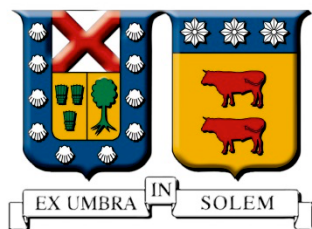


UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA QUÍMICA Y AMBIENTAL

VALPARAÍSO – CHILE



CARACTERIZACIÓN DEL PROCESO DE FLOTACIÓN INDUSTRIAL A PARTIR DE RELACIONES TAMAÑO-LIBERACIÓN

Tesis presentada por

PAULINA ELVIRA VALLEJOS ARAVENA

Como requisito parcial para optar al título de

INGENIERO CIVIL QUÍMICO

Y al grado académico de

MAGÍSTER EN CIENCIAS DE LA INGENIERÍA QUÍMICA

Profesor Guía

Dr. JUAN YIANATOS BERNARDINO

Valparaíso, Junio 2016

Título de la Tesis:

CARACTERIZACIÓN DEL PROCESO DE FLOTACIÓN INDUSTRIAL A PARTIR DE RELACIONES TAMAÑO-LIBERACIÓN

Autor:

PAULINA ELVIRA VALLEJOS ARAVENA

Trabajo de Tesis, presentado en cumplimiento parcial de los requisitos para el título de Ingeniero Civil Químico y el Grado de Magíster en Ciencias de la Ingeniería Química de la Universidad Técnica Federico Santa María.

Dr. Juan Yianatos Bernardino

M. Sc. Luis Vinnett Peralta

Dr. Gerson Sandoval Zambrano

Valparaíso, Junio de 2016

*Dedicado a la memoria de Rosa Elvira Acevedo
Muñoz, mi “Goga” (18 Abril 1928 - 08 Junio 2016).
No te imaginas lo difícil que es culminar esta etapa
sin tí. Te adoro y no sabes cuanto te extraño.
¡Hasta siempre Gogui!*

AGRADECIMIENTOS

A mis padres, Marianela Aravena y Arturo Vallejos, por ser mi mayor apoyo en la vida, por sus consejos y su amor incondicional. Han sido el mejor ejemplo a seguir y todo lo que he logrado en la vida es gracias a ustedes. Son unos grandes profesionales y los admiro profundamente, ¡Son mi mayor orgullo en la vida!. A Karina Vallejos, mi hermanita pequeña, por ser mi compañera en la vida, mi amiga, mi consejera, por su amor y apoyo incondicional.

A toda mi familia, por su infinito amor. Valoro mucho la unidad, el amor sincero y el respeto que siempre he observado a mi alrededor. Gracias por enseñarme principios, valores y un camino espiritual que me llena de orgullo. A mi “Goga”, por ser la mejor abuela del mundo, mi segunda mamá, por dedicar gran parte de su vida a cuidarme y amarme. Fuiste una mujer maravillosa, con una generosidad y nobleza admirable. A mi “tata”, por ser uno de los hombres más importantes en mi vida, por entregarme tanto amor y consentirme desde mi primer minuto de vida. Me demostraste que no existen límites para entregar amor. Agradezco profundamente a mi “Goga” y a mi “tata” por hacerme la niña más feliz del mundo. A mi “tía nana”, por ser el pilar de mi familia, por ser la mujer más sabia que he conocido. Me enseñaste a vivir la vida al máximo, a disfrutar cada instante como si fuese el último. Gracias por mimarme, cuidarme y amarme toda la vida.

A “Lalo”, por ser mi compañero de vida, por su apoyo y amor incondicional. Por ser mi partner, mi consejero, mi amigo y el mejor hombre de la vida. Agradezco la comprensión, lealtad, ternura y paciencia. Gracias por estar siempre a mi lado.

A mis amigos, por ser un pilar fundamental en mi vida, por su apoyo, lealtad y confianza. A mis amigas de la vida: Pame, Carina y Loreto, porque pueden pasar meses, pero cuando nos vemos es como si el tiempo no pasara jamás. A mis amigos de la universidad: Tabi, Tito, Michael, Seba Pessa, Dani, Nati, Meme, Pipe Cerna, Hernan, Ceci, Moncho, Luli. Sin duda mi paso por la universidad no hubiese sido lo mismo sin ustedes.

A mi profesor guía, Juan Yianatos, por la gran disposición, apoyo e infinita paciencia. Gracias por confiar en mí desde un principio. A Luis Vinnett, por su gran ayuda y constante apoyo durante todo este tiempo. Gracias por la confianza y por brindarme tantas oportunidades, que sin duda han contribuido a mi desarrollo académico y profesional.

RESUMEN

La diseminación del mineral valioso en los yacimientos es una condición muy relevante en procesamiento de minerales. Esta propiedad determina el nivel de molienda necesario para alcanzar el grado de liberación requerido en la posterior etapa de separación. Una mayor diseminación indica que el tamaño de grano del mineral en el yacimiento es más pequeño. Por lo tanto, se deberán obtener partículas de tamaño más fino para aumentar la liberación del mineral, lo que implica aumentar el consumo de energía en la etapa de conminución. Sin embargo, para alcanzar un adecuado rendimiento en la etapa de separación, las partículas de mineral no deben ser excesivamente finas, pues esta condición limita la cinética y recuperación máxima de estos minerales. En la etapa de separación por flotación, las distintas corrientes del proceso son comúnmente caracterizadas según el tamaño de partícula, ya que esta variable afecta directamente la recuperación. No obstante, los minerales poseen una distribución de liberación para cada clase de tamaño de partícula, lo cual determina una cinética de flotación que es función de estas dos variables.

Actualmente, se cuenta con herramientas avanzadas para la caracterización mineralógica de las corrientes asociadas al proceso de flotación. Ejemplo de esto son las tecnologías QEMSCAN (Quantitative Evaluation of Minerals by Scanning Electron Microscopy) y MLA (Mineral Liberation Analyzer), que permiten obtener información mineralógica por clase de tamaño y de liberación. Sin embargo, estos instrumentos son complejos y de alto costo, por lo que todavía son herramientas de acceso limitado.

A raíz de lo anterior, en el presente trabajo de tesis se propuso una metodología para caracterizar el mineral de alimentación al proceso de flotación, según tamaño de partícula y liberación, a partir de un número reducido de mediciones de liberación y tamaño de partícula. Esta metodología contempla una modificación al modelo de liberación de Gaudin convencional, incorporando una distribución de tamaño de grano del mineral en el yacimiento. De esta forma, a partir de la información granulométrica del mineral, la ley de alimentación, la distribución de tamaño de grano y un modelo de liberación simplificado, se logró caracterizar el mineral en la alimentación a flotación, según tamaño de partícula y liberación. Este resultado no se puede obtener aplicando el modelo de Gaudin convencional, el cual considera un tamaño de grano de mineral constante en el yacimiento.

Se analizaron los resultados de un estudio anterior, en donde se caracterizó un mineral de Galena en las distintas corrientes de un proceso de flotación piloto. La información disponible contempló la distribución másica del mineral flotable, según clase de tamaño y liberación (a partir de análisis MLA) en la corriente de alimentación. Se realizó el ajuste de dicha distribución, en base a la metodología propuesta, estimando la distribución de tamaño de grano del mineral en el yacimiento. El mejor resultado se obtuvo al utilizar una distribución de tamaño de grano de tipo Gamma, observándose un adecuado ajuste a la tendencia de los datos. Las partículas gruesas se concentraron mayoritariamente en las clases de baja liberación, mientras que el mineral más fino presentó mayor masa en las clases más liberadas.

A escala industrial, se caracterizó el mineral (sulfuros de Cu) en la alimentación a un circuito *Rougher*, según tamaño de partícula y liberación, aplicando la metodología propuesta en este trabajo de tesis y contando con información del análisis QEMSCAN del mineral. Luego, a partir de la distribución estimada del mineral flotable, por clase de tamaño y liberación, junto a las mediciones de los perfiles de recuperación global y leyes de tope de espuma (TDE) por clase de tamaño, se realizó una caracterización de la cinética de colección a lo largo del banco de flotación *Rougher*. Se efectuó el ajuste de estos perfiles, estimando una constante cinética y una recuperación máxima por cada clase de tamaño y liberación. La recuperación global se obtuvo en función de la recuperación de la zona de colección y de la zona de espuma. Los resultados mostraron un buen ajuste del perfil de recuperación global de Cu, mientras que los perfiles de leyes de TDE de Cu presentaron un buen seguimiento de la tendencia de los datos. Los resultados del ajuste mostraron que la constante cinética y recuperación máxima aumentan hacia las clases de mayor liberación y disminuyen a medida que aumenta el tamaño de partícula.

A partir de las constantes cinéticas y recuperaciones máximas obtenidas, se describieron los perfiles de recuperación a lo largo del circuito de flotación *Rougher* en función del tamaño de partícula y la liberación del mineral. Se observó que el efecto de un cambio en la liberación del mineral, sobre el perfil de recuperación, fue más significativo en comparación al efecto del tamaño de partícula para las clases de tamaño y liberación consideradas en este análisis.

El desarrollo de esta nueva metodología proporciona una herramienta para caracterizar los circuitos de flotación industrial para efectos de diagnóstico y potencialmente para el control de la flotación, a partir de un número reducido de mediciones de tamaño de partícula y liberación.

ABSTRACT

The dissemination of valuable mineral in deposits is a very significant condition in mineral processing. This property determines the level of grinding needed to reach the level of liberation required in the next stage of separation. A higher dissemination indicates that the grain size of the mineral in deposit is smaller. Thus, it is necessary to obtain particules of finer size to increase mineral liberation, which implies an increase in the energy consumption in the comminution stage. However, to reach an appropriate yield in the separation stage, mineral particles should not be excessively fine, because this condition limits the flotation rate and the maximum recovery of these minerals. In the separation stage by flotation, the different streams of the process are commonly characterized according to their particle size, because this variable directly affects the mineral recovery. Nevertheless, minerals have also a distribution of liberation for every class of particle size, which determines a flotation rate, which is a function of these two variables.

Nowadays, there are advanced tools for the mineralogical characterization of the streams associated with the flotation process. Examples of these are the technologies QEMSCAN (Quantitative Evaluation of Minerals by Scanning Electron Microscopy) and MLA (Mineral Liberation Analyzer), which allow to obtain mineralogical information by size and liberation classes. However, these instruments are complex and expensive, and therefore there is still only limited access to them.

Taking all these into account, in this thesis a methodology to characterize the mineral feed to the flotation process was proposed, by liberation and particle size, from a reduced number of particle size and mineral liberation measurements. This methodology contemplates a modification of the classical Gaudin liberation model, incorporating a grain size distribution for the mineral in the ore deposit. Thus, from the mineral granulometric information, feed grade, grain size distribution and a simplified liberation model, the mineral in the flotation feed was characterized, according to the particle size and mineral liberation. This result cannot be obtained by applying the conventional Gaudin model, which considers the mineral grain size as a constant in the ore deposit.

Results from a previous research were analyzed, where a Galena mineral was characterized in different streams of a pilot flotation process. The available information included the mass distribution of the floatable mineral, by size and liberation (from MLA analysis) in the feed. The

data fit for that distribution was performed, based on the proposed methodology, estimating the grain size distribution of the mineral in the ore deposit. The best fit was obtained by using a Gamma distribution for the mineral grain size, showing good agreement with the data trend. Thick particles are concentrated mostly in the low liberation classes, while the finer mineral presented a greater mass in the higher liberation classes.

At industrial scale, the mineral (copper sulfide) in the feed to a Rougher circuit was characterized, by liberation and particle size, applying the methodology proposed in this thesis and considering the QEMSCAN analysis for the mineral. Then, from the estimated floatable mineral distribution, by size and liberation classes, along with the overall recovery and top of froth (TOF) grade profiles measurement by size class, a characterization of the collection rate along the Rougher flotation bank was carried out. These profiles were fit by estimating a rate constant and a maximum recovery for every liberation and size class. The overall recovery was obtained as a function of the collection zone recovery and the froth zone recovery. These results showed a good fitting to describe the overall Cu recovery profile, while TOF grade profiles of Cu showed a good fit for the data trend. The results showed that the rate constant and the maximum recovery increase towards higher liberation classes and decrease when the particle size increases.

From the rate constants and the maximum recoveries obtained, the recovery profiles were described along the Rougher flotation circuit as a function of particle size and mineral liberation. It was observed that the effect of a change in mineral liberation, on the recovery profile, was more significant in comparison to the effect of the particle size, for the particle sizes and liberation classes considered in this analysis.

The development of this new methodology provides a tool to characterize industrial flotation circuits for diagnose effects and potentially for the flotation process control, from a reduced number of measurements of particle size and mineral liberation.

