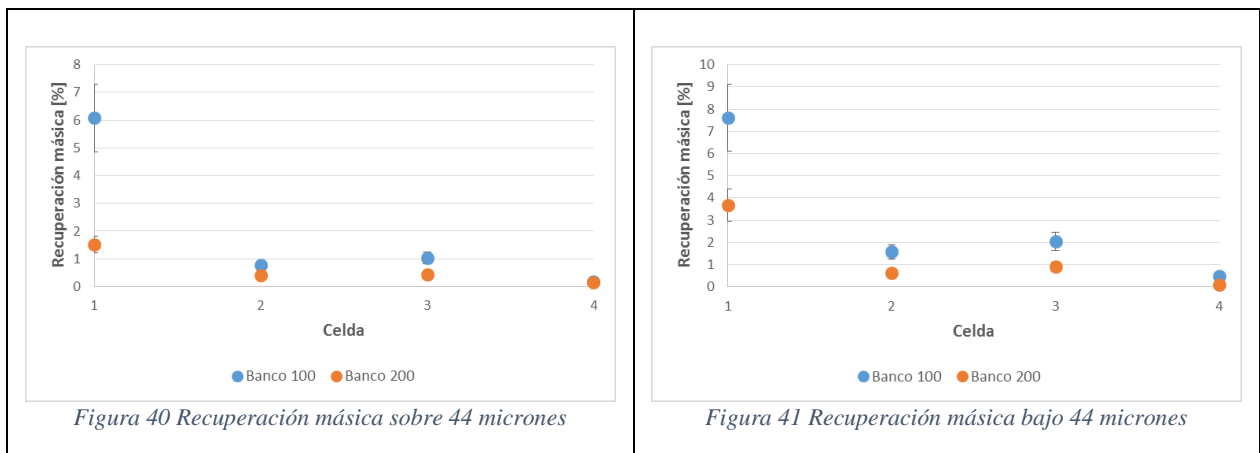
La razón (recuperación másica fina/recuperación másica gruesa) es mayor a dos, lo que no ocurre en las celdas 101 y 204, encontrándose razones de 1.25 y 0.64 respectivamente. Esto indica que las

celdas 101 y 204 podrían presentar condiciones operacionales que favorecen la recuperación de particulado grueso.

Se observa una reducción de la recuperación másica a través de los bancos 100 y 200, fenómeno que concuerda con lo esperado en un circuito de flotación en serie.

Tabla 17 Recuperaciones másicas por fracción granulométrica

Banco	Celda	R másica sobre #325 [%]	R másica bajo #325 [%]	R másica [%]
100	101	6.08	7.61	6.84
	102	0.77	1.57	1.23
	103	1.03	2.05	1.57
	104	0.17	0.48	0.35
200	201	1.51	3.67	2.55
	202	0.40	0.61	0.51
	203	0.43	0.91	0.66
	204	0.14	0.09	0.12



Un resumen de las recuperaciones másicas por banco y global se presenta en la Tabla 18. La recuperación másica del banco 100 es aproximadamente el triple que la del banco 200, muy por encima de las diferencias esperables en dos bancos paralelos alimentados por el mismo cajón alimentador.

Tabla 18 Resumen recuperación másica

R másica Banco 100 [%]	R másica Banco 200 [%]	R másica Circuito Rougher [%]
9.64	3.79	6.72

Observando las recuperaciones másicas del banco 100, se desprende que la recuperación de ganga susceptible a ser por arrastre es intensiva para este banco puesto que se identifica una mayor recuperación másica para la fracción fina, pero que contempla una menor ley de concentrado para

dicha granulometría. En el caso del banco 200, comparando la recuperación metalúrgica de gruesos con la recuperación másica de gruesos, se puede inferir que el banco está recuperando cobre intensivamente por flotación susceptible al arrastre.

Por otro lado, se observa que la recuperación metalúrgica sigue el mismo comportamiento lineal decreciente que la recuperación másica para los bancos 100 y 200. Esto concuerda con los resultados de las razones de enriquecimiento presentes en el circuito, que presentaban un comportamiento relativamente constante a lo largo de ambos bancos.

1.4. Recuperación de Cu y Mo

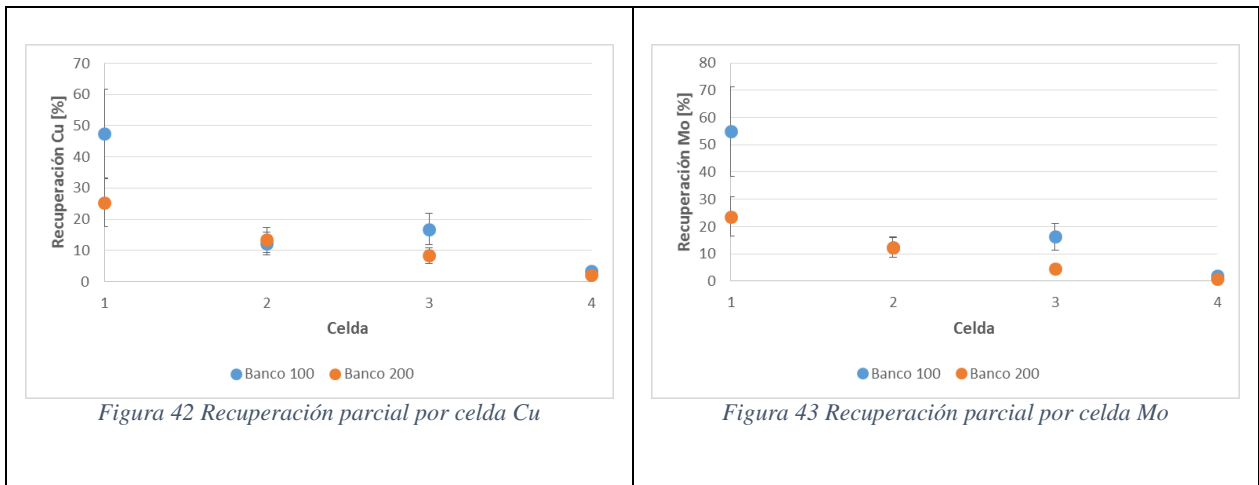
a. Recuperación global y por celda

En la Tabla 19 se presenta el resumen de recuperación metalúrgica de cobre y molibdeno del circuito completo, así como las recuperaciones por celda de ambos elementos. El banco 100 presenta una recuperación metalúrgica superior al banco 200 para la granulometría completa, y el circuito completo contempla una recuperación metalúrgica de cobre de 53.5%. El banco 100 presenta una recuperación metalúrgica mayor con respecto al banco 200 considerando la granulometría total. El circuito rougher completo resulta en una recuperación metalúrgica de molibdeno de 55.7%.

Tabla 19 Resumen recuperación metalúrgica Cu

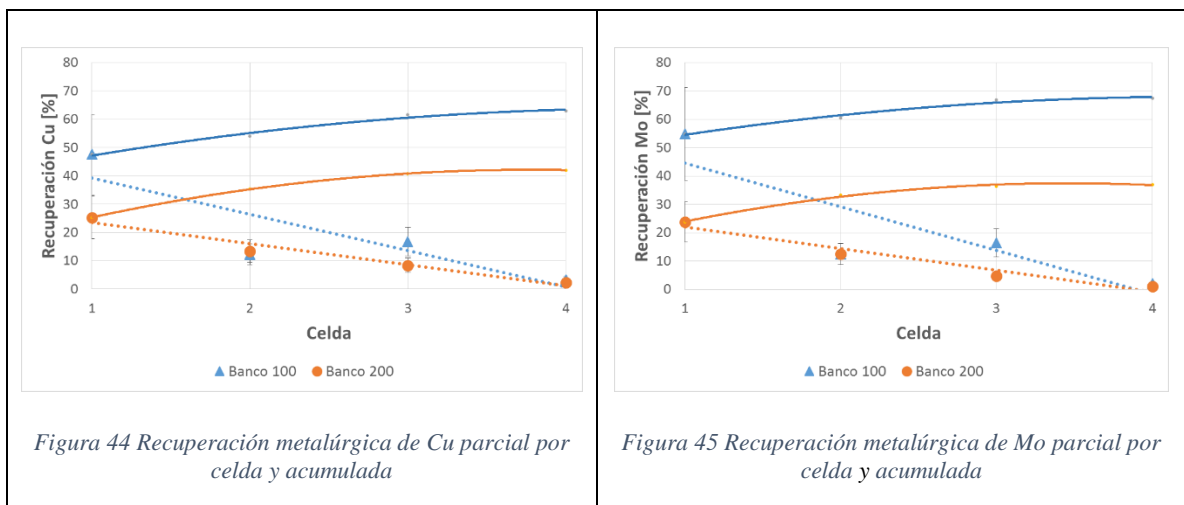
R Cu Banco 100 [%]		R Cu Banco 200 [%]		R Cu Circuito Rougher [%]	
62.97		42.05		53.51	
R Mo Banco 100 [%]		R Mo Banco 200 [%]		R Mo Circuito Rougher [%]	
67.51		36.91		55.72	
Celda	R Cu [%]	R Mo [%]	Celda	R Cu [%]	R Mo [%]
101	47.50	54.82	201	25.28	23.69
102	12.27	12.35	202	13.43	12.48
103	16.77	16.33	203	8.38	4.69
104	3.38	1.93	204	2.23	0.89

Las Figuras 42 y 43 presentan visualmente el comportamiento de las recuperaciones parciales de cada banco por elemento.



b. Recuperación por fracción de tamaño

Las Figuras 44 y 45 entregan la visualización de las recuperaciones metalúrgicas para cada celda. El banco 200 posee una disminución de la recuperación metalúrgica de cobre y molibdeno a medida que avanzamos en el banco, lo cual es esperable en un circuito en serie. El banco 100 también registra un decrecimiento, pero contempla un alza en la recuperación metalúrgica para ambos elementos en la celda 103.



La magnitud de las recuperaciones de las celdas 101 y 103 para cobre y molibdeno presentan mayores valores que en el caso de las celdas 201 y 203. Por otro lado, los pares de celdas 102 y 202; y 104 y 204 no presentan diferencias marcadas. La mayor recuperación acumulada del banco 100 se debe mayoritariamente a la mayor recuperación presente en la celda 101, en contraste a las celda 201 que es aproximadamente la mitad que su par en el banco 100. Esto es observado para Cu y Mo (Figura 44 y Figura 45 respectivamente).

La pendiente lineal decreciente observada puede deberse a que la recuperación metalúrgica posee una mayor dependencia con respecto a la recuperación másica que con la razón de enriquecimiento.

La Tabla 20 entrega el detalle de la recuperación metalúrgica de cobre de las celdas en el circuito rougher para cada una de las fracciones de tamaño estudiadas. El banco 100 presenta en cualquier caso una recuperación de fracción gruesa mayor a la fracción fina. Para el caso del banco 200 ocurre lo contrario, siendo la fracción fina la que presenta mayor recuperación metalúrgica, con excepción de la celda 204.

Tabla 20 Recuperación metalúrgica de Cu por fracción granulométrica

Celda	R Cu sobre #325 [%]	R Cu bajo #325 [%]	Celda	R Cu sobre #325 [%]	R Cu bajo #325 [%]
101	49.24	45.29	201	19.90	31.08
102	13.91	10.34	202	7.10	21.38
103	18.55	14.76	203	6.75	10.80
104	4.08	2.63	204	2.43	1.91

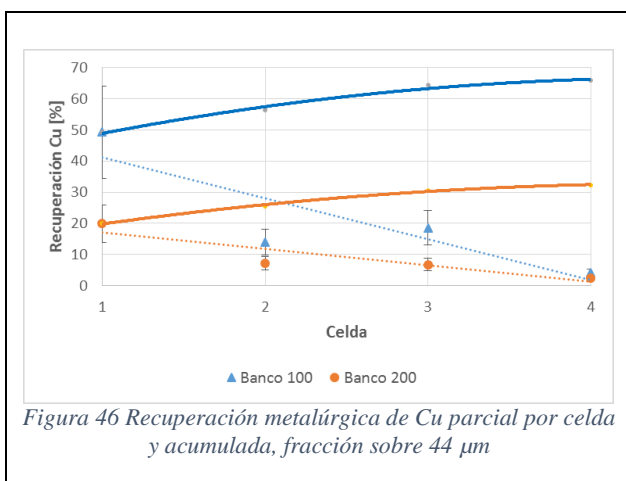


Figura 46 Recuperación metalúrgica de Cu parcial por celda y acumulada, fracción sobre 44 µm

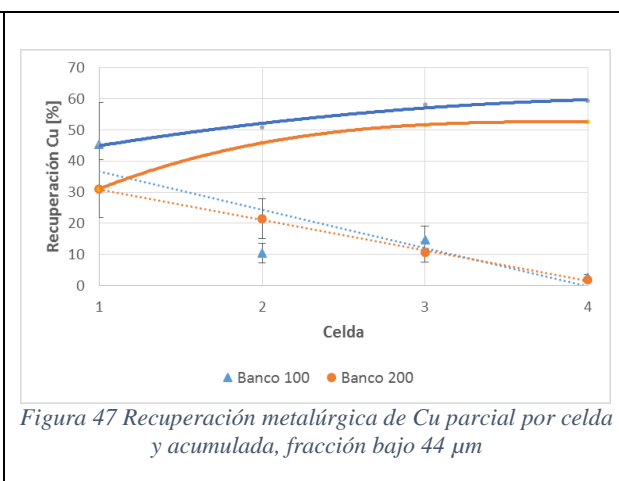


Figura 47 Recuperación metalúrgica de Cu parcial por celda y acumulada, fracción bajo 44 µm

En la Tabla 21 se pueden apreciar las diferencias entre las recuperaciones metalúrgicas de cobre para cada banco y fracción granulométrica. Se ve que el comportamiento del banco 100 promueve la recuperación metalúrgica en ambas fracciones de tamaño por sobre el banco 200. La recuperación metalúrgica sobre tamaño en el banco 100 es superior, mientras lo contrario ocurre para el banco 200. La proporción de fino de cobre presente en cada alimentación es de 56% en la fracción gruesa y 44% en la fracción fina para el banco 100; y de 50% en la fracción gruesa y 50% en la fracción fina para el banco 200.

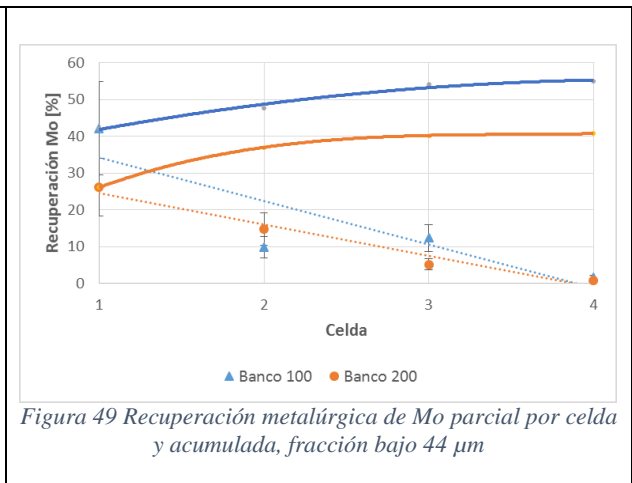
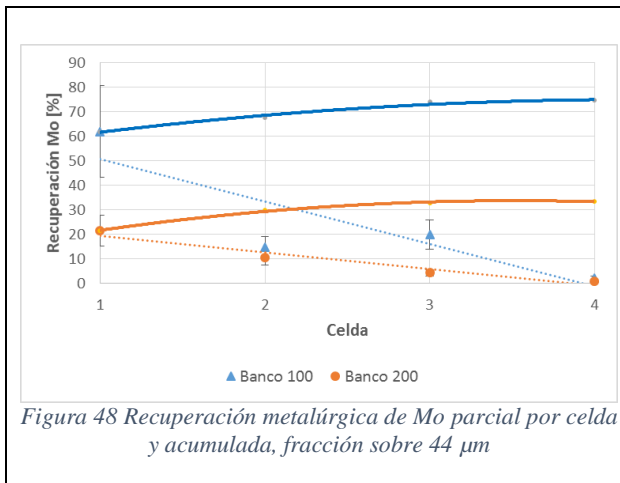
Tabla 21 Recuperación metalúrgica de Cu por banco y por fracción granulométrica

Banco	Fracción granulométrica	R Cu [%]	Banco	Fracción granulométrica	R Cu [%]
100	sobre #325	65.86	200	sobre #325	32.30
100	bajo #325	59.29	200	bajo #325	52.59

La Tabla 22 entrega el detalle de la recuperación metalúrgica de molibdeno en el circuito rougher. Un comportamiento similar al de la recuperación metalúrgica de cobre se aprecia en el banco 100, aunque con una recuperación metalúrgica de gruesos mucho mayor en la celda 101.

Tabla 22 Recuperación metalúrgica de Mo por fracción granulométrica

Celda	R Mo sobre #325 [%]	R Mo bajo #325 [%]	Celda	R Mo sobre #325 [%]	R Mo bajo #325 [%]
101	61.97	42.15	201	21.47	26.10
102	14.60	9.72	202	10.52	14.74
103	19.99	12.30	203	4.32	5.15
104	2.19	1.68	204	0.95	0.83



En la Tabla 23 se presenta el comportamiento global entre las recuperaciones metalúrgicas de molibdeno para cada banco y fracción granulométrica. Las diferencias entre fracción del banco 100 son más marcadas que en el caso del cobre, y más similares en el banco 200 que en el caso del cobre. Esto podría deberse a una diferencia más marcada de las alimentaciones a los bancos 100 y 200 respecto a la distribución granulométrica de las partículas con sulfuros de molibdeno contenido. La proporción de fino de molibdeno presente en cada alimentación es de 64% en la fracción gruesa y 36% en la fracción fina para el banco 100; y de 50% en la fracción gruesa y 50% en la fracción fina para el banco 200.

Tabla 23 Recuperación metalúrgica Mo por banco y fracción granulométrica

Banco	Fracción granulométrica	R Mo [%]	Banco	Fracción granulométrica	R Mo [%]
100	sobre #325	74.59	200	sobre #325	33.4
100	bajo #325	54.97	200	bajo #325	40.73

1.4. Recuperación de agua

Mediante balances de masa, es posible determinar la recuperación de agua por celda, como se muestra en la Figura 50.

Se observa un comportamiento decreciente a medida que se avanza en cada celda. Esto, comparado con la alta ley de concentrado de fracción fina presente en la celda, y la baja recuperación másica de la misma, conversa con una baja recuperación por arrastre.

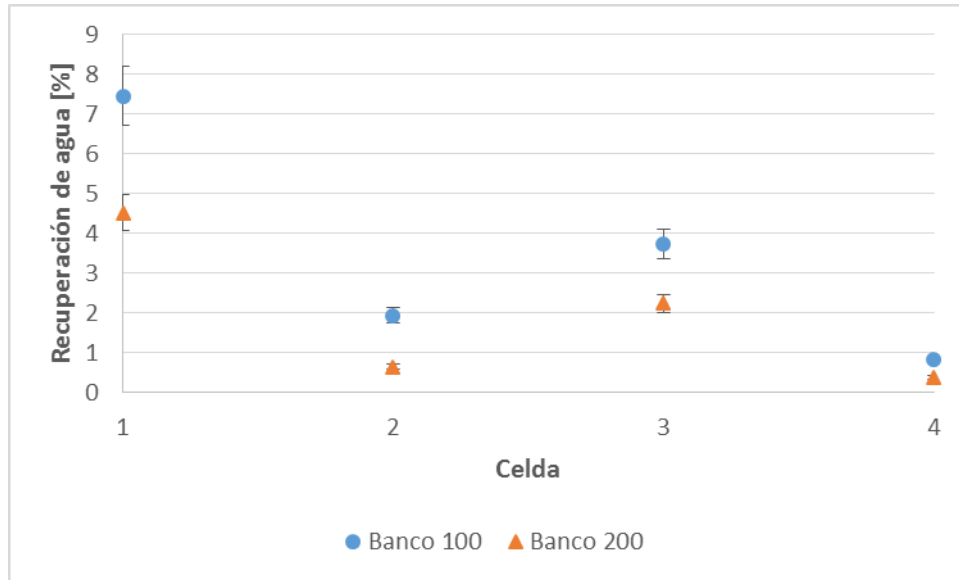


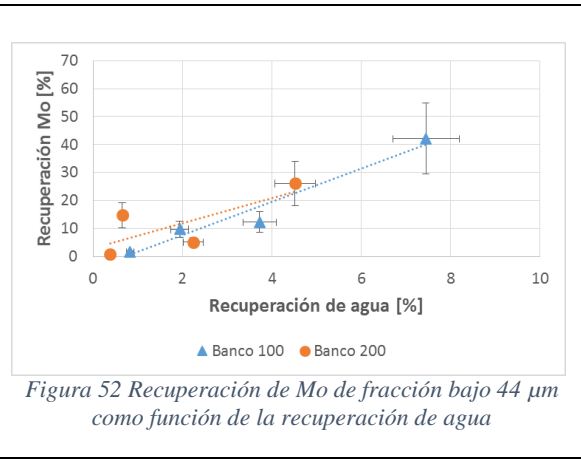
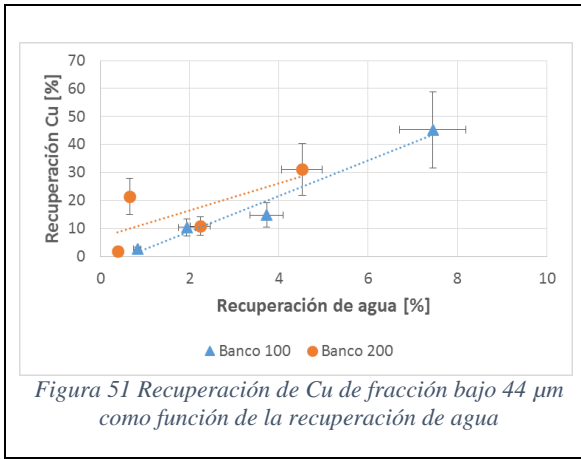
Figura 50 Recuperación de agua por banco

La Tabla 24 presenta un resumen de la recuperación de agua para cada banco y circuito rougher global. La recuperación de agua del circuito rougher es de 10.5%.

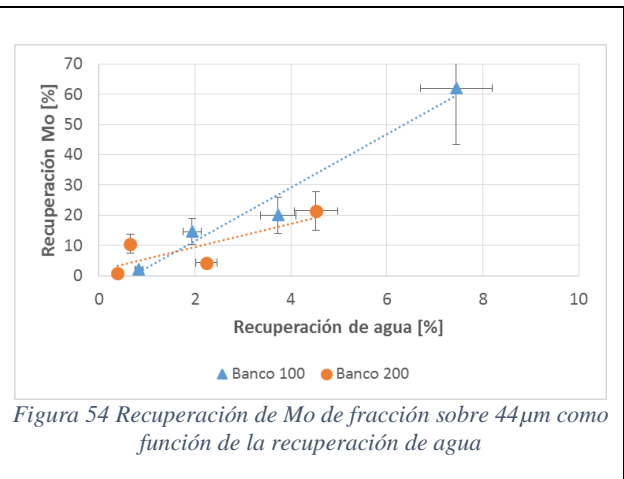
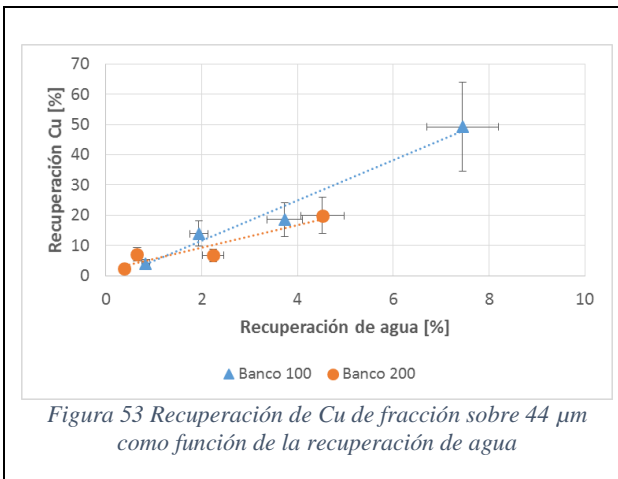
Tabla 24 Resumen recuperación de agua

Recuperación de agua Banco 100 [%]	Recuperación de agua Banco 200 [%]	Recuperación de agua circuito Rougher [%]
13.35	7.62	10.55

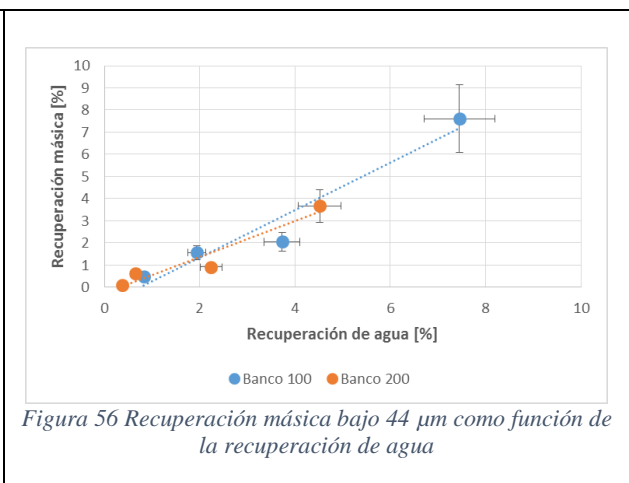
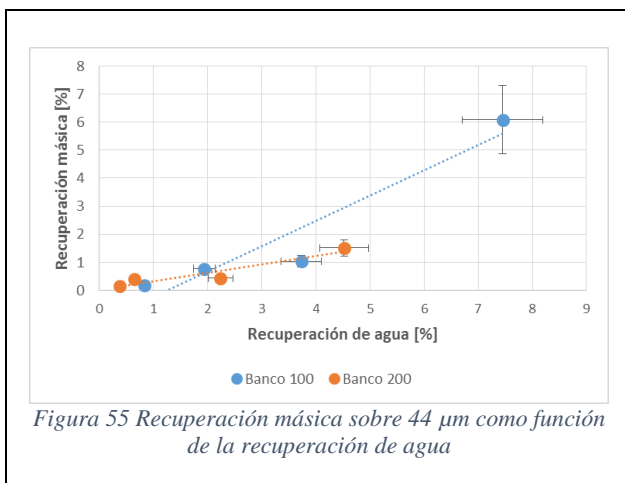
Las Figura 51 y 52 presentan las recuperaciones de bajo tamaño como función de la recuperación de agua, para Cu y Mo respectivamente. La tendencia observada indica un impacto directamente proporcional de la recuperación de agua en la recuperación de fracción fina, muy probablemente debido al aporte de la recuperación susceptible a ser por arrastre en esta granulometría (Konopacka y Drzymala, 2010).



Se presenta en las Figuras 53 y 54 las recuperaciones de fracción gruesa como función de la recuperación de agua. Las recuperaciones siguen una tendencia lineal al igual que las recuperaciones de fracción fina. Esto podría deberse a que la flotación verdadera no rige completamente la recuperación de fracción gruesa.



Se puede observar en las Figuras 55 y 56 la dependencia lineal de la recuperación másica con respecto a la recuperación de agua en los bancos 100 y 200. Existe un desplazamiento de la curva con respecto a cero, lo que según Smith y Warren (1989) ha sido descrito como un indicador de la presencia de partículas gruesas en la alimentación y de una altura de espuma baja en las celdas.



1.5. Análisis nodal del circuito y recuperaciones de planta

Las Figuras 57 y 58 muestran el punto de operación de la derivada de la función de recuperación global de un banco en serie (Ecuación 8) para ambos elementos.

De los resultados del análisis de ambos bancos que la recuperación en cualquiera caso mejora para el banco completo aumentando la recuperación parcial de cualquier celda, ya que en todos los casos la pendiente es positiva.

Se observa que para el caso del banco 100, los valores de los puntos de operación son mayores en el caso de variable de derivación R1 y R2 (recuperación de celda 101 y 102). Esto implica que realizar incrementos de recuperación metalúrgica en las celdas 101 y 102 conlleva un aumento de recuperación global más rápidamente que en los casos de incrementar las celdas 103 y 104.

Para el caso del banco 200, los mayores valores se encuentran en los casos de variable de derivación R1 y R2 (recuperación de celda 201 y 202). Esto implica que, al igual que en el caso del banco 100, realizar incrementos de recuperación metalúrgica en las celdas 201 y 202 conlleva un aumento de recuperación global más rápidamente que en los casos de incrementar las celdas 203 y 204.

En ambos bancos el comportamiento por elemento es bastante similar, por lo que se puede inferir que la importancia de las celdas mencionadas es la misma para cobre y molibdeno. Cabe destacar que los mayores valores reportados para el banco 200 hacen son causa de las menores recuperaciones parciales de cada celda con respecto al banco 100.

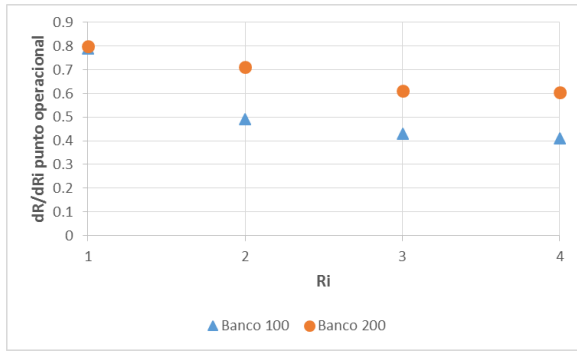


Figura 57 Punto operacional de la derivada de la función de recuperación de banco en serie con respecto a cada celda parcial, Cu

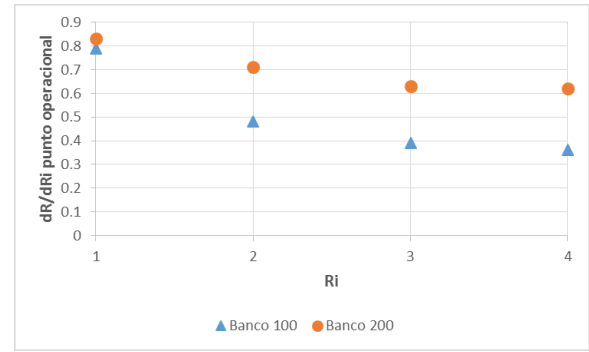


Figura 58 Punto operacional de la derivada de la función de recuperación de banco en serie con respecto a cada celda parcial, Mo

1.6. Estudio de Recuperación versus Ley

Los diagramas de recuperación y ley del concentrado para cobre y molibdeno se presentan en la Figura 59 y en la Figura 60 respectivamente. Un comportamiento típico se observa en el banco 100 para ambos elementos, en donde la ley del concentrado decrece a medida que aumenta la recuperación (Wills y Napier-Munn, 1997). El banco 200 presenta este comportamiento desde la celda 202 en adelante, lo que es esperable teniendo en cuenta las altas leyes de concentrado que presenta esta celda.

El banco 100 posee leyes de concentrado que fluctúan entre 2.27% y 2.42% para el caso del cobre, y entre 0.242% y 0.277% para el molibdeno; mientras que el banco 200 entre 2.86% y 3.20% en el caso del cobre, y entre 0.201% y 0.211% para el molibdeno.

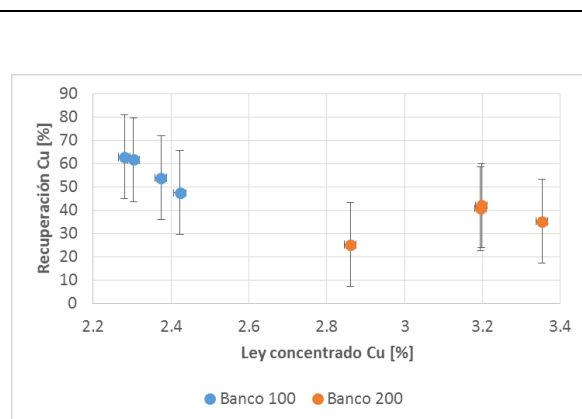


Figura 59 Curva recuperación vs ley Cu

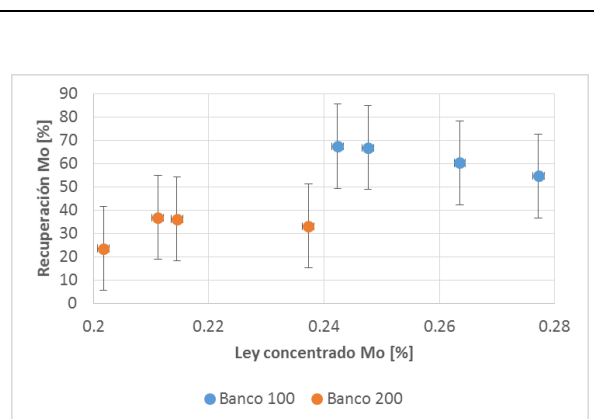
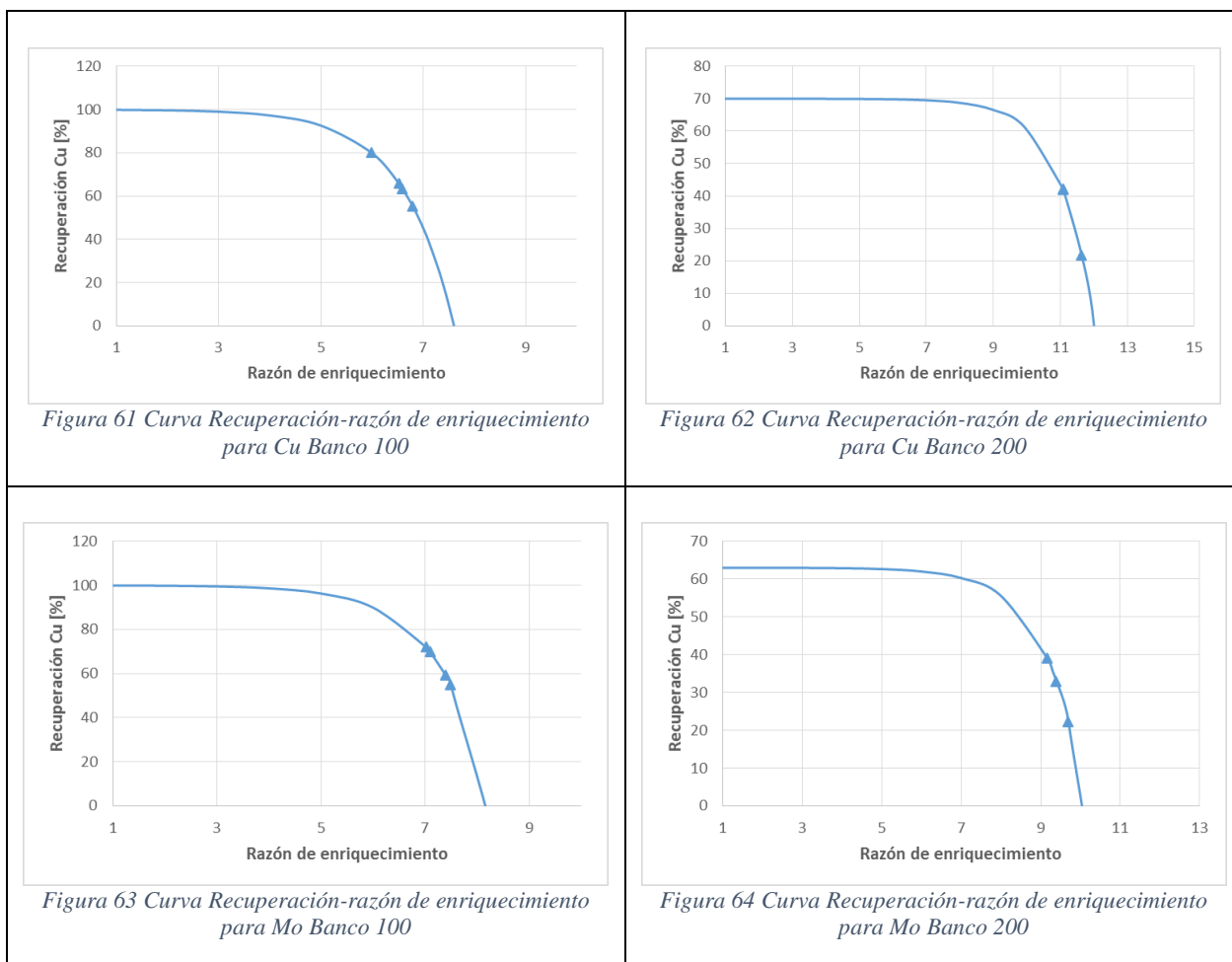


Figura 60 Curva recuperación vs ley Mo

Desde la Figura 61 a la 64 se presentan las curvas recuperación-razón de enriquecimiento para ambos bancos y elementos. Se aprecia un comportamiento decreciente de la recuperación a medida se incrementa la razón de enriquecimiento.