ÍNDICE GENERAL

AGRADECIMIENTOS.....	iv
RESUMEN	vi
ABSTRACT	viii
ÍNDICE GENERAL.....	x
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xiii
ÍNDICE DE TABLAS	xvi

CAPÍTULO I

1. FUNDAMENTOS TEÓRICOS	1
1.1. Proceso de flotación	1
1.1.1. Cinética de flotación	2
1.1.1.1. Zona de colección	5
1.1.1.2. Zona de espuma.....	8
1.1.2. Hidrodinámica del proceso de flotación	11
1.2. Liberación.....	13
1.2.1. Modelos de liberación	16
1.2.2. Técnicas de medición de liberación	20
1.2.3. Estereología	21

CAPÍTULO II

2. MODELO ESTADÍSTICO DE TAMAÑO DE GRANO PARA AJUSTE DE LA DISTRIBUCIÓN DE LIBERACIÓN POR TAMAÑO DE PARTÍCULA	24
2.1. Introducción.....	24

2.2. Análisis de datos	25
2.3. Modelo de liberación	27
2.3.1. Metodología.....	28
2.4. Resultados.....	31
2.4.1. Ajuste de distribución de tamaño de grano.....	31
2.4.2. Análisis de resultados	35
2.4.3. Conversión estereológica.....	38
2.5. Estimación de recuperación y de leyes de tope de espuma (TDE)	41

CAPÍTULO III

3. CARACTERIZACIÓN Y AJUSTE DE LA CINÉTICA DE COLECCIÓN EN UN CIRCUITO <i>ROUGHER</i> INDUSTRIAL.....	46
3.1. Introducción.....	46
3.2. Descripción de la planta de flotación y pruebas experimentales	47
3.2.1. Descripción del proceso y caracterización de la planta de flotación	47
3.2.2. Metodología experimental	49
3.2.2.1. Medición de carga de burbuja	50
3.2.2.2. Medición de tope de espuma (TDE).....	51
3.2.2.3. Análisis QEMSCAN.....	52
3.3. Caracterización de la alimentación rougher por tamaño de partícula y liberación	54
3.4. Caracterización de la cinética de colección.....	59
3.4.1. Antecedentes	59
3.4.2. Ajuste de la cinética de colección por clase de tamaño y liberación a los datos de recuperación global y leyes de TDE	60

3.4.2.1.	Ajuste en base a la constante cinética de colección y a la recuperación máxima	62
3.4.2.2.	Ajuste en base a la constante cinética de colección, la recuperación máxima y la ley de alimentación por clase de liberación.....	69

CAPÍTULO IV

4. CONCLUSIONES 74

I.	Desarrollo de una nueva metodología para caracterizar la alimentación a flotación por clase de tamaño y liberación	74
II.	Aplicación de la metodología para la caracterización de la alimentación y de la cinética de colección en un circuito de flotación <i>Rougher</i> industrial.....	75
a.	Caracterización de la alimentación a un circuito <i>Rougher</i> industrial por clase de tamaño y liberación	75
b.	Caracterización de la cinética de colección en un circuito de flotación <i>Rougher</i> industrial....	75

REFERENCIAS..... 77

ANEXOS 84

A.	MODELO ESTADÍSTICO DE TAMAÑO DE GRANO DEL MINERAL EN EL YACIMIENTO	85
B.	RECUPERACIÓN DEL MINERAL DE GALENA POR CLASE DE TAMAÑO Y LIBERACIÓN	86
C.	CONVERSIÓN ESTEREOLÓGICA DE LOS DATOS DE LIBERACIÓN SUPERFICIAL DE GALENA	88
D.	RECUPERACIÓN DEL MINERAL DE GALENA EN UN BANCO DE FLOTACIÓN	90
E.	GRANULOMETRÍA DE LA ALIMENTACIÓN A ETAPA <i>ROUGHER</i>	91
F.	CARACTERIZACIÓN DE CIRCUITO <i>ROUGHER</i>	92
G.	AJUSTE DE LA CINÉTICA DE COLECCIÓN DE UN CIRCUITO <i>ROUGHER</i>	94

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1. Esquema del proceso de flotación de minerales.....	2
Figura 1.2. Modelo de recuperación de la zona de colección y de espuma (Finch y Dobby, 1990)... ..	4
Figura 1.3. Ley v/s recuperación de mineral valioso.	4
Figura 1.4. Recuperación y constante cinética de flotación por clase de tamaño de partículas colectadas (Welsby et al., 2010).	6
Figura 1.5. Acercamiento e interacción partícula-burbuja (Finch y Dobby, 1990).	7
Figura 1.6. Flujos de transporte de minerales en un equipo de flotación.....	8
Figura 1.7. (a) Constante cinética en base a tamaño de partícula (Jameson, 2012), (b) Relación entre constante cinética, k y constante cinética máxima, k_{max} , en función de la liberación superficial (Jameson, 2012).....	14
Figura 1.8. Sección transversal de partículas de mineral.	15
Figura 1.9. Superposición de un enrejado de fractura en un enrejado de granos para ilustrar el proceso de liberación (Kelly y Spottiswood, 1982).	17
Figura 1.10. Secciones de área de una muestra mineralógica de la corriente de concentrado final de una planta de procesamiento de minerales de Plomo/Zinc australiana (Spencer y Sutherland, 2000).	21
Figura 1.11. Esquema del sesgo estereológico en la estimación de leyes por seccionamiento de partículas (Spencer y Sutherland, 2000).	22
Figura 2.1. Representación de la roca de mineral como agregado y sub-agregados.	29
Figura 2.2. Distribución fracción másica por clase de tamaño y clase de liberación. (a) Datos originales, (b) Resultados modelo de Gaudin modificado.	32
Figura 2.3. Distribución ajustada de tamaño de grano en el yacimiento.....	33

Figura 2.4. Porcentaje másico medido y estimado. (a) Ajuste al total de datos, (b) Ajuste al 90% de la masa de mineral, (c) Ajuste al total de datos, escala logarítmica, (d) Ajuste al 90% de la masa de mineral, escala logarítmica.	34
Figura 2.5. Recuperación de Galena (a) Recuperación por clase de tamaño, (b) R/R_{∞} por clase de liberación.	36
Figura 2.6. Transformación de Liberación Superficial a Liberación Volumétrica, datos originales. (a) Liberación Superficial, (b) Liberación Volumétrica.	40
Figura 2.7. Recuperación a lo largo del banco de flotación. (a) Por clase de tamaño, (b) Recuperación global.	42
Figura 2.8. Modelo de dos zonas para cálculo de recuperación por clase de tamaño de partícula y liberación.	43
Figura 2.9. Ley de tope de espuma (TDE) a lo largo del banco de flotación. (a) Por clase de tamaño, (b) Global.	44
Figura 3.1. Diagrama de flujo de la planta de flotación colectiva en MLP (Yianatos et al., 2014b).	48
Figura 3.2. Arreglo de celdas de flotación en fila Rougher 5, planta concentradora MLP.	48
Figura 3.3. Medición carga de burbuja. (a) Sensor de carga de burbuja USM, (b) Punto de muestreo de medición de carga de burbuja.	50
Figura 3.4. Medición de tope de espuma (TDE). (a) Dispositivo de medición de TDE, (b) Punto de muestreo de medición de TDE.	52
Figura 3.5. Distribución másica de sulfuros de Cu por clase de liberación, alimentación a filas Rougher 5 y 3.	53
Figura 3.6. Distribución de tamaño de grano ajustada. (a) Alimentación 1, (b) Alimentación 2.	57
Figura 3.7. Porcentaje másico de flotable medido y estimado. (a) Alimentación 1, (b) Alimentación 2.	58

Figura 3.8. Perfiles de (a) Recuperación global de Cu, (b) Leyes de TDE de Cu por clase de tamaño.	59
Figura 3.9. Resultados del ajuste. (a) Recuperaciones globales de Cu, (b) Leyes de TDE de Cu, clase de tamaño +150 μm , (c) Leyes de TDE de Cu, clase de tamaño +45 -150 μm , (d) Leyes de TDE de Cu, clase de tamaño -45 μm .	63
Figura 3.10. Recuperación de Cu a lo largo de la fila Rougher 5. (a) Por clase de tamaño de partícula, (b) Por clase de liberación.	67
Figura 3.11. Resultados segundo ajuste. (a) Recuperación global de Cu, (b) Leyes de TDE de Cu, clase de tamaño +150 μm , (c) Leyes de TDE de Cu, clase de tamaño +45 -150 μm , (d) Leyes de TDE de Cu, clase de tamaño -45 μm .	70
Figura 3.12. Recuperación de Cu a lo largo de la fila Rougher 5, segundo ajuste. (a) Por clase de tamaño de partícula, (b) Por clase de liberación.	72
Figura E.1. Granulometría de la Alimentación 1 y 2.	91
Figura F.1. Perfil de alturas de espuma a lo largo de la fila Rougher 5.	92
Figura F.2. Granulometría del mineral en tope de espuma, fila Rougher 5. (a) Curvas granulométricas por celda, (b) P_{80} del mineral en TDE por celda.	93

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1. Distribución de partículas por clase de tamaño y de liberación en la alimentación (Welsby, 2009).	25
Tabla 2.2. Distribución granulométrica en la alimentación (Welby, 2009).	25
Tabla 2.3. Distribución másica del mineral total, por clase de tamaño y liberación.	26
Tabla 2.4. Distribución mineral flotable por clase de tamaño y clase de liberación.	26
Tabla 2.5. Resultados ajuste de distribución de mineral flotable, por clase de tamaño y clase de liberación.	32
Tabla 2.6. Constantes cinéticas del mineral, por clase de tamaño de partícula y liberación (Welsby et al., 2010).	35
Tabla 2.7. Ley de Galena, por clase de tamaño de partícula y liberación (Welsby, 2009).	36
Tabla 3.1. Ocurrencia de los sulfuros de Cu, Alimentación 1 y 2.	54
Tabla 3.2. Distribución másica sulfuros de Cu por clase de liberación, Alimentación 1 y 2.	56
Tabla 3.3. Distribución granulométrica del mineral, Alimentación 1 y 2.	56
Tabla 3.4. Resultados distribución de mineral flotable por clase de tamaño y clase de liberación, Alimentación 1 y 2.	56
Tabla 3.5. Parámetros de ajuste de las distribuciones de tamaño de grano.....	57
Tabla 3.6. Distribución de mineral flotable por clase de tamaño y liberación, alimentación fila Rougher 5.....	60
Tabla 3.7. Resultado constantes cinéticas por clase de tamaño y liberación.	66
Tabla 3.8. Resultado recuperación máxima por clase de tamaño y liberación.	66

Tabla 3.9. Distribución de mineral valioso por clase de tamaño y liberación, alimentación fila Rougher 5.....	67
Tabla 3.10. Resultado ley de minerales de Cu por clase de liberación, segundo ajuste.	71
Tabla 3.11. Resultado constantes cinéticas por clase de tamaño y liberación, segundo ajuste.	71
Tabla 3.12. Resultado recuperación máxima por clase de tamaño y liberación, segundo ajuste....	71
Tabla 3.13. Distribución de mineral valioso por clase de tamaño y liberación en la alimentación de la fila Rougher 5, segundo ajuste.....	72
Tabla A.1. Comparación del ajuste de las distribuciones Gamma, Normal y Log-Normal.	85
Tabla B.1. Recuperación del mineral de Galena por clase de tamaño y clase de liberación.....	86
Tabla B.2. Recuperación del mineral de Galena por clase de tamaño de partícula.	87
Tabla B.3. Recuperación respecto a recuperación máxima por clase de liberación.	87
Tabla C.1. Distribución másica acumulada del mineral respecto a clases de liberación por clase de tamaño de partícula.....	88
Tabla C.2. Distribución másica del mineral respecto a clases de liberación por clase de tamaño de partícula, resultado de la conversión estereológica.	89
Tabla C.3. Distribución másica de mineral flotable respecto a clases de tamaño y liberación, resultado de la conversión estereológica.	89
Tabla D.1. Recuperación de Galena global y por clase de tamaño a lo largo del banco de flotación.	90
Tabla D.2. Ley de TDE de Pb global y por clase de tamaño a lo largo del banco de flotación.....	90
Tabla F.1. Condiciones operacionales del circuito Rougher 5 durante el muestreo.	92
Tabla G.1. Ley de TDE y recuperación global de Cu medidas en fila Rougher 5.....	94
Tabla G.2. Ley de TDE y recuperación global de Cu ajustadas en fila Rougher 5.	94

Tabla G.3. Resultados perfil de recuperación por clase de tamaño.	95
Tabla G.4. Resultados perfil de recuperación por clase de liberación.	95
Tabla G.5. Ley de TDE y recuperación global de Cu ajustadas en fila Rougher 5, segundo ajuste... ..	95
Tabla G.6. Resultados perfil de recuperación por clase de tamaño, segundo ajuste.....	95
Tabla G.7. Resultados perfil de recuperación por clase de liberación, segundo ajuste.	95

Organización del Trabajo de Tesis

En el proceso de flotación, la caracterización de la materia prima es un factor fundamental en el estudio de la cinética y recuperación de los minerales valiosos. Dos características determinantes son el tamaño de las partículas y la liberación del mineral en la alimentación al proceso.

En el presente trabajo de tesis se propuso una metodología para caracterizar el mineral flotable en la alimentación al proceso de flotación, según su tamaño de partícula y liberación. Se analizaron los resultados de un estudio que caracterizó un mineral de Galena en un proceso de flotación a escala piloto. De esta forma, se realizó un ajuste de la distribución de liberación por tamaño de partícula en la corriente de alimentación, utilizando la metodología propuesta y un modelo estadístico de tamaño de grano. Además, se aplicó la metodología a un conjunto de datos a escala industrial, producto de mediciones realizadas en la planta colectiva de Minera Los Pelambres (MLP). Se caracterizó la corriente de alimentación *Rougher* en dos de las tres líneas de alimentación al circuito, en base al tamaño de partícula y liberación. Luego, se caracterizó la cinética de colección en una de las ocho filas *Rougher* del circuito de MLP.

Con la finalidad de facilitar la lectura y comprensión de este trabajo de tesis, el documento se dividió en las siguientes secciones:

- **CAPÍTULO 1: Fundamentos teóricos**

Se introducen brevemente los conceptos teóricos de flotación y liberación de minerales, en los que se fundamenta este trabajo de tesis.

- **CAPÍTULO 2: Modelo estadístico de tamaño de grano para ajuste de la distribución de liberación por tamaño de partícula**

Se describe la metodología propuesta para la caracterización del mineral en la alimentación al proceso de flotación. Además, se muestran los resultados del ajuste de la distribución de liberación por tamaño de partícula, en base a los datos de una experiencia a escala piloto (mineral de Galena). Se utilizó la metodología propuesta y un modelo estadístico de tamaño de grano.

- **CAPÍTULO 3: Caracterización y ajuste de la cinética de colección en un circuito *Rougher* industrial**

Se presenta una caracterización del mineral de alimentación a un circuito *Rougher* industrial, utilizando la metodología propuesta. Además, se muestran los resultados del ajuste de la cinética de colección, a partir de los perfiles de recuperación global y leyes de tope de espuma (TDE) de Cu por clase de tamaño.