Los parámetros del modelo de Arev (Vera, 2002) se entregan en la Tabla 25. En base al parámetro a , el banco 100 presenta mayor liberación del mineral. Esto se relaciona con la mayor cantidad de componente de flotabilidad rápida encontrada en este banco.

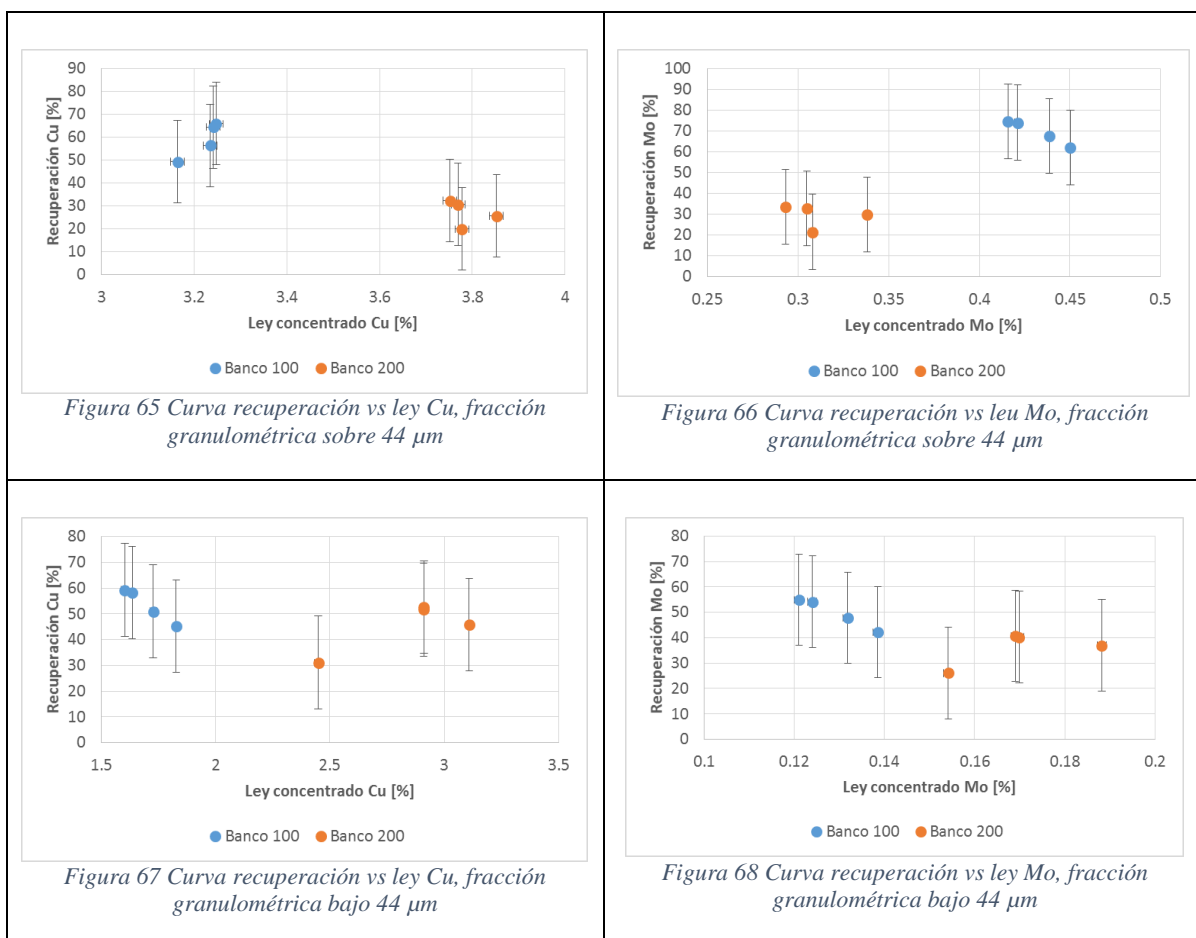
En términos del parámetro b , el banco 200 presenta menores valores, lo que conversa con las mayores leyes de concentrado encontradas en el banco (menor cantidad de impurezas).

Tabla 25 Parámetros del modelo de Arev

	a	b	R* [%]
Banco 100 Cu	6.45	0.0118	100
Banco 200 Cu	3.39	0.0091	70
Banco 100 Mo	5.32	0.0110	100
Banco 200 Mo	3.66	0.0084	63

Los diagramas de recuperación vs ley por fracción granulométrica se presentan en las Figuras 65 a 68. El comportamiento observado del banco 100 no se observa a la fracción gruesa de cobre, aunque si se presenta en la fracción gruesa de molibdeno. La fracción fina mantiene la tendencia decreciente reportada en literatura para ambos elementos. La fracción fina comprende la mayor parte de los flujos de concentrado. De lo anterior se desprende que la curva recuperación-ley global presentada anteriormente se asemeje más a la fracción fina, y no la gruesa.

El banco 200 no contempla una tendencia clara en la curva recuperación-ley de fracción gruesa. La fracción fina sigue el comportamiento global, lo que se explica bajo el mismo argumento anterior. El comportamiento no decreciente para ambas fracciones en el banco 200 se debe al impacto en el aumento de ley del concentrado de la celda 202.



1.8. Distribución granulométrica y análisis químico de flotación

La distribución granulométrica de las muestras obtenidas se detalla en la Tabla 26. Se observa que la fracción granulométrica de los flujos máscicos de concentrado bajo 44 μm abarca la mayoría de la composición granulométrica, con excepción de la celda 204, donde la fracción granulométrica fina es mayoritaria.

El incremento de la fracción fina es significativo en los flujos de concentrado a medida que se avanza en el banco 100. Esto podría indicar que la fracción más gruesa está siendo recuperada en las celdas iniciales, donde se observa menor presencia de arrastre. El banco 200, sin embargo, no presenta este comportamiento, presentando una distribución relativamente constante para terminar decreciendo en la celda 204.

Las colas de ambos bancos presentan una distribución granulométrica similar, pero las alimentaciones a las primeras celdas de cada banco varían levemente en su proporción de gruesos-finos.

Tabla 26 Distribución granulométrica de flujos muestreados

Muestra	> 44 μm [%]	< 44 μm [%]	Muestra	> 44 μm [%]	< 44 μm [%]
Alim.100	50	50	Alim. 200	52.1	47.9
Con. 101	44.5	55.5	Conc. 201	31	69
Con. 102	33.2	66.8	Conc. 202	42.1	57.9
Con. 103	34.1	65.9	Conc. 203	34.6	65.4
Con. 104	27.1	72.9	Conc. 204	62.9	37.1
Cola Banco 100	53	47	Cola Banco 200	53.5	46.5

Los resultados de la reconciliación de datos de leyes de cobre y molibdeno de flujos minerales se entregan en la Tabla 27. Las leyes de fracción gruesa de Cu y Mo en el concentrado son mayores que en la fracción fina, con excepción de la celda 202, en donde se observa lo contrario, sumado a una ley de concentrado más alta que en las demás celdas; indicio de la poca presencia de ganga fina hacia el concentrado en esta celda.

Las colas de ambos bancos no presentan mayores diferencias en la fracción fina de Cu y Mo, y en la gruesa de Mo; pero si en la fracción gruesa de Cu, en donde el banco 100 presenta una ley considerablemente menor. Teniendo en cuenta que el banco 100 presenta una mayor ley de alimentación, se prevé una recuperación metalúrgica mayor en este banco.

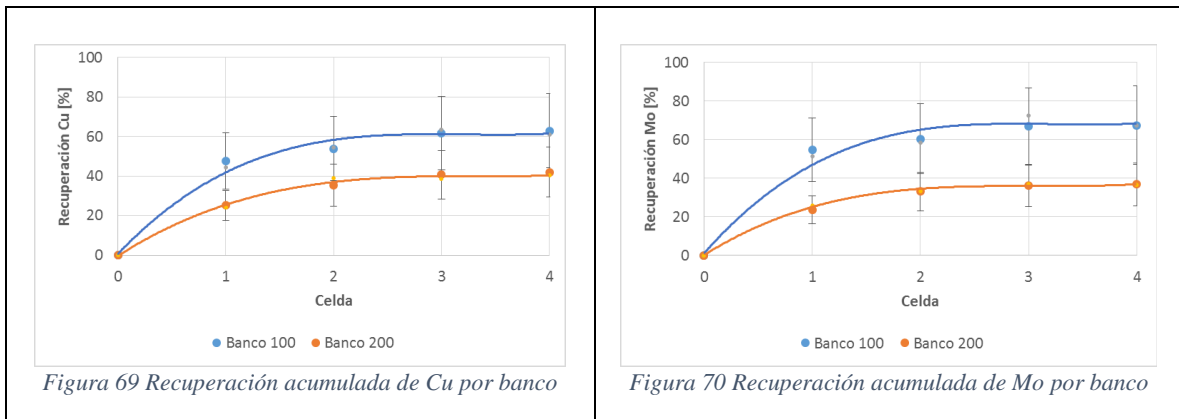
Tabla 27 Leyes de flujos reconciliados

Muestra	> 44 μm		< 44 μm		Muestra	> 44 μm		< 44 μm	
	Ley Cu [%]	Ley Mo [%]	Ley Cu [%]	Ley Mo [%]		Ley Cu [%]	Ley Mo [%]	Ley Cu [%]	Ley Mo [%]
Alim. 100	0.391	0.044	0.307	0.025	Alim. 200	0.287	0.022	0.289	0.022
Conc. 101	3.165	0.450	1.828	0.139	Conc. 201	3.778	0.308	2.449	0.154
Conc. 102	3.830	0.340	1.197	0.097	Conc. 202	4.138	0.454	7.216	0.400
Conc. 103	3.288	0.298	1.192	0.086	Conc. 203	3.397	0.155	1.938	0.081
Conc. 104	3.549	0.157	0.782	0.044	Conc. 204	3.458	0.099	2.977	0.119
Cola 100	0.145	0.012	0.141	0.013	Cola 200	0.199	0.015	0.145	0.014

1.2. Resultados metalúrgicos en torno a estudios cinéticos

1.2.1. Estudio cinético de la recuperación

Las Figuras 69 y 70 presentan el comportamiento de la recuperación metalúrgica acumulada en función del tiempo para cobre y molibdeno, respectivamente. Se aprecia un comportamiento de pseudo-primer orden en ambos casos. Se puede observar que el banco 100 presenta una recuperación mayor y de cinética de flotación más rápida. Este efecto es más marcado en el caso del molibdeno, donde la diferencia en cinética de flotación por bancos se observa de manera más pronunciada.



En las Figuras 71 a 74 se puede observar el comportamiento de la recuperación acumulada por fracción de tamaño. La fracción gruesa presenta diferencias entre bancos mayores que en la fracción fina. La fracción fina presenta recuperaciones acumuladas bastante similares, sobre todo para el caso del cobre. El banco 100 presenta un mejor funcionamiento para fracción gruesa y fracción fina.

Las curvas de fracción fina entre bancos presentan valores similares (curvas cercanas), lo que indica que la presencia de arrastre es similar en ambos bancos. Aún así, las recuperaciones de fracción fina del banco 100 son mayores que las del banco 200.

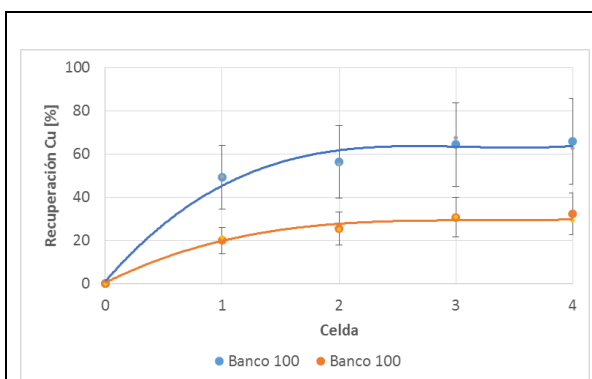


Figura 71 Recuperación acumulada de Cu por banco, fracción sobre 44 μm

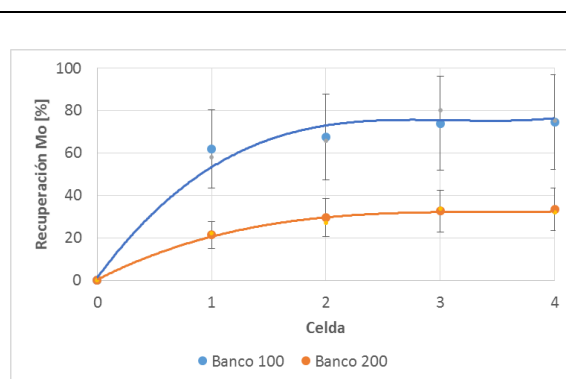


Figura 72 Recuperación acumulada de Mo por banco, fracción sobre 44 μm

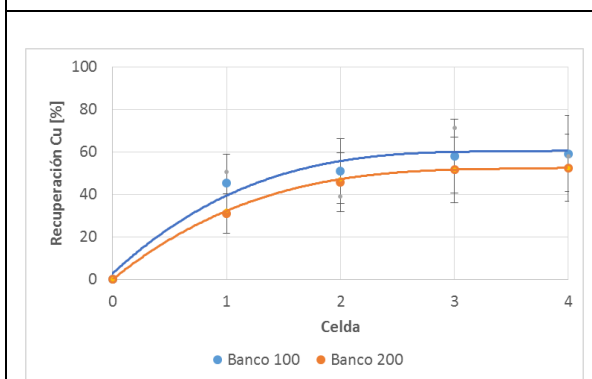


Figura 73 Recuperación acumulada de Cu por banco, fracción bajo 44 μm

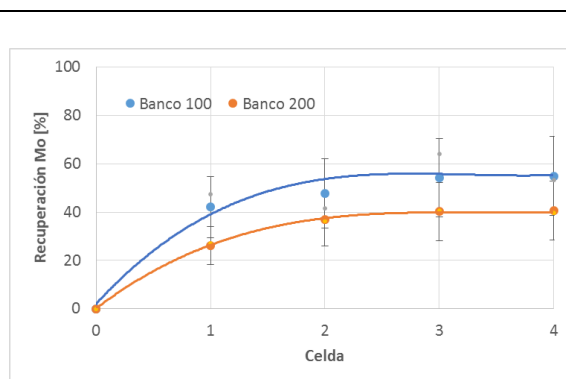


Figura 74 Recuperación acumulada de Mo por banco, fracción bajo 44 μm

Mediante el modelo de cinética de flotación de primer orden, se obtuvieron los valores de la constante cinética de velocidad de flotación para el circuito, entregados en la Tabla 28.

Tabla 28 Constante cinética de velocidad de flotación y R_{∞}

Banco	k Cu [min^{-1}]	k Mo [min^{-1}]	Banco	k Cu [min^{-1}]	k Mo [min^{-1}]
100	0.078	0.084	200	0.062	0.055
Banco	R_{∞} Cu [%]	R_{∞} Mo [%]	Banco	R_{∞} Cu [%]	R_{∞} Mo [%]
100	67	72	200	46	42

1.2.2. Definición de componentes de flotación

Las fracciones másicas de cada uno de los componentes de flotabilidad (fracción no flotable, de flotación lenta y flotación rápida) se presentan en la Tabla 29. El banco 200 presenta fracciones másicas de mineral no flotable mayores en comparación al banco 100, mientras que este último presenta mayores fracciones másicas de mineral de flotación rápida en el circuito.

Tabla 29 Distribución de la composición de mineral flotable y no flotable para los bancos 100 y 200

Banco	Cu			Mo		
	No flotable [%]	Flotación rápida [%]	Flotación lenta [%]	No flotable [%]	Flotación rápida [%]	Flotación lenta [%]
100	29.5	47.1	23.4	37.9	43.1	19.0
200	46.3	22.2	31.4	50.7	22.3	27.0

1.3. Otras mediciones

1.3.1. Análisis de porcentaje de sólidos

Mediante análisis de porcentaje de sólidos (muestreo dentro de la celda), es posible determinar el porcentaje de sólidos y la densidad de la pulpa. Estos se presentan en la Tabla 30 y Figura 75.

El banco 100 presenta un porcentaje de sólidos relativamente constante en todas sus celdas. Por otro lado, en el banco 200 se observa un crecimiento de sólidos a lo largo del banco. La celda 101 contempla un porcentaje de sólidos mayor que la celda 201, lo que podría deberse a una distribución de carga no homogénea por parte del cajón alimentador.

Comparados con la literatura, los valores medidos están dentro del rango de operación de un circuito rougher, aunque cercanos al límite superior (Méndez, 2013).

Tabla 30 Densidad de pulpa y porcentaje de sólidos medidos en operación mediante análisis In Pulp

Banco	Celda	Densidad [g/L]	Cp [%]
100	101	1302	36.8
	102	1332	39.6
	103	1306	37.2
	104	1362	42.2
200	201	1245	31.3
	202	1273	34.1
	203	1339	40.2
	204	1360	42

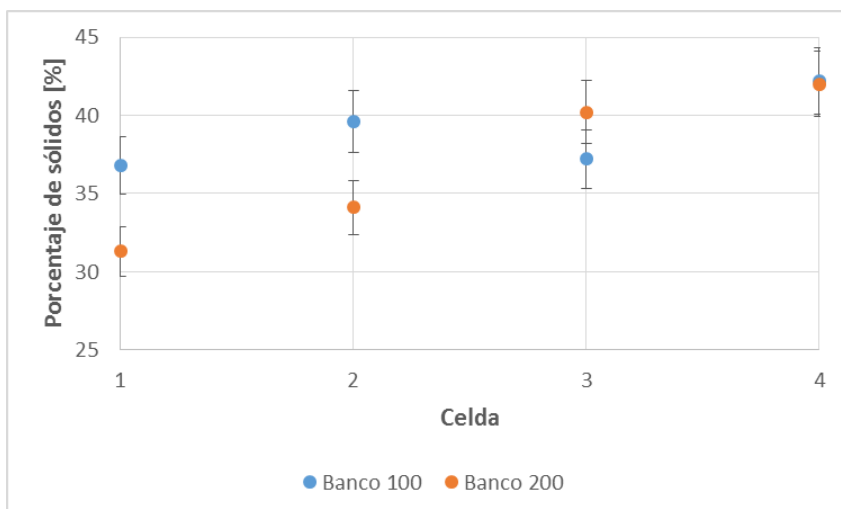


Figura 75 Porcentaje de sólidos bancos 100 y 200

Las figuras 76 y 77 presentan gráficamente el comportamiento de la recuperación de los banco 100 y 200 como función del porcentaje de sólidos presente en cada celda. Se observa que el porcentaje de sólidos impacta más en el caso del banco 100, donde la pendiente negativa es más pronunciada.

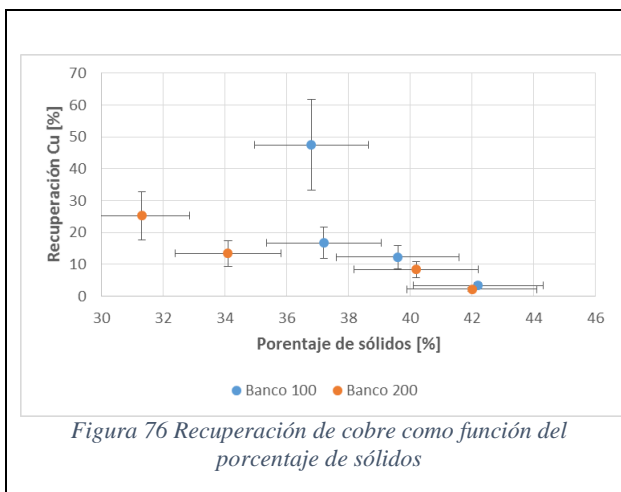


Figura 76 Recuperación de cobre como función del porcentaje de sólidos

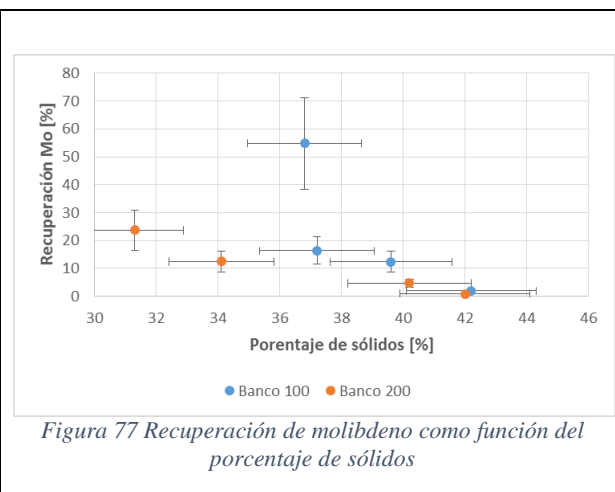


Figura 77 Recuperación de molibdeno como función del porcentaje de sólidos

1.3.2. Top of froth

a. Resultados de Top of froth

Los resultados de análisis químico de muestras ToF se entregan en Anexos B. Ambas estrategias de medición de ToF presentan mayores leyes de Cu en su fracción fina. Solo en la celda 104 se aprecia el efecto contrario, donde la mayor ley se encuentra en la fracción gruesa.

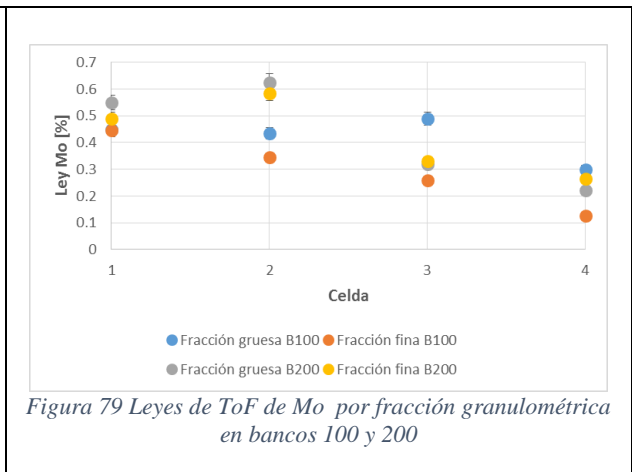
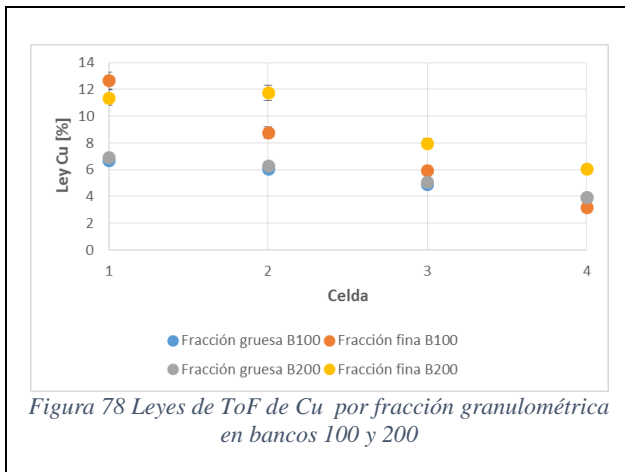
Para el caso del Mo, en ambas estrategias de muestreo de ToF se observan leyes mayores en la fracción gruesa. Esto podría significar que los minerales de molibdeno presentan una buena liberación en la fracción gruesa, quizás por una alta proporción granulométrica de gruesos cercana a 44 micrones.

Se observa que las dos estrategias de muestreo de ToF (Reg ToF y VP ToF) comparten distribuciones granulométricas similares.

Para el caso del cobre, se observa que el muestreo en un solo punto presenta valores superiores al muestreo en varios puntos. Esto no ocurre en las celdas 203 y 204, pero ambos valores están dentro o muy cercanos al rango de error (5%), por lo que se podría inferir que la tendencia de mayores leyes de Reg ToF se mantiene en el circuito.

Se observa una disminución de la ley de ToF a medida que se avanza en ambos bancos. Esto se ha reportado en este tipo de circuitos, y se ha planteado que se debe a que hacia las celdas finales se espera un efecto combinado de decrecimiento de liberación del mineral y recuperación de gangas de baja flotabilidad (Yianatos et al., 2016).

Las Figuras 78 y 79 entregan una visualización de las leyes de ToF para cobre y molibdeno, por fracción granulométrica. La fracción fina para el elemento cobre presenta mayores leyes que la fracción gruesa, mientras que para el elemento molibdeno es la fracción gruesa la que posee mayores leyes.



b. Leyes de Top of froth versus leyes de concentrado

Si se comparan las leyes de ToF con las leyes de concentrado, se observa que la fracción fina para Cu y Mo presenta mayor dilución con respecto a las leyes de ToF que las observadas en la granulometría gruesa, probablemente debido al efecto de la flotación susceptible a ser por arrastre de ganga fina y a la mayor estabilidad de partículas pequeñas más liberadas en la espuma. La celda 202 no presenta esta situación, en donde la dilución de ley de partículas finas y gruesas no varía considerablemente entre sí, y más marcadamente en el caso del Mo. Es claro que el efecto de la recuperación susceptible al arrastre de ganga no es predominante en esta celda, razón para creer que presenta una mayor altura de espuma.

Las Tablas 31 y 32 entregan los resultados de ley cobre y molibdeno respectivamente, usando las dos estrategias de muestreo implementadas: muestreo en un solo punto y muestreo en varios puntos (Reg ToF y VP ToF, respectivamente). Los valores se comparan con la ley de concentrado presente en cada celda. La diferencia promedio corresponde a la resta simple entre el promedio de los valores

de ambas estrategias de muestreo y el valor de ley de concentrado. La dilución corresponde a la diferencia promedio normalizada por el promedio entre los valores de Reg ToF y VP ToF, calculada según la Ecuación 27.

Los menores valores de dilución de cobre se encuentran en las celdas 202 y 204, por lo que es directo que ambas celdas son las que más se acercan a alcanzar la ley máxima posible. Los mayores valores de dilución se observan en las celdas 101 y 201. Estas celdas son las que presentan mayor recuperación metalúrgica, por lo que la dilución de concentrado se da en torno a una esperada menor selectividad.

Tabla 31 Análisis de dilución de concentrado de Cu bajo dos estrategias de muestreo de ToF

Celda	Cu-total Reg ToF [%]	Cu-total VP ToF [%]	Cu-total conc. [%]	Dilución [%]	Diferencia promedio [%]	Visualización
101	12.05	9.33	2.42	77.34	8.27	<p>A line graph showing the decrease in copper concentration from the Reg ToF stage to the Concentrado stage. The y-axis is labeled 'Ley Cu [%]' and ranges from 0.00 to 15.00. The x-axis has three points: REGTOF, VPTOF, and CONCENTRADO. The data points are approximately (12.05, REGTOF), (9.33, VPTOF), and (2.42, CONCENTRADO).</p>
102	8.41	7.22	2.07	73.49	5.74	<p>A line graph showing the decrease in copper concentration from the Reg ToF stage to the Concentrado stage. The y-axis is labeled 'Ley Cu [%]' and ranges from 0.00 to 15.00. The x-axis has three points: REGTOF, VPTOF, and CONCENTRADO. The data points are approximately (8.41, REGTOF), (7.22, VPTOF), and (2.07, CONCENTRADO).</p>
103	6.94	4.15	1.91	65.62	3.64	<p>A line graph showing the decrease in copper concentration from the Reg ToF stage to the Concentrado stage. The y-axis is labeled 'Ley Cu [%]' and ranges from 0.00 to 15.00. The x-axis has three points: REGTOF, VPTOF, and CONCENTRADO. The data points are approximately (6.94, REGTOF), (4.15, VPTOF), and (1.91, CONCENTRADO).</p>

104	4.20	2.66	1.53	55.37	1.90	<p>Line graph showing Ley Cu [%] for REGTOF, VPTOF, and CONCENTRADO. The y-axis ranges from 0.00 to 15.00. The x-axis categories are REGTOF, VPTOF, and CONCENTRADO. The data points are approximately 4.20, 2.66, and 1.53 respectively.</p>
201	10.97	9.07	2.86	71.45	7.16	<p>Line graph showing Ley Cu [%] for REGTOF, VPTOF, and CONCENTRADO. The y-axis ranges from 0.00 to 15.00. The x-axis categories are REGTOF, VPTOF, and CONCENTRADO. The data points are approximately 10.97, 9.07, and 2.86 respectively.</p>
202	10.40	9.84	5.92	41.52	4.20	<p>Line graph showing Ley Cu [%] for REGTOF, VPTOF, and CONCENTRADO. The y-axis ranges from 0.00 to 15.00. The x-axis categories are REGTOF, VPTOF, and CONCENTRADO. The data points are approximately 10.40, 9.84, and 5.92 respectively.</p>
203	5.86	6.53	2.44	60.56	3.75	<p>Line graph showing Ley Cu [%] for REGTOF, VPTOF, and CONCENTRADO. The y-axis ranges from 0.00 to 15.00. The x-axis categories are REGTOF, VPTOF, and CONCENTRADO. The data points are approximately 5.86, 6.53, and 2.44 respectively.</p>
204	4.46	4.74	3.28	28.71	1.32	<p>Line graph showing Ley Cu [%] for REGTOF, VPTOF, and CONCENTRADO. The y-axis ranges from 0.00 to 15.00. The x-axis categories are REGTOF, VPTOF, and CONCENTRADO. The data points are approximately 4.46, 4.74, and 3.28 respectively.</p>

En el caso del molibdeno, no se observa una tendencia respecto a la comparación de leyes reportadas por ambas estrategias de muestreo. La dilución del concentrado tampoco sigue ningún patrón específico.

Tabla 32 Análisis de dilución de concentrado de Mo bajo dos estrategias de muestreo de ToF

Celda	Mo-total Reg ToF [%]	Mo-total VP ToF [%]	Mo-total conc. [%]	Dilución [%]	Diferencia promedio [%]	Visualización								
101	0.43	0.46	0.28	37.78	0.17	<table border="1"> <caption>Data for Cell 101 Visualization</caption> <thead> <tr> <th>Strategy</th> <th>Mo concentration [%]</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>REGTOF</td> <td>0.43</td> </tr> <tr> <td>VPTOF</td> <td>0.46</td> </tr> <tr> <td>CONCENTRADO</td> <td>0.28</td> </tr> </tbody> </table>	Strategy	Mo concentration [%]	REGTOF	0.43	VPTOF	0.46	CONCENTRADO	0.28
Strategy	Mo concentration [%]													
REGTOF	0.43													
VPTOF	0.46													
CONCENTRADO	0.28													
102	0.34	0.41	0.18	52.57	0.20	<table border="1"> <caption>Data for Cell 102 Visualization</caption> <thead> <tr> <th>Strategy</th> <th>Mo concentration [%]</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>REGTOF</td> <td>0.34</td> </tr> <tr> <td>VPTOF</td> <td>0.41</td> </tr> <tr> <td>CONCENTRADO</td> <td>0.18</td> </tr> </tbody> </table>	Strategy	Mo concentration [%]	REGTOF	0.34	VPTOF	0.41	CONCENTRADO	0.18
Strategy	Mo concentration [%]													
REGTOF	0.34													
VPTOF	0.41													
CONCENTRADO	0.18													
103	0.42	0.29	0.16	55.27	0.20	<table border="1"> <caption>Data for Cell 103 Visualization</caption> <thead> <tr> <th>Strategy</th> <th>Mo concentration [%]</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>REGTOF</td> <td>0.42</td> </tr> <tr> <td>VPTOF</td> <td>0.29</td> </tr> <tr> <td>CONCENTRADO</td> <td>0.16</td> </tr> </tbody> </table>	Strategy	Mo concentration [%]	REGTOF	0.42	VPTOF	0.29	CONCENTRADO	0.16
Strategy	Mo concentration [%]													
REGTOF	0.42													
VPTOF	0.29													
CONCENTRADO	0.16													
104	0.19	0.18	0.08	59.41	0.11	<table border="1"> <caption>Data for Cell 104 Visualization</caption> <thead> <tr> <th>Strategy</th> <th>Mo concentration [%]</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>REGTOF</td> <td>0.19</td> </tr> <tr> <td>VPTOF</td> <td>0.18</td> </tr> <tr> <td>CONCENTRADO</td> <td>0.08</td> </tr> </tbody> </table>	Strategy	Mo concentration [%]	REGTOF	0.19	VPTOF	0.18	CONCENTRADO	0.08
Strategy	Mo concentration [%]													
REGTOF	0.19													
VPTOF	0.18													
CONCENTRADO	0.08													

201	0.59	0.43	0.20	60.41	0.31	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Muestreo</th> <th>Ley Mo [%]</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>REGTOF</td> <td>0.60</td> </tr> <tr> <td>VPTOF</td> <td>0.43</td> </tr> <tr> <td>CONCENTRADO</td> <td>0.20</td> </tr> </tbody> </table>	Muestreo	Ley Mo [%]	REGTOF	0.60	VPTOF	0.43	CONCENTRADO	0.20
Muestreo	Ley Mo [%]													
REGTOF	0.60													
VPTOF	0.43													
CONCENTRADO	0.20													
202	0.70	0.49	0.42	28.60	0.17	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Muestreo</th> <th>Ley Mo [%]</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>REGTOF</td> <td>0.70</td> </tr> <tr> <td>VPTOF</td> <td>0.49</td> </tr> <tr> <td>CONCENTRADO</td> <td>0.42</td> </tr> </tbody> </table>	Muestreo	Ley Mo [%]	REGTOF	0.70	VPTOF	0.49	CONCENTRADO	0.42
Muestreo	Ley Mo [%]													
REGTOF	0.70													
VPTOF	0.49													
CONCENTRADO	0.42													
203	0.34	0.31	0.11	67.48	0.22	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Muestreo</th> <th>Ley Mo [%]</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>REGTOF</td> <td>0.34</td> </tr> <tr> <td>VPTOF</td> <td>0.31</td> </tr> <tr> <td>CONCENTRADO</td> <td>0.11</td> </tr> </tbody> </table>	Muestreo	Ley Mo [%]	REGTOF	0.34	VPTOF	0.31	CONCENTRADO	0.11
Muestreo	Ley Mo [%]													
REGTOF	0.34													
VPTOF	0.31													
CONCENTRADO	0.11													
204	0.19	0.27	0.11	53.99	0.12	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Muestreo</th> <th>Ley Mo [%]</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>REGTOF</td> <td>0.19</td> </tr> <tr> <td>VPTOF</td> <td>0.27</td> </tr> <tr> <td>CONCENTRADO</td> <td>0.11</td> </tr> </tbody> </table>	Muestreo	Ley Mo [%]	REGTOF	0.19	VPTOF	0.27	CONCENTRADO	0.11
Muestreo	Ley Mo [%]													
REGTOF	0.19													
VPTOF	0.27													
CONCENTRADO	0.11													

Es destacable que los valores de ley de ToF según el muestreo en un solo punto son mayores en el caso del cobre. Esto es contrario a lo esperado teniendo en cuenta que la espuma no se consolida entre un muestreo y otro, ocasionando teóricamente una disminución en la ley. Los resultados indican que podría existir una distribución de ley de ToF y por consecuencia un perfil de leyes de concentrado en el circuito.

c. Análisis de leyes de Top of froth y flujos de concentrado

Se realizó una gráfica entre los valores de dilución y diferencia de ley promedio de cada elemento con respecto a los flujos de concentrado de cada celda, presentados desde la Figura 80 a la Figura 83. Se aprecia una correlación directamente proporcional entre estos parámetros.

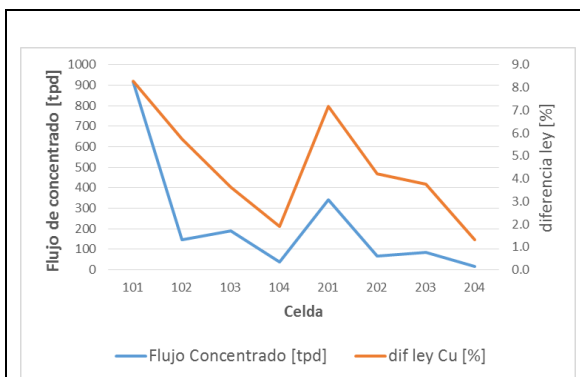


Figura 80 Correlación de flujo de concentrado y diferencia ToF-Concentrado Cu

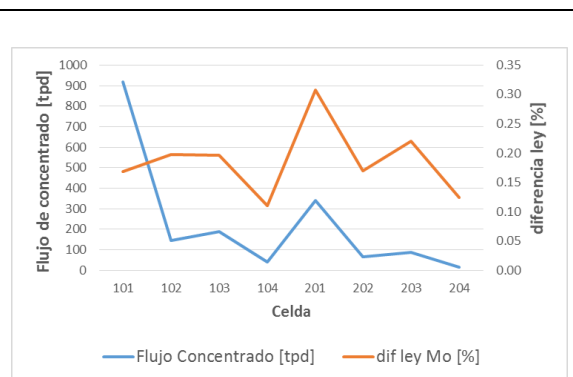


Figura 81 Correlación de flujo de concentrado y diferencia ToF-Concentrado Mo

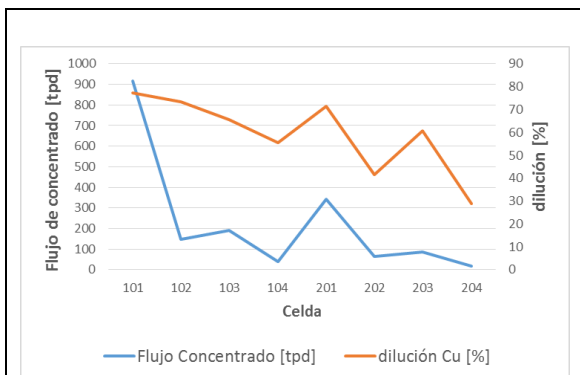


Figura 82 Correlación de flujo de concentrado y dilución de concentrado Cu

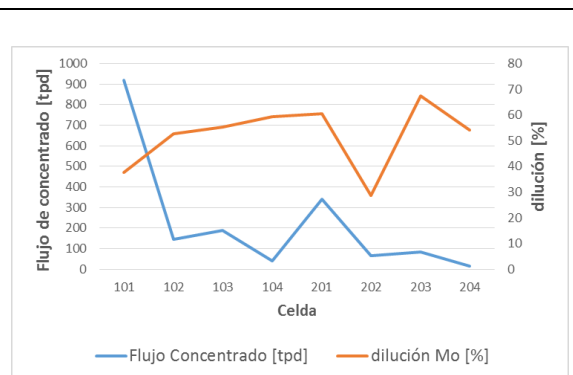


Figura 83 Correlación de flujo de concentrado y dilución de concentrado Mo

2. Dispersión de gas

2.1. Diámetro de burbuja

a. Distribuciones de tamaño de burbuja

Las distribuciones de tamaños de burbuja junto a sus ajustes a distribuciones log-normales se presentan desde la Figura 84 a la Figura 91.

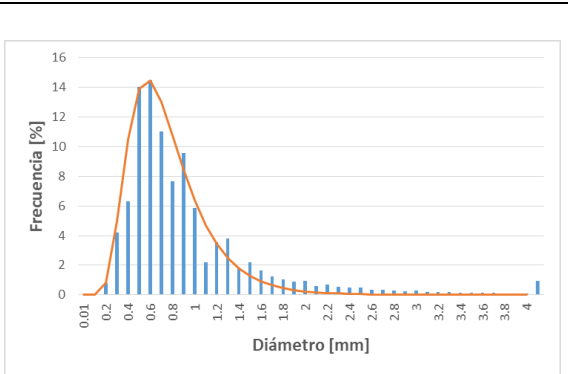


Figura 84 Distribución del diámetro de burbujas para la celda 101

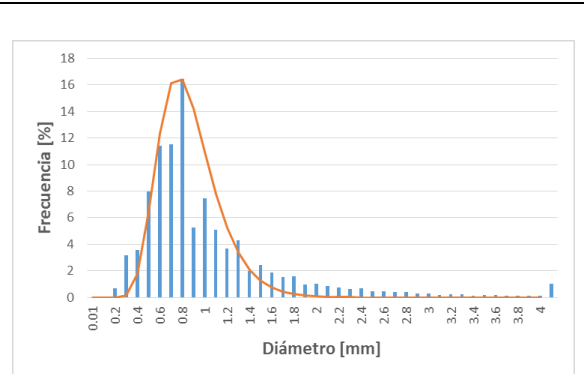


Figura 85 Distribución del diámetro de burbujas para la celda 102

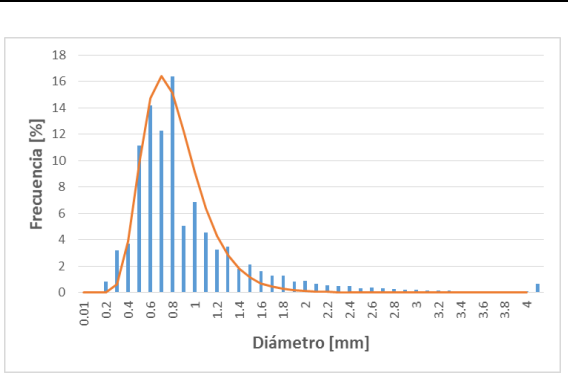


Figura 86 Distribución del diámetro de burbujas para la celda 103

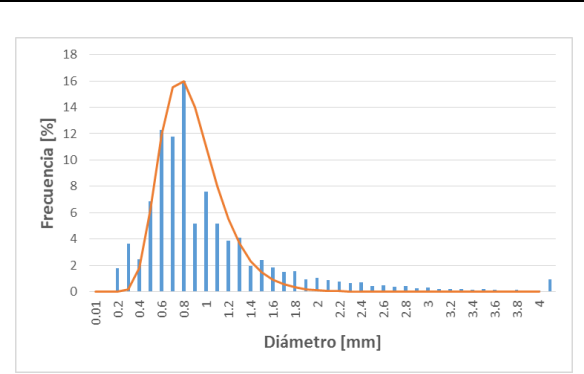


Figura 87 Distribución del diámetro de burbujas para la celda 104

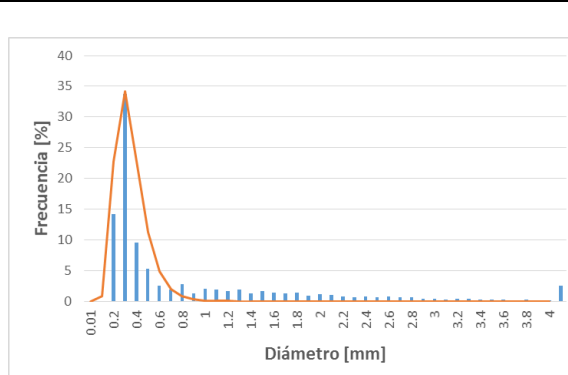


Figura 88 Distribución del diámetro de burbujas para la celda 201

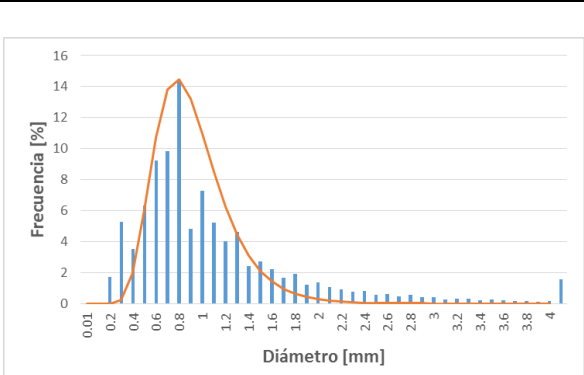
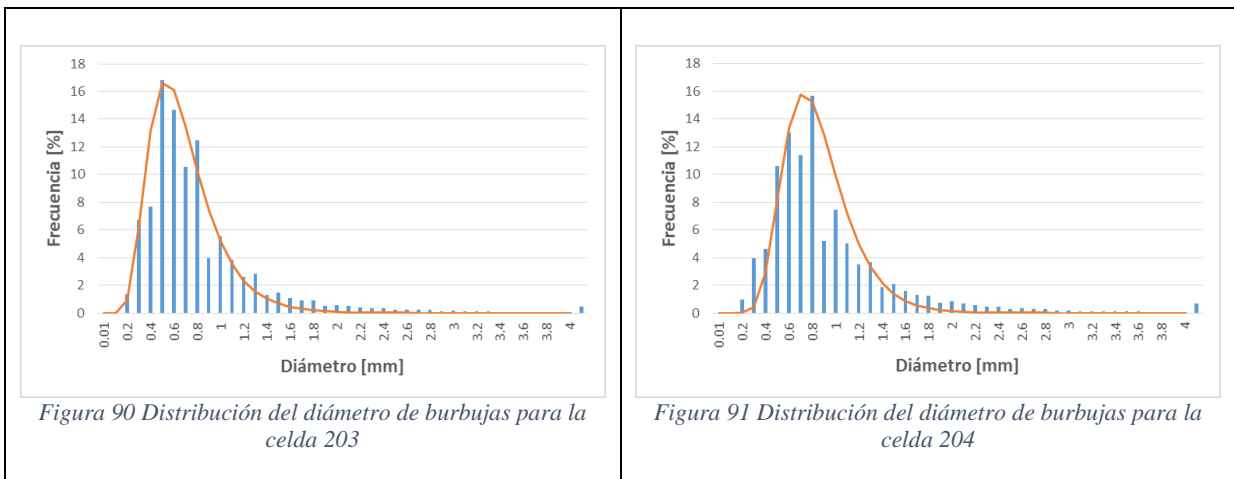


Figura 89 Distribución del diámetro de burbujas para la celda 202



La mayor proporción de burbujas está concentrada entre los valores 0.6 mm y 1.5 mm, lo cual está dentro de los rangos de operación descritos en la literatura.

Los parámetros de las distribuciones log-normales de tamaños de burbuja de cada celda se presentan en la Tabla 33.

Tabla 33 Parámetros distribución lognormal de distribuciones de tamaños de burbuja

Celda	Desviación estándar (σ)	Varianza (σ^2)	Media (μ)
101	0.190	0.036	0.690
102	0.131	0.017	0.830
103	0.143	0.020	0.780
104	0.134	0.018	0.840
201	0.165	0.027	0.327
202	0.145	0.021	0.870
203	0.178	0.032	0.630
204	0.142	0.020	0.810

b. Análisis de uniformidad y fineza de distribución de tamaños de burbuja

Los diámetros característicos d_{32} , d_{21} y d_{10} son obtenidos mediante el cálculo directo de los diámetros de burbujas obtenidos a partir del análisis de imágenes de las fotografías utilizando el software *ImageJ* mediante las Ecuaciones 9, 10 y 11. La Tabla 34 detalla los resultados obtenidos para cada celda.

Los tamaños de burbuja característicos d_{32} son altos comparados con lo recomendado en literatura para un circuito rougher (Chen et al., 2001; Nasset et al., 2012).

Tabla 34 Diámetros de burbuja característicos d_{32} , d_{21} y d_{10} obtenidos mediante análisis de imágenes

Banco	Celda	d_{32} [mm]	d_{21} [mm]	d_{10} [mm]
100	101	2.83	1.42	0.99
	102	2.87	1.63	1.03
	103	2.43	1.39	0.91
	104	2.71	1.56	1.00
200	201	4.12	2.35	0.85
	202	3.21	1.80	1.08
	203	2.37	1.26	0.79
	204	2.57	1.40	0.90

Se expresa la distancia Euleriana entre d_{10} y d_{21} , y entre d_{21} y d_{32} como d_1 y d_2 respectivamente; sumado a la distancia promedio entre estos valores, en la Tabla 35.

Tabla 35 Distancia Euleriana entre $d_{10} - d_{21}$, $d_{21} - d_{32}$ y distancia promedio de celda

Banco	Celda	d_1 [mm]	d_2 [mm]	$d_{promedio}$ [mm]
100	101	0.43	1.41	0.92
	102	0.60	1.24	0.92
	103	0.48	1.04	0.76
	104	0.56	1.15	0.86
200	201	1.50	1.77	1.64
	202	0.72	1.41	1.07
	203	0.47	1.11	0.79
	204	0.50	1.17	0.84

Se presenta gráficamente el comportamiento de las distancias Eulerianas en las Figuras 92 y 93 para ambos bancos.

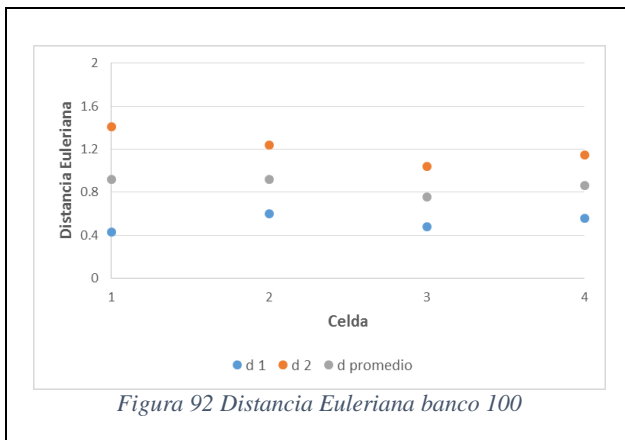


Figura 92 Distancia Euleriana banco 100

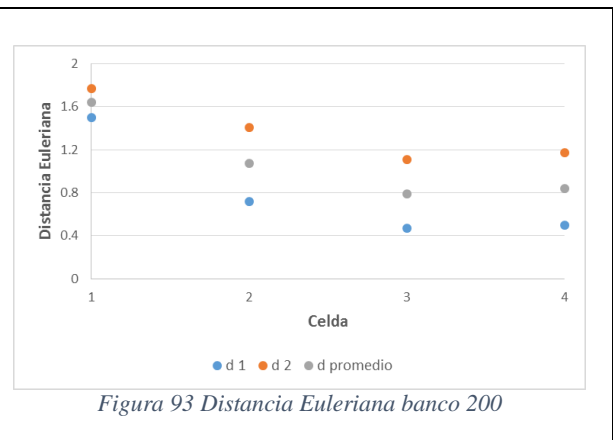


Figura 93 Distancia Euleriana banco 200

Se observa que las celdas 103 y 203 presentan la mayor uniformidad de tamaño de burbujas, teniendo en cuenta que contemplan las menores diferencias promedio y distancias d_1 y d_2 . A su vez, la celda de mayor heterogeneidad corresponde a la 201. En contraste la celda 101 presenta una distribución un 78% más fina que la celda 201.

En todas las celdas se encontraron fracciones menores al 1% de burbujas sobre los 4 mm. Visualmente se desprende que las celdas 101, 103 y 203 presentan fracciones más concentradas entre los valores 0.6 mm y 0.8 mm, lo que es consistente con los valores de la distancia Euleriana analizada anteriormente.

La celda 201 por su parte presenta una fracción sustancial en el rango 0.3 mm, muy por debajo de las demás celdas del circuito. Esta distribución explica la baja recuperación metalúrgica de granulometría gruesa presente en esta celda.

Según la distribución de tamaño según el volumen de gas (Anexos C), se observa que existe una fracción considerable (mayor a 50%) de burbujas con tamaño sobre 4 mm en todas las celdas del circuito. Esto puede deberse a una falta de espumante ingresando al circuito.

c. Estudio dinámico de imágenes de distribución de tamaños de burbuja

A registros fotográficos iniciales en cada prueba, la distribución de tamaños de burbuja presenta mayores valores, y estos van disminuyendo a medida que la prueba avanza. Esto se explica debido a que al principio de la prueba las burbujas ingresan a la cámara de colección del equipo *Bubble Viewer*® en un ambiente con agua sin espumante, y a medida que ingresan burbujas transportan agua con espumante, que va reemplazando el contenido del equipo. Las Figuras 94 y 95 presentan el diámetro de Sauter con el tiempo de muestreo, realizado mediante un compósito cada 50 fotos para ambos bancos.

La variabilidad esperada se observa marcadamente en el banco 100, partiendo en las primeras 100 fotos con mayores valores respecto al resto de la prueba. Solo en la celda 204 se aprecia este comportamiento para el banco 200.

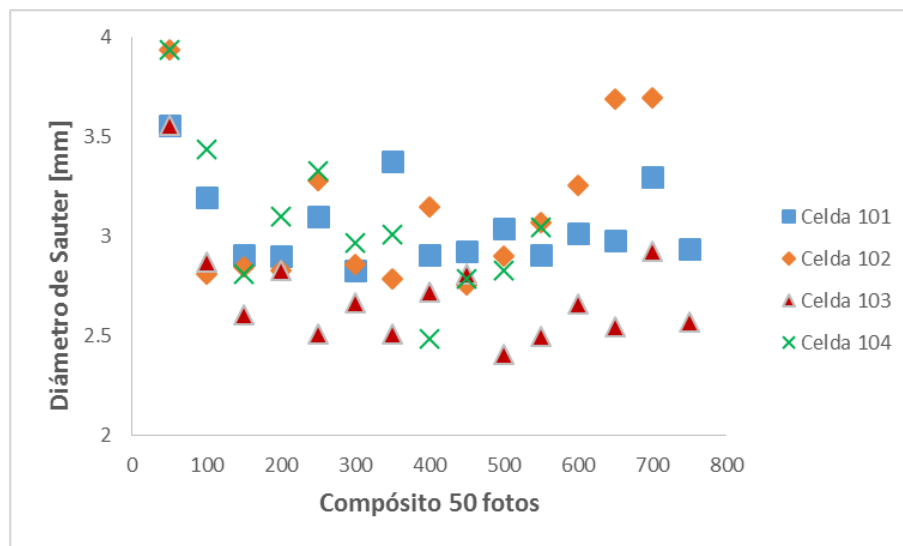


Figura 94 Variabilidad del diámetro de Sauter a medida que se avanza en el análisis fotográfico del equipo *Bubble Viewer*® para compósitos de 50 fotos, banco 100

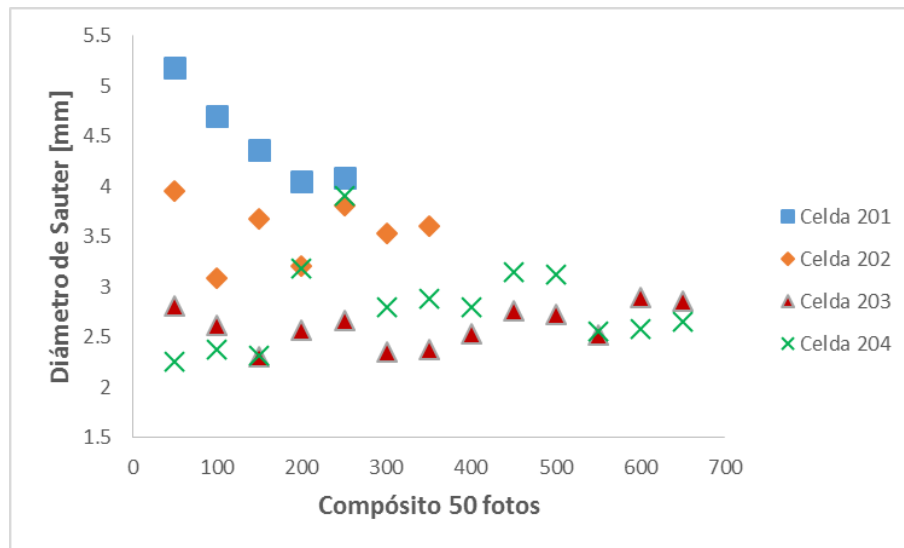


Figura 95 Variabilidad del diámetro de Sauter a medida que se avanza en el análisis fotográfico del equipo Bubble Viewer® para compósitos de 50 fotos, banco 200

La Tabla 36 presenta en términos de porcentaje, la disminución que presenta el diámetro de Sauter al inicio de la prueba con respecto al valor de estabilización. El valor negativo en la celda 204 representa que el valor del diámetro de Sauter al inicio de la prueba fue menor que el valor de estabilización en esta celda. La Figura 96 entrega la visualización del comportamiento por celda.

Tabla 36 Porcentaje de disminución del diámetro de Sauter con respecto al inicio de la prueba y el valor de estabilización

Celda	Disminución d_{32} [%]	Celda	Disminución d_{32} [%]
101	20.3	201	20.8
102	26.4	202	18.7
103	31.5	203	12.2
104	30.5	204	-14.2

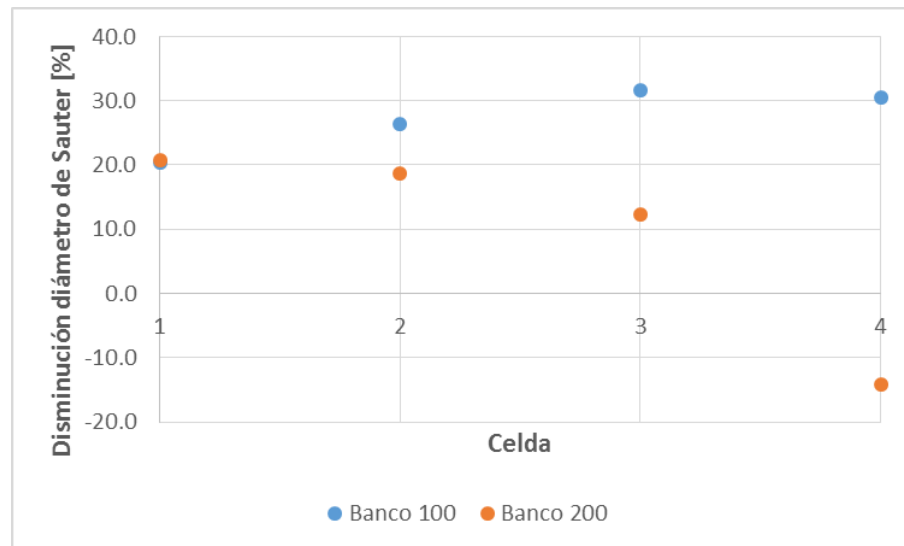


Figura 96 Disminución del diámetro de Sauter con respecto al inicio de la prueba y el valor de estabilización

La Figura 97 detalla el diámetro de Sauter con respecto a compósitos de 10 fotos. Al observarse con más detalle, un fenómeno contrario al resto de las celdas se registra en la celda 102, en donde los menores valores corresponden a las primeras fotos, aunque pasados las primeras 20 fotos el comportamiento vuelve a lo esperado.

El efecto de un mayor tiempo de estabilización del diámetro de burbuja en la cámara de colección es sinónimo de una menor presencia de reactivo. Se observa efectivamente que para las celdas finales del banco la estabilización ocurre en más tiempo que para las primeras celdas.

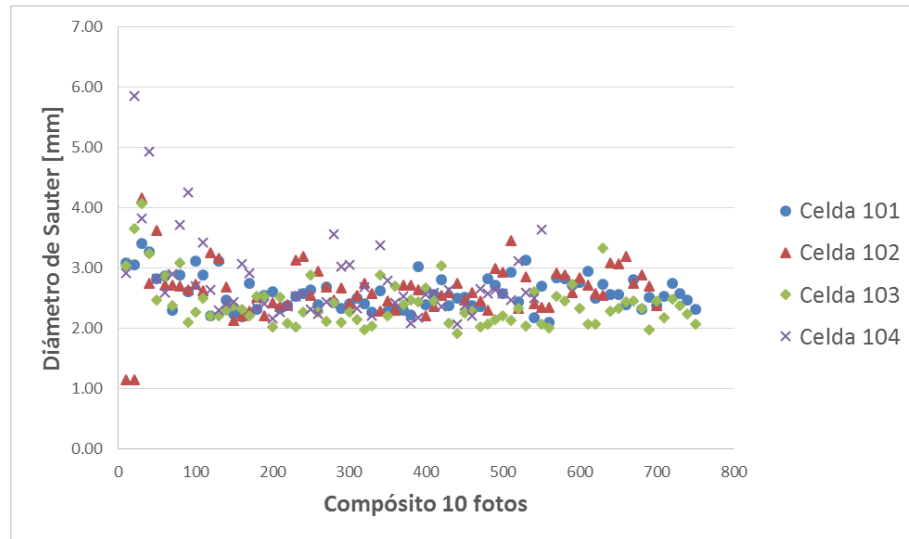


Figura 97 Variabilidad del diámetro de Sauter a medida que se avanza en el análisis fotográfico del equipo Bubble Viewer® para compósitos de 10 fotos, banco 100

En la Figura 98 se entrega un compósito cada 10 fotos para las primeras 100 fotos de la prueba en el banco 100. Alrededor de la foto 50, la prueba ya alcanza un valor relativamente constante para el resto de las mediciones.

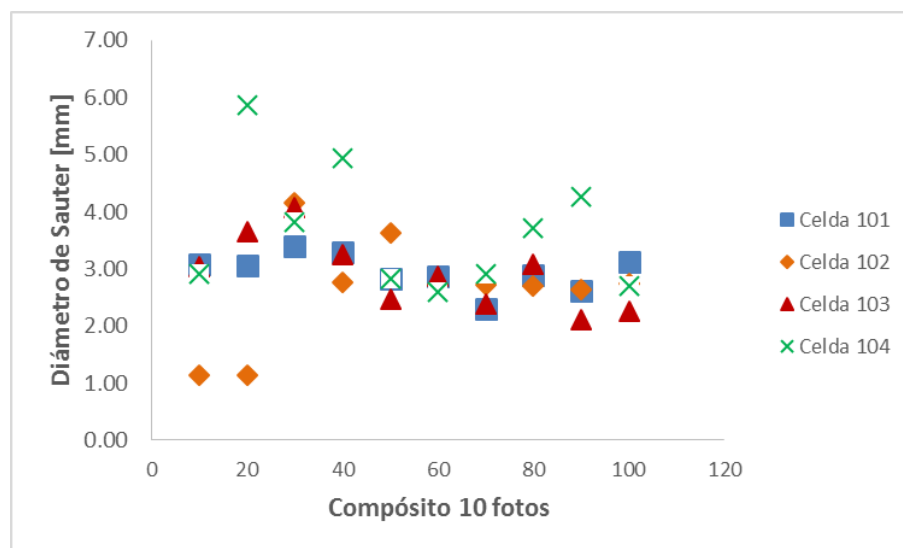


Figura 98 Variabilidad del diámetro de Sauter a medida que se avanza en el análisis fotográfico del equipo Bubble Viewer® para compósitos de 10 fotos y primeras 100 fotos, banco 100

La Figura 99 presenta el d_{10} conforme avanza la prueba para compósitos de 10 fotos en el banco 100. Se observa un comportamiento similar al del diámetro de Sauter, salvo por un crecimiento en las primeras 50 fotos hasta alcanzar un máximo, y un decaimiento para las siguientes 50 fotos, para finalmente alcanzar un valor constante en el resto de la prueba.

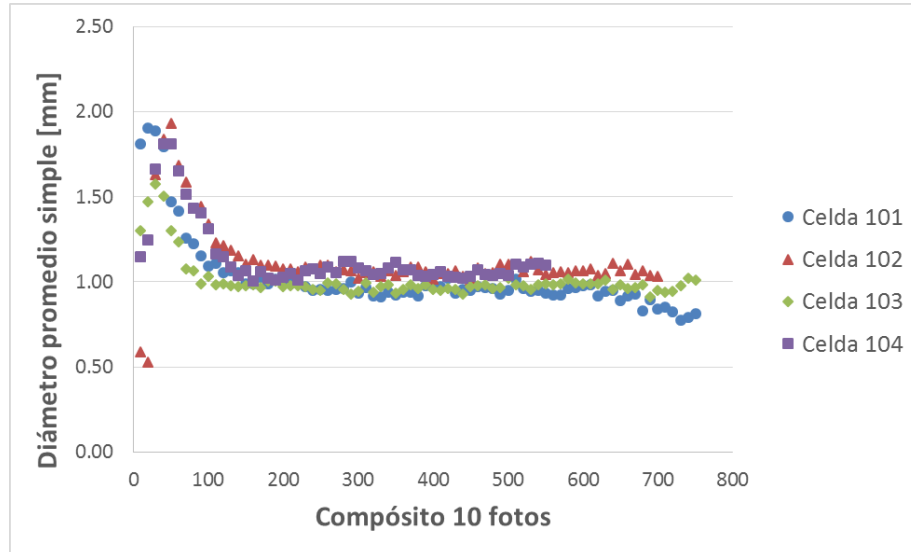


Figura 99 Variabilidad del d_{10} a medida que se avanza en el análisis fotográfico del equipo *Bubble Viewer*® para compósitos de 10 fotos, banco 100

2.2. Velocidad superficial de gas

La Tabla 37 presenta los valores de velocidad superficial de gas para las celdas de cada uno de los bancos muestreados, donde J_g global corresponde al flujo de aire inyectado a la celda dividido por la sección transversal, J_g local es el valor medido por las pruebas efectuadas mediante el equipo *Bubble Viewer*® cuya corrección proporciona el valor de la velocidad superficial global calculada ($J_{g\infty}$).

Los valores encontrados están dentro del rango de operación expuestos en la literatura, no así para el caso de las celdas 201 y 202 que presentan valores por encima de lo recomendado en circuitos rougher (Yianatos et al., 2008).

Tabla 37 Velocidad superficial de gas estimado a partir del flujo de inyección (J_g global), medido localmente mediante Bubble Viewer® (J_g local), y corregido ($J_{g,\infty,est}$)

Banco	Celda	Flujo de aire [m^3/s]	J_g global [cm/s]	J_g local [cm/s]	$J_{g,\infty,est}$ [cm/s]
100	101	0.36	1.40	1.19	1.36
	102	0.33	1.28	1.20	1.37
	103	0.35	1.36	1.07	1.23
	104	0.26	1.01	1.42	1.63
200	201	0.59	2.30	2.38	2.62
	202	0.40	1.56	2.18	2.49
	203	0.24	0.92	1.06	1.22
	204	0.26	1.01	1.09	1.24

La Figura 100 entrega el comportamiento de la recuperación de cobre y molibdeno globales en función del flujo de aire de introducido para cada celda de cada uno de los dos bancos evaluados. Se observa que una disminución de la inyección de aire en las celdas 201 y 202 ($0.59 m^3/s$ y $0.4 m^3/s$ respectivamente) podría incrementar la recuperación metalúrgica del banco 200, considerando que las mayores recuperaciones metalúrgicas para las primeras dos celdas del banco 100 se observaron bajo una inyección de gas en torno a $0.35 m^3/s$.

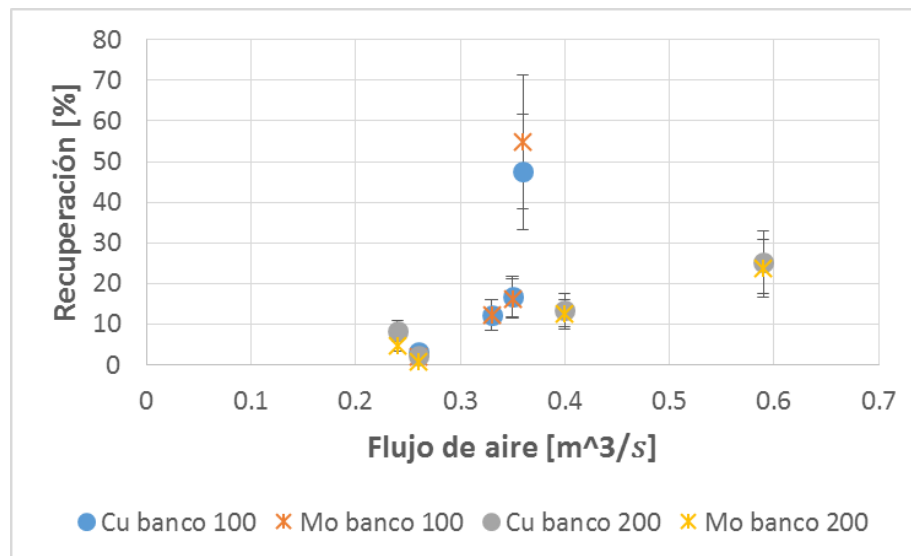


Figura 100 Recuperación metalúrgica como función de la inyección de aire a la celda

La Figura 101 presenta gráficamente el comportamiento del J_g a lo largo de los bancos 100 y 200. Se observa un crecimiento del J_g en el banco 100, lo cual representa el escenario de mayor recuperación en operaciones de bancos rougher en serie. El banco 200 contempla un decaimiento de la velocidad superficial de gas, producida probablemente por el nivel de inyección de aire en las celdas 201 y 202 ($0.59 \text{ m}^3/\text{s}$ y $0.40 \text{ m}^3/\text{s}$ respectivamente).

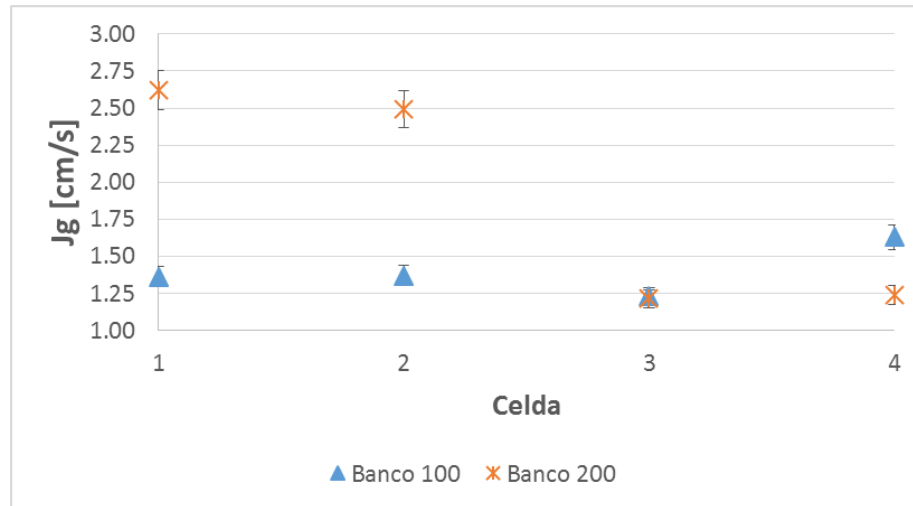


Figura 101 Distribución de $J_{g\infty}$ en los bancos 100 y 200

Las celdas 101, 102, 103, 203 y 204 presentan valores medidos muy similares al esperado por inyección de aire, señal de que el punto de muestreo es representativo de la celda. Además, existe una buena correlación de las mediciones de J_g local (no corregido) con el J_g global. (Figura 102).

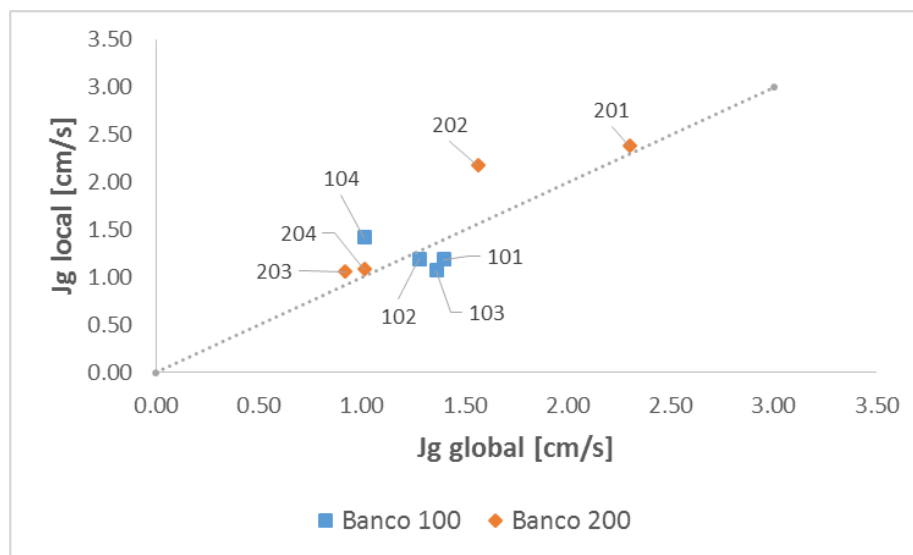


Figura 102 Correlación entre el J_g estimado a partir del flujo de inyección y el J_g medido localmente mediante Bubble Viewer®

El efecto de la corrección realizada con respecto a la medición local de J_g se presenta en la Figura 103, donde se aprecia que la corrección incrementa los valores del J_g local. También se observa que se produce una normalización del J_g local, disminuyendo la dispersión con respecto a la Figura 102.