- **CAPÍTULO 4: Conclusiones**

Se presentan las conclusiones de este trabajo de tesis, las cuales fueron organizadas en dos ítems, en base al Capítulo correspondiente. La primera parte contempla las conclusiones del Capítulo 2, acerca del modelo estadístico de tamaño de grano utilizado para el ajuste de la distribución de liberación por tamaño de partícula. En la segunda parte se describen las conclusiones para el Capítulo 3, destacando las dos etapas que se llevaron a cabo para la caracterización de la cinética de colección del circuito *Rougher* industrial. Primero se plantean las conclusiones respecto a la caracterización de la alimentación al circuito *Rougher* industrial y luego se describen las conclusiones respecto a la modelación de la cinética de colección de dicho circuito.

CAPÍTULO I

1. FUNDAMENTOS TEÓRICOS

1.1. PROCESO DE FLOTACIÓN

La flotación es un proceso de separación físico-químico ampliamente utilizado en la industria de procesamiento de minerales. Sin embargo, también ha sido utilizada para el tratamiento de aguas, y más recientemente, para el destintado de papel reciclado y la limpieza de electrolito (separación de aceite), entre otras aplicaciones menos convencionales (Yianatos, 2007).

En el área de procesamiento de minerales, la flotación se emplea para separar partículas hidrófobas de otras de tipo hidrófilas, en una suspensión acuosa, mediante la introducción de burbujas de gas. Las partículas hidrófobas se unen a las burbujas y luego son transportadas hacia la superficie debido al ascenso de las burbujas, formando una espuma en la parte superior de la suspensión (Brabcová et al., 2015). De esta forma, las partículas minerales hidrófobas se recuperan formando parte del flujo de concentrado del equipo de separación, mientras que las partículas hidrófilas (generalmente ganga), abandonan el sistema por la corriente de relave (Subasinghe y Albijanic, 2014; Jovanović et al., 2015; Yianatos y Vinnett, 2015).

El equipo de separación se alimenta con la suspensión que contiene los sólidos, los cuales se acondicionan con reactivos químicos (colector, depresores, modificadores, entre otros). De esta forma, se inducen diferencias en las propiedades superficiales de las partículas, con el fin de promover la captura y agregación selectiva de ciertas partículas con las burbujas de gas (Schulze, 1984; Wills y Finch, 2015; Yianatos y Vinnett, 2015).

El proceso de flotación puede caracterizarse distinguiendo dos zonas al interior del equipo: la zona de colección, compuesta por la pulpa, en donde se realiza el proceso de colección del mineral valioso, y la zona de espuma, que determina la selectividad del proceso (Yianatos et al., 2008).

Los equipos de separación comúnmente utilizados en la industria de procesamiento de minerales incluyen celdas de flotación mecánicas y celdas de flotación neumáticas. Las primeras se caracterizan por poseer un rotor, que permite mantener las partículas en suspensión, dispersar las burbujas de aire y favorecer el contacto partícula-burbuja. Por su parte, las celdas neumáticas no tienen agitación externa y presentan dos mecanismos diferentes de contacto aire-pulpa: contracorriente (en columnas de flotación) y co-corriente (Gupta y Yan, 2006). En la práctica, los equipos de flotación se disponen formando circuitos de varios equipos en serie, denominados bancos de flotación, con el fin de evitar el cortocircuito (bajo tiempo de residencia) de la pulpa al interior del sistema (Yianatos et al., 2005). En la Figura 1.1 se muestra un esquema del proceso de flotación.

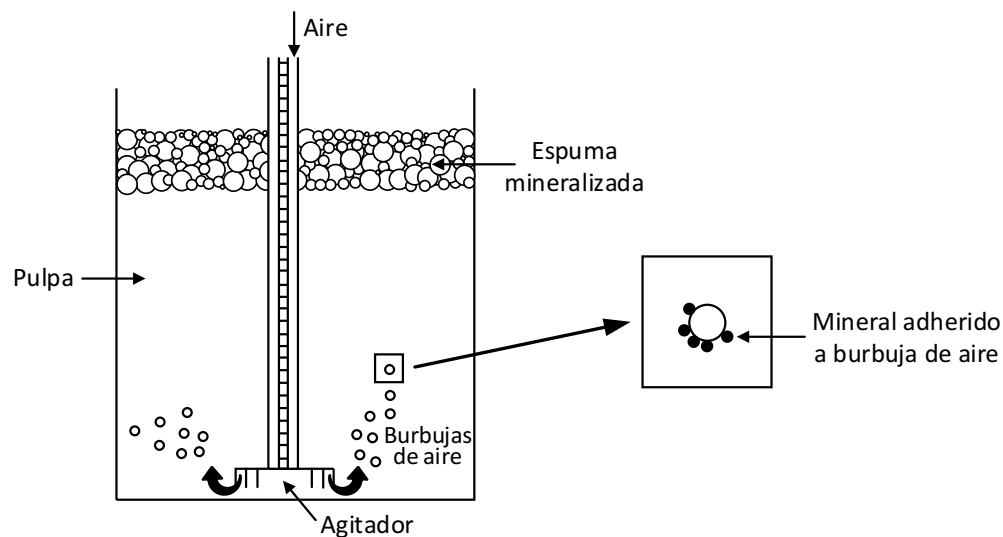


Figura 1.1. Esquema del proceso de flotación de minerales.

1.1.1. CINÉTICA DE FLOTACIÓN

La eficiencia del proceso de flotación puede cuantificarse mediante la definición de “recuperación”, que corresponde a la razón entre el flujo de mineral valioso en el concentrado y en la alimentación al equipo o circuito de separación. La recuperación y selectividad que se puede alcanzar realmente en la aplicación industrial estará determinada por la cinética de flotación, que representa la velocidad de producción de concentrado y permite dimensionar equipos de flotación y arreglos de circuitos (Kelly y Spottiswood, 1982).

En la práctica, se busca alcanzar un elevado valor de recuperación del mineral valioso. Sin embargo, se debe considerar que a medida que se aumenta la recuperación, la ley de concentrado tiende a disminuir (Wills y Finch, 2015). Por lo tanto, el valor de este indicador dependerá de los requerimientos de la etapa de separación. Además, el rendimiento del proceso de flotación está fuertemente controlado por parámetros de dispersión del gas, que comprenden el tamaño de burbuja (d_b), concentración o *hold-up* de gas (ϵ_g) y la velocidad superficial del gas (J_g) (Massinaei, et al., 2009a)

La recuperación de mineral en un equipo de flotación industrial continuo, puede ser descrito de manera general, mediante la Ec. (1.1).

$$R = R_{\infty} \int_0^{\infty} \int_0^{\infty} (1 - e^{-kt}) F(k) E(t) dk dt \quad (1.1)$$

donde R_{∞} representa la recuperación máxima a tiempo infinito, el término $(1 - e^{-kt})$ representa la recuperación de mineral de un proceso de primer orden, con constante cinética específica (k) invariante en el tiempo. $F(k)$ es la función de distribución de constante cinética y $E(t)$ es la función de distribución del tiempo de residencia, para un proceso continuo, con diferentes características de mezclado (Yianatos et al., 2005). El interés de utilizar una función $F(k)$ es representar los minerales de diferentes características y tamaños que flotan a diferentes velocidades. Esta función depende del tamaño de las partículas y del acondicionamiento químico del mineral. Por su parte, la función de distribución de tiempo de residencia $E(t)$ depende del régimen hidrodinámico y se relaciona con el diseño del equipo de separación y la disposición del circuito (Yianatos, 2007).

El proceso de flotación puede ser caracterizado como un proceso en dos etapas independientes entre sí, separando la cinética de la zona de colección (pulpa) y de la zona de limpieza (espuma) (Yianatos et al., 2008), como se muestra en la Figura 1.2. De esta forma, se puede estimar la recuperación global en un equipo de flotación, en base a las recuperaciones de la zona de colección y zona de espuma, mediante la realización de un balance de materia en el proceso.

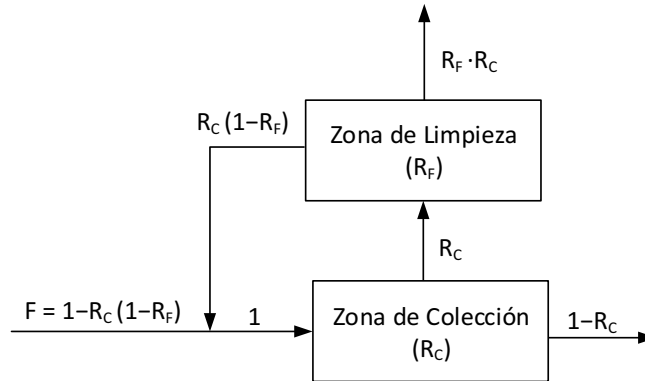


Figura 1.2. Modelo de recuperación de la zona de colección y de espuma (Finch y Dobby, 1990).

La recuperación global del equipo de flotación corresponderá a la fracción entre el flujo de mineral valioso de salida de la etapa de limpieza (flujo de concentrado) y el flujo de mineral valioso en la alimentación al equipo (F). La recuperación global se puede expresar en función de la recuperación en la zona de colección (R_C) y la recuperación en la zona de espuma (R_F), según:

$$R_G = \frac{R_C R_F}{1 - R_C (1 - R_F)} \quad (1.2)$$

En el proceso de flotación, la zona de espuma determina la ley de mineral valioso en el concentrado final y la zona de colección es la responsable de la recuperación selectiva de este mineral. La relación entre ley y recuperación es en general inversa, es decir, una mayor recuperación implica una menor ley de concentrado, y viceversa, como se muestra en la Figura 1.3. Esta condición se controla, en la industria, de acuerdo a características y requerimientos de cada etapa del proceso.

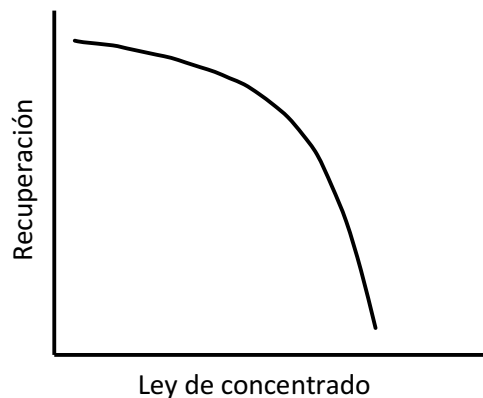


Figura 1.3. Ley v/s recuperación de mineral valioso.

1.1.1.1. ZONA DE COLECCIÓN

En la zona de colección o de pulpa, se requiere un mezclado intensivo para suspender las partículas, generar burbujas finas y dispersar el gas, con el fin de promover las colisiones partícula-burbuja (Yianatos et al., 2005). Las condiciones de mezclado determinarán la cinética de la zona de colección. Se destacan dos condiciones extremas: flujo pistón, en un proceso de flotación batch, y mezclado perfecto, en un proceso de flotación continua. La recuperación de mineral valioso bajo un proceso de flotación *batch* fue descrita, originalmente, por García-Zúñiga (1935), quién expresó que la recuperación era una función exponencial del tiempo y se describe por la Ec. (1.3):

$$R_C = R_\infty (1 - e^{-k_c t}) \quad (1.3)$$

donde k_c corresponde a la constante cinética de la zona de colección y t es el tiempo de residencia del mineral en el equipo de separación. Generalmente, debido a que el concentrado es removido rápidamente de la celda de flotación *batch*, se considera que la cinética del proceso es representativa del proceso de colección (recuperación de espuma cercana a 100%) (Vinnett et al., 2015). Sin embargo, se ha estudiado que la recuperación de espuma depende de la metodología utilizada, de las condiciones de altura de espuma y de la velocidad de remoción de la espuma, obteniéndose, en ocasiones, valores bastante menores a 100% (Amelunxen et al., 2014).

Por otra parte, la recuperación de mineral valioso en un proceso continuo con mezclado perfecto puede representarse mediante el modelo de la Ec. (1.4) (Arbiter y Harris, 1962):

$$R_C = R_\infty \left(\frac{k_c \tau}{1 + k_c \tau} \right) \quad (1.4)$$

donde τ corresponde al tiempo medio de residencia del mineral en el equipo de flotación. Si el proceso se realiza en un banco de equipos de flotación en serie, la recuperación del proceso se expresa mediante la Ec. (1.5):

$$R_C = R_\infty \left(1 - \frac{1}{(1 + k_c \tau)^N} \right) \quad (1.5)$$

donde N corresponde al número de equipos dispuestos en serie. En general, el proceso de flotación se representa como un sistema de primer orden, asumiendo que la zona de colección está perfectamente mezclada.

La constante cinética de la zona de colección depende del tamaño de partícula del mineral (Finch y Dobby, 1990; Gupta y Yan, 2006). Se ha observado que la recuperación de mineral valioso decae en los extremos, para las clases más gruesas y más finas. En la Figura 1.4 se muestra el efecto del tamaño de partícula en la constante cinética y en la recuperación de un mineral de Galena, cuyas clases de tamaño menor y mayor son $-10\ \mu\text{m}$ y $+106\ \mu\text{m}$, respectivamente. En general, se observa un rango de tamaño óptimo, que para este caso se encuentra entre $20\ \mu\text{m}$ y $40\ \mu\text{m}$, donde se alcanzan valores máximos de recuperación de Galena (Welsby et al., 2010).