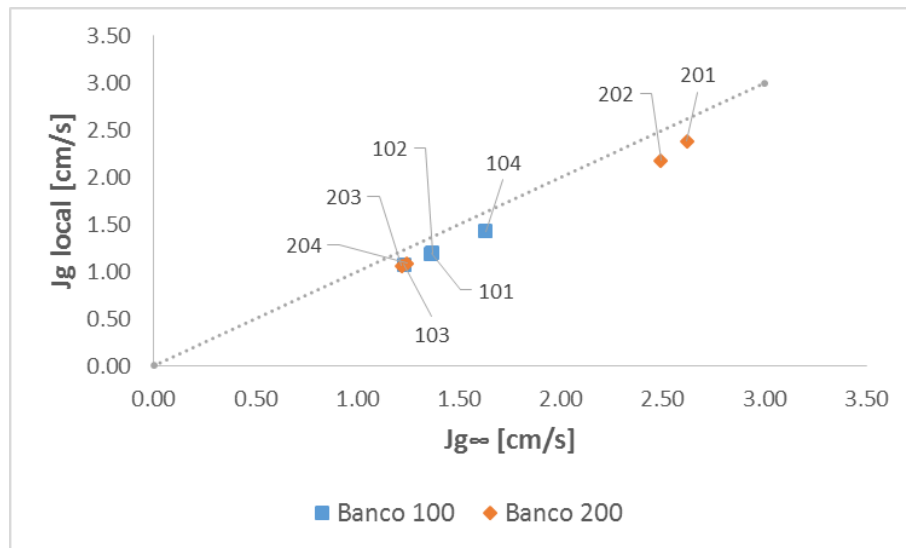


Figura 103 Correlación entre el J_g corregido y el J_g medido localmente mediante Bubble Viewer®

En la Figura 104 se puede observar la relación entre el J_g global estimado mediante el flujo de inyección de gas en la celda, y el J_g corregido a partir de J_g local. Se observa que la corrección realizada obtiene valores más altos que el estimado globalmente, con excepción de la celda 101 y 103, donde los valores son prácticamente iguales, señal de que estas celdas poseen velocidades superficiales de gas consistentes con el evaluado de forma global.

El error promedio de la velocidad superficial de gas medida localmente con respecto a la estimada por inyección de aire es de un 6.5%; mientras que el error promedio de la velocidad superficial de gas corregida con respecto a la estimada por inyección de aire es de 17.6%.

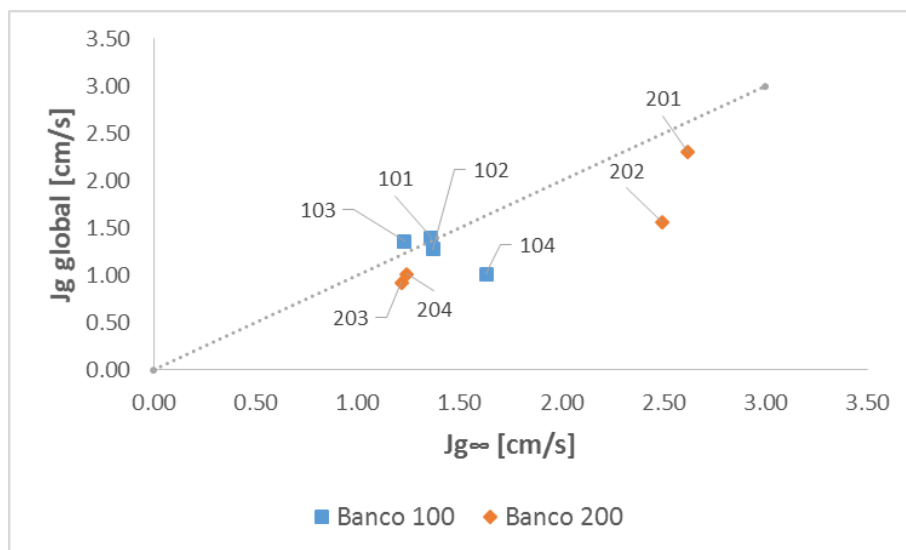


Figura 104 Correlación entre el J_g corregido y el J_g estimado a partir del flujo de inyección

2.3. Hold up de gas

Los resultados de *hold up* de gas se entregan en la Figura 105. Los valores de *hold up* de gas se encuentran dentro del rango reportado por otros autores (Finch et al., 2000).

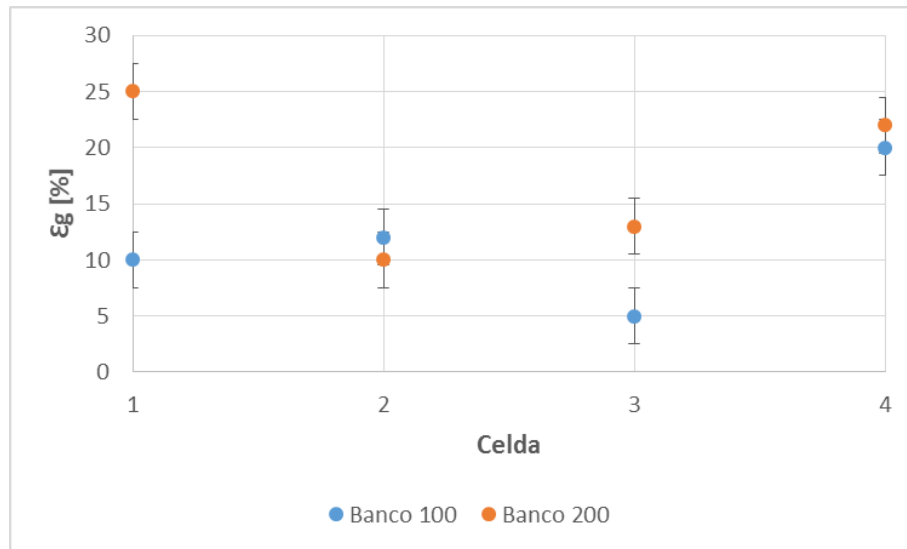
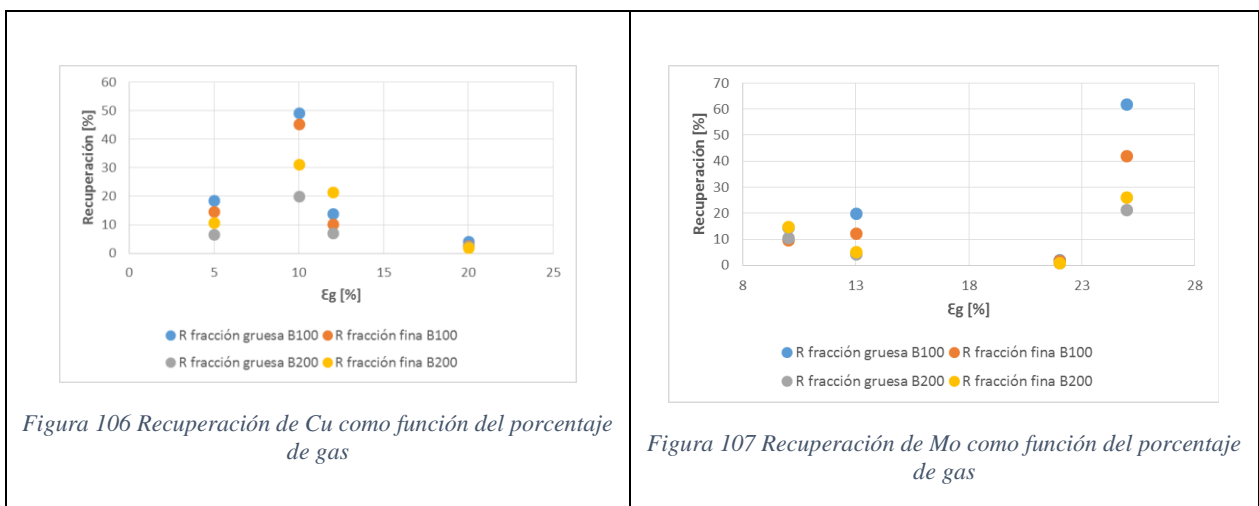


Figura 105 Hold Up de gas por banco

Las Figuras 106 y 107 muestran el comportamiento de la recuperación metalúrgica de fracción fina como función del Hold Up de gas, para cobre y molibdeno respectivamente. Para incrementos del gas Hold Up se espera una mayor recuperación de agua, directamente proporcional a la recuperación susceptible a ser por arrastre (Vazirizadeh, 2015). El banco 200 muestra este comportamiento, aunque posee menores recuperaciones de fracción fina que el banco 100.

Se observa sistemáticamente que la fracción fina en el banco 200 presenta mayores recuperaciones que la fracción gruesa. Esto es señal de que la recuperación por arrastre es importante en este banco.



La Figura 108 presenta la correlación entre el *hold up* de gas y el diámetro de Sauter de tamaño de burbuja. Se observa una relación inversamente proporcional con el crecimiento del tamaño de burbuja, comportamiento reportado en literatura. Esto se explica debido a que burbujas más pequeñas tienden a una velocidad de ascenso menor, lo que incrementa el gas hold up (Vazirizadeh, 2015). La misma tendencia se aprecia con la dependencia del diámetro promedio (Figura 109).

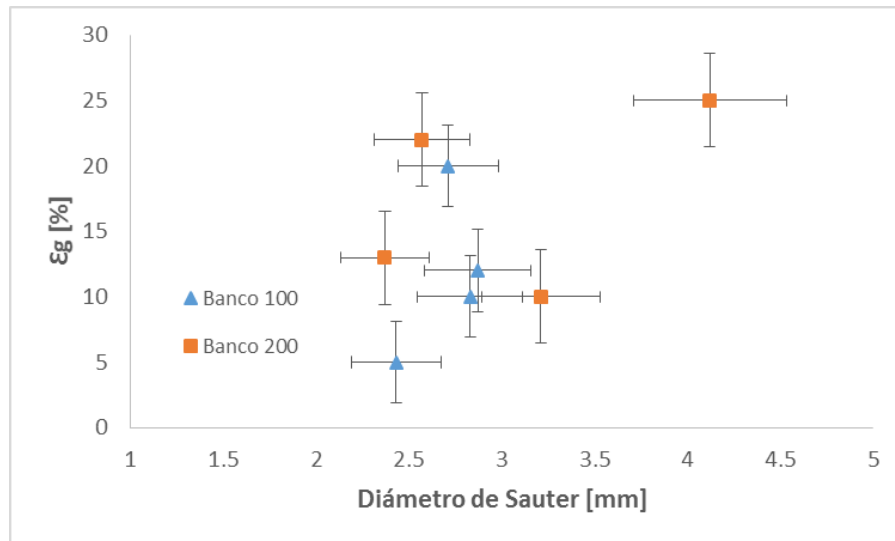


Figura 108 Hold Up de gas como función del diámetro de Sauter

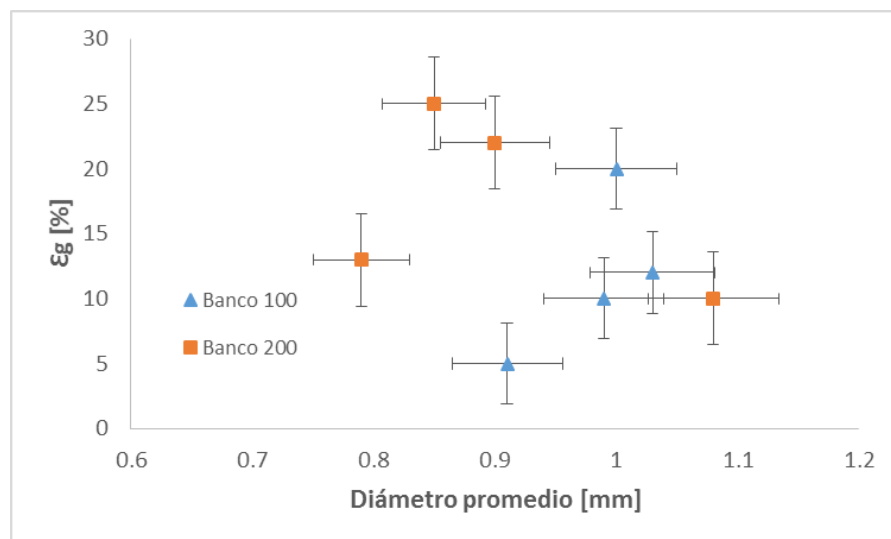


Figura 109 Hold Up de gas como función del diámetro promedio

La Figura 110 muestra el comportamiento del *hold up* de gas en función de la velocidad superficial de gas para cada uno de los dos bancos. El banco 100 muestra una correlación lineal entre estos dos parámetros, asunto descrito por Cooper et al., 2004. El banco 200 muestra un comportamiento también lineal pero más disperso. Las celdas 202 y 204 quedan fuera de esta tendencia.

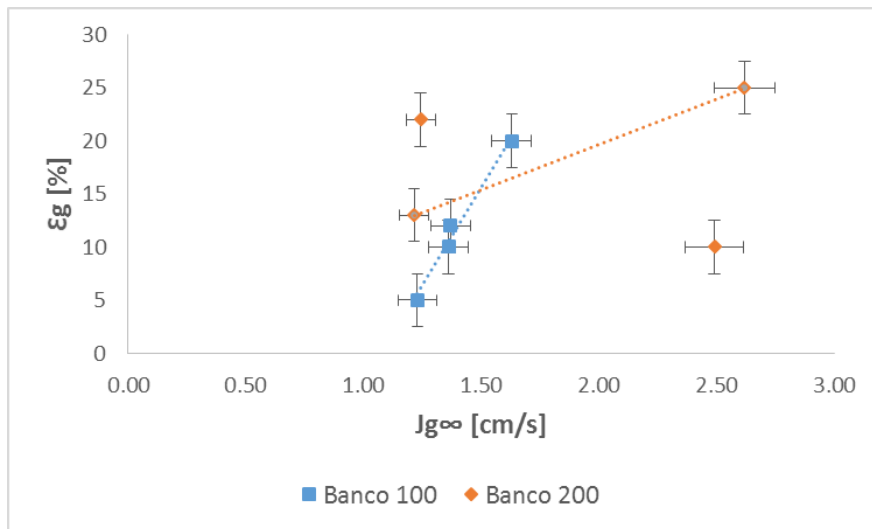


Figura 110 Hold Up de gas como función de la velocidad superficial de gas ($J_{g\infty,est}$)

Se ha reportado en la literatura un comportamiento lineal creciente de la recuperación de agua versus el *hold up* de gas. La Figura 111 muestra que existe una dependencia entre estas dos variables en el banco 100 y 200 de manera similar a la presentada por Vazirizadeh (2015).

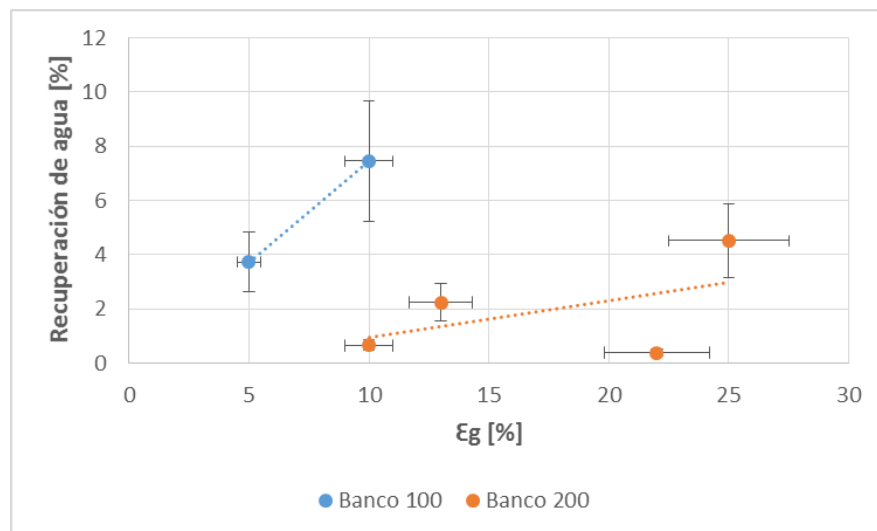


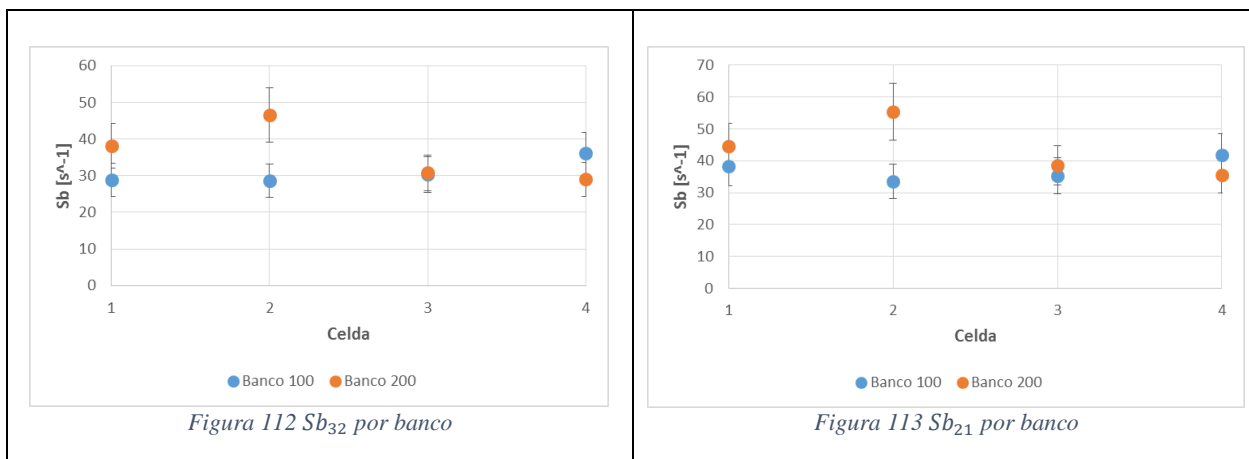
Figura 111 Agua recuperada como función del Hold Up de gas

2.4. Máxima velocidad superficial de área de burbuja (S_b)

Los resultados del cálculo de S_b calculado mediante las Ecuaciones 14 y 15 ($S_{b_{32}}$ y $S_{b_{21}}$, respectivamente), se presentan en la Tabla 38 y Figuras 112 y 113. Se observa que el banco 100 presenta un comportamiento creciente, mientras que el banco 200 presenta una tendencia decreciente de la máxima velocidad superficial de área de burbuja a lo largo del banco. Los valores encontrados están por debajo de lo reportado en la literatura, aunque los valores de $S_{b_{21}}$ sitúan en rango a todas las celdas del circuito. Una disminución del diámetro de burbuja podría incrementar este parámetro (Vazirizadeh, 2015; Finch et al., 2000).

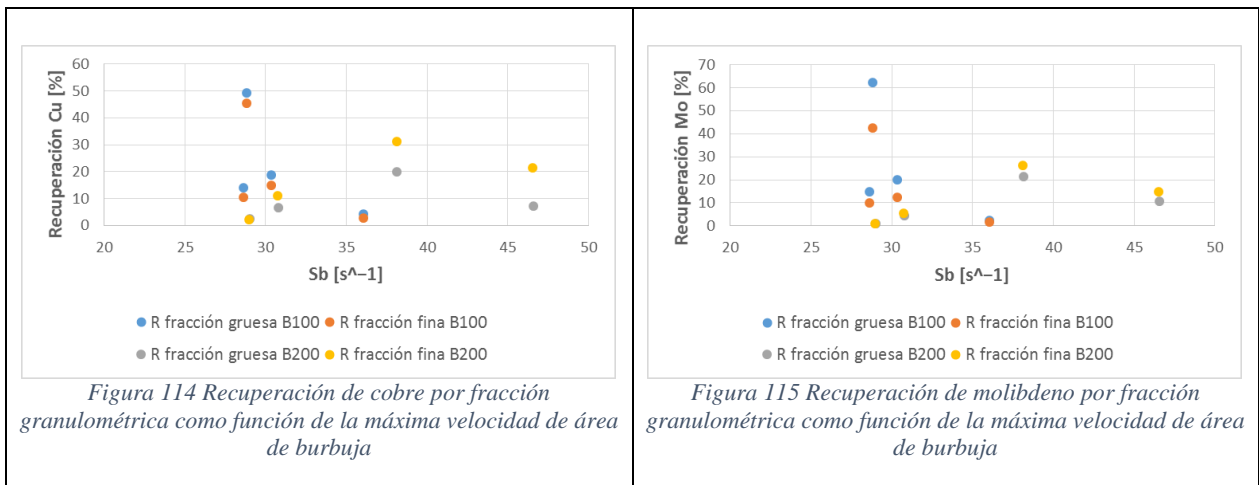
Tabla 38 Máxima velocidad superficial de área de burbuja

Banco	Celda	$S_{b_{32}} [s^{-1}]$	$S_{b_{21}} [s^{-1}]$
100	101	28.86	38.35
	102	28.63	33.60
	103	30.35	35.37
	104	36.08	41.78
200	201	38.14	44.58
	202	46.56	55.36
	203	30.77	38.59
	204	29.00	35.49



En las Figuras 114 y 115 se entregan las recuperaciones de cobre y de molibdeno como función de S_b . El banco 200 presenta una relación creciente de la recuperación con respecto a S_b .

Se puede apreciar que el aumento de la máxima velocidad superficial de área de burbuja en el banco 200 tiene un efecto más marcado de crecimiento de la recuperación para la fracción bajo 44 micrones. A su vez, las mayores recuperaciones de fracción fina en este banco indican recuperación por arrastre.



La Figura 116 muestra gráficamente que Sb_{21} presenta mayores valores que en el caso de Sb_{32} . Esto se aprecia de forma similar para ambos bancos.

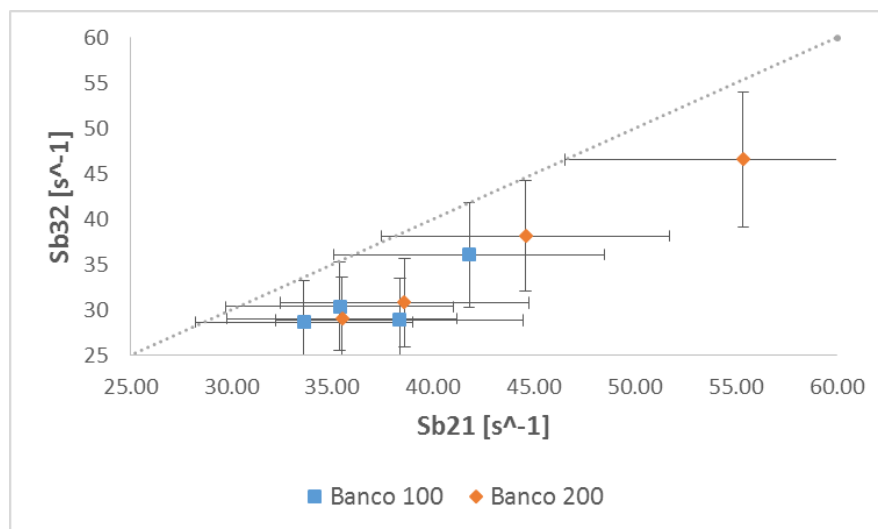


Figura 116 Relación entre Sb_{32} y Sb_{21}

La Figura 117 muestra la relación que existe entre d_{21} y d_{32} . Los valores de diámetro de Sauter son mayores que los de diámetro de momento, lo que explica que la máxima velocidad superficial de área de burbuja calculada por d_{21} (Sb_{21}) sea mayor que la calculada por d_{32} (Sb_{32}).

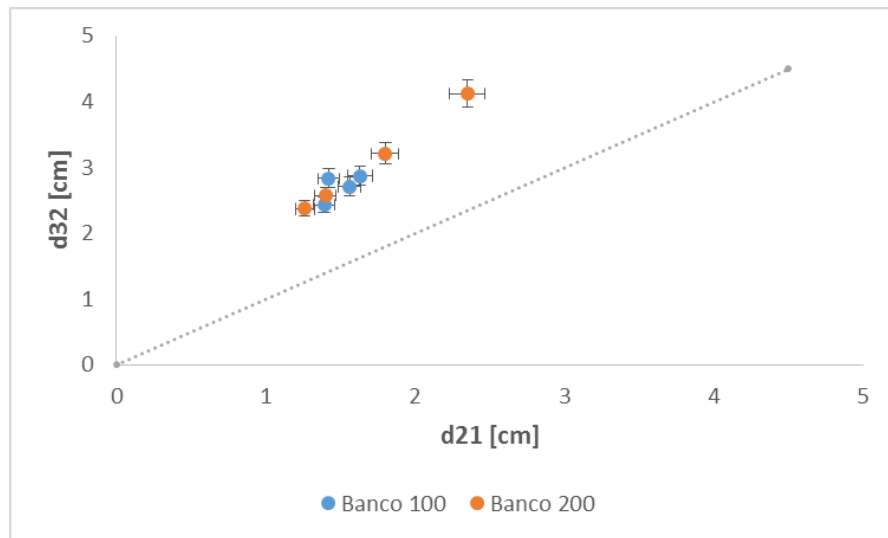


Figura 117 Relación entre d_{32} y d_{21}

Se observa desde la Figura 118 a la 121, que el ajuste de las curvas K-Sb mejora bajo la utilización de Sb calculado por medio de d_{21} . Esto podría deberse a que el diámetro de Sauter está más relacionado a fenómenos de transferencia de masa y flujos de fluidos, mientras que el d_{21} a fenómenos de adsorción como es el caso de la unión partícula-burbuja (Kelly y Spottiswood, 1982).

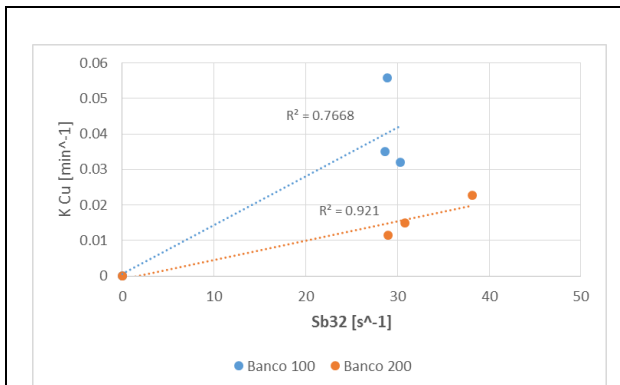


Figura 118 Relación k-Sb calculado mediante d_{32} para cobre

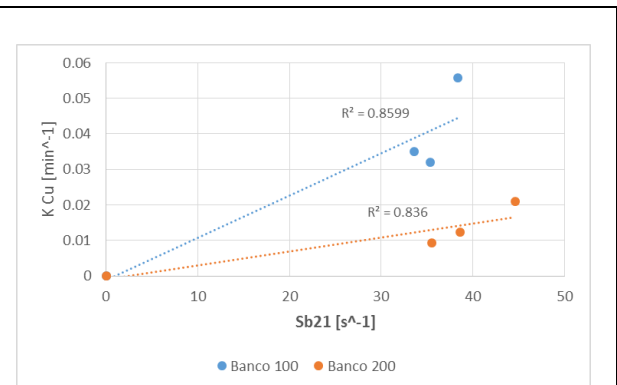


Figura 119 Relación k-Sb calculado mediante d_{21} para cobre

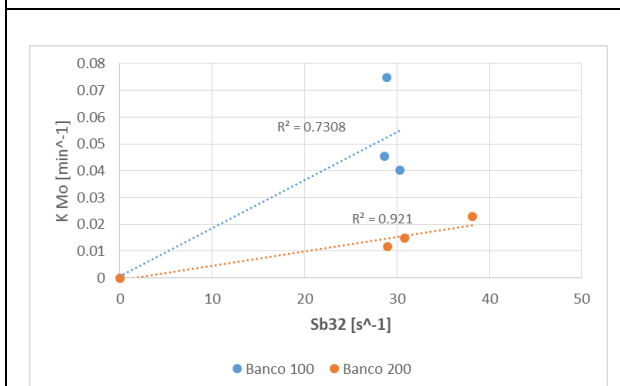


Figura 120 Relación k-Sb calculado mediante d_{32} para molibdeno

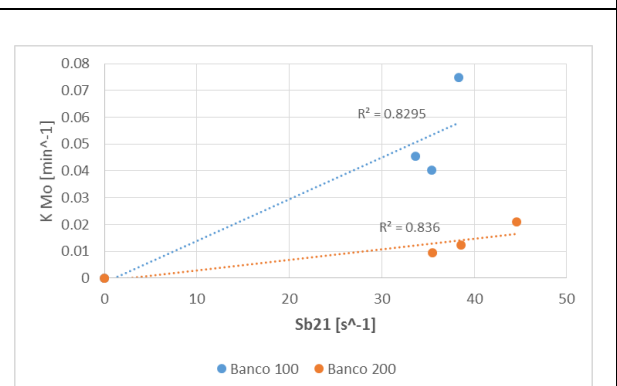


Figura 121 Relación k-Sb calculado mediante d_{21} para molibdeno

3. Contribución de la zona de pulpa y la zona de espuma a la recuperación global

3.1. Determinación de los valores de eficiencia de fase pulpa (R_c) y fase espuma (R_f)

La masa de mineral colectado por el equipo *Bubble Viewer*® durante las mediciones de tamaño de burbuja y velocidad superficial de gas, es dividido por el volumen de gas que entró en la cámara, obteniendo la carga de burbujas. Estudios anteriores indican que la masa de mineral colectado son subvalorados por medio del muestreo del *Bubble Viewer*®, ya que existe un flujo de agua descendiendo por el tubo de muestreo que tiende a eliminar partículas menos adheridas, y de igual forma aumentar la ley de la muestra. Para el cálculo de la carga de burbujas, es necesario ponderar por un factor 20 debido a lo expuesto anteriormente (Montes-Atenas, 2010). Los resultados son presentados en la Tabla 39, y pueden ser visualizados desde la Figura 122 a la 124.

Tabla 39 Carga de burbujas y ley de muestra obtenida

Banco	Celda	Mineral [g]	Ley Cu [%]	Ley Mo [%]	Carga de burbuja [g/L]
100	101	37.8	3.304	0.299	177.26
	102	12.1	4.926	0.237	56.74
	103	8.3	4.043	0.155	38.92
	104	2.2	3.367	0.175	10.32
200	201	50.9	9.080	0.270	266.84
	202	8.5	4.180	0.171	44.56
	203	5.6	3.490	0.146	29.36
	204	3.9	3.929	0.171	18.29

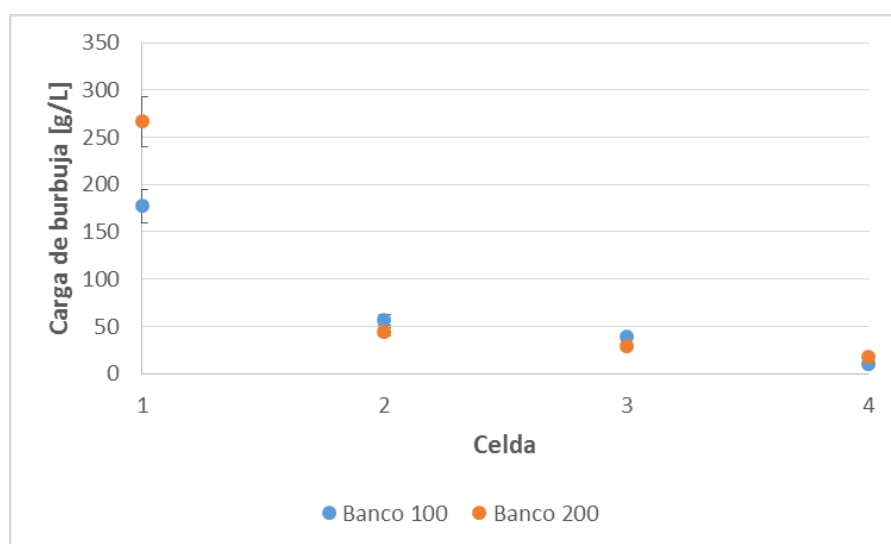
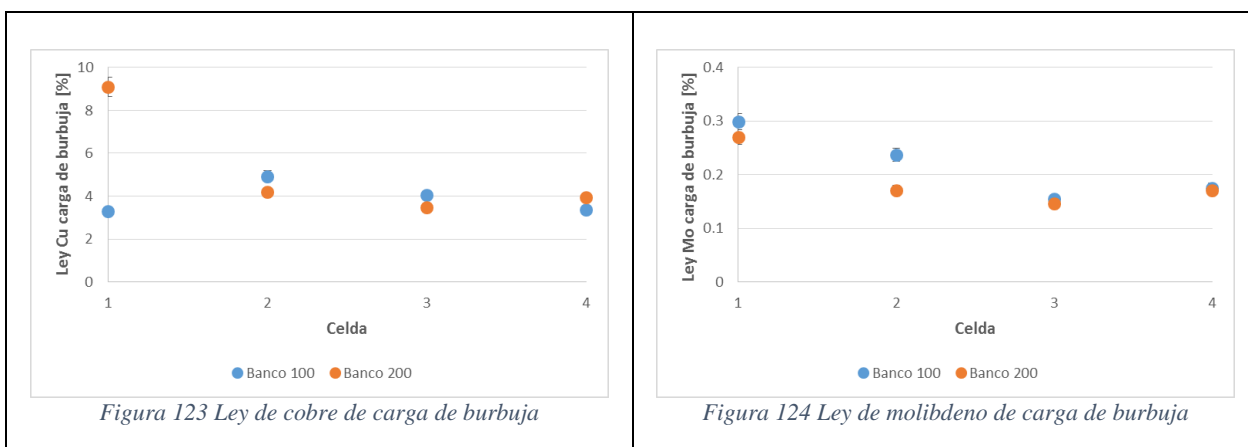


Figura 122 Carga de burbujas por banco



Los valores de recuperación másica de espuma (R_f) y recuperación másica en la zona de colección (R_c) son entregados en la Tabla 40. El banco 100 presenta mayor recuperación de espuma, y menor recuperación en zona de colección que el banco 200. La celda 201 presenta un valor de R_c particularmente alto (54%), pero un R_f bajo (2%), lo que hace pensar que la alta inyección de aire está provocando un aumento en el número de burbujas y consecuente recuperación por flotación verdadera; o un aumento en el *hold up* de gas y consecuente aumento en la recuperación por arrastre. De estas dos posibilidades, la más probable es que la alta inyección de aire esté provocando una extensiva recuperación por arrastre, lo que se confirma con los resultados de recuperación metalúrgica por fracción granulométrica de esta celda (20% fracción gruesa y 31% fracción fina para Cu, 21% fracción gruesa y 26% fracción fina para Mo), y con el valor de *hold up* de gas medido, siendo el más alto en el circuito (25%).

La celda 203 presenta un valor de R_f superior al resto del banco, lo que sugiere que esta celda presenta una espuma más estable que promueve el transporte de mineral.

La recuperación en zona de colección es decreciente a lo largo de cada banco, lo que hace sentido teniendo en cuenta que existe menor cantidad de minerales sulfurados a medida que se avanza en el banco.