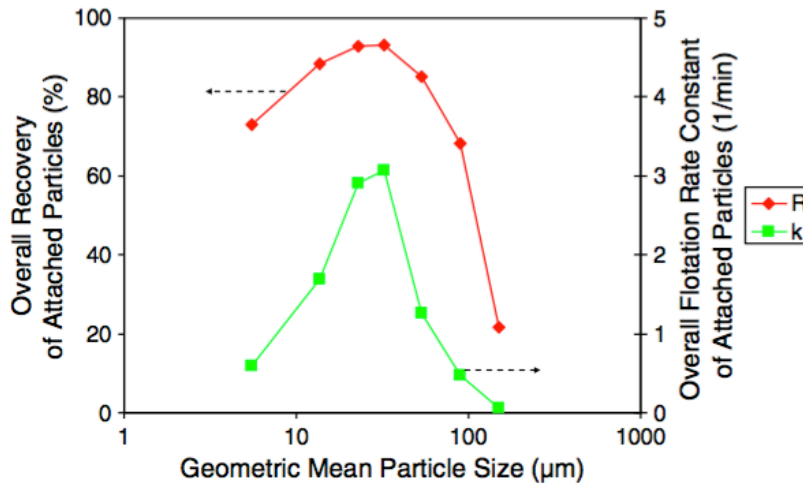


Figura 1.4. Recuperación y constante cinética de flotación por clase de tamaño de partículas colectadas (Welsby et al., 2010).

La constante cinética de colección se puede expresar en función de algunas variables del proceso, como se muestra en la Ec. (1.6) (Jameson et al., 1977):

$$k_c = \frac{1,5 J_g E_k}{d_b} \quad (1.6)$$

donde J_g corresponde a la velocidad superficial del gas, d_b es el diámetro de burbuja y E_k corresponde a la eficiencia de colección. E_k se define como la fracción de partículas colectadas por una burbuja, es decir, la fracción de partículas que colisionan con la burbuja, se adhieren y permanecen unidas a ella (Jameson et al., 1977; Finch y Dobby, 1990). La eficiencia de colección se puede expresar en función de la eficiencia de adhesión, E_A , y la eficiencia de colisión, E_C , como se muestra en la Ec. (1.7) (Reay y Ratcliff, 1973). Se supone que no ocurre desprendimiento de las partículas luego de la adhesión partícula-burbuja.

$$E_k = E_A E_C \quad (1.7)$$

La eficiencia de colisión se refiere a la fracción de las partículas que colisionan con una burbuja, y la eficiencia de adhesión, corresponde a la fracción de las partículas que colisionan con la burbuja y que luego se adhieren durante el tiempo de contacto, formando un agregado partícula-burbuja (Schulze, 1984; Finch y Dobby, 1990).

El proceso de acercamiento de una partícula hacia la burbuja se puede observar en la Figura 1.5, donde se presenta una partícula, de diámetro d_p , descendiendo para colisionar con la burbuja, de diámetro d_b . El ángulo de colisión entre éstas es θ (Schulze, 1984; Finch y Dobby, 1990; Brabcová et al., 2015).

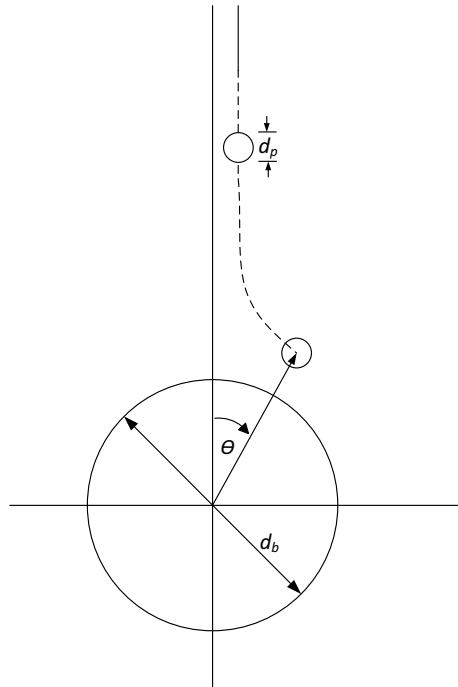


Figura 1.5. Acercamiento e interacción partícula-burbuja (Finch y Dobby, 1990).

El proceso de flotación es controlado por el mecanismo de adhesión burbuja-partícula, el que depende de las propiedades de la superficie de la partícula, es decir, de su composición, la liberación del mineral valioso y la adsorción del colector. Albijan et al. (2015) estudiaron el efecto de la liberación de un mineral de Cu (compuesto principalmente por calcopirita y bornita) en el tiempo de adhesión y en la formación del agregado burbuja-partícula. Se concluye que, cuanto mayor sea la liberación de los minerales de Cu, menor será el tiempo de adhesión y formación del agregado. Además, Fosu et al. (2015) determinaron que la fuerza de adhesión entre la burbuja y la

partícula se relaciona con la forma de las partículas y su liberación. Así, las partículas ocluidas requieren menos fuerza para desprenderse que las partículas totalmente liberadas.

La eficiencia de colisión aumenta a medida que aumenta el tamaño de partícula, pues de esta forma, se favorece la probabilidad de choque entre una partícula y la burbuja. Por su parte, la eficiencia de adhesión aumenta a medida que el tamaño de partícula disminuye, debido a que partículas pequeñas alcanzan mayores tiempos de contacto con la burbuja. Durante el proceso, el tiempo de contacto debe ser mayor al tiempo de inducción, el cual se define como el tiempo requerido para que se produzca la adhesión partícula-burbuja (Finch y Dobby, 1990). El tiempo de contacto, a su vez, depende del ángulo de colisión, θ , que corresponde al ángulo formado por la superficie del mineral y la superficie de la burbuja, durante la colisión. Por lo tanto, para lograr la adhesión partícula-burbuja, el ángulo de colisión debe ser tal, que permita un tiempo de contacto mayor al tiempo de inducción.

Por último, dado el efecto inverso entre las eficiencias de colisión y de adhesión, y según la Ec. (1.7), al aumentar el tamaño de partícula, la eficiencia de colección alcanza un máximo y luego decae. Esto explica, de cierta manera, el efecto del tamaño de partícula en la recuperación, mostrado en la Figura 1.4.

1.1.1.2. ZONA DE ESPUMA

La recuperación en la zona de espuma (Limpieza) se puede describir considerando un modelo de dos etapas (colección y espuma), tal como se muestra en la Figura 1.6:

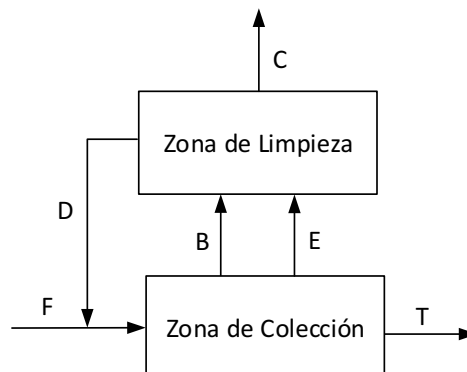


Figura 1.6. Flujos de transporte de minerales en un equipo de flotación.

En la Figura 1.6, F corresponde al flujo de alimentación de mineral, C es el flujo de concentrado y T el flujo de relave. Además, B corresponde al flujo de mineral colectado por flotación verdadera, E es el arrastre de mineral hacia la espuma y D corresponde al flujo de retorno de mineral desde la espuma (Yianatos et al., 2008).

En términos del proceso de separación selectiva, el transporte de masa respecto sólo a las partículas colectadas por flotación verdadera determinan la recuperación de espuma, que se puede calcular como se muestra en la Ec. (1.8) (Honaker y Ozsever, 2003; Rahman et al., 2013).

$$R_F = \frac{\text{Flujo de partículas en el concentrado recuperadas por flotación verdadera}}{\text{Flujo de partículas colectadas que ingresan a la espuma}} \quad (1.8)$$

La recuperación de la zona de espuma, en un proceso de flotación Rougher, puede representarse utilizando los flujos de mineral presentados en la Figura 1.6 mediante la Ec. (1.9). Se asume que el flujo de mineral valioso arrastrado al concentrado, a través de la espuma, es despreciable frente al flujo de mineral recuperado al concentrado por flotación verdadera (Yianatos et al., 2008).

$$R_F = \frac{C X_C}{B X_B} \quad (1.9)$$

En la Ec. (1.9), X_C corresponde a la ley del mineral valioso en el flujo de concentrado y X_B corresponde a la ley de mineral valioso colectado. Además, el flujo de mineral colectado, B (tph), puede expresarse mediante la Ec. (1.10).

$$B = \lambda_B J_g A_C \quad (1.10)$$

donde A_C (m^2) es el área de la sección transversal del equipo de flotación y la variable λ_B (Ton/m^3) corresponde a la carga de burbuja, que representa la densidad aparente del agregado partícula-burbuja que ingresa a la espuma. Además, J_g posee unidades de m/h.

La carga de burbuja puede estimarse a partir de la superficie cubierta de la burbuja, suponiendo que el área de superficie de la burbuja ocupada por una partícula de diámetro d_p es d_p^2 (Yianatos y Contreras, 2010), tal como se muestra en la Ec. (1.11):

$$\lambda_B = \varphi_s \frac{\pi \rho_p d_p}{d_B} \quad (1.11)$$

donde φ_s corresponde a la fracción de superficie cubierta de la burbuja, ρ_p es la densidad del mineral, d_p es el diámetro Sauter de la partícula y d_B corresponde al diámetro Sauter de la burbuja. Finalmente, reemplazando la Ec. (1.10) en la Ec. (1.9), la recuperación en la zona de espuma se expresa mediante la Ec (1.12):

$$R_F = \frac{C X_C}{\lambda_B J_g A_C X_B} \quad (1.12)$$

La Ec. (1.12) es una buena y práctica aproximación para estimar la recuperación de espuma, de minerales colectados por flotación verdadera, en un proceso de flotación Rougher (Yianatos et al., 2008; Yianatos y Contreras, 2010).

La ley del mineral colectado puede ser evaluada a partir de mediciones de carga de burbuja, mediante un dispositivo que permite la toma de muestras justo debajo de la interfase pulpa-espuma. Esta muestra representa el mineral que es transportado desde la zona de coacción hacia la zona de espuma, en forma de agregado partícula-burbuja. Luego, el mineral colectado puede ser caracterizado en términos de tamaño de partícula y ley de mineral, a partir de un análisis químico y granulométrico de la muestra. La masa de mineral colectado en la zona de pulpa disminuye significativamente hacia las últimas celdas de un banco de flotación, por lo tanto, las muestras de carga de burbuja son obtenidas generalmente en las primeras celdas (Yianatos et al., 2014a).

Para conocer la evolución de la ley de mineral colectado a lo largo de un banco de flotación, en condiciones de espumas poco selectivas, se han realizado mediciones de tope de espuma (TDE). La toma de muestras en esta zona permite caracterizar el mineral que alcanzó la superficie de la espuma, luego de superar los procesos de drenaje y coalescencia. Se ha estudiado que la ley del mineral en el tope de espuma es similar a la ley de carga de burbuja, en el caso de espumas no selectivas (Yianatos et al., 2014a). Por lo tanto, bajo esta condición, la medición de TDE se enfoca en la caracterización de los minerales recuperados por flotación verdadera, como una alternativa simple a las mediciones de carga de burbuja.

Una descripción detallada de estas mediciones y de algunos dispositivos para la toma de muestras se presentan en el Capítulo 3.

1.1.2.HIDRODINÁMICA DEL PROCESO DE FLOTACIÓN

La recuperación y la selectividad del proceso de flotación no sólo dependen de las propiedades del mineral o del acondicionamiento químico, como el tipo y cantidad de reactivo utilizado, sino que también, de las condiciones hidrodinámicas del proceso. Los requerimientos principales para la colección y separación de un mineral valioso son (Kelly y Spottiswood, 1982):

1. Mantener una adecuada suspensión de las partículas.
2. Dispersión del gas en pequeñas burbujas, a través de la pulpa.
3. Promover una zona de calma inmediatamente bajo la espuma, tal que, se forme una interfase pulpa-espuma nítida y estable.
4. Proporcionar suficiente profundida de espuma para permitir el drenaje de las partículas que hayan sido arrastradas.

Para realizar un óptimo proceso de flotación, se requiere la circulación de pulpa al interior del equipo de separación, con la finalidad de mejorar el rendimiento de la colección de las partículas. En celdas de flotación mecánicas, el rotor es el responsable de la suspensión de la pulpa. Una baja agitación determinará una baja suspensión del mineral grueso y, por el contrario, una agitación muy intensa puede producir la ruptura del agregado partícula-burbuja. En celdas neumáticas, el principal responsable de la agitación de la pulpa es el flujo de gas que asciende al interior del equipo, mientras la pulpa es bombeada y se alimenta cerca del tope, descendiendo por gravedad (sistema contracorriente). De forma alternativa, la pulpa se bombea a través de una tobera y desciende a través de un tubo de contacto junto al aire, que es aspirado y se dispersa en burbujas en sistemas co-corriente (por ejemplo, celda Jameson) (Yianatos, 2007).

Luego, la dispersión del gas es un factor relevante en el proceso de separación, y puede definirse como la efectividad con la que el gas se distribuye a través del volumen de un reactor. Se expresa en términos de la concentración o *holdup* de gas, del tamaño de burbuja y de la velocidad superficial del gas (Vinnett et al., 2014). La concentración de gas se refiere a la fracción volumétrica de aire dentro de una celda de flotación y, en general, depende de la velocidad superficial de gas, del diámetro de burbuja, del porcentaje de sólidos, de la viscosidad de la pulpa y del tipo y dosis de espumante (Finch y Dobby, 1990; Vinnett et al., 2014).

La velocidad superficial del gas local en un equipo de flotación, entrega indicios de las características de la dispersión del gas en el equipo (Gorain et al., 1996). Una mejor dispersión del gas genera pequeñas burbujas, que tienen una velocidad de ascenso más lenta y, por lo tanto, poseen un mayor tiempo de residencia en el equipo. En consecuencia, se produce una mayor concentración de gas (Gorain et al., 1995b). En general, el tamaño medio de burbuja aumenta con un aumento del flujo de gas. Además, el tamaño de las burbujas varía considerablemente con factores, tanto químicos (dosis de espumante y calidad del agua), como físicos (viscosidad de la pulpa, concentración de sólidos y distribución de tamaño de partícula en la alimentación) (Yianatos y Finch, 1990; Yianatos y Puelle, 1994; Gorain et al., 1995a). En equipos con agitación, el tamaño de burbuja dependerá, también, del tipo y velocidad del impulsor y de su ubicación dentro de la celda de flotación.