Tabla 40 Recuperación másica de espuma y de zona de colección

Banco	Celda	Y_f [%]	Y_c [%]
100	101	17.14	30.01
	102	8.44	12.87
	103	17.86	8.21
	104	10.63	3.24
200	201	2.20	54.28
	202	2.66	16.08
	203	10.82	5.76
	204	3.08	3.73

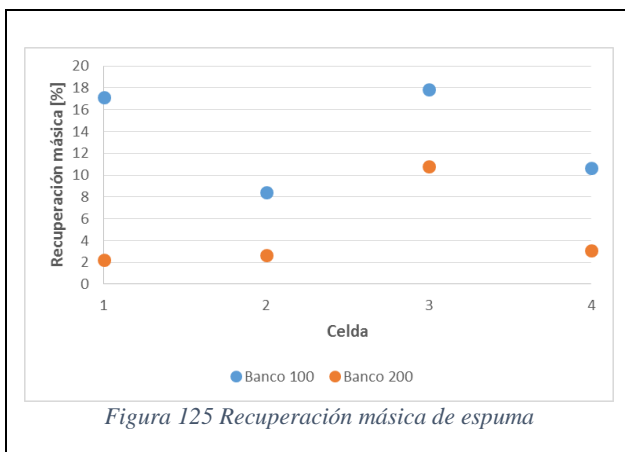


Figura 125 Recuperación másica de espuma

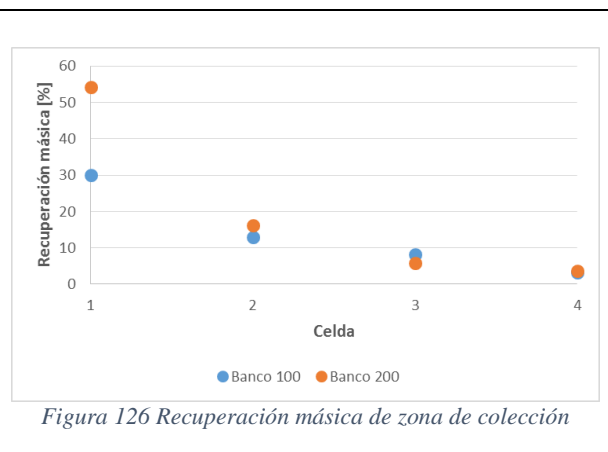


Figura 126 Recuperación másica de zona de colección

La Tabla 41 presenta los valores de R_f y R_c calculados en base a las leyes de cobre de carga de burbujas y concentrado de cada celda. Las mismas tendencias de Y_f y Y_c se observan para R_f y R_c para cobre. La recuperación en zona de colección de cobre de las celdas 101, 102, 201 y 202 es alta, mientras que las recuperaciones de espuma bajas. Esto indica que efectivamente las burbujas están recuperando sulfuros de cobre mediante los procesos integrados de colisión, adhesión y no separación en la zona de colección, pero el transporte a través de la espuma no es eficiente. Las Figuras 127 y 128 presentan el comportamiento señalado visualmente.

Tabla 41 Recuperación de espuma y de zona de colección de cobre

Banco	Celda	R_f Cu [%]	R_c Cu [%]
100	101	12.56	87.81
	102	3.55	79.76
	103	8.42	70.53
	104	4.83	42.03
200	201	0.69	97.99
	202	3.77	80.47
	203	7.58	54.69
	204	2.57	46.94

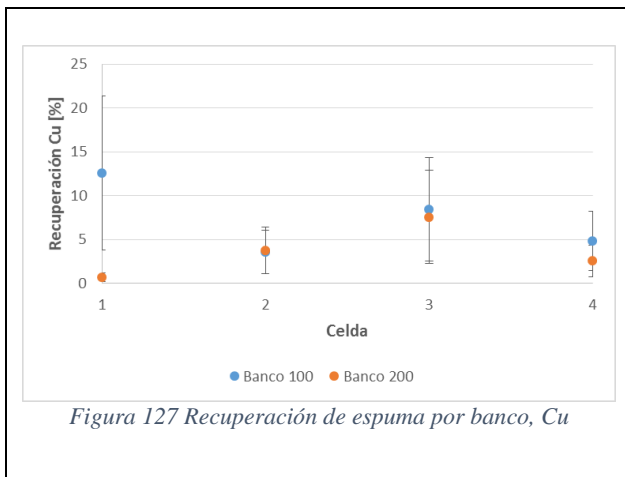


Figura 127 Recuperación de espuma por banco, Cu

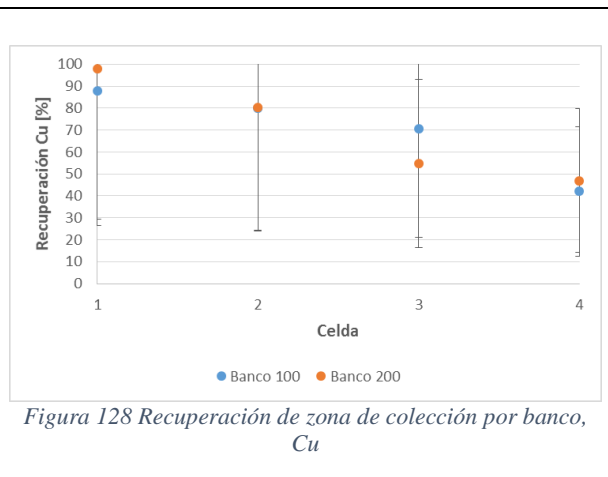
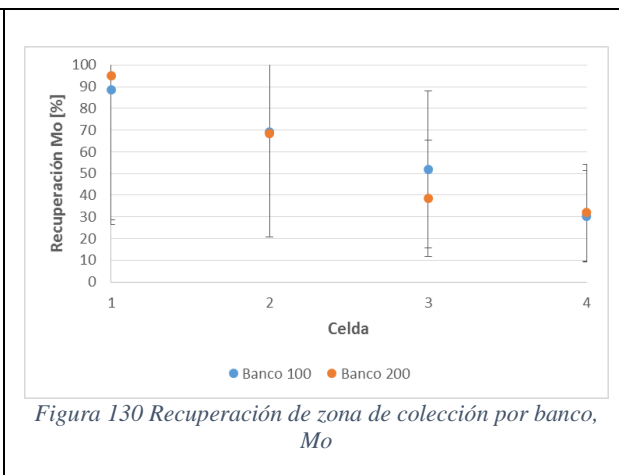
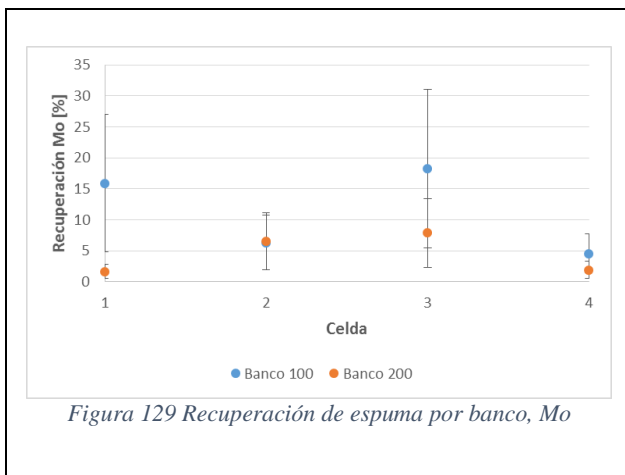


Figura 128 Recuperación de zona de colección por banco, Cu

La Tabla 42 presenta los valores de R_f y R_c calculados en base a las leyes de molibdeno de carga de burbujas y concentrado. Las mismas tendencia observadas para las recuperaciones másicas de espuma y zona de colección se presentan para el molibdeno, sin embargo se observa una recuperación de espuma levemente mayor consistente en todo el circuito que en el caso del cobre. De la misma forma, se evidencia un pequeño decaimiento en las recuperaciones en zona de colección. Para el caso del cobre se observa que la celda 201 presenta una mayor ley que la celda 101. Las Figuras 129 y 130 presentan el comportamiento de ambas recuperaciones visualmente.

Tabla 42 Recuperación de espuma y de zona de colección de Mo

Banco	Celda	R_f Mo [%]	R_c Mo [%]
100	101	15.89	88.42
	102	6.33	68.98
	103	18.24	51.70
	104	4.56	30.22
200	201	1.64	94.97
	202	6.57	68.44
	203	7.88	38.44
	204	1.92	31.97



El comportamiento decreciente esperado de la recuperación de espuma a lo largo del banco (Tsatouhas et al., 2006) no se percibe en el banco 200 para ningún elemento, como si se observa en el banco 100 marcadamente en el caso del cobre.

La medición de la carga de burbujas mediante el equipo *Bubble Viewer*® podría subestimar la ley de la especie de interés por un efecto de limpieza del mineral, por lo que tiende a subestimar la recuperación de espuma bajo su utilización. Los valores de recuperación de espuma reportados en esta memoria deberían ser usados solo como una referencia para futuras investigaciones.

Alternativamente, mediante el método de Alexander se determinaron los parámetros anteriores para la celda 101 (Tabla 43). Los valores obtenidos coinciden con los descritos por el autor, aunque varían con respecto a los determinados por el método de Seaman (Tabla 41 y Tabla 42). Los resultados muestran que la recuperación en zona de espuma del molibdeno es superior a la encontrada en el caso del cobre, lo que confirma la tendencia encontrada anteriormente.

Tabla 43 Recuperaciones de espuma y de zona de colección mediante el método de Alexander para la celda 101

Celda	R _f Cu [%]	R _c Cu [%]	R _f Mo [%]	R _c Mo [%]
101	61.82	59.41	99.05	55.05

La Figura 131 muestra gráficamente el comportamiento que presentan las celdas de cada banco en función de las recuperaciones de espuma y de zona de colección. Dependiendo del punto de operación de cada celda, un mejoramiento en una recuperación o la otra podría ser más crítico en términos de la recuperación global.

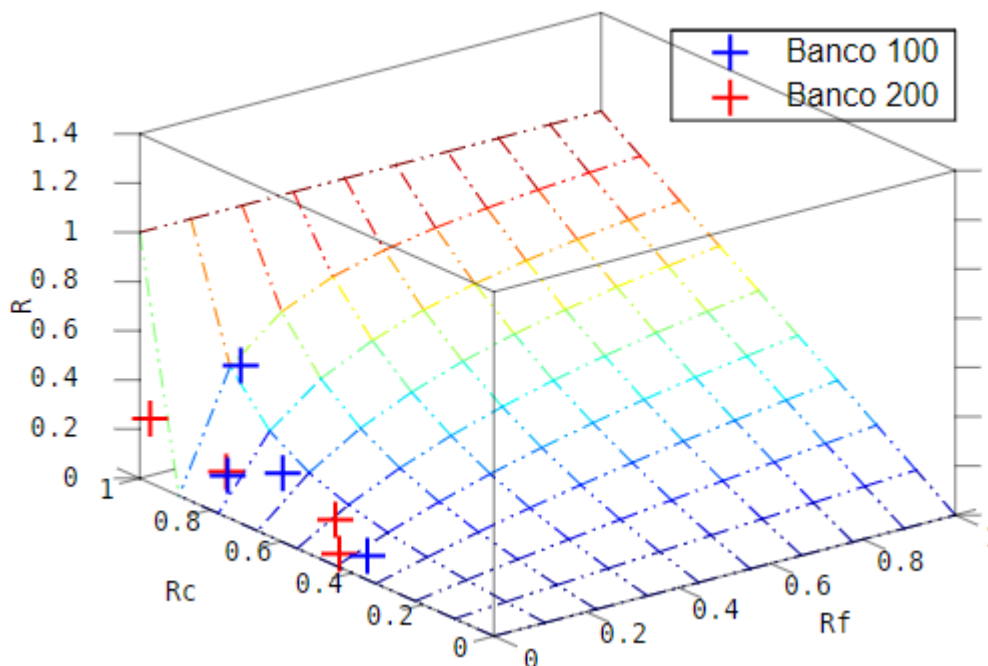
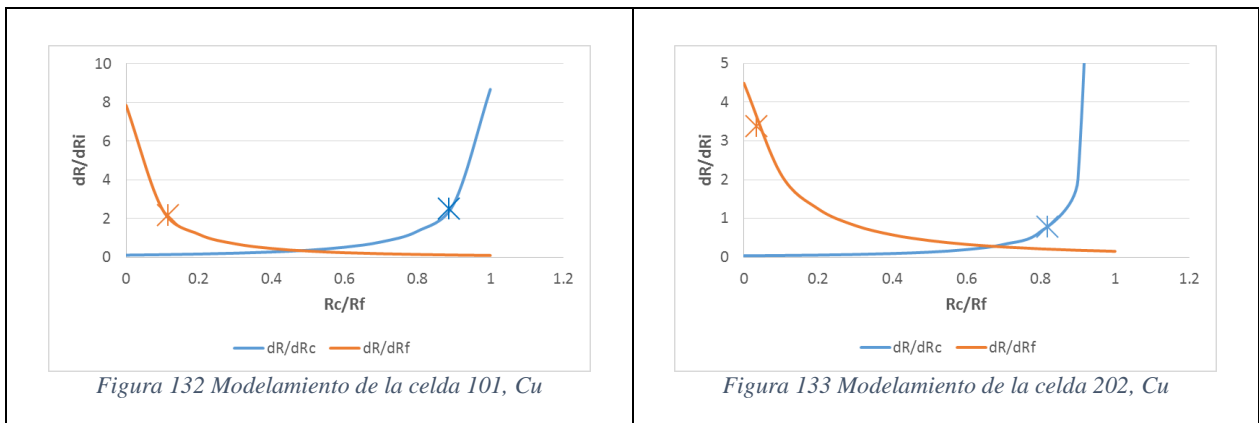


Figura 131 Recuperación de cobre en función de las recuperaciones de espuma y de zona de colección para los bancos 100 y 200

Se realizó un análisis de sensibilidad respecto a los puntos de operación de cada celda para identificar que recuperación es más intensiva en crecimiento de la recuperación global (Anexos B). Todo el circuito rougher con excepción de la celda 101 ve incrementada su recuperación más rápidamente bajo un crecimiento de la recuperación de espuma. La celda 101 presenta una sensibilidad similar entre ambas recuperaciones, aunque aumentando el valor más allá de la vecindad del punto de operación de esta celda, la recuperación en zona de colección representa un crecimiento exponencial. La Figura 132 muestra gráficamente el modelamiento a la celda 101, y la Figura 133 el de la celda 202. Esta última es representativa de todas las celdas del circuito con excepción de la celda 101.



Capítulo 6.- Conclusiones

El análisis de alimentación permite determinar que la ley de cobre del flujo de alimentación al banco 100 es 21% mayor que aquella para el banco 200. Análogamente, la ley de molibdeno es un 57% mayor en el banco 100 comparado con el banco 200. Probablemente, esto se debe a efectos centrífugos (separación por masa) derivados del movimiento de la pulpa a la salida del cajón alimentador.

En base a los resultados de estudios metalúrgicos, es posible concluir lo siguiente:

a.- El banco 100 presenta mayores recuperaciones de cobre y molibdeno que el banco 200 (63% vs 42% Cu, 67% vs 37% Mo, respectivamente).

b.- La razón de enriquecimiento es relativamente constante en el banco 100 (la recuperación es aproximadamente proporcional al flujo de concentrado - pulling). Esto se ve reflejado en una importante fracción de la componente de flotabilidad rápida en este banco. Por el contrario, la razón de enriquecimiento en el banco 200 aumenta. Lo anterior se puede explicar pues en el análisis cinético se identificó que en el banco 200 existe una fracción mayor de componentes de flotabilidad lenta. Esto indicaría que se puede mejorar la recuperación en el banco 100 ajustando el nivel de pulpa, y la recuperación del banco 200 aumentando el tiempo de residencia del material.

c.- La recuperación de agua del banco 100 es superior al banco 200 (13% vs 7%, respectivamente). La recuperación de agua del banco 100 puede aumentar ajustando el nivel de pulpa, aunque un estudio de la capacidad del circuito de remolienda es necesario para realizar dicho cambio.

d.- Las fracciones finas de los concentrados representan aproximadamente el 60% del flujo, pero mantienen leyes menores (menores al 50% de la ley de grueso en el concentrado). Esto es señal de mecanismos de recuperación de material por arrastre en las celdas.

e.- Las leyes de Top of froth y dilución del concentrado son decrecientes a lo largo de ambos bancos. El decrecimiento de la dilución se rige por la ley de Top of froth, que decrece más rápidamente que la ley del concentrado.

Los resultados de dispersión de gas indican que:

a.- El banco 100 presenta distribuciones de tamaños de burbuja un 20% más uniformes que el banco 200. Las dos primeras celdas del banco 200 presentan altos diámetros de Sauter (4.12 cm y 3.21 cm, respectivamente).

b.- Las velocidades superficiales de gas de las dos primeras celdas del banco 200 son altas (2.62 y 2.49 cm/s, respectivamente), probablemente debido a la inyección de aire (0.59 y 0.4 m^3 /min, respectivamente). Esto se condice con los altos diámetros de Sauter presentes en estas celdas.

c.- Se encontró una relación lineal entre *hold up* de gas y la velocidad superficial de gas para ambos bancos, existiendo una pendiente mayor en el caso del banco 100. Esto puede deberse el mayor porcentaje de sólidos presente en el banco 100.

d.- La máxima velocidad superficial de área de burbuja presenta valores muy cercanos al límite inferior reportado en la literatura. La máxima velocidad superficial de área de burbuja calculada

por medio de d_{21} presenta un mejor ajuste directamente proporcional con la constante cinética de flotación, que el obtenido por medio del cálculo de la máxima velocidad superficial de área de burbuja calculada mediante d_{32} .

Finalmente, en base a los resultados de aporte de recuperación de espuma y de zona de colección se concluye que:

a.- Los valores de carga de burbujas (y su ley) decrecen a lo largo de ambos bancos, tanto para la masa total, así como para el elemento cobre y el elemento molibdeno.

b.- Los resultados de balance de masa para la recuperación en zona de colección indican que hay una tendencia decreciente en ambos bancos y para cada uno de los elementos estudiados. Bajo el modelo utilizado para el cálculo de las recuperaciones de espuma, es posible inferir que éstas no varían entre bancos celda a celda considerablemente. La utilización de un reactivo específico para la espuma podría incrementar los valores de recuperación de espuma en el circuito.

Capítulo 7.- Recomendaciones

Se recomienda estudiar más profundamente la presencia y distribución de reactivos a lo largo de ambos bancos, teniendo en cuenta que se obtuvieron resultados que indican una menor presencia de reactivo en las celdas finales de los bancos 100 y 200. Bajo lo anterior, sería recomendable medir las alturas de espuma en el circuito, puesto que visualmente se encontraron bajas alturas hacia el final de ambos bancos. Esto también podría deberse a falta de espumante.

Con el objetivo de identificar el porcentaje de arrastre presente, se recomienda identificar la distribución granulométrica para material fino (bajo #325).

En base a los parámetros de dispersión de gas encontrados en las celdas 201 y 202, se recomienda disminuir la inyección de gas en estas celdas.

Capítulo 8.- Bibliografía

Agar C.E., Kipkie W.B.; “Predicting locked cycle flotation test results from batch data“, Can. Inst. Min. Metall. Bull. (CIMM Bull) 71 (799), 119-125; 1978.

Alexander, D.; “Froth recovery measurements in large industrial flotation cells”; A thesis submitted in fulfilment of the requirements for the degree of Doctor of Philosophy, University of Queensland; 2006.

Araya R., Maldonado M., Gomez C.O., Finch J.; “Measuring gas dispersion parameters: Selection of sampling points”; Minerals Engineering 65, 172-177; 2014.

Barona F.; “Influencia de la distribución de tamaño de burbujas en la recuperación de la flotación para minerales de cobre”; Tesis para optar al grado de magíster en ciencias de la ingeniería mención metalurgia extractiva, Universidad de Chile; 2007.

Barresi A., Baldi G.; “Solid dispersión in an agitated vessel”; Pergamon Press; 1987.

Barrios G.; “Evaluación, análisis y simulación de la planta de flotación selectiva de molibdeno de CODELCO división El Teniente”; Memoria para optar al título de ingeniero civil de minas, Universidad de Chile; 2017.

Bhondayi C.; “Measurements of particle loading on bubbles in froth flotation”; A dissertation submitted to the Faculty of Engineering and the Built Environment, University of the Witwatersrand, in fulfilment of the requirements for the degree of Master of Science in Engineering; 2010.

Bisshop J.P.; “A study of particle entrainment in flotation froths”; B.Sc. Thesis, University of Queensland; 1974.

Bisshop J.P., White M.E.; “Study of particle entrainment in flotation froths”; Trans. Inst. Min. Met., 85, C191-194; 1976.

Bradshaw D.J., O’Connor C.T.; “Measurement of the sub-process of bubble loading in flotation”; Minerals Engineering, Vol. 9, No. 4, pp. 443-448; 1996.

Burgess, F.L.; “OK100 tank cell operation at Pasminco—Broken Hill”; Minerals Engineering 10 (7), 723–741; 1997.

Casali A.; Apunte del curso fundamentos de procesos mineralúrgicos, Universidad de Chile; 2015.

Chen, F., Gomez, C.O., Finch, J.A.; “Technical note: bubble size measurement in flotation machines”; Minerals Engineering 14 (4), 427–432; 2001.

Cho Y.; “Effect of flotation frothers on bubble size and foam stability”; A thesis submitted in partial fulfillment of the requirements for the degree of Master of Applied Science, The University of British Columbia; 2001.

Cooper M., Scott D., Dahlke R., Gomez C. O., Finch J.; “Impact of Air Distribution Profile on Banks in a Zn Cleaning Circuit”, CIM Bulletin, Vol. 97, No. 1083, 761-765; 2004.

De Figuereido C.; “Coarse particle flotation”; Thesis submitted to the University of South Australia in fulfillment of the requirements for admission to the degree of Doctor of Philosophy; 2009.

Diaz-Penafiel P., Dobby G.S.; “Kinetic studies in flotation columns: Bubble size effect”; *Minerals Engineering*, Vol. 7, No. 4, pp. 465-478; 1994.

Falutsu M., Dobby G.S.; “Direct measurement of froth drop back and collection zone recovery in a laboratory flotation column”; Pergamon Press; 1989.

Feteris S.M., Frew J.A., Jowett A.; “Modelling the effect of froth depth in flotation”; *International Journal of Mineral Processing*, Volume 20, 121-135; 1987.

Finch J., Dobby G.; “Column flotation”; Pergamon Press; 1990.

Finch J., Xiao J., Hardie C., Gomez C.O.; “Gas dispersion properties: bubble surface area flux and gas holdup”; *Minerals Engineering* 13, 365–372; 2000.

García-Zúñiga H.; “La eficiencia de la flotación es una función exponencial del tiempo”; *Boletín Minero, Sociedad Nacional de Minería*, 47, 83–86; 1935.

Gorain B.; “The effect of bubble surface area flux on the kinetics of flotation and its relevance to Scale-Up”; Thesis submitted in fulfillment of the requirements for the degree of Doctor of Philosophy, Department of Mining, Minerals and Materials Engineering, University of Queensland; 1998.

Gorain B., Franzidis J., Manlapig E.; “Studies on impeller type, impeller speed and air flow rate in an industrial scale flotation cell – Part 1: Effect on bubble size distribution”; *Minerals Engineering*, vol. 8, No. 6, pp. 615-635; 1995.

Gourram-Badri, F., Conil, P., Morizot, G.; “Measurements of selectivity due to coalescence between two mineralized bubbles and characterization of MIBC action on froth flotation”; *Int. J. Miner. Process.* 51, 197–208; 1997.

Heiskanen K.; “On the relationships between flotation rate and bubble surface area flux”; *Minerals Engineering*, Vol.13, No. 2, pp. 141-149; 2000.

Henderson D.; “Minera Valle Central operation”; Amerigo Resources ltd.; tech. rep. 43-101; 2016.

Imaizumi T., Inoue T.; “Kinetic consideration of froth flotation”; in *Proc. Sixth Int. Mineral Processing Congress – Cannes*, Roberts, A., Ed. Pergamon, Oxford, 581; 1963.

Johnson N.W.; “The flotation behavior of some chalcopyrite ores”; PhD Thesis, University of Queensland; 1972.

Kamp A.M., Chesters A.K., Colin C., Fabre J.; “Bubble coalescence in turbulent flows: A mechanistic model for turbulence-induced coalescence applied to microgravity bubbly pipe flow”; *International Journal of Multiphase Flow* 27, 1363-1396; 2001.

Kelly E.G., Spottiswood D.J.; “Introduction to mineral processing”; Wiley Interscience Publication, p 491; 1982.

- Konopacka Z., Drzymala J.; “Types of particles recovery-water recovery entrainment plots useful in flotation research”; *Adsorption* 16 (4–5), 313–320; 2010.
- Levenspiel O.; “Ingeniería de las reacciones químicas”; Tercera edición; 2004.
- López F., Uribe A., Magallanes L. y Pérez R.; “Estado de aireación de celdas y columnas de flotación y su relación con las variables metalúrgicas”; *Revista Latinoamericana de Metalurgia y Materiales (RLMM)*, Volumen suplemento S1; 2009.
- Méndez X.; “Optimización en la recuperación metalúrgica de molibdeno, planta I Las Tórtolas, división Los Bronces – Angloamerican”; Proyecto para optar al título de ingeniero civil en metalurgia extractiva, Pontificia Universidad Católica de Valparaíso; 2013.
- Montes-Atenas G.; “Northparkes campaign 8 - 26 February 2010”; Confidencial; 2010.
- Montes-Atenas G., Bradshaw D., “Bubble load measurements in flotation: A critical review of current practice”, IMPC 2010, Brisbane (QLD), Australia; 2010.
- Nesset J.; “Modeling the Sauter Mean Bubble Diameter in Mechanical, Forced-air Flotation Machines”; Department of Mining and Materials Engineering, McGill University; Thesis submitted to the Faculty of Graduate Studies and Research in partial fulfillment of the requirements of the degree of Doctor of Philosophy; 2011.
- Nesset J., Zhang W., Finch J.; “A benchmarking tool for assessing flotation cell performance”; 44th Annual Canadian Mineral Processors Operators Conference, Ottawa, Ontario, January 17-19, 2012; 2012.
- Nguyen A.V., Schulze H.J.; “Colloidal Science of Flotation”; New York: Marcel Dekker; 2004.
- Pinto, D.; “Implementación de una columna de flotación para reducir el contenido de cenizas en carbones magallánicos”; Trabajo de titulación presentado en conformidad a los requisitos para obtener el título de ingeniero civil químico, Universidad de Magallanes; 2011.
- Runge K.C., Tabosa E., Crosbie R., McMaster J.K.; “Effect of Flotation Feed Density on the Operation of a Flotation Cell”; Proceedings of the Eleventh Annual Mill Operators Conference, Hobart, Australia, 29-31 October, AusIMM. 2012 Publication series 10/2012, 171-178; 2012.
- Sandoval-Zambrano G., Montes-Atenas G.; “Errors in the estimation of size-by-liberation flotation rate constants”; *Mineral Engineering* 27-28, 1-10; 2011.
- Sauter J.; “Determining the efficiency of atomization by its fineness and uniformity”; NACA Tech. Memo., p396; 1927.
- Seaman D.; “Selective Transport of Attached Particles Across the Froth Phase”; Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, University of Queensland; Thesis submitted to the University of Queensland for the degree of Doctor of Philosophy; 2006.
- Smith P.G., Warren L.J.; “Entrainment of particles into flotation froths”; *Mineral processing and extractive metallurgy review*, v. 5, pp. 123-145; 1989.

- Sutulov A.; “Flotación de Minerales”; Instituto de Investigaciones Tecnológicas, Universidad de Concepción; 1963.
- Szatkowski M.; “Factors influencing behaviour of flotation froth”; Institution of Mining and Metallurgy Transactions (Section C. Mineral Processing and Extractive Metallurgy) 96, 115–122; 1987.
- Tsatouhas G., Grano S.R., Vera M.; “Case studies on the performance and characterisation of the froth phase in industrial flotation circuits”; Minerals Engineering 19, 774-783; 2006.
- Vazirizadeh A.; “The relationship between hydrodynamic variables and particle size distribution in flotation”; Thèse Doctorat en génie des matériaux et de la métallurgie, Université Laval; 2015.
- Velasco A.; “Impacto de la dispersión de gas en el transporte de reactivo en condiciones cercanas a las de un proceso de flotación columnar de minerales”; Memoria para optar al título de ingeniero civil de minas; Universidad de Chile; 2017.
- Vera M.; “A touch of froth: how bubble-particle aggregates take the strain; an investigation into aspects of froth zone recovery in mineral flotation”; PhD Thesis, School of Engineering, The University of Queensland; 2002.
- Wang L., Peng Y., Runge K., Bradshaw D.; “A review of entrainment: Mechanism, contributing factors and modelling in flotation”; Minerals Engineering 70, 77-91; 2015.
- Wills B.A., Napier-Munn T.; “Mineral Processing Technology”; Butterworth-Heinemann; 1997.
- Yianatos J., Bergh L., Vinnett L., Panire I., Iriarte V.; “Correlation between the top of froth grade and the operational variables in rougher flotation circuits”; Minerals Engineering, 99, 151-157; 2016.
- Yianatos J., Bergh L., Vinnett L., Rojas I.; “On the collection of valuable minerals along rougher flotation banks”; Mineral Engineering, 66–68, 202–206; 2014b.
- Yianatos J., Moys M., Contreras F., Villanueva A.; “Froth recovery of industrial flotation cells”; Minerals Engineering 21, 817-825; 2008.
- Yianatos J., Vinnett L., Carrasco C., Alvarez-Silva M.; “Effect of entrainment in bubble load measurement on froth recovery estimation at industrial scale”; Minerals Engineering, 72, 31-35; 2014a.
- Zheng X., Johnson N.W., Franzidis J.P.; “Modelling of entrainment in industrial flotation cells: water recovery and degree of entrainment”; Mineral Engineering, 19, 1191-1203; 2006.

Anexos

Anexos A: Respaldo fotográfico de la utilización de equipos en la campaña de muestreo

1. Bubble Viewer



Figura 134 Utilización de equipo Bubble Viewer en etapa de toma de imágenes de burbujas

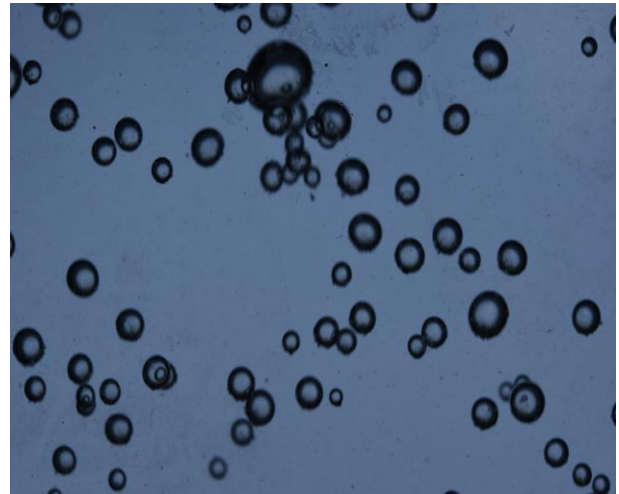


Figura 135 Imagen extraída de la celda 101 mediante equipo Bubble Viewer

2. Muestreador de concentrado



Figura 136 Utilización de muestreador de concentrado



Figura 137 Recolección de muestra mediante muestreador de concentrado

3. Muestreador de *Top of Froth*

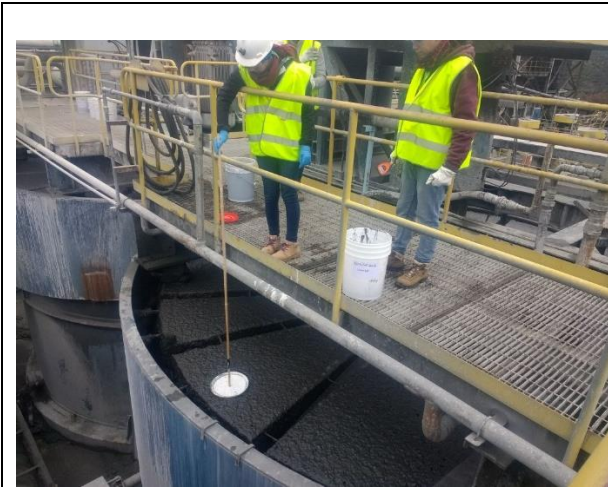


Figura 138 Utilización de muestreador de *Top of Froth*



Figura 139 Recolección de muestra tomada mediante muestreador de *Top of Froth*

Anexos B: Resultados campaña de muestreo

1. Densidad y porcentaje de sólidos de flujos de alimentación y concentrado

Tabla 44 Densidad y porcentaje de sólidos de flujos de alimentación y concentrado de los bancos 100 y 200

Banco	Flujo	Densidad [gr/L]	Cp [%]
100	Alimentación 100	1339	39.7
	Concentrado 101	1193	37.7
	Concentrado 102	1144	28.5
	Concentrado 103	1117	21.6
	Concentrado 104	1108	21.2
200	Alimentación 200	1352	40.8
	Concentrado 201	1120	28.0
	Concentrado 202	1182	35.1
	Concentrado 203	1080	17.2
	Concentrado 204	1084	18.4

2. Resultados de análisis químico y reconciliación de datos

Tabla 45 Detalle de reconciliación de datos para flujos metalúrgicos y detalle de análisis químico de cobre y molibdeno

c101							
Muestra	Fracción	Ley Cu [%]	Ley Mo [%]	Ley Cu balance [%]	Ley Mo balance [%]	Diferencia Cu [%]	diferencia Mo [%]
Alimentación	325	0.397	0.0447	0.392	0.0443	-1.27	-0.92
	-325	0.301	0.022	0.307	0.0251	2.15	14.16
Concentrado	325	5.118	0.489	3.165	0.4502	-38.17	-7.93
	-325	3.743	0.18	1.828	0.1385	-51.17	-23.04
Cola	325	0.271	0.0204	0.211	0.0179	-22.02	-12.27
	-325	0.204	0.0169	0.182	0.0157	-10.88	-7.38
REGTOF	325	7.171	0.429	-	-	-	-
	-325	14.455	0.428	-	-	-	-
VPTOF	325	6.177	0.472	-	-	-	-
	-325	10.9	0.458	-	-	-	-
BLOAD	global	3.304	0.299	-	-	-	-
c102							
Muestra	Fracción	Ley Cu [%]	Ley Mo [%]	Ley Cu balance [%]	Ley Mo balance [%]	Diferencia Cu [%]	diferencia Mo [%]
Concentrado	325	4.061	0.345	3.830	0.3404	-5.69	-1.32
	-325	1.562	0.105	1.197	0.0969	-23.37	-7.73
Cola	325	0.181	0.0142	0.183	0.0154	1.29	8.47
	-325	0.16	0.0148	0.166	0.0144	3.50	-3.00
Cola arreglo	325	0.197	0.0134	-	-	-	-
	-325	0.172	0.0145	-	-	-	-
REGTOF	325	6.546	0.389	-	-	-	-
	-325	9.304	0.309	-	-	-	-
VPTOF	325	5.538	0.481	-	-	-	-
	-325	8.207	0.376	-	-	-	-
BLOAD	global	4.926	0.237	-	-	-	-
c103							
Muestra	Fracción	Ley Cu [%]	Ley Mo [%]	Ley Cu balance [%]	Ley Mo balance [%]	Diferencia Cu [%]	diferencia Mo [%]
Concentrado	325	3.597	0.304	3.288	0.2978	-8.59	-2.04
	-325	1.661	0.0963	1.192	0.0861	-28.26	-10.58
Cola	325	0.162	0.0125	0.151	0.0125	-6.85	-0.39
	-325	0.147	0.0139	0.144	0.0129	-1.97	-7.53
REGTOF	325	5.869	0.599	-	-	-	-
	-325	7.67	0.3	-	-	-	-

VPTOF	325	3.971	0.384	-	-	-	-
	-325	4.276	0.219	-	-	-	-
BLOAD	global	4.043	0.155	-	-	-	-
c104							
Muestra	Fracción	Ley Cu [%]	Ley Mo [%]	Ley Cu balance [%]	Ley Mo balance [%]	Diferencia Cu [%]	diferencia Mo [%]
Concentrado	325	3.6	0.158	3.549	0.1574	-1.43	-0.38
	-325	0.891	0.0452	0.782	0.0445	-12.19	-1.62
Cola	325	0.145	0.0115	-	-	-	-
	-325	0.141	0.0144	-	-	-	-
Cola arreglo	325	0.146	0.0122	0.146	0.0122	-0.04	0.37
	-325	0.143	0.0126	0.141	0.0128	-1.31	1.58
REGTOF	325	4.471	0.282	-	-	-	-
	-325	4.065	0.142	-	-	-	-
VPTOF	325	3.417	0.324	-	-	-	-
	-325	2.297	0.113	-	-	-	-
BLOAD	global	3.367	0.175	-	-	-	-
c201							
Muestra	Fracción	Ley Cu [%]	Ley Mo [%]	Ley Cu balance [%]	Ley Mo balance [%]	Diferencia Cu [%]	diferencia Mo [%]
Alimentación	325	0.268	0.0209	0.287	0.0217	7.25	3.93
	-325	0.279	0.0231	0.289	0.0217	3.56	-6.24
Concentrado	325	3.778	0.308	3.778	0.3079	-0.01	-0.03
	-325	2.449	0.154	2.449	0.1541	-0.01	0.09
Cola	325	0.418	0.0282	0.234	0.0173	-44.08	-38.58
	-325	0.249	0.0195	0.207	0.0166	-16.99	-14.80
REGTOF	325	7.651	0.637	-	-	-	-
	-325	12.464	0.574	-	-	-	-
VPTOF	325	6.152	0.462	-	-	-	-
	-325	10.314	0.41	-	-	-	-
BLOAD	global	9.08	0.27	-	-	-	-
c202							
Muestra	Fracción	Ley Cu [%]	Ley Mo [%]	Ley Cu balance [%]	Ley Mo balance [%]	Diferencia Cu [%]	diferencia Mo [%]
Concentrado	325	4.137	0.454	4.138	0.4540	0.02	0.01
	-325	7.216	0.4	7.216	0.4000	0.00	-0.01
Cola	325	0.204	0.0117	-	-	-	-
	-325	0.157	0.0139	-	-	-	-
Cola arreglo	325	0.179	0.0139	0.218	0.0156	21.81	11.95
	-325	0.16	0.0107	0.164	0.0143	2.20	33.21
REGTOF	325	5.896	0.759	-	-	-	-

	-325	11.973	0.675	-	-	-	-
VPTOF	325	6.693	0.49	-	-	-	-
	-325	11.516	0.486	-	-	-	-
BLOAD	global	4.18	0.171	-	-	-	-
c203							
Muestra	Fracción	Ley Cu [%]	Ley Mo [%]	Ley Cu balance [%]	Ley Mo balance [%]	Diferencia Cu [%]	diferencia Mo [%]
Concentrado	325	3.396	0.155	3.397	0.1550	0.02	0.02
	-325	1.938	0.081	1.938	0.0805	0.01	-0.56
Cola	325	0.147	0.0118	0.204	0.0150	38.92	26.73
	-325	0.133	0.012	0.147	0.0136	10.68	13.70
REGTOF	325	4.934	0.35	-	-	-	-
	-325	7.446	0.324	-	-	-	-
VPTOF	325	5.185	0.293	-	-	-	-
	-325	8.47	0.343	-	-	-	-
BLOAD	global	3.49	0.146	-	-	-	-
c204							
Muestra	Fracción	Ley Cu [%]	Ley Mo [%]	Ley Cu balance [%]	Ley Mo balance [%]	Diferencia Cu [%]	diferencia Mo [%]
Concentrado	325	3.458	0.099	3.458	0.0987	0.00	-0.32
	-325	2.977	0.119	2.977	0.1192	0.00	0.15
Cola arreglo	325	0.132	0.0102	0.200	0.0148	51.16	45.43
	-325	0.13	0.0145	0.145	0.0135	11.17	-6.60
REGTOF	325	3.718	0.149	-	-	-	-
	-325	6.15	0.278	-	-	-	-
VPTOF	325	4.128	0.288	-	-	-	-
	-325	5.946	0.246	-	-	-	-
BLOAD	global	3.929	0.171	-	-	-	-

3. Errores en el cálculo de la recuperación metalúrgica

La Ecuación 34 define la recuperación de una especie para una fracción granulométrica, derivado directamente de la Ecuación 1.