Por otro lado, dos condiciones importantes que determinan la efectividad del proceso de separación son la formación de una interfase distintiva pulpa-espuma y la disposición de un flujo superficial de área de burbuja, para la capacidad de transporte a nivel de la interfase pulpa-espuma. De lo contrario, la pérdida de la interfase o la capacidad de transporte máxima limitarán la separación de los minerales (Yianatos y Henríquez, 2007).

El flujo superficial de área de burbuja (S_b) es un parámetro utilizado para describir la eficiencia de dispersión de gas en máquinas de flotación y depende de la velocidad superficial del gas y del diámetro de burbuja (Finch y Dobby, 1990), como se muestra en la Ec. (1.13).

$$S_b = 6 \frac{J_g}{d_b} \quad (1.13)$$

Gorain et al. (1997) señalan que el flujo superficial de área de burbuja es una buena medida o descriptor de las condiciones hidrodinámicas en una celda de flotación, en cuanto a las propiedades de la dispersión de gas. Además, Gorain et al. (1997) estudiaron la relación entre el flujo superficial de área de burbuja (S_b) y la constante cinética de flotación (k), encontrando una relación lineal entre estas variables, en rangos acotados de operación. Esta relación tiene utilidad en el modelado del proceso de flotación, su optimización y el escalamiento.

1.2. LIBERACIÓN

El concepto de liberación de un mineral se relaciona con la fracción que se encuentra expuesta en la superficie de una partícula y proporciona el área hidrofóbica o de contacto requerida para que se produzca el proceso de separación. Por lo tanto, el objetivo principal de la reducción de tamaño es generar partículas que contengan la mayor cantidad de mineral valioso expuesto en la superficie, separado de la ganga.

A nivel industrial, el consumo de energía y la recuperación de minerales son dos problemas que han dominado la investigación en conminución durante los últimos años (King, 1994). A fin de aumentar la liberación, las partículas necesitan ser reducidas a un tamaño tan fino como sea posible. Sin embargo, debido a la disminución de tamaño, los costos de energía aumentan significativamente, y además, se dificulta el proceso de separación posterior (Gay, 2004a). En consecuencia, uno de los criterios de diseño más crítico para las plantas de procesamiento de minerales, es la elección del tamaño al cual se debe reducir el mineral, para asegurar una adecuada liberación y que el proceso sea económicamente factible. La liberación del mineral y su relación con la reducción de tamaño deben ser bien caracterizadas para asegurar un proceso eficiente (King, 1979; Napier-Munn et al., 1996). Se debe lograr un mineral suficientemente fino, para permitir la producción de un concentrado con una adecuada ley, según los requerimientos del proceso.

El mineral flotable es acondicionado mediante la adición de reactivos químicos para aumentar su hidrofobicidad, mientras que la ganga es preferentemente hidrófila. Por lo tanto, la finalidad de reducir el tamaño de partícula y liberar el mineral valioso, es lograr su exposición en la superficie de la partícula para favorecer la adsorción de estos reactivos y permitir su posterior colección. Se define el Grado de Liberación (GL) como el porcentaje de mineral valioso que se encuentra como partículas libres en relación con el contenido total de este mineral. El GL puede ser alto si existen interfases débiles entre el mineral valioso y la ganga (King, 1979; Wills y Finch, 2015). Desde un punto de vista práctico, el término liberación es esencialmente de carácter económico; una partícula estará liberada cuando su composición es tal, que el proceso de separación aguas abajo puede recuperarla selectivamente en el concentrado, o por el contrario, si el mineral es ganga, rechazarlo (Napier-Munn et al., 1996). La Figura 1.7a muestra el efecto del tamaño de partícula en la constante cinética de flotación, para diferentes clases de liberación superficial, la cual se define

como la fracción de superficie ocupada por el mineral valioso respecto a la superficie total de la partícula. Estos datos fueron obtenidos por Welsby et al. (2010), para un mineral de Galena, y analizados por Jameson (2012). Se observa que la constante cinética de flotación es dependiente tanto del tamaño de partícula, como de la liberación del mineral valioso. Además, pese a que la constante cinética disminuye, a medida que disminuye la liberación, la forma de las distribuciones siguen siendo, aproximadamente, las mismas. A partir de esto, Jameson (2012) estudió, también, la razón $k/k_{\max}$, que corresponde a la constante cinética de cada clase de tamaño y liberación, respecto a la constante cinética de las partículas completamente liberadas del mismo tamaño. Esto último se muestra en la Figura 1.7b. Jameson (2012) planteó que la razón $k/k_{\max}$, como una función de la liberación superficial, es esencialmente independiente del tamaño de partícula. Sin embargo, Sandoval-Zambrano (2013) realizó un análisis crítico de este estudio, respecto a ciertos aspectos relevantes del conjunto de datos que no fueron considerados. La magnitud del error asociado a las constantes cinéticas puede afectar la relación presentada en la Figura 1.7b. Al respecto, Sandoval-Zambrano y Montes-Atenas (2012) estudiaron dicho error en los datos reportados por Welsby et al. (2010), realizando un análisis de propagación de errores. Además, en la Figura 1.7b se observa dispersión de los datos en las clases de mayor liberación, lo cual contradice el planteamiento de que la razón $k/k_{\max}$ es independiente del tamaño de partícula. Por último, los datos presentados en la Figura 1.7a y 1.7b no incluyen el conjunto de datos completo reportado por Welsby et al. (2010) (se excluye fracción más gruesa, +106 μm). La inclusión de la fracción de tamaño +106 μm aumenta la dispersión de los datos de la Figura 1.7b.

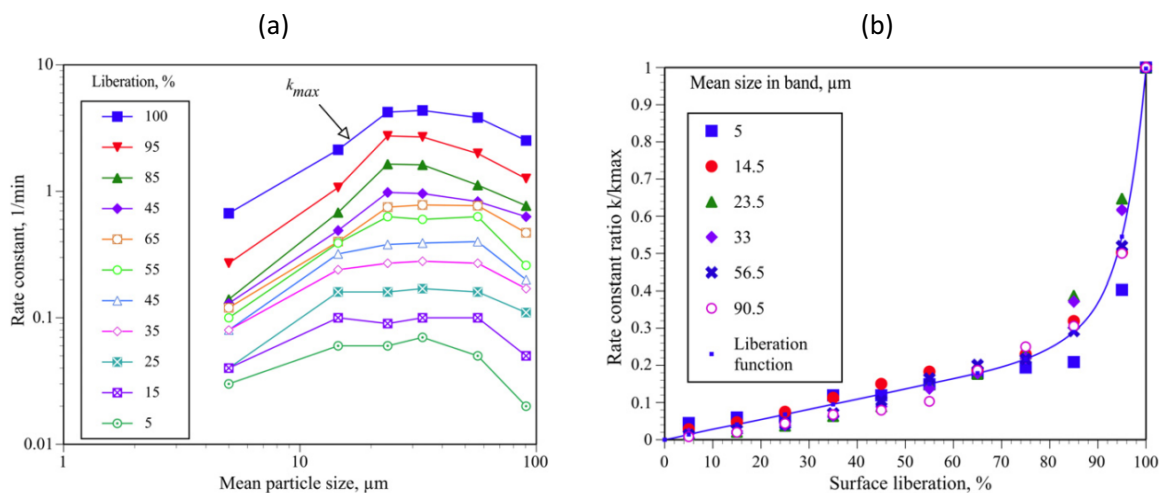
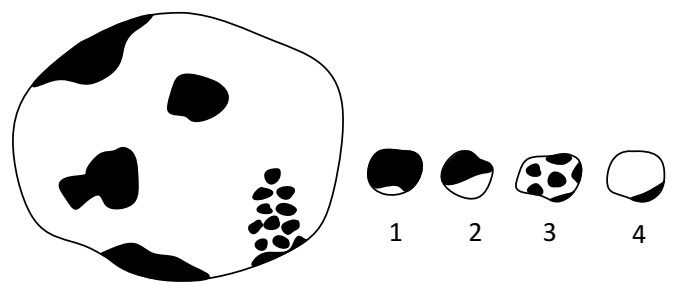


Figura 1.7. (a) Constante cinética en base a tamaño de partícula (Jameson, 2012), (b) Relación entre constante cinética, k y constante cinética máxima, $k_{\max}$, en función de la liberación superficial (Jameson, 2012).

El mineral que ingresa a la etapa de conminución presenta granos de mineral valioso de diferentes formas y proporciones. La Figura 1.8 muestra una sección transversal de una partícula típica de mineral, donde es posible encontrar regiones con granos de mineral valioso de diferentes tamaños, y regiones con mineral valioso diseminado (pequeños granos). Luego, el proceso de reducción de tamaño produce una gama de fragmentos, que pueden presentarse como partículas de ganga o mineral valioso totalmente liberadas o partículas que contienen ambos minerales, conocidas como partículas asociadas. Gran parte de las dificultades que se presentan en el proceso de separación están asociadas al tratamiento de estas partículas (Kelly y Spottiswood, 1982; Meloy, 1984; Wills y Finch, 2015).



Fragmento de mineral

Productos de conminución

Figura 1.8. Sección transversal de partículas de mineral.

Las partículas de tipo 1 poseen una alta liberación de mineral valioso, por lo que probablemente serán recuperadas en el proceso de separación. Por su parte, las partículas de tipo 4 poseen sólo una pequeña cantidad de mineral valioso, por lo tanto, seguramente serán parte del flujo de relave en el proceso de flotación. Por último, las partículas de tipo 2 y 3 poseen una liberación intermedia, pero existe una mayor diseminación del mineral valioso en las de tipo 3. La recuperación de estos dos tipos de partículas estará determinada por la liberación de mineral valioso que posean y por las condiciones operacionales del proceso de concentración.

1.2.1. MODELOS DE LIBERACIÓN

Se han realizado muchos intentos por desarrollar modelos matemáticos que permitan estimar la liberación que alcanzan los minerales luego del proceso de conminución. Uno de los pioneros en el desarrollo de modelos de liberación fue Gaudin (1939), quién planteó una primera hipótesis para evaluar la liberación de especies mineralógicas. Luego, Wiegel y Li (1967) ampliaron este modelo, mediante la introducción de aleatoriedad de ciertas variables y describieron la posibilidad de evaluar la presencia de partículas compuestas. Estos planteamientos se basan en modelar el proceso de liberación en base a su relación con la textura del mineral, puesto que la liberación depende principalmente de esta característica, que representa cómo los granos de mineral valioso se distribuyen en la matriz de ganga (Barbery y Leroux, 1988; Zhang y Subasinghe, 2013). La textura del mineral se simplifica y se caracteriza de tal manera que la distribución de la liberación de las partículas puede ser predicha como una función de su tamaño (Napier-Munn et al., 1996; Wei y Gay, 1999). Otros modelos que se basan en la textura del mineral, incluyen los modelos de Meloy (1984) y Barbery (1991), los cuales difieren principalmente en el tipo de textura que se utiliza. Además, King (1979) proporciona otra alternativa respecto a la textura del mineral, modelándola la textura en una dimensión. El modelo de King (1979), posteriormente, fue mejorado por King y Schneider (1993). La relación entre textura, modelos de liberación y estereología fue demostrada por Davy (1984), quien derivó una relación directa entre textura, liberación y tamaño de partícula del mineral.

Otros autores han investigado el problema de la liberación de minerales en molienda batch. Andrews y Mika (1975) intentaron cuantificar la liberación mediante la incorporación de funciones de selección-liberación, en función del tamaño y contenido de mineral de las partículas. También, King y Schneider (1998a) propusieron una solución analítica para este problema, en molienda batch.

Pese a que se han desarrollado métodos para la medición directa de la distribución de ley volumétrica de las partículas, tales como, microtomografía de haz cónico de rayos X (Lin y Miller, 1996), éstos son costosos y no son ampliamente utilizados en la industria minera. Por lo tanto, los modelos predictivos de liberación son de gran importancia (Zhang y Subasinghe, 2013).

El modelo de Gaudín (1939), posteriormente mejorado por Wiegel y Li (1967), proporcionó las bases de las investigaciones más recientes acerca de la liberación de los minerales y, pese a

considerar algunos supuestos muy poco realistas, es un buen punto de partida para realizar estudios de mayor complejidad (Wiegel, 1975). Algunas consideraciones relevantes de este modelo es que contempla una estructura de grano de los minerales en la mena que es perfectamente cúbica, al igual que el patrón de fractura resultante de la conminución. Además, utiliza la razón de tamaños entre el grano cúbico original y el patrón de fractura cúbica, como el parámetro básico del modelo (King, 1979; Bonifazi y Massacci, 1995).

Gaudin (1939) plantea una expresión para estimar el grado de liberación de un mineral, en base a ciertos parámetros propios del modelo, donde se considera que existe un agregado de mineral, de forma cúbica, que se compone de dos minerales de tamaño de grano uniforme. Luego, si el agregado se fractura, se forman partículas cúbicas de tamaño uniforme. Además, se asume que el proceso de conminución realiza una liberación de tipo transgranular del agregado.

En el proceso de conminución, en general, pueden ocurrir dos tipos de liberación: Intergranular o transgranular. En el primero, la fractura ocurre en los límites de grano, pues la interfase entre los granos del mineral valioso y la ganga, es más débil. Por el contrario, se produce una fractura transgranular, en donde la ruptura ocurre a través del grano, debido a interacciones más fuertes en la interfase (Kelly y Spottiswood, 1982). Este tipo de fractura es dominante durante el proceso de conminución de la mayoría de los minerales (Spencer y Sutherland, 2000). El agregado de mineral y el tipo de fractura supuestos por este modelo se muestran en la Figura 1.9.

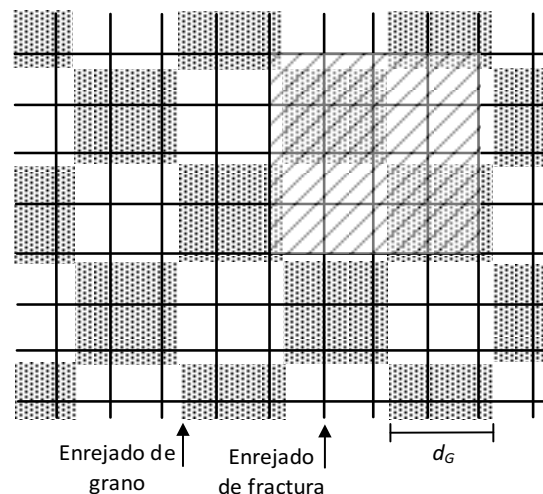


Figura 1.9. Superposición de un enrejado de fractura en un enrejado de granos para ilustrar el proceso de liberación (Kelly y Spottiswood, 1982).

El modelo considera las siguientes suposiciones (Kelly y Spottiswood, 1982):

- El agregado se compone solamente de dos minerales, valioso y ganga.
- Ambos minerales poseen el mismo tamaño (uniforme) de granos cúbicos, d_G .
- Los granos se encuentran alineados en el agregado, de tal manera, que las superficies de los granos forman planos continuos.
- Los granos de las dos especies se encuentran aleatoriamente distribuidos en el agregado.
- El agregado es fracturado para formar partículas de tamaño uniforme d , mediante una fractura de enrejado aleatoriamente superpuesta sobre el agregado, paralela a las superficies de los granos.

El grado de liberación puede ser expresado en función de la razón entre el tamaño de grano y el tamaño de partícula ($\mathfrak{R}_L = d_G/d$) y la fracción volumétrica ($\mathfrak{V}$) de cada componente en el agregado original. Luego, la fracción de mineral liberado, respecto al total ($\mathcal{L}$) se define a partir de la Ec. (1.14).

$$\mathcal{L} = \frac{(\mathfrak{R}_L - 1)^3 \mathfrak{V} + 3(\mathfrak{R}_L - 1)^2 \mathfrak{V}^2 + 3(\mathfrak{R}_L - 1) \mathfrak{V}^4 + \mathfrak{V}^8}{\mathfrak{R}_L}, \quad \mathfrak{R}_L > 1$$

$$\mathcal{L} = \left(\frac{1}{\mathfrak{R}_L} + 1 \right)^3 \text{Log } \mathfrak{V}, \quad \mathfrak{R}_L < 1 \quad (1.14)$$

Finalmente, el grado de liberación (GL), definido como la fracción de mineral liberado respecto al total de ese mineral (valioso o ganga), se puede calcular como se muestra en la Ec. (1.15).

$$GL = \frac{\mathcal{L}}{\mathfrak{V}} \quad (1.15)$$

A partir de las suposiciones y características del modelo, se pueden obtener ciertas conclusiones. Por ejemplo, el grado de liberación del mineral menos abundante es esencialmente independiente de su ley y éste no será liberado hasta que el tamaño de partícula sea menor al tamaño de grano. Además, para alcanzar una apreciable liberación, el tamaño de partícula deberá ser significativamente menor al tamaño de grano. Por su parte, el mineral más abundante está siempre más liberado y tendrá una apreciable liberación, aún cuando el tamaño de partícula sea mayor al tamaño de grano (Kelly y Spottiswood, 1982).

El grado de liberación posee la desventaja que sólo considera la liberación total del mineral durante la molienda, sin considerar el aumento de ley de mineral valioso en el mineral asociado. Al reducir el tamaño de un mineral, se observa un enriquecimiento en su calidad, sin que sea necesario un cambio en el grado de liberación. Para mejorar la descripción del efecto que posee la reducción de tamaño en la liberación y en la calidad del mineral, se define el Coeficiente de Liberación (CL), que representa la fracción de mineral valioso respecto al total de mineral que contiene valioso (Bérubé y Marchand, 1984) y se expresa mediante la Ec (1.16):

$$CL = \frac{\mathfrak{L}_V}{1 - \mathcal{L}_G} \quad (1.16)$$

donde $\mathfrak{L}_V$ es la ley volumétrica de mineral valioso y $\mathcal{L}_G$ es la fracción liberada de ganga. Por otra parte, también se puede definir la Liberación Superficial (LS), que corresponde al cociente entre la superficie expuesta de mineral valioso respecto a la superficie total de la partícula. Para determinar este índice es necesario contar con técnicas de escaneo electrónico, utilizando equipos comerciales, tales como QEMSCAN y MLA (Gu, 2003; Lastra, 2007), los cuales serán descritos en la Sección 1.2.2.

1.2.2.TÉCNICAS DE MEDICIÓN DE LIBERACIÓN

En años recientes, se han desarrollado métodos directos de medición de la liberación de minerales, utilizando análisis automático de imágenes. Esta técnica requiere la generación de imágenes microscópicas de las partículas, que son montadas en una orientación aleatoria y seccionadas. La determinación cuantitativa de la liberación de los minerales consiste en la medición de la composición del mineral en las partículas (King, 2001). Los analizadores de liberación son una herramienta muy útil en la estimación de mineralogía cuando se aplica al procesamiento de minerales, pues proporcionan información que no se puede obtener mediante otras técnicas analíticas. El costo de los análisis de liberación es insignificante si se considera que los datos obtenidos, a menudo, permiten realizar modificaciones en las operaciones de la planta, que tienen un impacto económico positivo (Lastra, 2007).

En el desarrollo de sistemas para la obtención cuantitativa de la mineralogía, se descubrió muy pronto que los minerales podían ser mejor identificados, de forma automática, mediante el uso de Microscopios Electrónicos de Barrido (SEM) o Analizadores de Micro-Sonda Electrónica (EMPA), en conjunto con detectores de rayos X, para el análisis elemental (Napier-Munn et al., 1996). Hoy en día, existen varios sistemas disponibles comercialmente, por ejemplo, el QEMSCAN y MLA, para realizar el análisis aplicado a la liberación de minerales. El sistema QEMSCAN corresponde a la configuración actual disponible en el mercado del sistema QEMSEM (Lastra, 2007). El sistema QEMSEM, desarrollado por CSIRO (Australia), se introdujo inicialmente por Grant et al. (1976) y su configuración básica fue descrita por Sutherland y Gottlieb (1991).

Los sistemas de medición cuentan con un software de análisis de imágenes y un microscopio electrónico de barrido, equipado con Detectores de Electrones Retrodispersados (BSE) y de rayos X. La muestra a analizar se sitúa en una resina epóxica, formando una briqueta, la cual es cuidadosamente pulida para obtener una superficie adecuada para análisis. La imagen microscópica generada permite distinguir cada fase de mineral. El procedimiento de basa en el recuento de granos de todas las partículas libres y la estimación del área ocupada por el mineral en cada partícula compuesta en la imagen de la sección pulida. Además de medir la liberación mediante secciones de área, es posible medir intercepciones lineales a través de una sección de las partículas (King y Schneider, 1998b). La información obtenida permite la caracterización de una muestra de minerales, pudiendo conocer, además de la liberación, la distribución de tamaño de

partículas, distribución de tamaño de granos de mineral, la mineralogía, entre otros (Napier-Munn et al., 1996; King, 2001; Gu, 2003; Ozcan y Benzer, 2013). La Figura 1.10 muestra una imagen de secciones de área de partículas en una muestra de minerales de Plomo/Zinc, donde es posible observar la presencia de diversas especies mineralógicas.

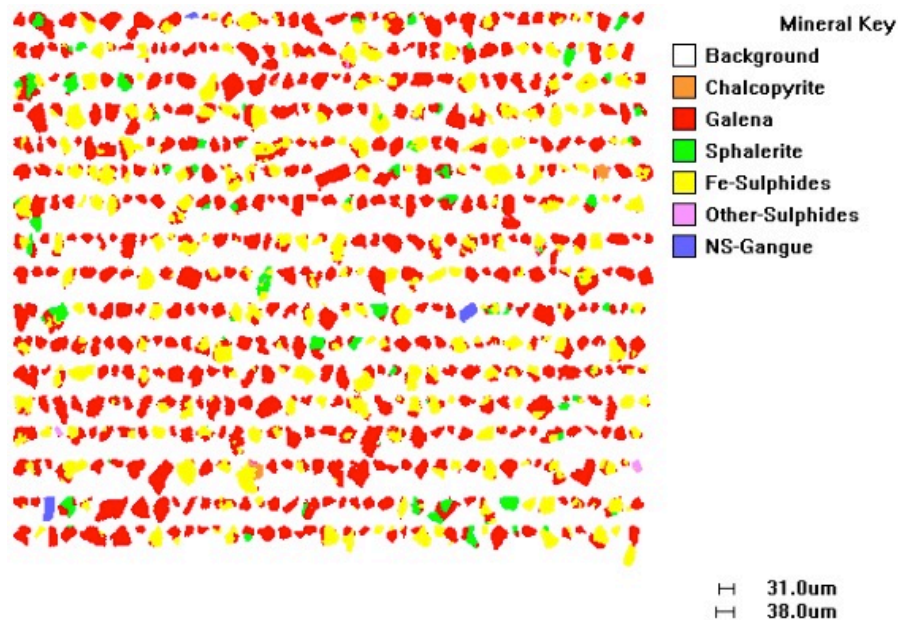


Figura 1.10. Secciones de área de una muestra mineralógica de la corriente de concentrado final de una planta de procesamiento de minerales de Plomo/Zinc australiana (Spencer y Sutherland, 2000).

1.2.3. ESTEREOLOGÍA

Como se señaló anteriormente, la mayoría de las técnicas de medición para determinar la liberación de un mineral se basan en análisis de imágenes planares, en dos dimensiones. Sin embargo, el análisis requiere de información acerca de la liberación de partículas discretas, que son tridimensionales. Al respecto, la estereología es el proceso mediante el cual las características de la geometría tridimensional de un objeto son inferidas a partir de mediciones en una o dos dimensiones (Napier-Munn et al., 1996). En el análisis de sección transversal de las partículas, se introduce lo que se denomina sesgo estereológico. Si bien los minerales totalmente liberados aparecen como tales en cualquier sección transversal de la partícula, la liberación puede ser sobreestimada en el caso de minerales asociados. Esto se debe a que las secciones transversales,

obtenidas al azar, pueden no intersectar todas las fases contenidas dentro de una partícula compuesta (Lätti y Adair, 2001). Al muestrear una sección de una partícula compuesta de textura simple se tiene una probabilidad finita de observar sólo una especie, lo que lleva a una sistemática sobreestimación de la proporción de liberación del mineral. El grado de sesgo estereológico depende principalmente de la textura de la mena, siendo mayor cuando el tamaño de grano del mineral en el yacimiento es comparable con el tamaño de partícula. La realización de secciones consecutivas de las partículas pueden disminuir el sesgo estereológico (Spencer y Sutherland, 2000).

La Figura 1.11 ilustra esquemáticamente el problema del sesgo estereológico para un sistema de dos fases mineralógicas. La magnitud del sesgo estereológico se muestra en función de la textura de las partículas, con secciones (líneas rectas) a través de partículas liberadas y compuestas, de tamaño similar.

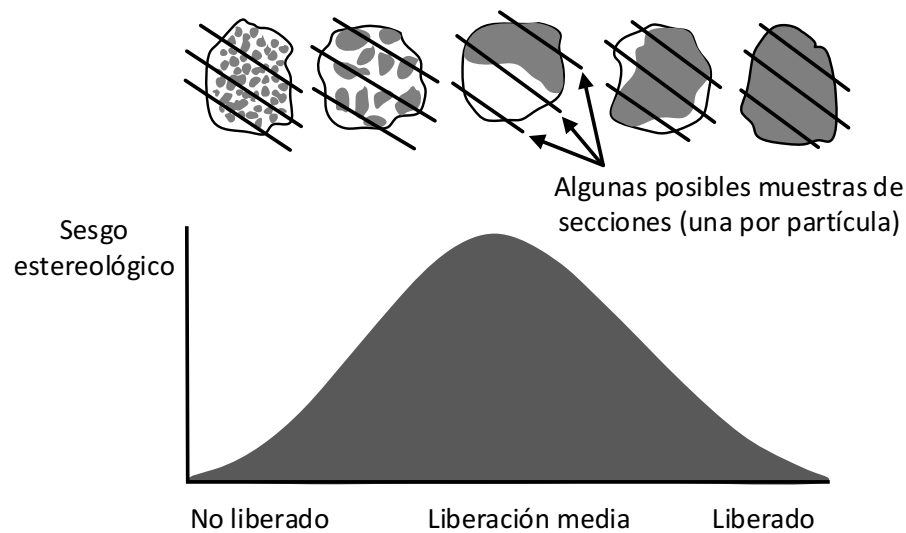


Figura 1.11. Esquema del sesgo estereológico en la estimación de leyes por seccionamiento de partículas (Spencer y Sutherland, 2000).

Se han desarrollado diversos procedimientos de ajuste estereológico, dentro de los cuales se puede destacar el método de *Kernel* de transformación (King y Schneider, 1998a; Spencer y Sutherland, 2000), el método de asignación (Gay, 1994) y el método de entropía máxima, desarrollado por Keith (2000).

El método de *Kernel* de transformación utiliza matrices de transformación (denominadas *Kernels*), obtenidas experimentalmente, para estimar la verdadera distribución de liberación a partir de mediciones de área o lineales. Este enfoque ha demostrado ser eficaz para los sistemas en los cuales se han desarrollado *Kernels*, pero se dice que está limitado por la escasez de *Kernels* disponibles (Fandrich et al., 1998). Una dificultad adicional con el método es que, en su mayoría, se ha aplicado a sistemas binarios. Sin embargo, es posible ampliar el enfoque a más componentes (Lätti y Adair, 2001). El método de asignación, desarrollado por Gay (1994), asigna mediciones de secciones 2D a clases de liberación, que representan individualmente la composición volumétrica real. La asignación se realiza minimizando una función de error, descrita por una serie de ecuaciones de probabilidad geométricas. Por último, el método de máxima entropía de Keith (2000) determina una predicción matemática de la distribución más probable de liberación de las secciones, utilizando la optimización de la entropía.