Ecuación 34 Recuperación metalúrgica por fracción y especie

$$R_{i,j} = \frac{c_j * C_j * l_{i,j}^c}{f_j * F_j * l_{i,j}^f}$$

Donde,

$R_{i,j}$: Recuperación metalúrgica de la especie i en la fracción granulométrica j,

c_j : Fracción granulométrica j del flujo de concentrado,

f_j : Fracción granulométrica j del flujo de alimentación,

C_j : Flujo de concentrado de la fracción granulométrica j,

F_j : Flujo de alimentación de la fracción granulométrica j,

$l_{i,j}^c$: Ley de concentrado de la especie i y la fracción granulométrica j,

$l_{i,j}^f$: Ley de alimentación de la especie i y la fracción granulométrica j.

Es posible definir el aporte al error de cada variable en el cálculo de una función según la Ecuación 35 (Sandoval y Montes, 2011). Es posible así determinar el aporte al error de cada parámetro involucrado en el cálculo de la función, y evaluar que mediciones debieran considerar un cuidado especial en su obtención para la disminución del error final.

Ecuación 35 Cálculo del error de una función

$$Var_f = \left(\frac{\delta f}{\delta x_1}\right)^2 * Var_{x_1} + \left(\frac{\delta f}{\delta x_2}\right)^2 * Var_{x_2} + \dots + \left(\frac{\delta f}{\delta x_n}\right)^2 * Var_{x_n}$$

donde,

Var_f : Varianza total de la función,

$\frac{\delta f}{\delta x_n}$: Derivada de la función con respecto a la variable x_n ,

Var_{x_n} : Varianza de la variable x_n .

Los resultados del aporte al error de la recuperación metalúrgica de una especie por fracción granulométrica para las seis variables involucradas (Ecuación 34) se entregan la Tabla 46.

Tabla 46 Error total y aporte de error por variable en el cálculo de la recuperación metalúrgica por especie y fracción granulométrica

c101								
Ri,j	Fracción gr. conc	Fracción gr. Alim	Ley conc	Ley alim	Flujo conc	Flujo alim	Varianza	Desviación estándar
Cu +325	0.012	0.010	0.001	0.079	0.000	0.000	0.102	0.320
Cu -325	0.007	0.008	0.003	0.109	0.000	0.000	0.127	0.356
Mo +325	0.019	0.015	0.095	9.829	0.000	0.000	9.959	3.156
Mo -325	0.006	0.007	0.463	14.213	0.000	0.000	14.689	3.833
c102								
Ri,j	Fracción gr. conc	Fracción gr. Alim	Ley conc	Ley alim	Flujo conc	Flujo alim	Varianza	Desviación estándar
Cu +325	0.002	0.001	0.000	0.022	0.000	0.000	0.024	0.156
Cu -325	0.000	0.000	0.000	0.016	0.000	0.000	0.017	0.131
Mo +325	0.002	0.001	0.009	3.327	0.000	0.000	3.339	1.827
Mo -325	0.000	0.000	0.050	1.929	0.000	0.000	1.980	1.407
c103								
Ri,j	Fracción gr. conc	Fracción gr. Alim	Ley conc	Ley alim	Flujo conc	Flujo alim	Varianza	Desviación estándar
Cu +325	0.003	0.001	0.000	0.051	0.000	0.000	0.056	0.236
Cu -325	0.001	0.001	0.001	0.040	0.000	0.000	0.042	0.205
Mo +325	0.003	0.002	0.023	8.426	0.000	0.000	8.453	2.907
Mo -325	0.000	0.001	0.102	3.672	0.000	0.000	3.775	1.943
c104								
Ri,j	Fracción gr. conc	Fracción gr. Alim	Ley conc	Ley alim	Flujo conc	Flujo alim	Varianza	Desviación estándar
Cu +325	0.000	0.000	0.000	0.004	0.000	0.000	0.004	0.063
Cu -325	0.000	0.000	0.000	0.002	0.000	0.000	0.002	0.042
Mo +325	0.000	0.000	0.001	0.155	0.000	0.000	0.156	0.395
Mo -325	0.000	0.000	0.007	0.085	0.000	0.000	0.092	0.304
c201								
Ri,j	Fracción gr. conc	Fracción gr. Alim	Ley conc	Ley alim	Flujo conc	Flujo alim	Varianza	Desviación estándar
Cu +325	0.004	0.001	0.000	0.024	0.000	0.000	0.030	0.172
Cu -325	0.002	0.004	0.001	0.058	0.000	0.000	0.065	0.255
Mo +325	0.005	0.002	0.024	4.885	0.000	0.000	4.915	2.217
Mo -325	0.001	0.003	0.143	7.261	0.000	0.000	7.409	2.722
c202								
Ri,j	Fracción gr. conc	Fracción gr. Alim	Ley conc	Ley alim	Flujo conc	Flujo alim	Varianza	Desviación estándar
Cu +325	0.000	0.000	0.000	0.005	0.000	0.000	0.005	0.071
Cu -325	0.001	0.002	0.000	0.053	0.000	0.000	0.057	0.239
Mo +325	0.001	0.000	0.003	1.844	0.000	0.000	1.848	1.359
Mo -325	0.001	0.001	0.007	3.935	0.000	0.000	3.944	1.986

c203								
Ri,j	Fracción gr. conc	Fracción gr. Alim	Ley conc	Ley alim	Flujo conc	Flujo alim	Varianza	Desviación estándar
Cu +325	0.000	0.000	0.000	0.005	0.000	0.000	0.005	0.073
Cu -325	0.000	0.001	0.000	0.022	0.000	0.000	0.023	0.151
Mo +325	0.000	0.000	0.004	0.385	0.000	0.000	0.389	0.623
Mo -325	0.000	0.000	0.020	0.652	0.000	0.000	0.673	0.820
c204								
Ri,j	Fracción gr. conc	Fracción gr. Alim	Ley conc	Ley alim	Flujo conc	Flujo alim	Varianza	Desviación estándar
Cu +325	0.000	0.000	0.000	0.001	0.000	0.000	0.001	0.027
Cu -325	0.000	0.000	0.000	0.001	0.000	0.000	0.001	0.030
Mo +325	0.000	0.000	0.000	0.020	0.000	0.000	0.021	0.143
Mo -325	0.000	0.000	0.000	0.018	0.000	0.000	0.019	0.136

4. Variación de la recuperación metalúrgica por especie y fracción granulométrica

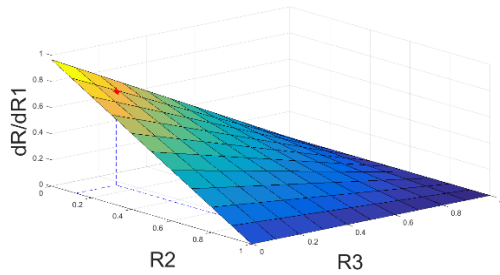


Figura 140 Variación de la recuperación de Cu del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 101, $R4=0.034$

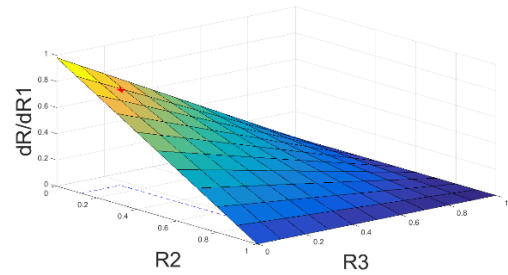


Figura 141 Variación de la recuperación de Mo del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 101, $R4=0.019$

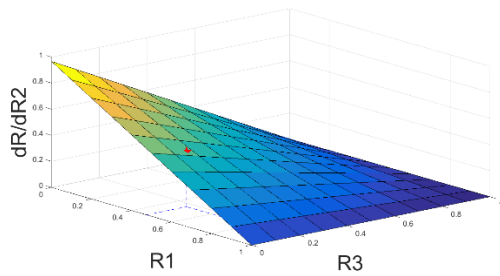


Figura 142 Variación de la recuperación de Cu del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 102, $R4=0.034$

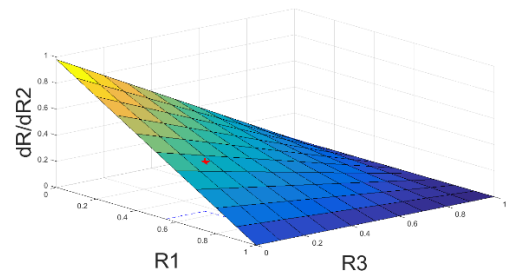


Figura 143 Variación de la recuperación de Mo del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 102, $R4=0.019$

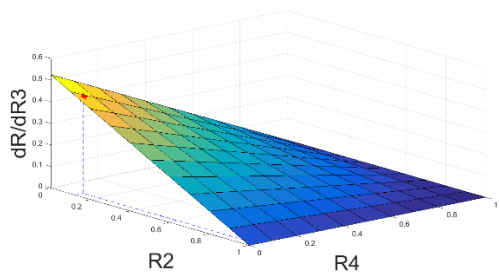


Figura 144 Variación de la recuperación de Cu del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 103, $R1=0.475$

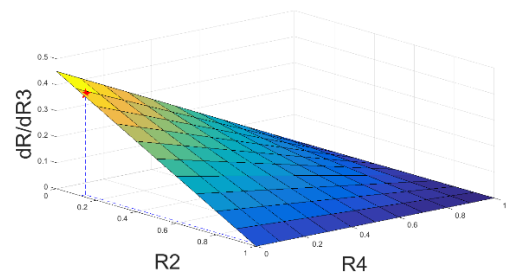


Figura 145 Variación de la recuperación de Mo del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 103, $R1=0.548$

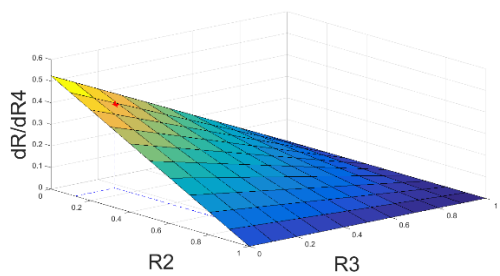


Figura 146 Variación de la recuperación de Cu del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 104, $R1=0.475$

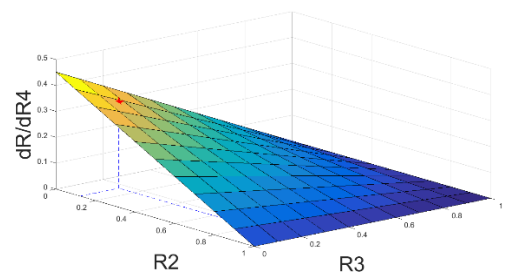


Figura 147 Variación de la recuperación de Mo del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 104, $R1=0.548$

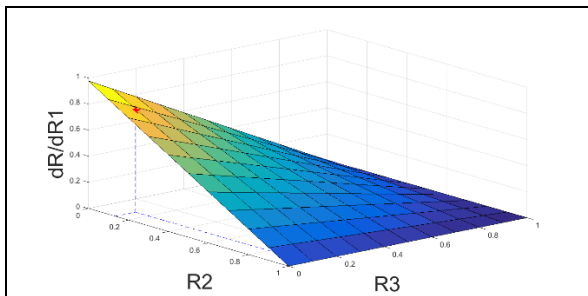


Figura 148 Variación de la recuperación de Cu del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 201, $R4=0.022$

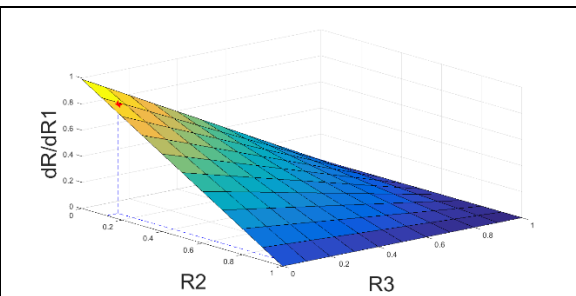


Figura 149 Variación de la recuperación de Mo del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 201, $R4=0.009$

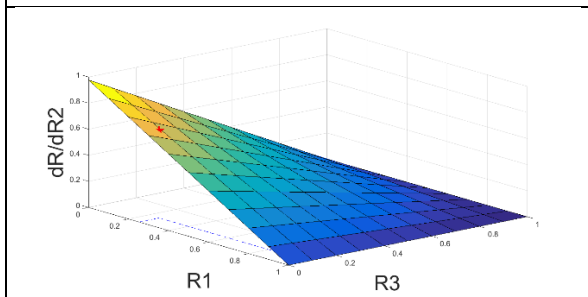


Figura 150 Variación de la recuperación de Cu del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 202, $R4=0.022$

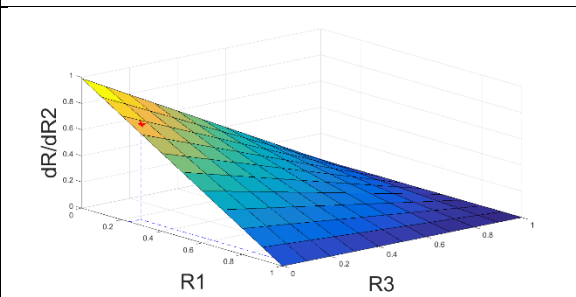


Figura 151 Variación de la recuperación de Mo del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 202, $R4=0.009$

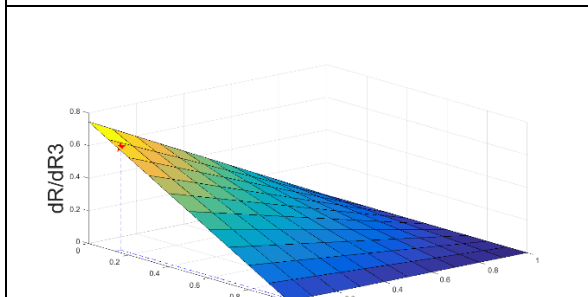


Figura 152 Variación de la recuperación de Cu del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 203, $R1=0.253$

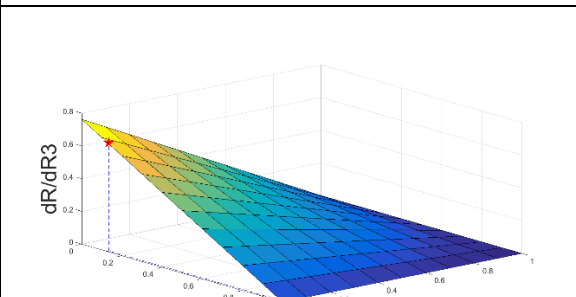


Figura 153 Variación de la recuperación de Mo del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 203, $R1=0.237$

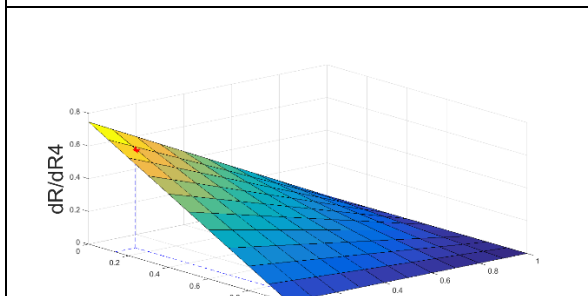


Figura 154 Variación de la recuperación de Cu del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 204, $R1=0.253$

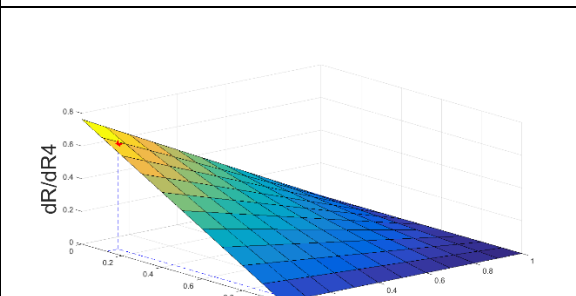


Figura 155 Variación de la recuperación de Mo del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 204, $R1=0.237$

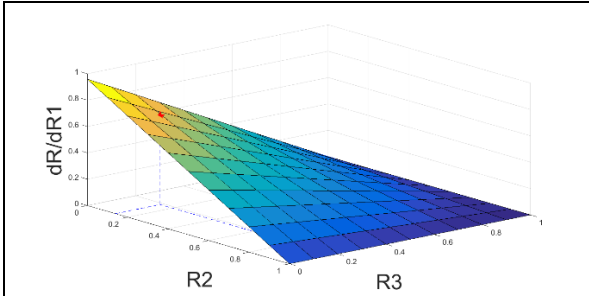


Figura 156 Variación de la recuperación de Cu del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 101, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R4=0.041$

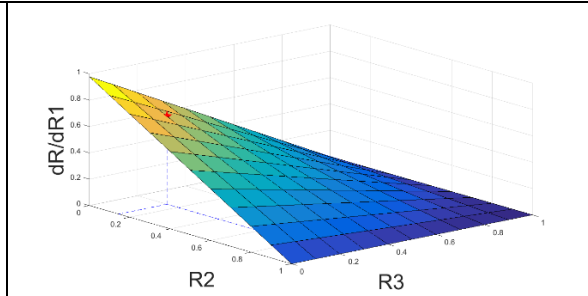


Figura 157 Variación de la recuperación de Mo del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 101, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R4=0.022$

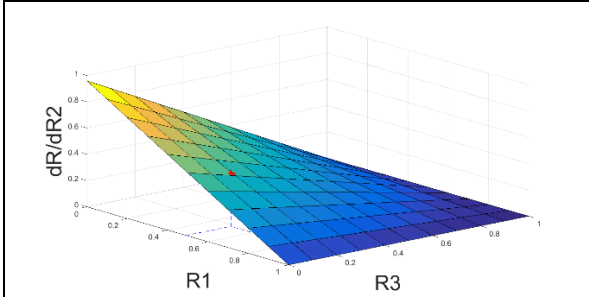


Figura 158 Variación de la recuperación de Cu del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 102, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R4=0.041$

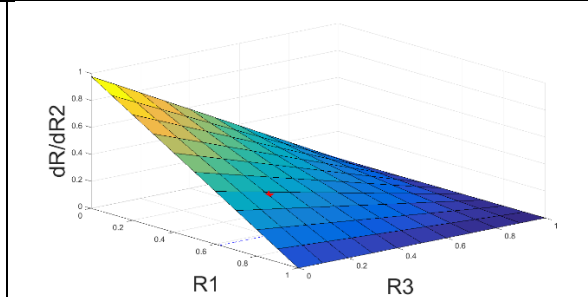


Figura 159 Variación de la recuperación de Mo del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 102, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R4=0.022$

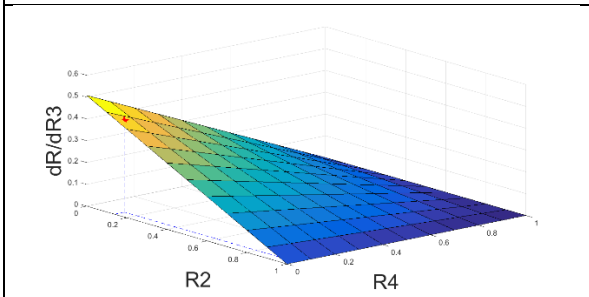


Figura 160 Variación de la recuperación de Cu del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 103, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R1=0.492$

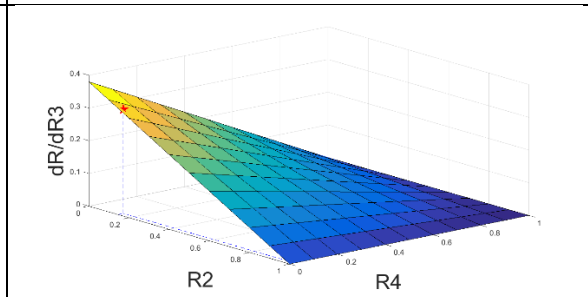


Figura 161 Variación de la recuperación de Mo del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 103, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R1=0.620$

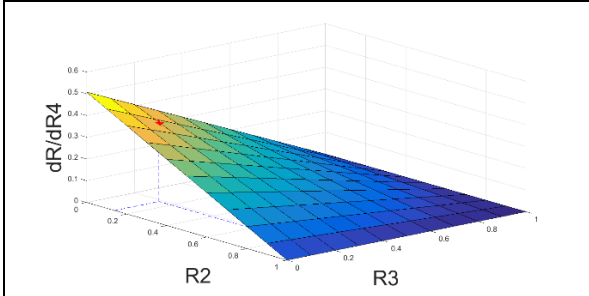


Figura 162 Variación de la recuperación de Cu del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 104, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R1=0.492$

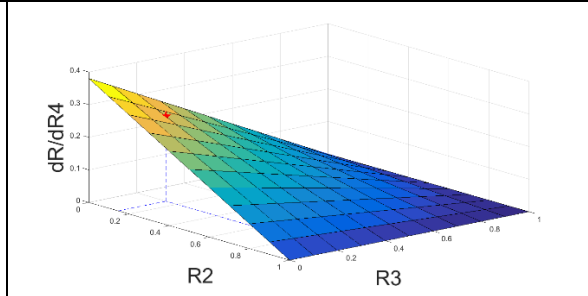


Figura 163 Variación de la recuperación de Mo del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 104, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R1=0.620$

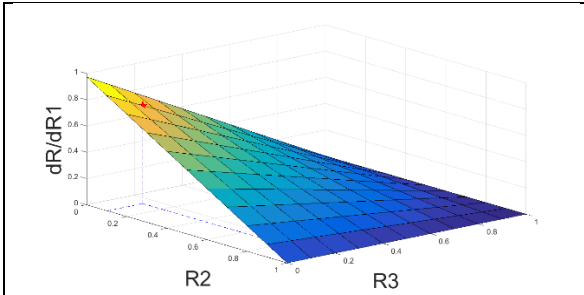


Figura 164 Variación de la recuperación de Cu del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 101, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R4=0.026$

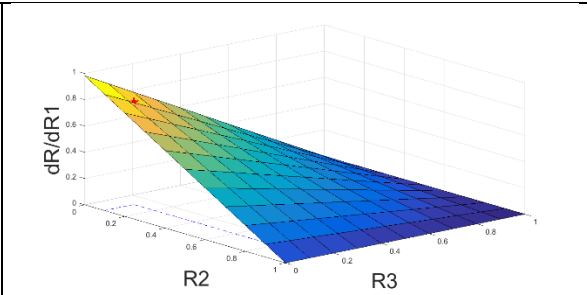


Figura 165 Variación de la recuperación de Mo del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 101, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R4=0.017$

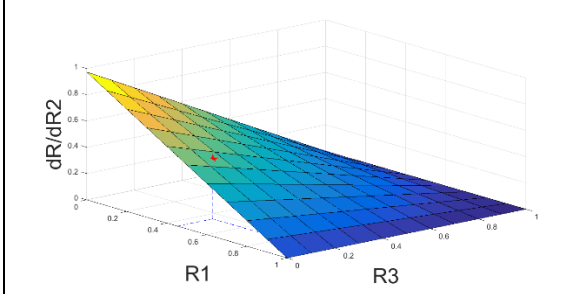


Figura 166 Variación de la recuperación de Cu del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 102, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R4=0.026$

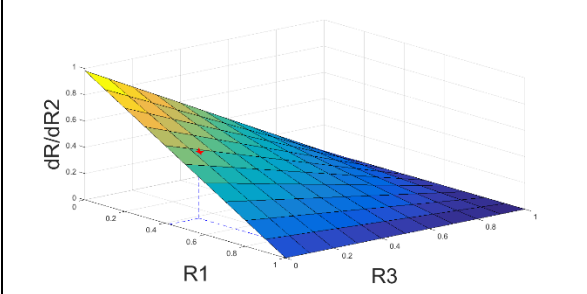


Figura 167 Variación de la recuperación de Mo del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 102, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R4=0.017$

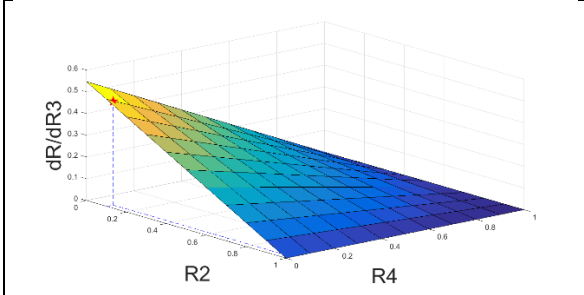


Figura 168 Variación de la recuperación de Cu del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 103, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R1=0.453$

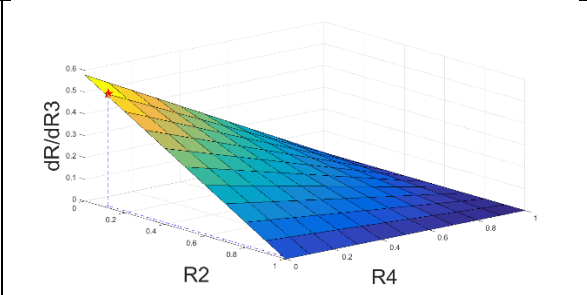


Figura 169 Variación de la recuperación de Mo del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 103, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R1=0.422$

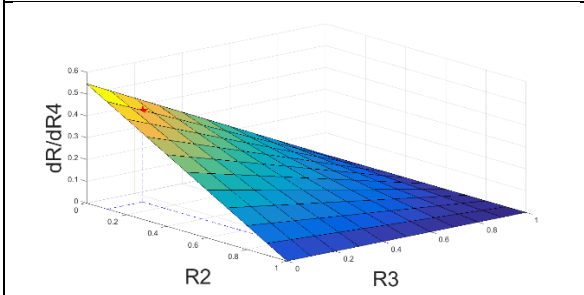


Figura 170 Variación de la recuperación de Cu del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 104, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R1=0.453$

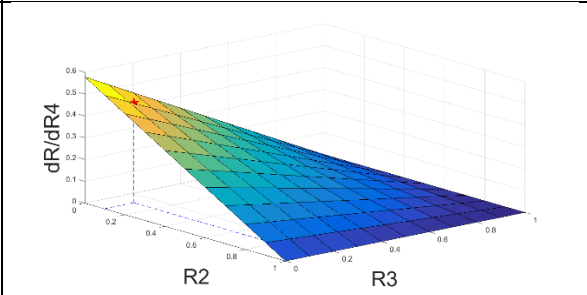


Figura 171 Variación de la recuperación de Mo del banco 100 con respecto a la recuperación de la celda 104, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R1=0.422$

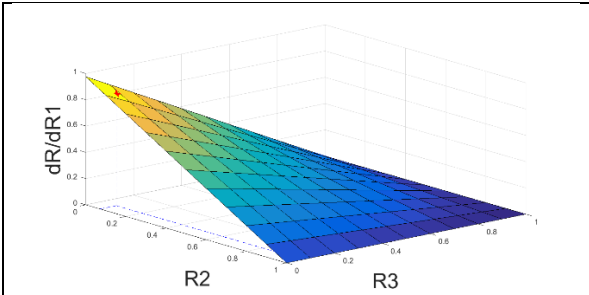


Figura 172 Variación de la recuperación de Cu del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 201, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R4=0.024$

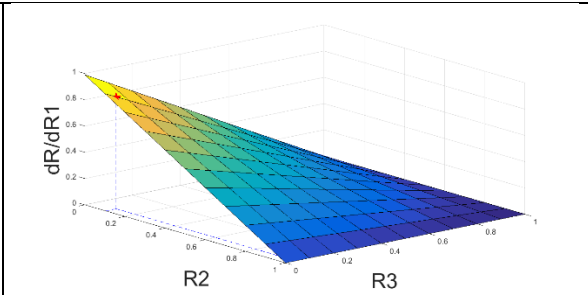


Figura 173 Variación de la recuperación de Mo del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 201, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R4=0.009$

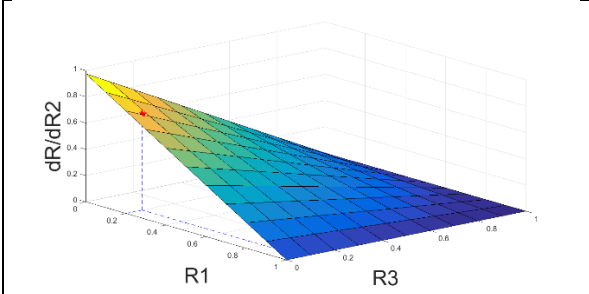


Figura 174 Variación de la recuperación de Cu del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 202, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R4=0.024$

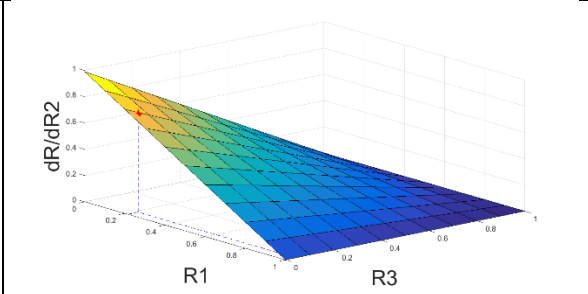


Figura 175 Variación de la recuperación de Mo del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 202, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R4=0.009$

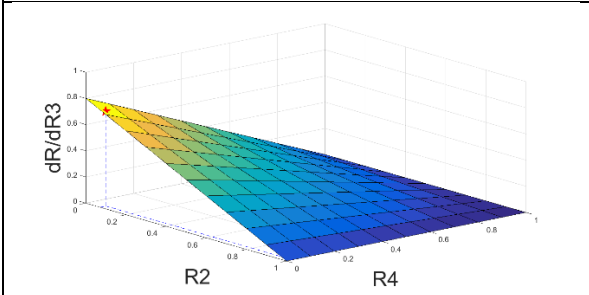


Figura 176 Variación de la recuperación de Cu del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 203, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R1=0.199$

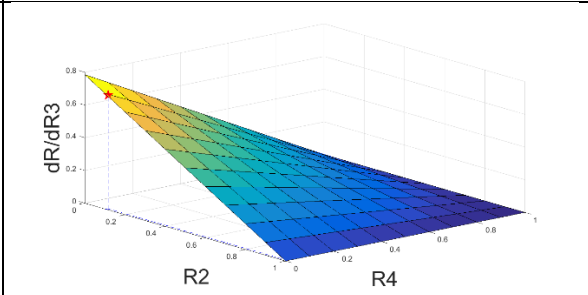


Figura 177 Variación de la recuperación de Mo del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 203, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R1=0.215$

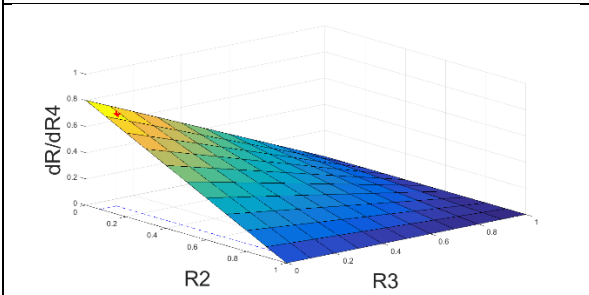


Figura 178 Variación de la recuperación de Cu del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 204, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R1=0.199$

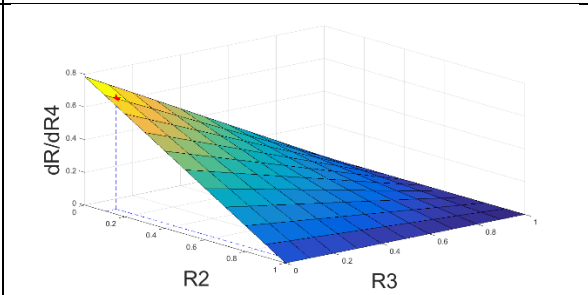


Figura 179 Variación de la recuperación de Mo del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 204, fracción granulométrica sobre 44 micrones, $R4=0.215$

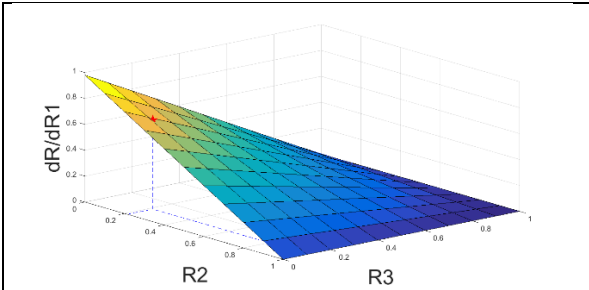


Figura 180 Variación de la recuperación de Cu del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 201, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R4=0.019$

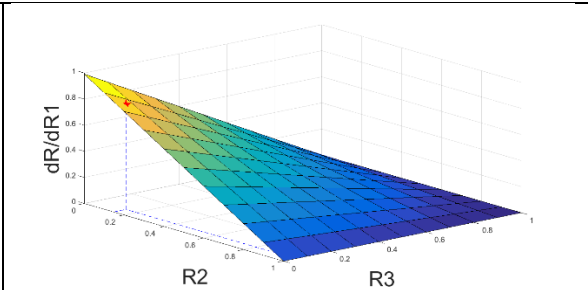


Figura 181 Variación de la recuperación de Mo del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 201, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R4=0.008$

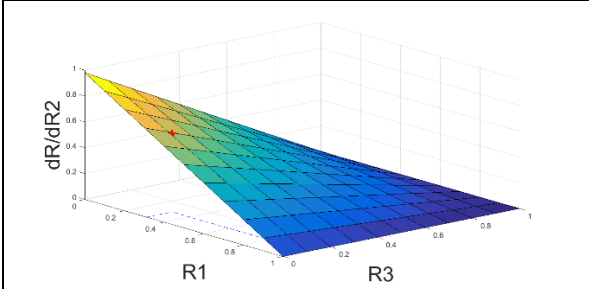


Figura 182 Variación de la recuperación de Cu del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 202, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R4=0.019$

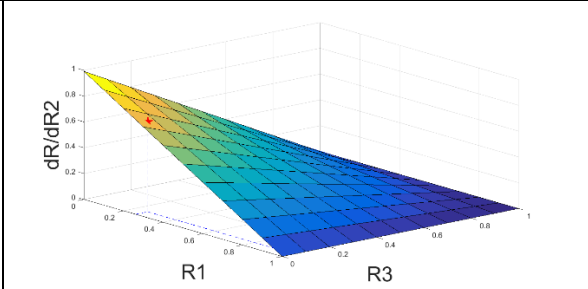


Figura 183 Variación de la recuperación de Mo del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 202, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R4=0.008$

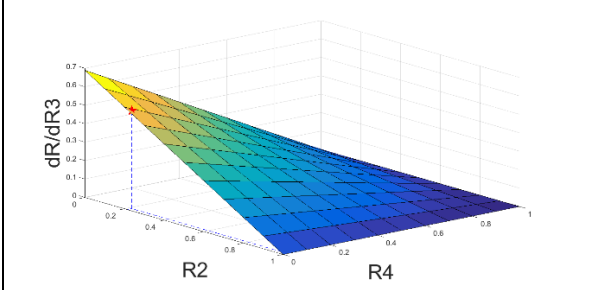


Figura 184 Variación de la recuperación de Cu del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 203, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R1=0.311$

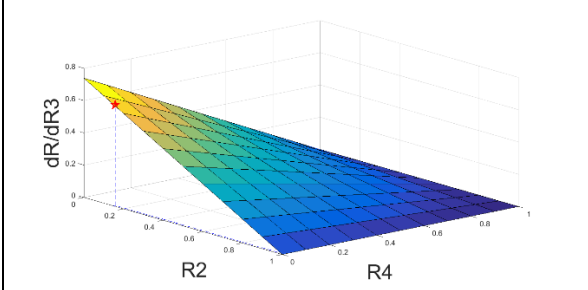


Figura 185 Variación de la recuperación de Mo del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 203, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R1=0.261$

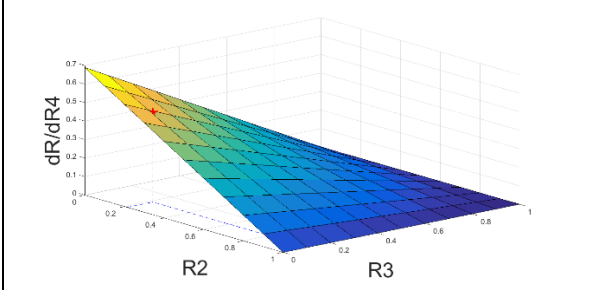


Figura 186 Variación de la recuperación de Cu del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 204, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R1=0.311$

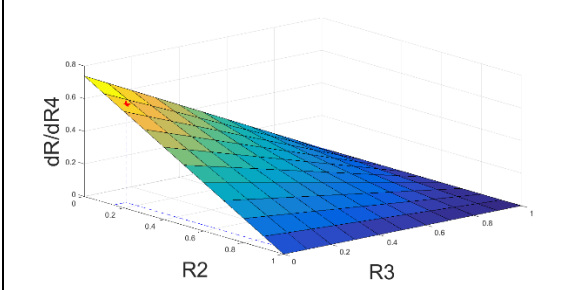


Figura 187 Variación de la recuperación de Mo del banco 200 con respecto a la recuperación de la celda 204, fracción granulométrica bajo 44 micrones, $R1=0.261$

5. Resultados análisis de Top of Froth por especie y fracción granulométrica

Tabla 47 Leyes de muestras ToF bajo dos estrategias de muestreo (Muestreo en un punto fijo y en varios puntos)

Muestra Reg ToF	> 44 μm		< 44 μm		Muestra VP ToF	> 44 μm		< 44 μm	
	Ley Cu [%]	Ley Mo [%]	Ley Cu [%]	Ley Mo [%]		Ley Cu [%]	Ley Mo [%]	Ley Cu [%]	Ley Mo [%]
101	7.171	0.429	14.455	0.428	101	6.177	0.472	10.900	0.458
102	6.546	0.389	9.304	0.309	102	5.538	0.481	8.207	0.376
103	5.869	0.599	7.670	0.300	103	3.971	0.384	4.276	0.219
104	4.471	0.282	4.065	0.142	104	3.417	0.324	2.297	0.113
201	7.651	0.637	12.464	0.574	201	6.152	0.462	10.314	0.410
202	5.896	0.759	11.973	0.675	202	6.693	0.490	11.516	0.486
203	4.934	0.350	7.446	0.324	203	5.185	0.293	8.470	0.343
204	3.718	0.149	6.150	0.278	204	4.128	0.288	5.946	0.246

Tabla 48 Distribución granulométricas de muestras ToF bajo dos estrategias de muestreo (Muestreo en un punto fijo y en varios puntos)

Banco	Muestra Reg ToF	> 44 μm [%]	< 44 μm [%]	Muestra VP ToF	> 44 μm [%]	< 44 μm [%]
Banco 100	101	33.1	66.9	101	33.2	66.8
	102	32.5	67.5	102	36.9	63.1
	103	40.7	59.3	103	40.7	59.3
	104	32.9	67.1	104	32.5	67.5
Banco 200	201	31.1	68.9	201	29.8	70.2
	202	25.8	74.2	202	34.7	65.3
	203	63.3	36.7	203	59.1	40.9
	204	69.6	30.4	204	66.2	33.8

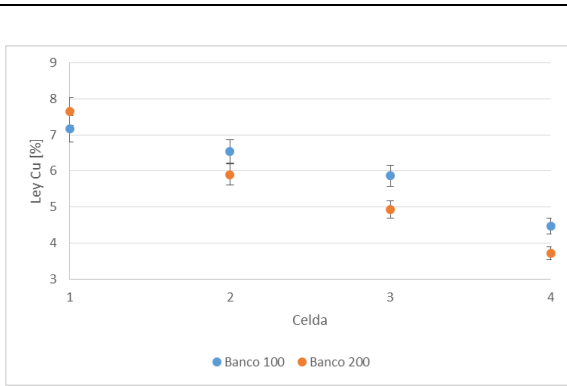


Figura 188 Reg ToF de Cu fracción sobre 44 micrones

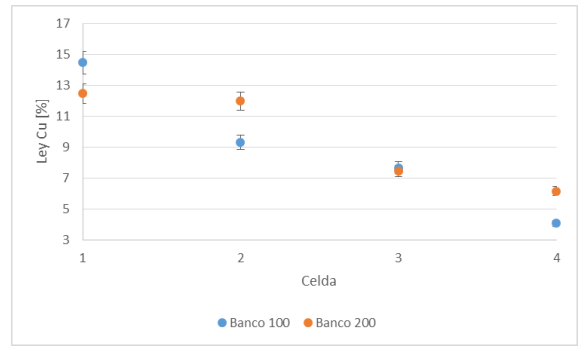


Figura 189 Reg ToF de Cu fracción bajo 44 micrones

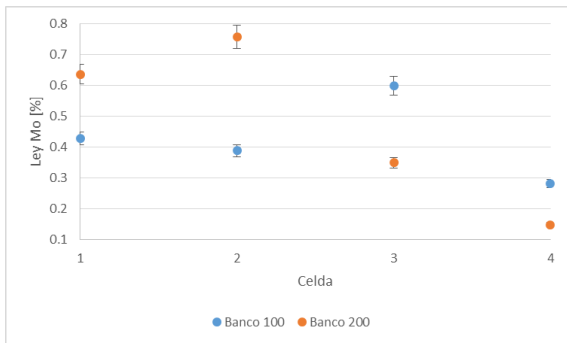


Figura 190 Reg ToF de Mo fracción sobre 44 micrones

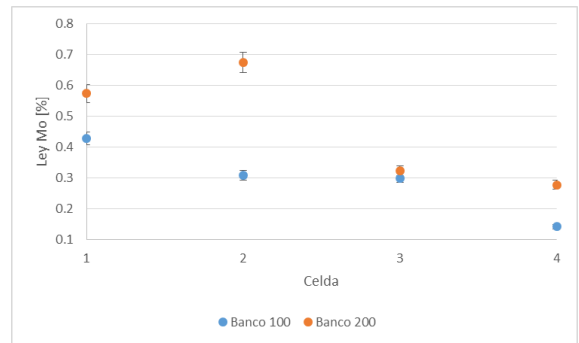


Figura 191 Reg ToF de Mo fracción bajo 44 micrones

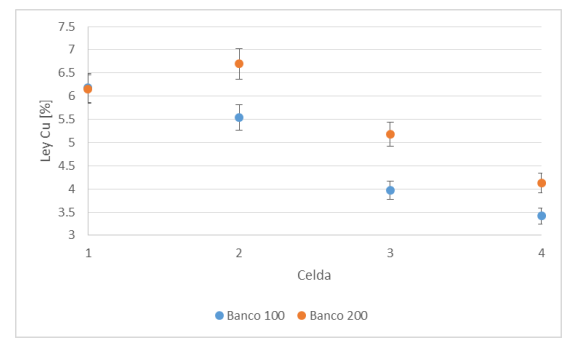


Figura 192 VP ToF de Cu fracción sobre 44 micrones

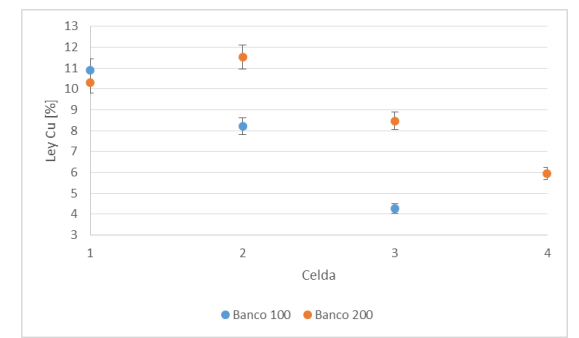


Figura 193 VP ToF de Cu fracción bajo 44 micrones

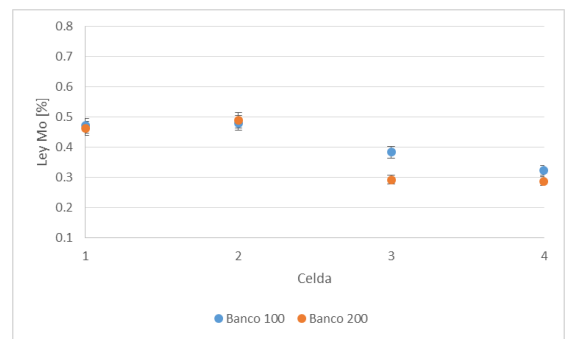


Figura 194 VP ToF de Mo fracción sobre 44 micrones

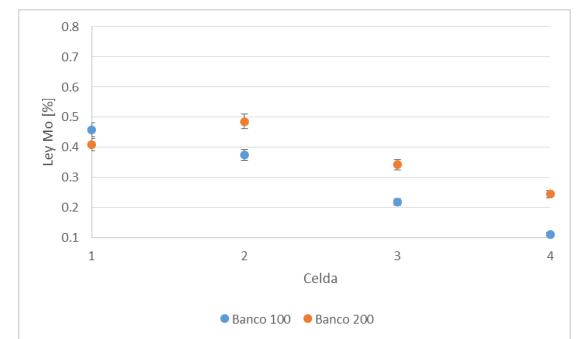


Figura 195 VP ToF de Mo fracción bajo 44 micrones

Tabla 49 Análisis de dilución de concentrado de Cu bajo dos estrategias de muestreo de ToF para granulometrías sobre y bajo 44 micrones

Celda	Muestra	Cu-total Reg ToF [%]	Cu-total VP ToF [%]	Cu-total conc. [%]	Dilución [%]	Diferencia promedio [%]	Visualización
101	>#325	7.17	6.18	3.16	52.66	3.52	
	<#325	14.46	10.9	1.83	85.57	10.85	
102	>#325	6.55	5.54	3.83	36.64	2.22	
	<#325	9.3	8.21	1.2	86.29	7.56	

103	>#325	5.87	3.97	3.29	33.13	1.63	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Category</th> <th>Ley Cu [%]</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>REGTOF</td> <td>5.87</td> </tr> <tr> <td>VPTOF</td> <td>3.97</td> </tr> <tr> <td>CONCENTRADO</td> <td>3.29</td> </tr> </tbody> </table>	Category	Ley Cu [%]	REGTOF	5.87	VPTOF	3.97	CONCENTRADO	3.29
	Category	Ley Cu [%]													
REGTOF	5.87														
VPTOF	3.97														
CONCENTRADO	3.29														
<#325	7.67	4.28	1.19	80.08	4.79	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Category</th> <th>Ley Cu [%]</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>REGTOF</td> <td>7.67</td> </tr> <tr> <td>VPTOF</td> <td>4.28</td> </tr> <tr> <td>CONCENTRADO</td> <td>1.19</td> </tr> </tbody> </table>	Category	Ley Cu [%]	REGTOF	7.67	VPTOF	4.28	CONCENTRADO	1.19	
Category	Ley Cu [%]														
REGTOF	7.67														
VPTOF	4.28														
CONCENTRADO	1.19														
104	>#325	4.47	3.42	3.55	10.01	0.40	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Category</th> <th>Ley Cu [%]</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>REGTOF</td> <td>4.47</td> </tr> <tr> <td>VPTOF</td> <td>3.42</td> </tr> <tr> <td>CONCENTRADO</td> <td>3.55</td> </tr> </tbody> </table>	Category	Ley Cu [%]	REGTOF	4.47	VPTOF	3.42	CONCENTRADO	3.55
	Category	Ley Cu [%]													
REGTOF	4.47														
VPTOF	3.42														
CONCENTRADO	3.55														
<#325	4.07	2.3	0.78	75.51	2.41	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Category</th> <th>Ley Cu [%]</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>REGTOF</td> <td>4.07</td> </tr> <tr> <td>VPTOF</td> <td>2.3</td> </tr> <tr> <td>CONCENTRADO</td> <td>0.78</td> </tr> </tbody> </table>	Category	Ley Cu [%]	REGTOF	4.07	VPTOF	2.3	CONCENTRADO	0.78	
Category	Ley Cu [%]														
REGTOF	4.07														
VPTOF	2.3														
CONCENTRADO	0.78														
201	>#325	7.65	6.15	3.78	45.22	3.12	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Category</th> <th>Ley Cu [%]</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>REGTOF</td> <td>7.65</td> </tr> <tr> <td>VPTOF</td> <td>6.15</td> </tr> <tr> <td>CONCENTRADO</td> <td>3.78</td> </tr> </tbody> </table>	Category	Ley Cu [%]	REGTOF	7.65	VPTOF	6.15	CONCENTRADO	3.78
Category	Ley Cu [%]														
REGTOF	7.65														
VPTOF	6.15														
CONCENTRADO	3.78														

	<#325	12.46	10.31	2.45	78.48	8.94	
202	>#325	5.9	6.69	4.14	34.23	2.16	
	<#325	11.97	11.52	7.22	38.53	4.53	
203	>#325	4.93	5.19	3.4	32.81	1.66	
	<#325	7.45	8.47	1.94	75.63	6.02	

204	>#325	3.72	4.13	3.46	11.85	0.47	
	<#325	6.15	5.95	2.98	50.74	3.07	

Tabla 50 Análisis de dilución de concentrado de Mo bajo dos estrategias de muestreo de ToF para granulometrías sobre y bajo 44 micrones

Celda	Muestra	Mo-total Reg ToF [%]	Mo-total VP ToF [%]	Mo-total conc. [%]	Dilución [%]	Diferencia promedio [%]	Visualización
101	>#325	0.43	0.47	0.45	0.00	0.000	
	<#325	0.43	0.46	0.139	68.76	0.306	

102	>#325	0.39	0.48	0.34	21.84	0.095	
	<#325	0.31	0.38	0.097	71.88	0.248	
103	>#325	0.60	0.38	0.298	39.18	0.192	
	<#325	0.30	0.22	0.086	66.92	0.174	
104	>#325	0.28	0.32	0.157	47.67	0.143	

	<#325	0.14	0.11	0.044	64.80	0.081	
201	>#325	0.64	0.46	0.308	44.00	0.242	
	<#325	0.57	0.41	0.154	68.57	0.336	
202	>#325	0.76	0.49	0.454	27.36	0.171	
	<#325	0.68	0.49	0.4	31.62	0.185	

203	>#325	0.35	0.29	0.155	51.56	0.165	<table border="1"> <thead> <tr> <th>REGTOF</th> <th>VPTOF</th> <th>CONCENTRADO</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>0.35</td> <td>0.29</td> <td>0.155</td> </tr> </tbody> </table>	REGTOF	VPTOF	CONCENTRADO	0.35	0.29	0.155
	REGTOF	VPTOF	CONCENTRADO										
0.35	0.29	0.155											
<#325	0.32	0.34	0.081	75.45	0.249	<table border="1"> <thead> <tr> <th>REGTOF</th> <th>VPTOF</th> <th>CONCENTRADO</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>0.32</td> <td>0.34</td> <td>0.081</td> </tr> </tbody> </table>	REGTOF	VPTOF	CONCENTRADO	0.32	0.34	0.081	
REGTOF	VPTOF	CONCENTRADO											
0.32	0.34	0.081											
204	>#325	0.15	0.29	0.099	55.00	0.121	<table border="1"> <thead> <tr> <th>REGTOF</th> <th>VPTOF</th> <th>CONCENTRADO</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>0.15</td> <td>0.29</td> <td>0.099</td> </tr> </tbody> </table>	REGTOF	VPTOF	CONCENTRADO	0.15	0.29	0.099
	REGTOF	VPTOF	CONCENTRADO										
0.15	0.29	0.099											
<#325	0.28	0.25	0.119	55.09	0.146	<table border="1"> <thead> <tr> <th>REGTOF</th> <th>VPTOF</th> <th>CONCENTRADO</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>0.28</td> <td>0.25</td> <td>0.119</td> </tr> </tbody> </table>	REGTOF	VPTOF	CONCENTRADO	0.28	0.25	0.119	
REGTOF	VPTOF	CONCENTRADO											
0.28	0.25	0.119											

6. Modelamiento de Rf y Rc

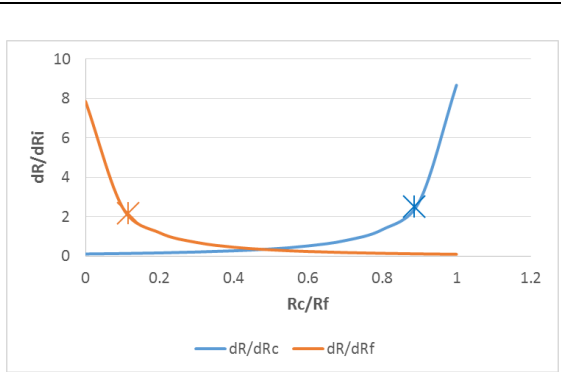


Figura 196 Variación de la recuperación de Cu de la celda 101 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección

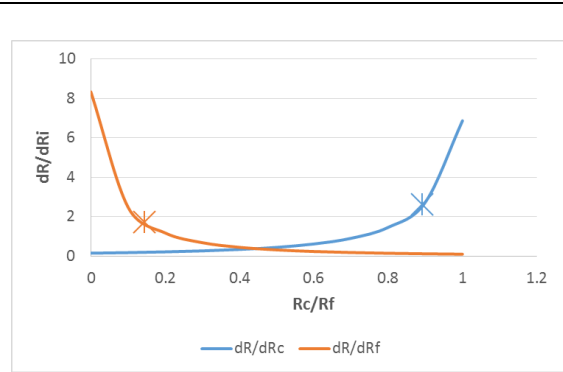


Figura 197 Variación de la recuperación de Mo de la celda 101 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección

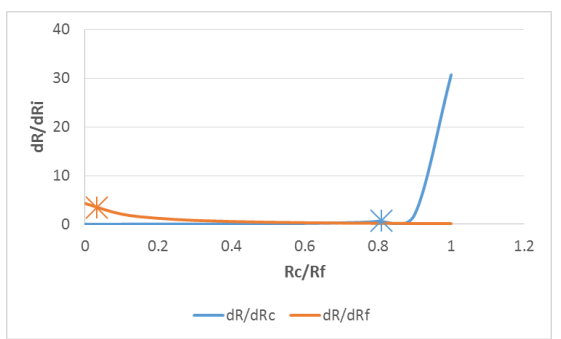


Figura 198 Variación de la recuperación de Cu de la celda 102 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección

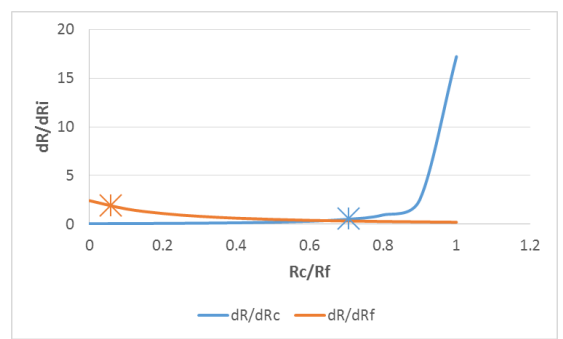


Figura 199 Variación de la recuperación de Mo de la celda 102 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección

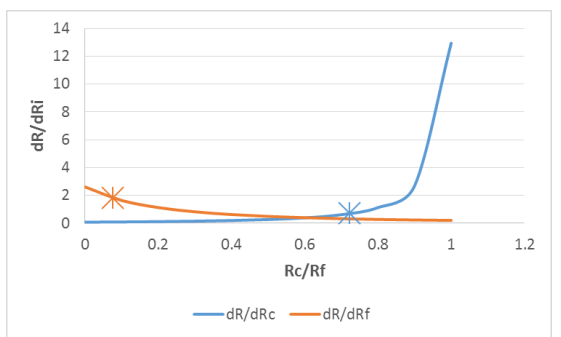


Figura 200 Variación de la recuperación de Cu de la celda 103 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección

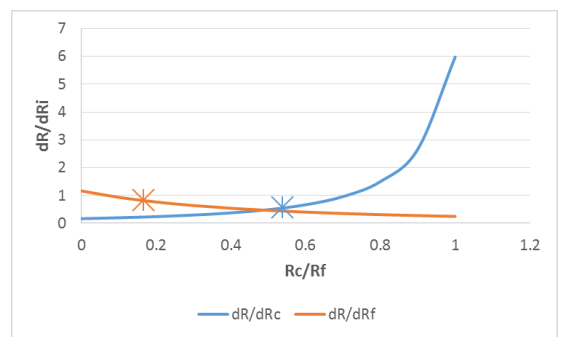


Figura 201 Variación de la recuperación de Mo de la celda 103 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección

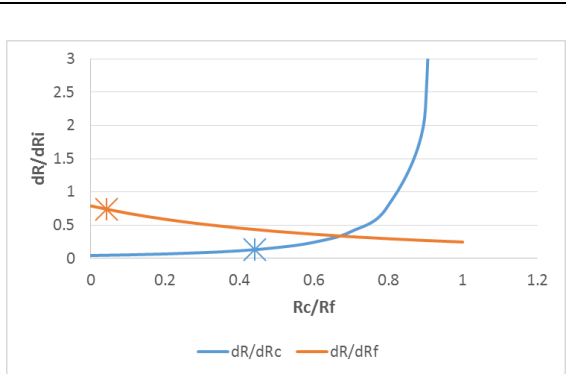


Figura 202 Variación de la recuperación de Cu de la celda 104 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección

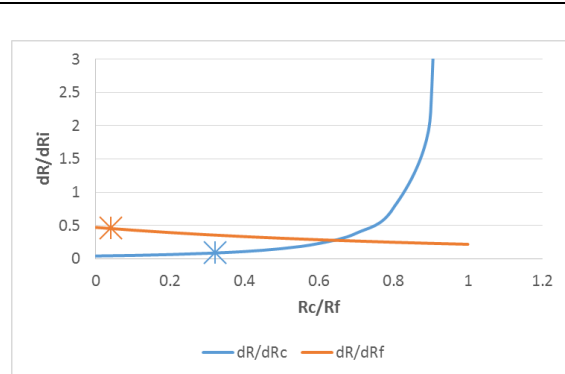


Figura 203 Variación de la recuperación de Mo de la celda 104 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección

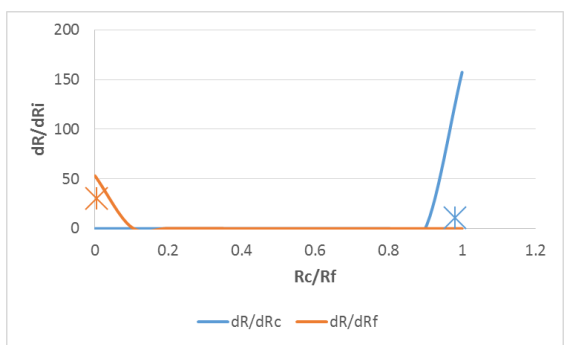


Figura 204 Variación de la recuperación de Cu de la celda 201 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección

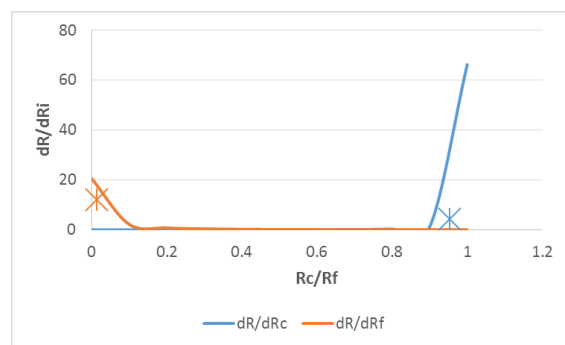


Figura 205 Variación de la recuperación de Mo de la celda 201 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección

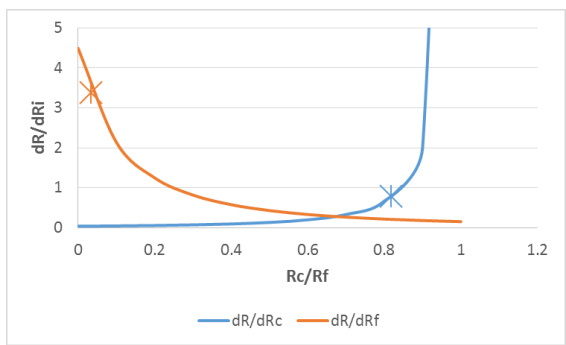


Figura 206 Variación de la recuperación de Cu de la celda 202 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección

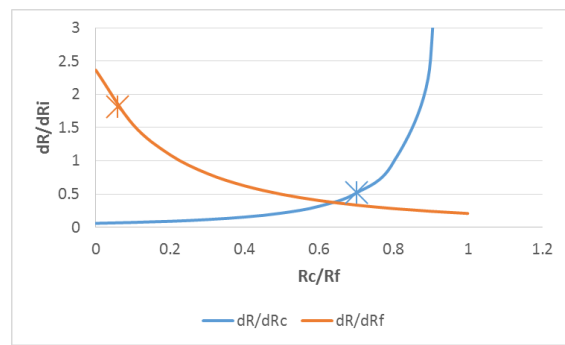


Figura 207 Variación de la recuperación de Mo de la celda 202 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección

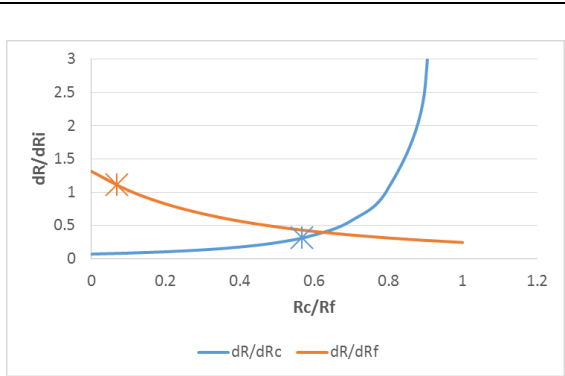


Figura 208 Variación de la recuperación de Cu de la celda 203 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección

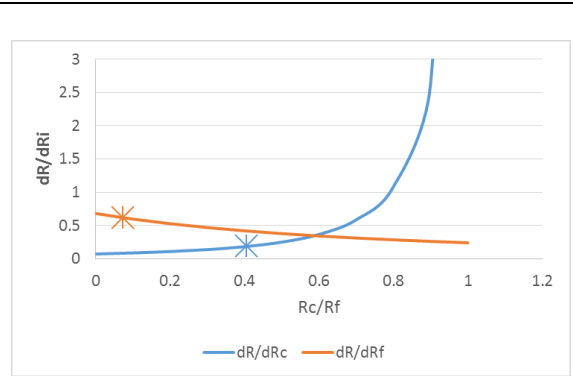


Figura 209 Variación de la recuperación de Mo de la celda 203 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección

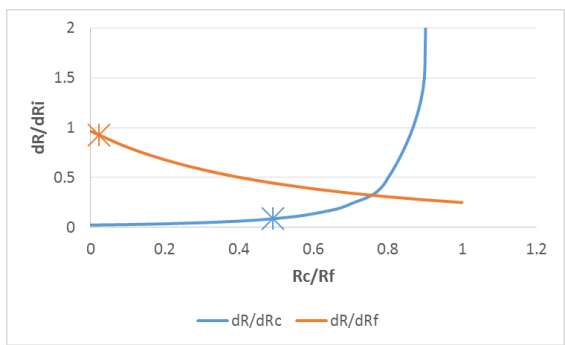


Figura 210 Variación de la recuperación de Cu de la celda 204 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección

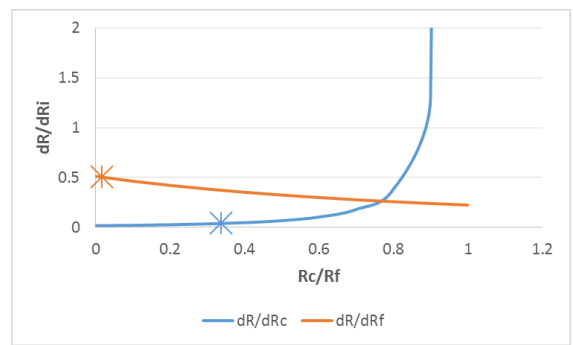


Figura 211 Variación de la recuperación de Mo de la celda 204 con respecto a la recuperación de espuma y a la recuperación en zona de colección

Anexos C: Dispersión de gas

1. Progresión de la distribución de tamaños de burbuja mediante equipo *Bubble Viewer*

Tabla 51 Progresión visual de la distribución de diámetro de burbuja a medida que se realiza la prueba en la celda 101 para compósitos de 50 fotos

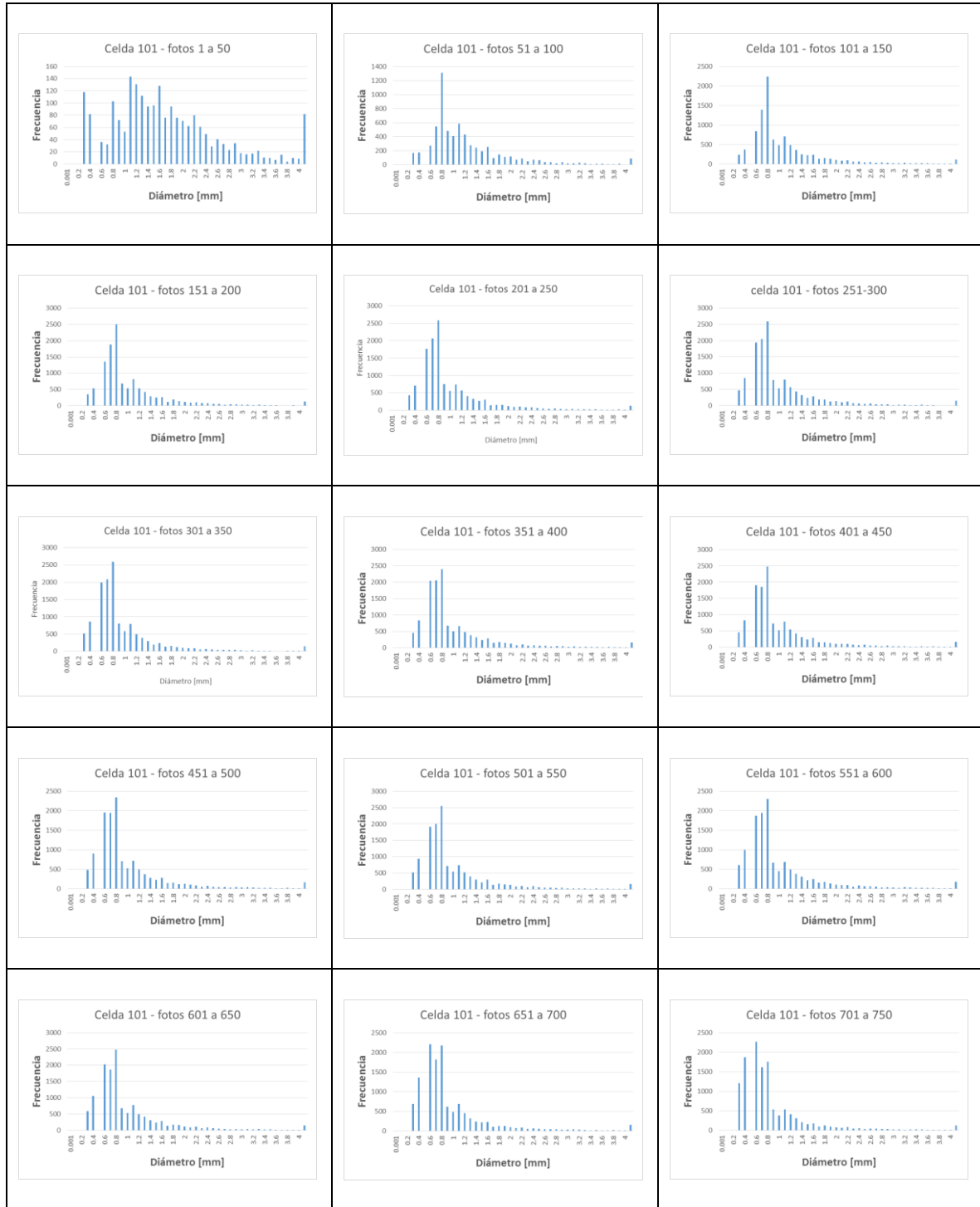


Tabla 52 Progresión visual de la distribución de diámetro de burbuja a medida que se realiza la prueba en la celda 102 para compósitos de 50 fotos