CAPÍTULO II

2. MODELO ESTADÍSTICO DE TAMAÑO DE GRANO PARA AJUSTE DE LA DISTRIBUCIÓN DE LIBERACIÓN POR TAMAÑO DE PARTÍCULA

2.1. INTRODUCCIÓN

Para caracterizar el mineral de una corriente del proceso de flotación, éste es comúnmente clasificado según su tamaño de partícula. No obstante, una característica relevante es la liberación que posee dicho mineral en cada una de estas clases de tamaño. En general, las partículas gruesas y finas se relacionan con una baja y alta liberación, respectivamente. Sin embargo, se ha estudiado que los minerales poseen una distribución de liberación en cada clase de tamaño de partícula, lo cual determina una cinética de flotación que es función de estas dos variables (King, 2001; Gay, 2004b; Savassi, 2006; Welsby et al., 2010).

En el estudio realizado por Welsby (2009), se caracterizó un mineral de Galena (PbS) en las diferentes corrientes de un proceso de flotación, según clase de tamaño de partícula y clase de liberación. Para determinar las distribuciones de tamaño de partícula y liberación, Welsby (2009) realizó pruebas de flotación continua en una celda piloto de 40 L, con un impulsor inferior. Se tomaron muestras metalúrgicas de alimentación, concentrado y relaves, realizando análisis granulométrico y de liberación. El flujo de sólidos en la alimentación fue 83,5 g/s, con una ley de Galena de 10,76%. Además, se utilizó un flujo de aire de 110 L/min. La dosis de reactivos utilizados en el proceso fueron 40 mg/Kg de colector (Etil Xantato de Sodio) y 25 mg/Kg de espumante (Metil isobutil carbinol). La altura de espuma en el equipo fue 7 cm y el grado de arrastre en el proceso fue 0,14. Para conocer la distribución de liberación por clase de tamaño de partícula se utilizó el instrumento *Mineral Liberation Analyser* (MLA). El mineral fue caracterizado según siete clases de tamaño de partícula y doce clases de liberación. Además, Welsby (2009) reportó las constantes cinéticas del mineral en cada una de las clases de tamaño y liberación. Las pruebas experimentales se realizaron en base a la corriente de alimentación a la planta de flotación de la mina Cannington

de BHP Billiton, en el noroeste de Queensland, Australia. Los principales minerales en el depósito Cannington son Galena, Esfalerita (ZnS) y Cuarzo (SiO₂) (Welsby et al., 2010).

En el presente capítulo se propone una metodología para obtener una estimación de los resultados reportados por Welsby (2009). Se desea obtener una caracterización del mineral de Galena en la alimentación al proceso de flotación, según tamaño de partícula y liberación, a partir de la distribución de tamaño de grano del mineral en el yacimiento y utilizando un modelo de liberación simplificado. Para ello, se utilizó una variante del modelo de liberación de Gaudin (Kelly y Spottiswood, 1982).

2.2. ANÁLISIS DE DATOS

Para realizar el presente análisis es necesario contar con información de la distribución de mineral flotable en cada clase de tamaño y de liberación en la corriente de alimentación. En el estudio realizado por Welsby (2009) se presenta la distribución de liberación del mineral por clase de tamaño, tal como se muestra en la Tabla 2.1. Además, se cuenta con la distribución granulométrica del mineral, la cual se presenta en la Tabla 2.2.

Tabla 2.1. Distribución de partículas por clase de tamaño y de liberación en la alimentación (Welsby, 2009).

m _{ij} , %	Clases de liberación (%)											
Clases de tamaño (μm)	0	0-10	10-20	20-30	30-40	40-50	50-60	60-70	70-80	80-90	90-100	100
+ 106	80,69	14,79	2,31	0,97	0,54	0,19	0,12	0,07	0,05	0,03	0,05	0,18
- 106 +75	84,75	9,55	1,56	0,74	0,57	0,4	0,3	0,13	0,12	0,14	0,29	1,45
- 75 +38	80,34	9,24	1,66	0,84	0,6	0,41	0,33	0,26	0,24	0,25	0,7	5,13
- 38 +28	68,66	4,44	0,99	0,53	0,4	0,31	0,29	0,25	0,19	0,22	0,8	22,91
- 28 +19	78,13	3,25	0,78	0,4	0,28	0,27	0,19	0,17	0,13	0,15	0,55	15,7
- 19 +10	76,81	2,32	0,77	0,39	0,29	0,33	0,23	0,19	0,19	0,19	0,57	17,71
- 10	74,13	0,95	0,73	0,42	0,28	0,25	0,22	0,24	0,22	0,24	0,34	21,98

Tabla 2.2. Distribución granulométrica en la alimentación (Welsby, 2009).

Tamaño (μm)	Fracción másica (%)
+106	27,8
-106 +75	11,0
-75 +38	18,7
-38 +28	6,9
-28 +19	9,2
-19 +10	11,6
-10	15,0

La fracción másica del mineral, en cada clase de tamaño y liberación, se calcula según la expresión presentada en la Ec. (2.1):

$$MT_{ij} = \frac{M_i MD_{ij}}{100} \quad i = 1, 2, \dots, A \quad y \quad j = 1, 2, \dots, B \quad (2.1)$$

donde MT_{ij} corresponde a la fracción másica de mineral en cada clase de tamaño i y clase de liberación j . M_i corresponde a la fracción másica total en cada tamaño de partícula i (distribución granulométrica) y MD_{ij} es la fracción másica de mineral en la clase de liberación j , de la distribución de liberación de tamaño i (Tabla 2.1). Se cuenta con un total de 7 clases de tamaño (A) y 12 clases de liberación (B). De esta forma, se obtiene la matriz de datos de la Tabla 2.3, donde el 100% de la masa de mineral se distribuye en el total de las clases de tamaño y liberación.

Tabla 2.3. Distribución másica del mineral total, por clase de tamaño y liberación.

m_{ij} , %	Clases de liberación (%)											
Clases de tamaño (μm)	0	0-10	10-20	20-30	30-40	40-50	50-60	60-70	70-80	80-90	90-100	100
+ 106	22,46	4,12	0,64	0,27	0,15	0,05	0,03	0,02	0,01	0,01	0,01	0,05
- 106 +75	9,28	1,05	0,17	0,08	0,06	0,04	0,03	0,01	0,01	0,02	0,03	0,16
- 75 +38	15,02	1,73	0,31	0,16	0,11	0,08	0,06	0,05	0,04	0,05	0,13	0,96
- 38 +28	4,70	0,30	0,07	0,04	0,03	0,02	0,02	0,02	0,01	0,02	0,05	1,57
- 28 +19	7,15	0,30	0,07	0,04	0,03	0,02	0,02	0,02	0,01	0,01	0,05	1,44
- 19 +10	8,87	0,27	0,09	0,05	0,03	0,04	0,03	0,02	0,02	0,02	0,07	2,05
- 10	11,09	0,14	0,11	0,06	0,04	0,04	0,03	0,04	0,03	0,04	0,05	3,29

Para obtener la distribución del mineral flotable, por clase de tamaño y de liberación, se utilizó la información de la Tabla 2.3. Se eliminó la clase de liberación 0%, pues el mineral contenido en esta clase se encuentra libre de Galena (se considera mineral no flotable). Además, se normalizaron los valores para obtener una base de 100% de mineral flotable. La distribución másica de mineral flotable, por clase de tamaño de partícula y de liberación, se presenta en la Tabla 2.4.

Tabla 2.4. Distribución mineral flotable por clase de tamaño y clase de liberación.

m_{ij} , %	Clases de liberación (%)										
Clases de tamaño (μm)	0-10	10-20	20-30	30-40	40-50	50-60	60-70	70-80	80-90	90-100	100
+ 106	19,22	3,00	1,26	0,70	0,25	0,16	0,09	0,06	0,04	0,06	0,23
- 106 +75	4,88	0,80	0,38	0,29	0,20	0,15	0,07	0,06	0,07	0,15	0,74
- 75 +38	8,07	1,45	0,73	0,52	0,36	0,29	0,23	0,21	0,22	0,61	4,48
- 38 +28	1,42	0,32	0,17	0,13	0,10	0,09	0,08	0,06	0,07	0,26	7,33
- 28 +19	1,39	0,33	0,17	0,12	0,12	0,08	0,07	0,06	0,06	0,24	6,71
- 19 +10	1,25	0,42	0,21	0,16	0,18	0,12	0,10	0,10	0,10	0,31	9,55
- 10	0,66	0,51	0,29	0,20	0,17	0,15	0,17	0,15	0,17	0,24	15,36

2.3. MODELO DE LIBERACIÓN

En base a la información granulométrica presentada en la Tabla 2.2 y utilizando el modelo de liberación de Gaudin, se caracterizó el mineral de Galena según tamaño de partícula y liberación. Se aplicó la metodología presentada en la Sección 2.3.1. para obtener una aproximación de los datos reportados por Welsby (2009), presentados en la Tabla 2.4.

El modelo de liberación de Gaudin fue descrito en el Capítulo 1. Este modelo se utilizó para estimar la liberación del mineral valioso que se alimenta al proceso de flotación. Algunas variables relevantes para la aplicación del modelo son el tamaño de partícula, el tamaño de grano de mineral en el yacimiento y la ley de mineral en la corriente de alimentación. Uno de los supuestos que plantea el modelo de liberación de Gaudin es que el mineral se fracciona hasta alcanzar un tamaño de partícula uniforme luego del proceso de conminución, para un determinado tamaño de grano del mineral en el yacimiento. Sin embargo, en una condición real el mineral se fractura formando una distribución de tamaño de partículas.

Dada una distribución de tamaño de partícula, para un tamaño de grano y ley del mineral constantes, no es posible obtener una distribución de la liberación, aplicando el modelo de liberación de Gaudin, pues sólo se obtiene un valor de liberación media por cada clase de tamaño de partícula. Por lo tanto, no es posible obtener una distribución de liberación por cada clase de tamaño, lo que impide describir el mineral como se muestra en la Tabla 2.4. A partir de esto, se evaluó la opción de considerar estas variables, el tamaño de grano y la ley del mineral en el yacimiento, como una distribución. Para simplificar el análisis, se mantuvo una de estas variables como constante. En la aplicación de la presente metodología, se utilizó una ley del mineral constante y una distribución de tamaño de grano. Esta suposición representa una mejor aproximación de la condición real del mineral en el yacimiento, puesto que los granos de mineral difícilmente son de tamaño homogéneo en la naturaleza.

2.3.1. METODOLOGÍA

La metodología propuesta contempla la aplicación del modelo de liberación de Gaudin modificado, considerando una distribución de tamaño de grano del mineral en el yacimiento. Bajo estas condiciones, se realizaron algunas suposiciones adicionales al modelo convencional de liberación de Gaudin, las cuales se detallan a continuación:

- El mineral valioso se distribuye homogéneamente en la roca original, en forma de granos de diferentes tamaños, tal como se muestra en la Figura 2.1.
- La ley de mineral valioso en la roca original corresponde a la ley global del mineral, considerando todos los tamaños de grano presentes.
- Los granos de mineral se agrupan por tamaño, formando sub-agregados al interior del agregado global. El agregado de mineral contempla el total de mineral y está compuesto por una cantidad finita de sub-agregados, equivalentes a la cantidad de clases de tamaño de grano en la roca original. Esta aproximación se puede observar en la Figura 2.1.
- Luego del proceso de conminución, cada sub-agregado reduce su tamaño hasta formar la misma distribución de tamaño de partícula, correspondiente a la distribución granulométrica del mineral en la alimentación a flotación, la cual es conocida. Esto implica que el mineral en cada subagregado posee la misma dureza.
- La ley de cada sub-agregado es proporcional a la ley del agregado total. Se considera que el factor de proporcionalidad corresponde a la fracción másica de dicho sub-agregado en el agregado total. De esta forma, si un sub-agregado (de un cierto tamaño de grano) contempla el 10% de la masa total, la ley de mineral valioso en este sub-agregado será el 10% de la ley del agregado global. Con esta suposición, se asume que la ley de mineral valioso de un sub-agregado en particular contempla solamente el mineral valioso con tamaño de grano correspondiente a dicho sub-agregado. El mineral valioso restante, de otros tamaños de grano, no es considerado. Además, se obtiene la misma ley en todas las clases de tamaño de partícula, que será igual a la ley global del agregado original.

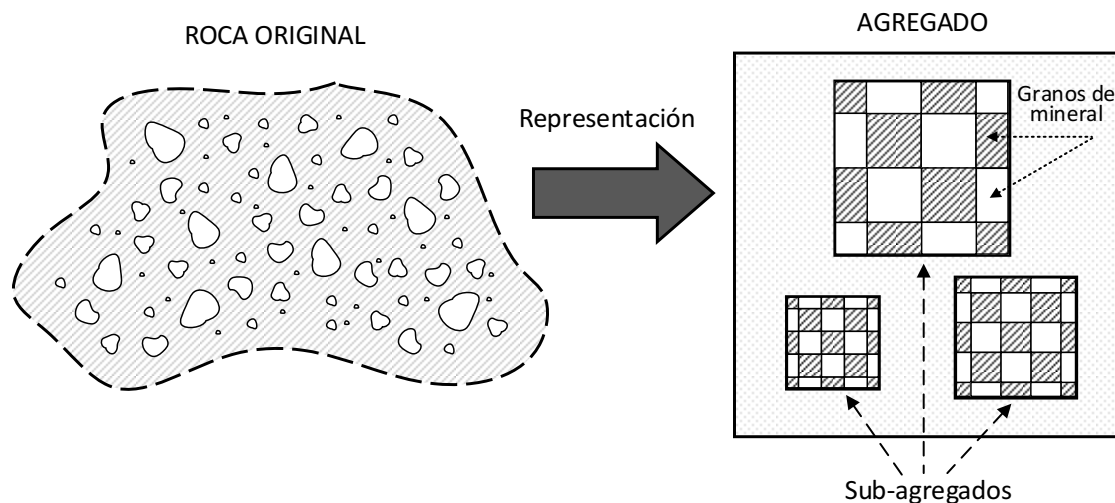


Figura 2.1. Representación de la roca de mineral como agregado y sub-agregados.