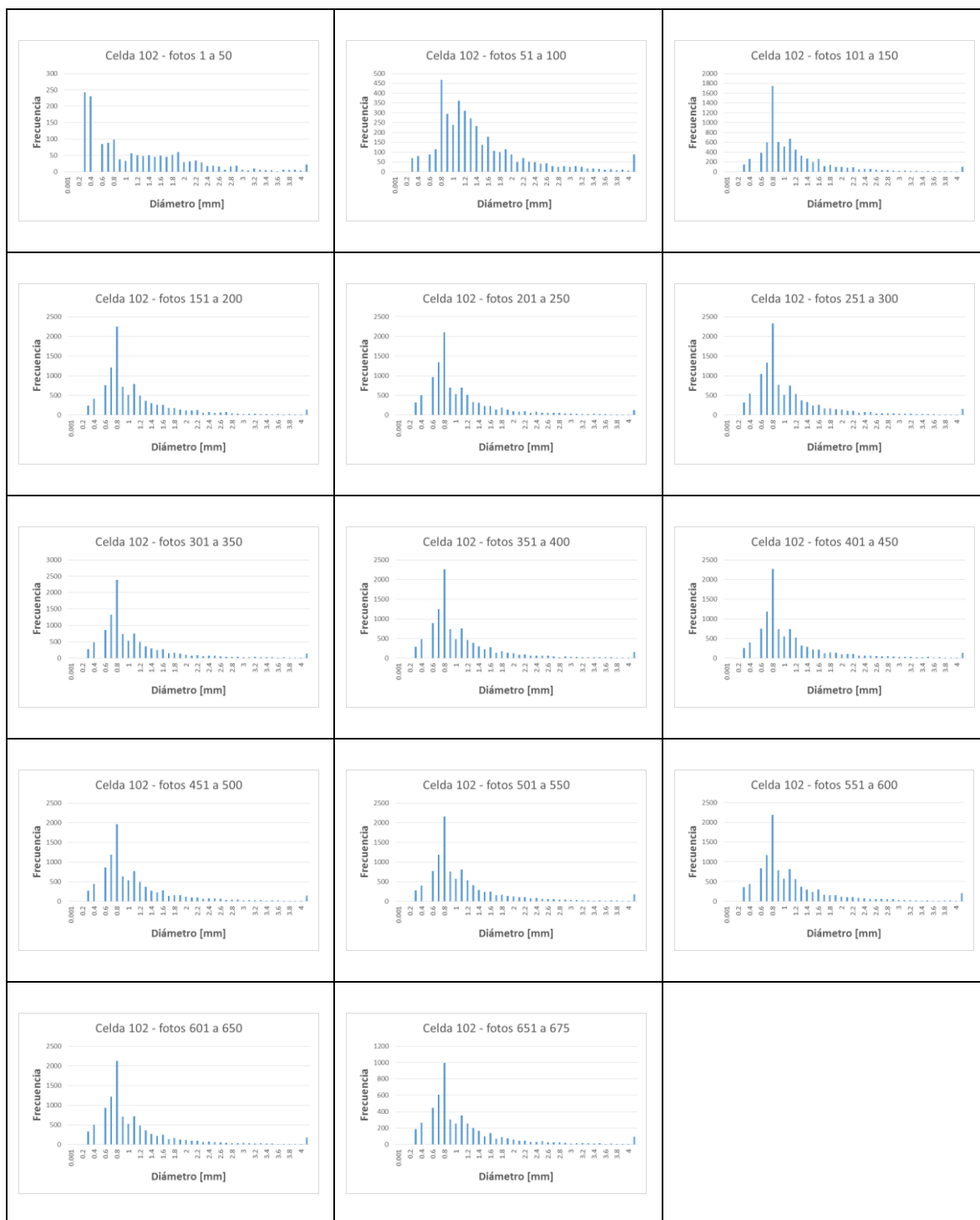


Tabla 53 Progresión visual de la distribución de diámetro de burbuja a medida que se realiza la prueba en la celda 103 para compósitos de 50 fotos

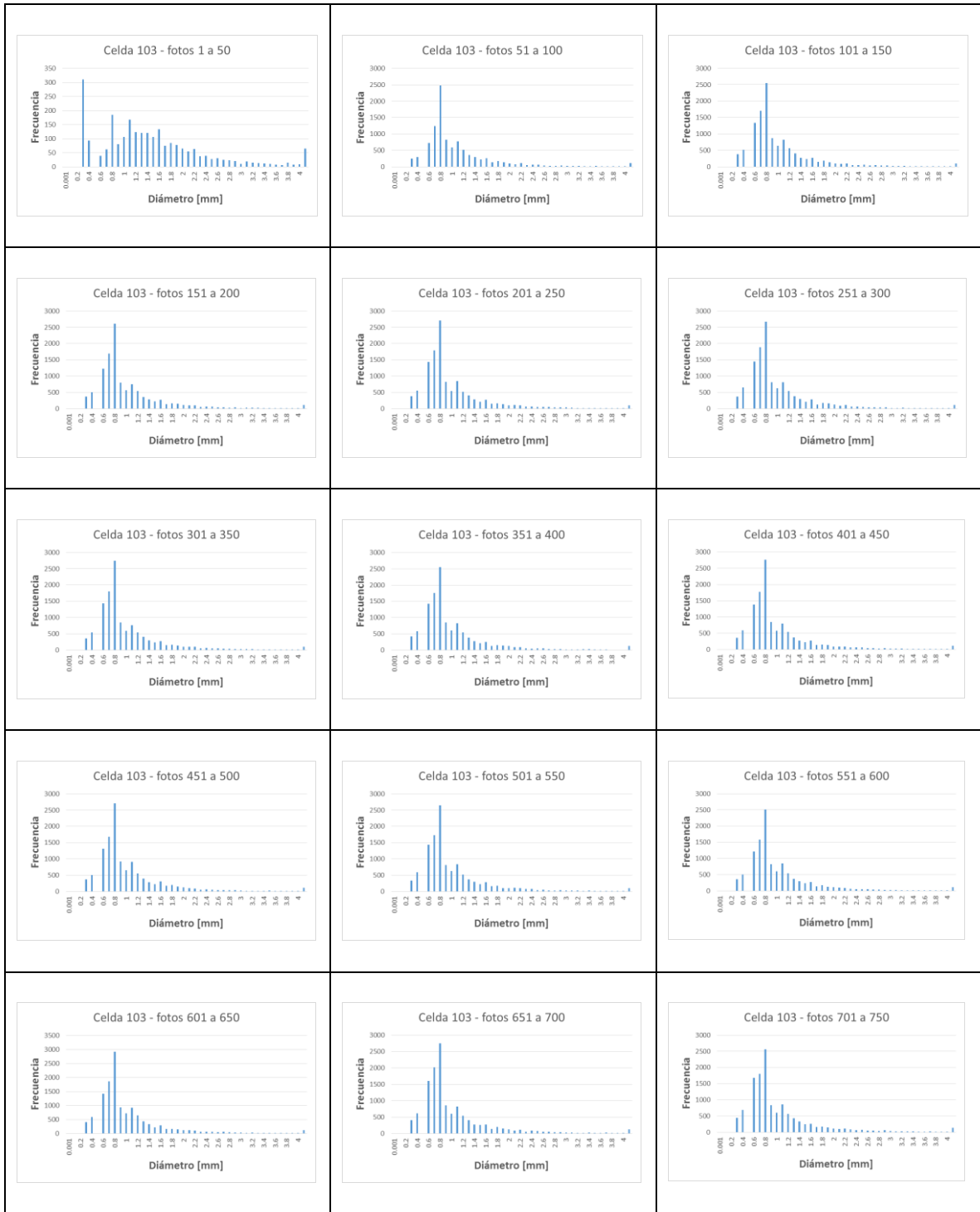


Tabla 54 Progresión visual de la distribución de diámetro de burbuja a medida que se realiza la prueba en la celda 104 para compósitos de 50 fotos

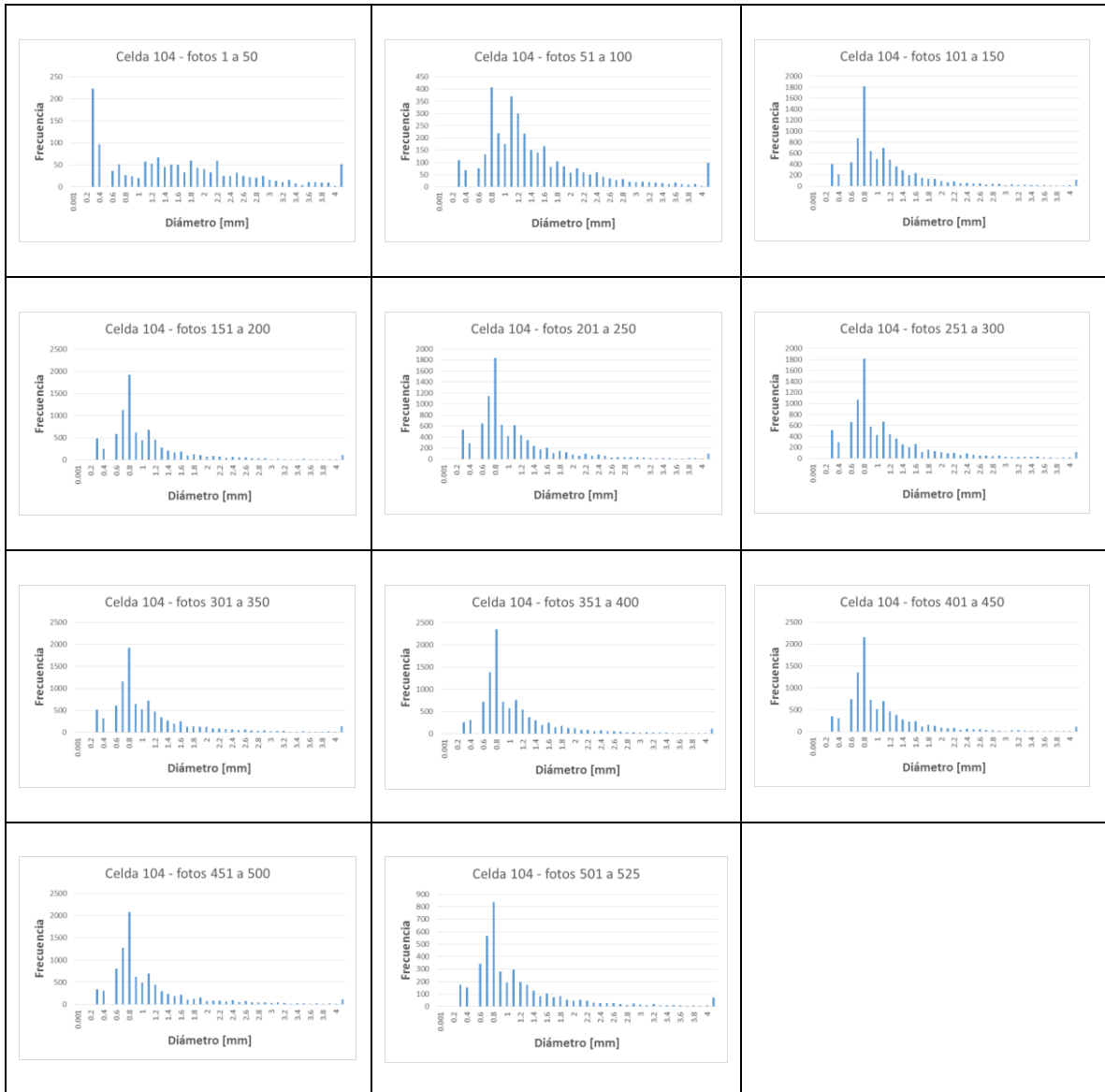


Tabla 55 Progresión visual de la distribución de diámetro de burbuja a medida que se realiza la prueba en la celda 201 para compósitos de 50 fotos

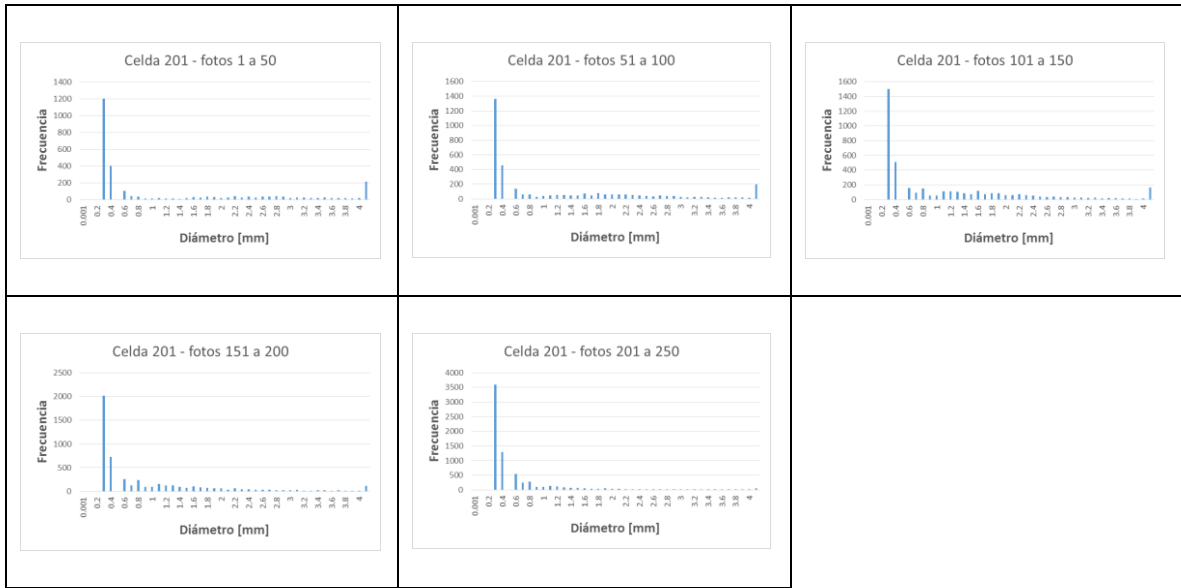


Tabla 56 Progresión visual de la distribución de diámetro de burbuja a medida que se realiza la prueba en la celda 202 para compósitos de 50 fotos

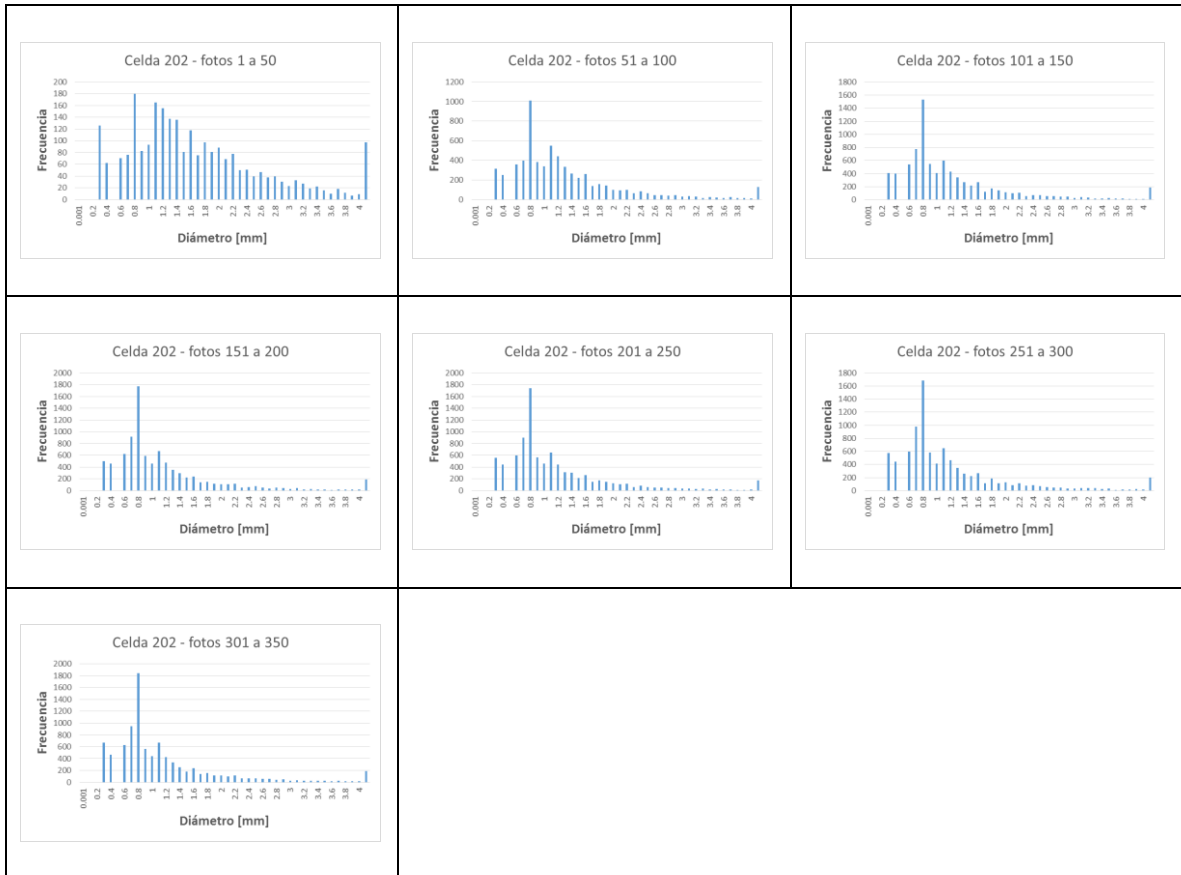


Tabla 57 Progresión visual de la distribución de diámetro de burbuja a medida que se realiza la prueba en la celda 203 para compósitos de 50 fotos

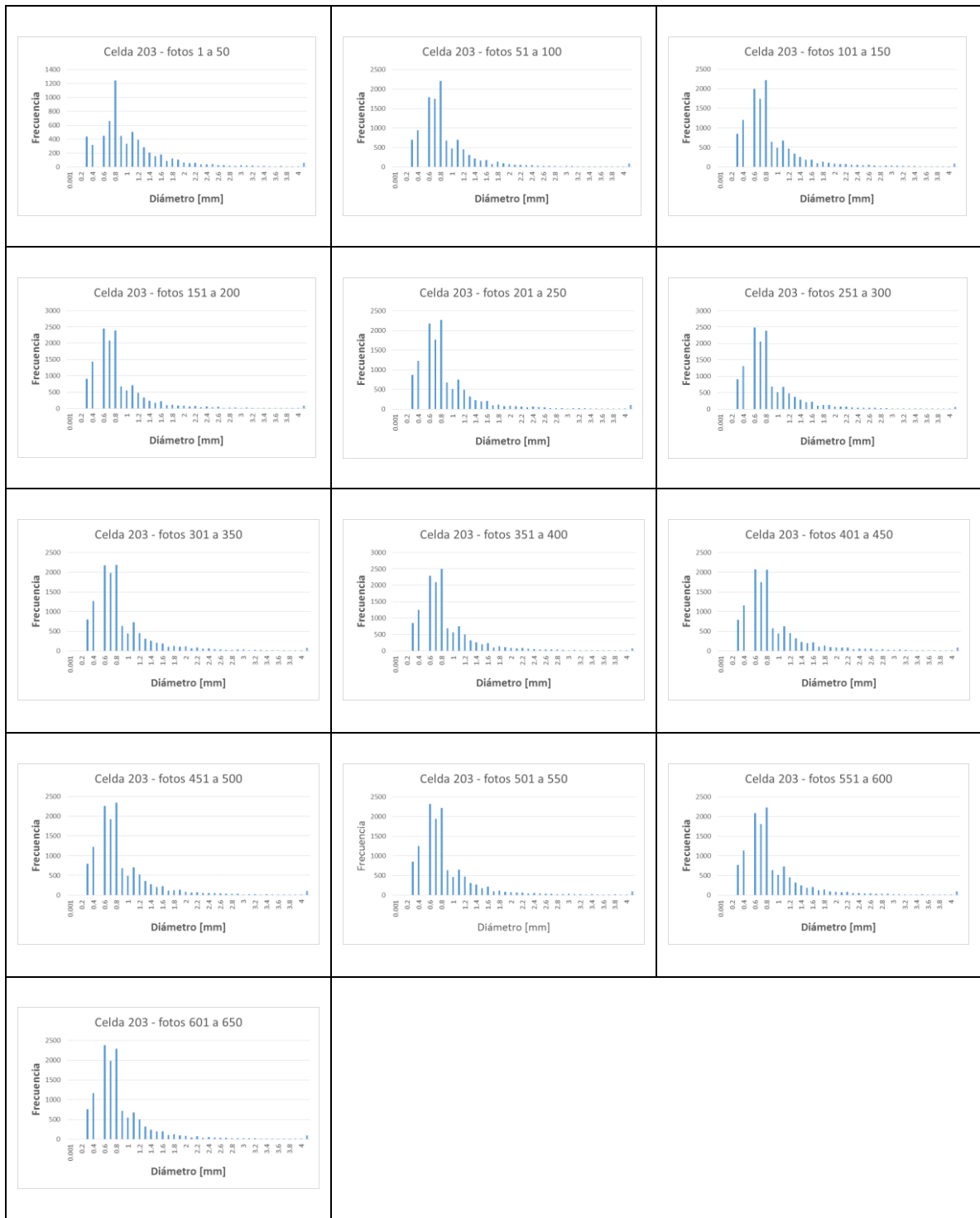
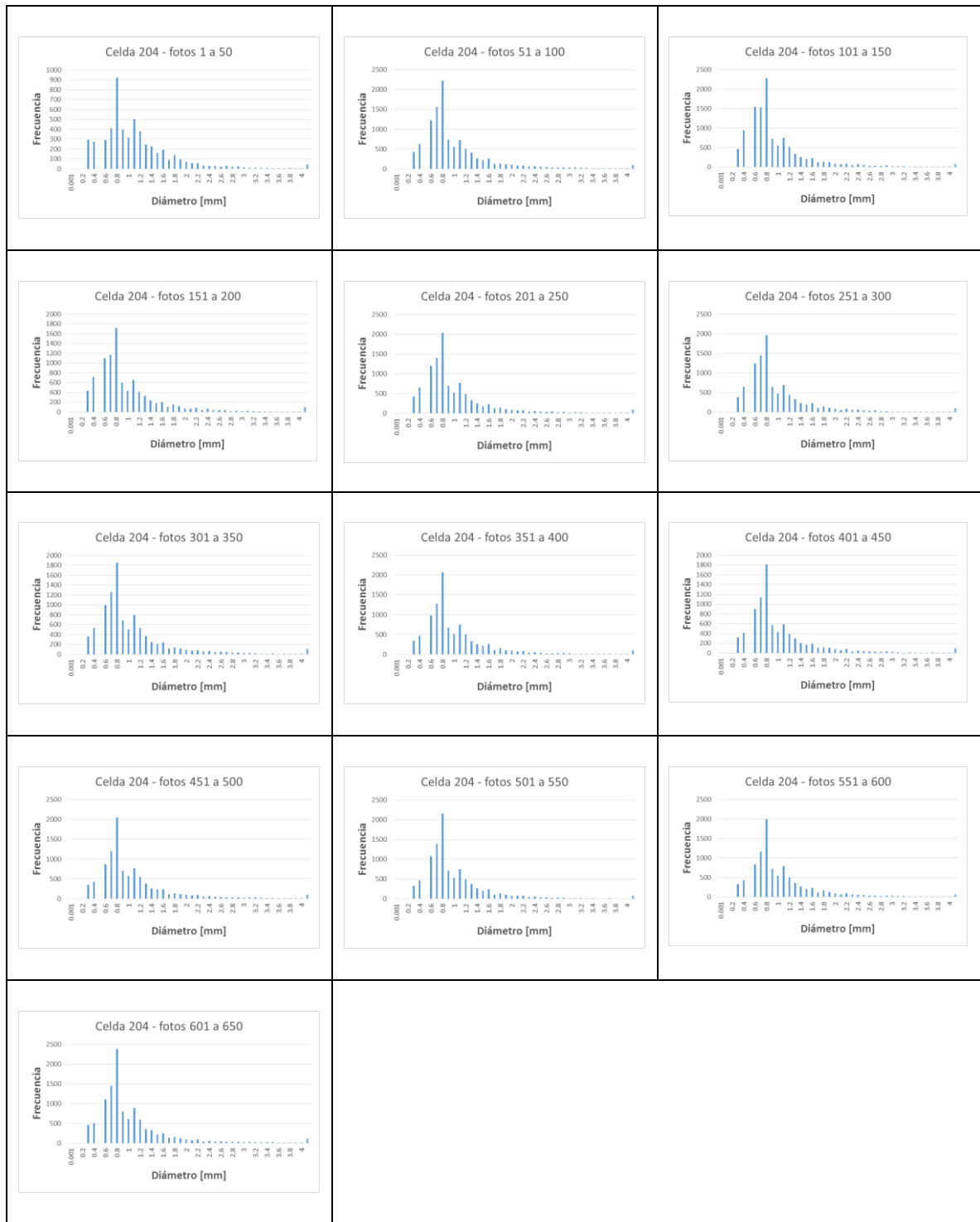


Tabla 58 Progresión visual de la distribución de diámetro de burbuja a medida que se realiza la prueba en la celda 204 para compósitos de 50 fotos



2. Distribución de tamaños de burbujas según volumen de gas

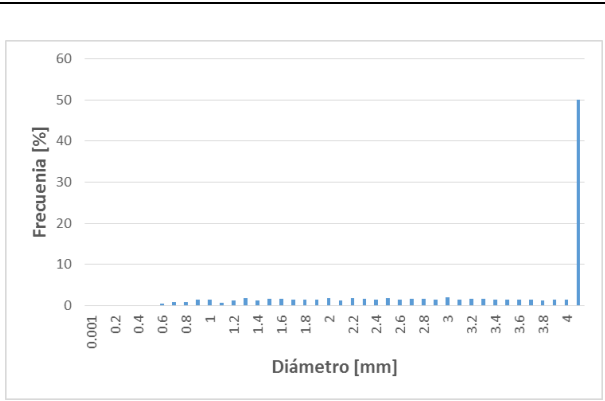


Figura 212 Distribución de tamaños de burbuja según volumen de gas, celda 101

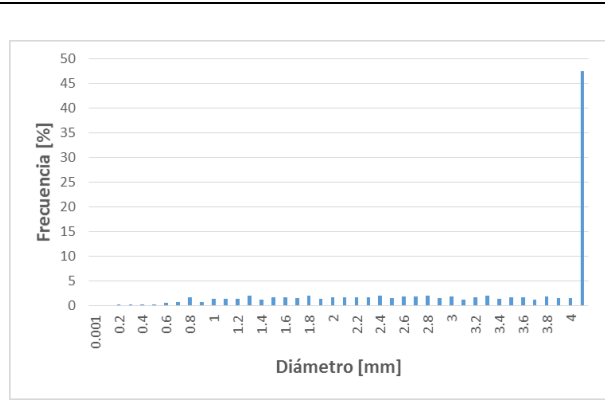


Figura 213 Distribución de tamaños de burbuja según volumen de gas, celda 102

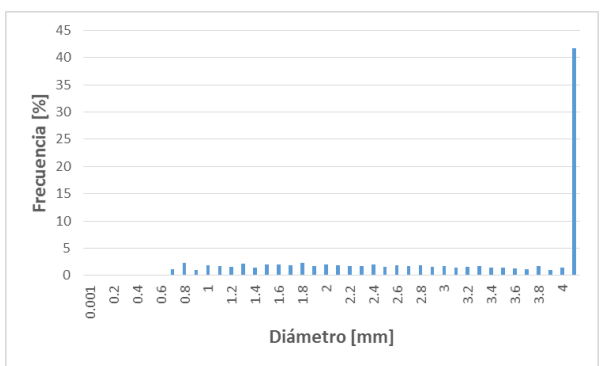


Figura 214 Distribución de tamaños de burbuja según volumen de gas, celda 103

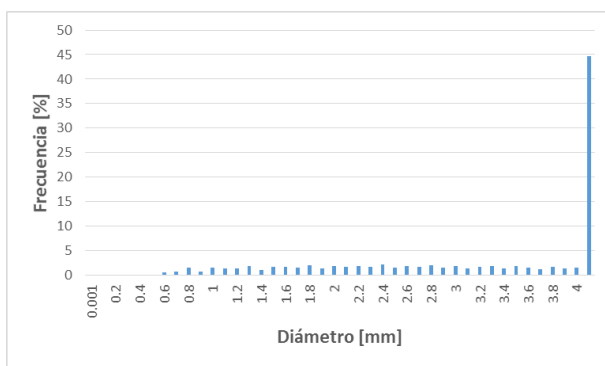


Figura 215 Distribución de tamaños de burbuja según volumen de gas, celda 104

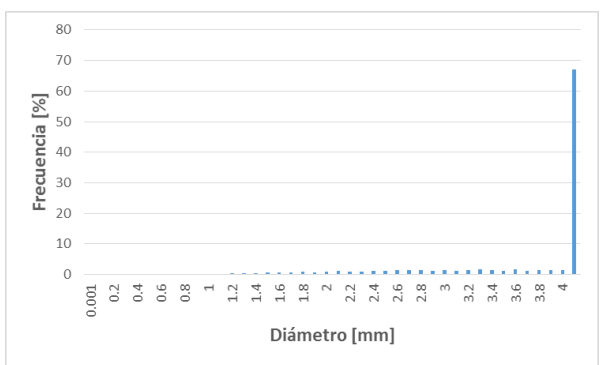


Figura 216 Distribución de tamaños de burbuja según volumen de gas, celda 201

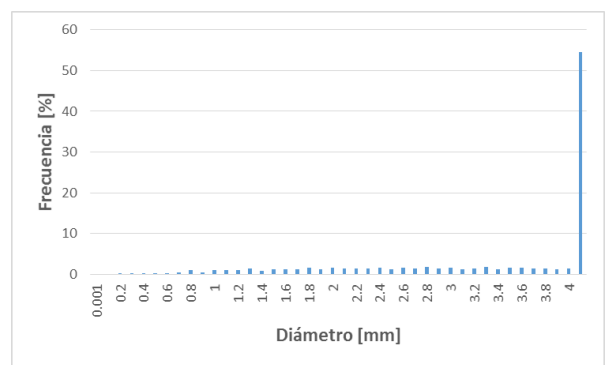


Figura 217 Distribución de tamaños de burbuja según volumen de gas, celda 202

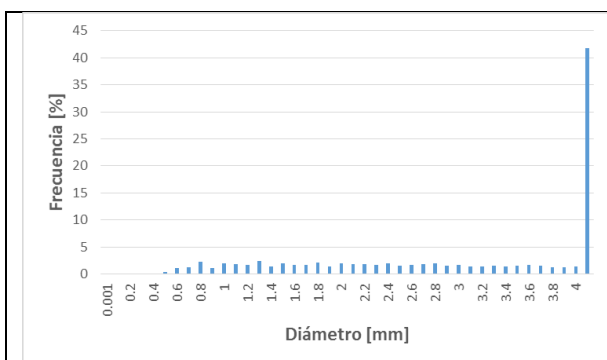


Figura 218 Distribución de tamaños de burbuja según volumen de gas, celda 203

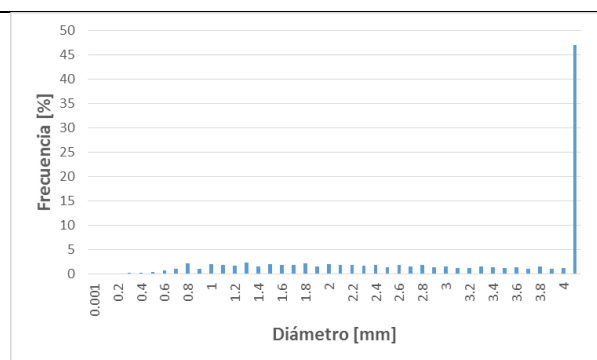


Figura 219 Distribución de tamaños de burbuja según volumen de gas, celda 204

3. Resultados de Hold Up de gas

Tabla 59 Hold Up de gas

Banco	Celda	Hold up [%]
100	101	10
	102	12
	103	5
	104	20
200	201	25
	202	10
	203	13
	204	22

4. Corrección de tamaños de burbuja y velocidad superficial de gas

La corrección por el efecto de distintas presiones dentro de la celda y dentro de la cámara de colección del equipo *Bubble Viewer* se realiza de la siguiente forma:

$$\frac{r_{celda} - r_{cámara}}{r_{cámara}} = \frac{\frac{2 * \gamma_{celda}}{P_{celda}} - \frac{2 * \gamma_{cámara}}{P_{cámara}}}{\frac{2 * \gamma_{celda}}{P_{cámara}}}$$

donde r_{celda} [m] es el radio de la burbuja dentro de la celda de flotación, $r_{cámara}$ es el radio de la burbuja medido mediante captura de imágenes [m], γ_{celda} es la tensión superficial en la celda de flotación [N/m], $\gamma_{cámara}$ es la tensión superficial en la cámara de colección [N/m], P_{celda} es la presión presente en la celda de flotación [Pa] y $P_{cámara}$ es la presión presente en la cámara de colección [Pa].

Asumiendo que la tensión superficial presente en la celda y la cámara de colección son similares, se puede reescribir la expresión anterior como:

$$\frac{r_{celda} - r_{cámara}}{r_{cámara}} = 1 - \frac{P_{cámara}}{P_{celda}}$$

lo que a su vez puede reescribirse como:

$$\frac{r_{celda} - r_{cámara}}{r_{cámara}} = 1 - \frac{P_{cámara}^{int} - P_{cámara}^{ext}}{P_{celda}^{int} - P_{celda}^{ext}}$$

donde $P_{cámara}^{int}$ es la presión interna en la cámara de colección [Pa], $P_{cámara}^{ext}$ es la presión externa en la cámara de colección [Pa], P_{celda}^{int} es la presión interna en la celda [Pa] y P_{celda}^{ext} es la presión externa en la celda [Pa].

Reemplazando las presiones utilizando ley de gases ideales y presión hidrostática obtenemos la expresión final para obtener el radio de burbuja en la celda:

$$\frac{r_{celda} - r_{cámara}}{r_{cámara}} = 1 - \frac{\frac{n * R * T}{V_{cámara}} - \rho_{agua} * g * h_{cámara}}{\frac{n * R * T}{V_{celda}} - \rho_{agua} * g * h_{celda}}$$

donde n es la cantidad de moles, R es la constante de gases ideales [Pa*L/mol*K], T es la temperatura [K], ρ_{agua} es la densidad del agua [kg/cm³], g es la aceleración de gravedad [m/s²], $V_{cámara}$ es el volumen de la burbuja observada mediante captura de imágenes [L], V_{celda} es el volumen de la burbuja dentro de la celda de flotación [L], $h_{cámara}$ es la distancia entre el punto de fotografía de las burbujas dentro de la cámara de colección y el nivel de agua en la cámara [m], y h_{celda} es la distancia entre el punto muestreado en la celda y el punto de fotografía de las burbujas dentro de la cámara de colección [m].

Para el caso de la velocidad superficial de gas (J_g), la corrección se aplica de la siguiente forma:

$$FC_{Jg} = 100 * (\rho_{agua} * g * h_{celda} - \rho_{espuma} * g * h_{espuma} - \rho_{pulpa} * g * h_{pulpa}) / P_{atm}$$

donde FC_{Jg} es el factor de corrección de la velocidad superficial de gas [%], ρ_{espuma} es la densidad de la espuma en la celda [kg/cm³], h_{espuma} es la altura de espuma en la celda [m], ρ_{pulpa} es la densidad de la pulpa en la celda [kg/cm³], h_{pulpa} es la distancia entre el punto de muestreo en la celda y la interfaz pulpa-espuma [m], y P_{atm} es la presión atmosférica [Pa].