La metodología de cálculo supone que cada sub-agregado puede ser analizado de forma independiente. Por lo tanto, en cada caso se aplicó el modelo de Gaudin para estimar la liberación del mineral, la cual se representó mediante el Coeficiente de Liberación, que se obtuvo a partir de los parámetros propios del modelo.

Para cada sub-agregado, se obtiene un Coeficiente de Liberación para cada clase de tamaño de partícula final. A su vez, cada Coeficiente de Liberación estará asociado a la fracción másica de mineral que posee el tamaño de grano del sub-agregado y el tamaño de partícula final de la clase analizada. De esta forma, cada tamaño de partícula podrá contar con diferentes Coeficientes de Liberación, que dependerán del tamaño de grano (sub-agregado) del que provengan. Con esta información, junto a la fracción másica asociada a cada CL, es posible construir una matriz de caracterización del mineral, clasificado por clases de tamaño y clases de liberación, como la presentada en la Tabla 2.4.

La distribución de tamaño de grano y la distribución de tamaño de partícula contemplan el mineral total de la corriente de alimentación. Por lo tanto, para construir la distribución de mineral flotable por clase de tamaño y clase de liberación, se debe restar la fracción de ganga liberada del total. Para esto, se utilizan las Ecs. (2.2)-(2.4).

La fracción másica de ganga liberada, en cada clase de tamaño de partícula y para cada clase de tamaño de grano original, se calcula según la Ec. (2.2):

$$G_{Lib_{ik}} = \frac{L_{G_{ik}} \rho_G}{F_{V_{ik}} \rho_V + F_{G_{ik}} \rho_G} \quad i = 1, 2, \dots, A \quad y \quad k = 1, 2, \dots, C \quad (2.2)$$

donde $L_{G_{ik}}$ corresponde a la fracción volumétrica de ganga liberada en la clase de tamaño de partícula final i , que proviene de la clase de tamaño de grano k . $F_{G_{ik}}$ y $F_{V_{ik}}$ corresponden a la fracción volumétrica de ganga y de valioso, respectivamente, en la clase de tamaño de partícula final i y que provienen de un tamaño de grano k . Además, ρ_G es la densidad de la ganga y ρ_V la densidad del mineral valioso. $L_{G_{ik}}$, $F_{G_{ik}}$ y $F_{V_{ik}}$ son parámetros que se obtienen al aplicar el modelo de liberación de Gaudin. Se cuenta con 7 clases de tamaño de partícula (A) y C clases de tamaño de grano, cuya cantidad dependerá de la distribución de tamaño de grano resultante del ajuste.

Luego, la fracción másica de partículas que contienen valioso (liberado y asociado) en cada clase de tamaño, que provienen de cada clase de tamaño de grano, se expresa según la Ec. (2.3):

$$MF_{ik} = M_{ik} (1 - G_{Lib_{ik}}) \quad i = 1, 2, \dots, 7 \quad y \quad k = 1, 2, \dots, C \quad (2.3)$$

donde M_{ik} corresponde a la fracción másica de mineral (total) en la clase de tamaño de partícula i , que proviene de la clase de tamaño de grano k ; MF_{ik} corresponde a la fracción másica de mineral flotable en la clase de tamaño de partícula i respecto al total de mineral en dicha clase, proveniente de la clase de tamaño de grano k . Dada la suposición de que todos los sub-agregados, luego del proceso de conminución, forman la misma distribución de tamaño de partícula, el valor de M_{ik} será independiente de las clases de tamaño de grano.

Por último, la fracción másica de mineral flotable se expresa según la Ec. (2.4):

$$MFT_{ik} = \frac{MF_{ik} MG_k}{100} \quad i = 1, 2, \dots, 7 \quad y \quad k = 1, 2, \dots, C \quad (2.4)$$

donde MFT_{ik} corresponde a la fracción másica de mineral flotable en la clase de tamaño de partícula final i , proveniente de la clase de tamaño de grano k ; MG_k corresponde a la fracción másica de la clase de tamaño de grano k . Por último, los valores obtenidos se normalizan para obtener una base de 100% de mineral flotable.

2.4. RESULTADOS

2.4.1. AJUSTE DE DISTRIBUCIÓN DE TAMAÑO DE GRANO

Para ajustar los datos reportados por Welsby (2009) (Tabla 2.4) mediante la aplicación del modelo de liberación de Gaudin modificado, se evaluaron distintos tipos de distribuciones de tamaño de grano. El rango de tamaños de grano utilizado comprendió intervalos geométricos, debido a que se cuenta con un intervalo muy amplio de valores. Se analizaron tres tipos de distribuciones: Distribución Normal, distribución Log-Normal y distribución Gamma.

Para realizar el ajuste se minimizó la función objetivo presentada en la Ec. (2.5):

$$F. O. = \sum_{i=1}^7 \sum_{j=1}^{10} \{M_{ij} - \hat{M}_{ij}\}^2 \quad (2.5)$$

donde M_{ij} corresponde a la fracción másica de mineral flotable de los datos presentados por Welsby (2009) y $\hat{M}_{ij}$ es la fracción másica estimada al aplicar el modelo de liberación de Gaudin modificado, en las clases de tamaño i y de liberación j .

Cabe destacar que dada las características de la información reportada por Welsby (2009), donde ciertas clases de tamaño de partícula y liberación poseen una fracción másica muy pequeña, se realizó el ajuste a los datos más significativos, los cuales contemplaron cerca del 90% de la masa total de mineral flotable.

Al utilizar una distribución de tipo Gamma se obtuvo un mejor ajuste. Por lo tanto, se aplicó la función de densidad de probabilidad presentada en la Ec. (2.6), la cual posee dos parámetros de ajuste, α y β . Esta función es utilizada en el resto de este trabajo.

$$f(x, \alpha, \beta) = \frac{1}{\beta^\alpha \Gamma(\alpha)} x^{\alpha-1} e^{-\frac{x}{\beta}} \quad (2.6)$$

donde $\Gamma(\alpha)$ corresponde a la función Gamma y x es el tamaño de grano de mineral. Los resultados obtenidos a partir del ajuste con otras distribuciones (distribución Normal y distribución Log-Normal) se muestran en el Anexo A.

Dada la distribución de tamaño de grano de tipo Gamma ajustada, se obtuvo la distribución másica de mineral flotable, por clase de tamaño de partícula y de liberación. Los resultados obtenidos se muestran en la Tabla 2.5.

Tabla 2.5. Resultados ajuste de distribución de mineral flotable, por clase de tamaño y clase de liberación.

m_{ij} , %	Clases de liberación (%)									
Clases de tamaño (μm)	0-10	10-20	20-30	30-40	40-50	50-60	60-70	70-80	80-90	90-100
+ 106	19,43	1,05	0,74	1,01	1,42	1,98	2,39	3,25	6,75	3,53
- 106 +75	4,32	0,09	0,11	0,15	0,22	0,32	0,49	1,59	2,58	2,60
- 75 +38	2,76	0,12	0,09	0,13	0,20	0,31	0,49	0,77	2,60	8,71
- 38 +28	0,31	0,01	0,01	0,02	0,02	0,04	0,06	0,27	0,68	3,68
- 28 +19	0,17	0,01	0,01	0,01	0,02	0,03	0,05	0,21	0,57	5,43
- 19 +10	0,06	0,00	0,01	0,01	0,01	0,02	0,03	0,06	0,53	7,25
- 10	0,03	0,00	0,01	0,00	0,01	0,01	0,01	0,06	0,19	9,91

En el ajuste de los datos reportados por Welsby (2009), la clase de liberación 100% se consideró como parte de la clase 90-100%. Al aplicar el modelo de liberación de Gaudin, el coeficiente de liberación es 100% cuando la razón $\mathfrak{R}_L = d_G/d$ tiende a infinito. Por lo tanto, no es sencillo definir un criterio para determinar cuando un mineral ha alcanzado una liberación de 100% a partir del modelo. En la Figura 2.2 se muestra la distribución másica de mineral flotable por clase de tamaño de partícula y de liberación. Se presentan los datos originales y los resultados obtenidos al aplicar el modelo de liberación de Gaudin.

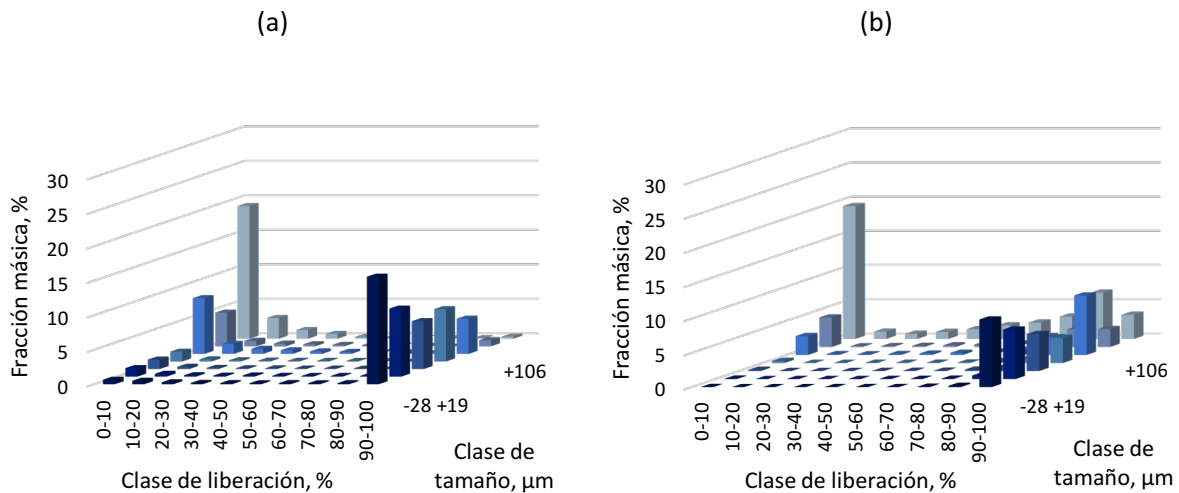


Figura 2.2. Distribución fracción másica por clase de tamaño y clase de liberación. (a) Datos originales, (b) Resultados modelo de Gaudin modificado.

A partir de la Figura 2.2 se observa que el mejor ajuste se presenta en las clases más gruesas y de baja liberación. Además, en la clase de mayor liberación y para las clases de tamaño de partícula intermedias y finas, se observa un adecuado ajuste de los datos. Por su parte, las mayores diferencias entre los datos originales y los resultados obtenidos se presentaron en la clase de tamaño más gruesa, hacia las clases de alta liberación. En este caso, la estimación realizada es mayor que los datos medidos. Esto se puede atribuir a que probablemente las partículas en esta clase de tamaño son más gruesas que el tamaño medio estimado (150 μm) para representar la clase más gruesa (+106 μm). Esto implica que al aplicar el modelo de liberación de Gaudin se obtiene una liberación mayor a la real, pues el Coeficiente de Liberación entregado por el modelo se relaciona fuertemente con la razón entre el tamaño de grano y el tamaño de partícula (razón $\mathfrak{R}_L = d_G/d$). Las clases de liberación intermedias comprenden fracciones másicas muy pequeñas, en comparación con las clases de alta y baja liberación. Por lo tanto, no es posible realizar mayor comparación entre los datos medidos y estimados. Por último, pese a las diferencias comentadas anteriormente, aplicando el modelo de liberación de Gaudin modificado, fue posible reconstruir razonablemente la caracterización del mineral de Galena, por tamaño de partícula y liberación.

En la Figura 2.3 se muestra la distribución de tamaño de grano acumulada resultante del ajuste. Los parámetros α y β de la función de densidad de probabilidad fueron 0,89 y 2368,6, respectivamente. Se incorporaron 30 clases de tamaño de grano, en intervalos con progresión geométrica $(\sqrt{2})^n$. El tamaño de grano promedio fue de 2281 μm .

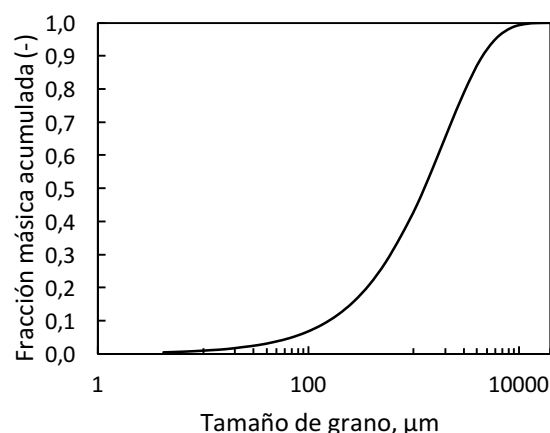


Figura 2.3. Distribución ajustada de tamaño de grano en el yacimiento.

La Figura 2.4 presenta una comparación entre el porcentaje másico, medido y estimado, para todas las clases de tamaño y liberación. Las Figuras 2.4a y 2.4c muestran los resultados al realizar el ajuste al total de datos, mientras que las Figuras 2.4b y 2.4d presentan los resultados del ajuste al 90% de los datos más significativos (en masa). Se observa que la mayor dispersión de los datos se presenta para valores pequeños, que corresponden a la fracción de mineral flotable en las clases de liberación intermedia.

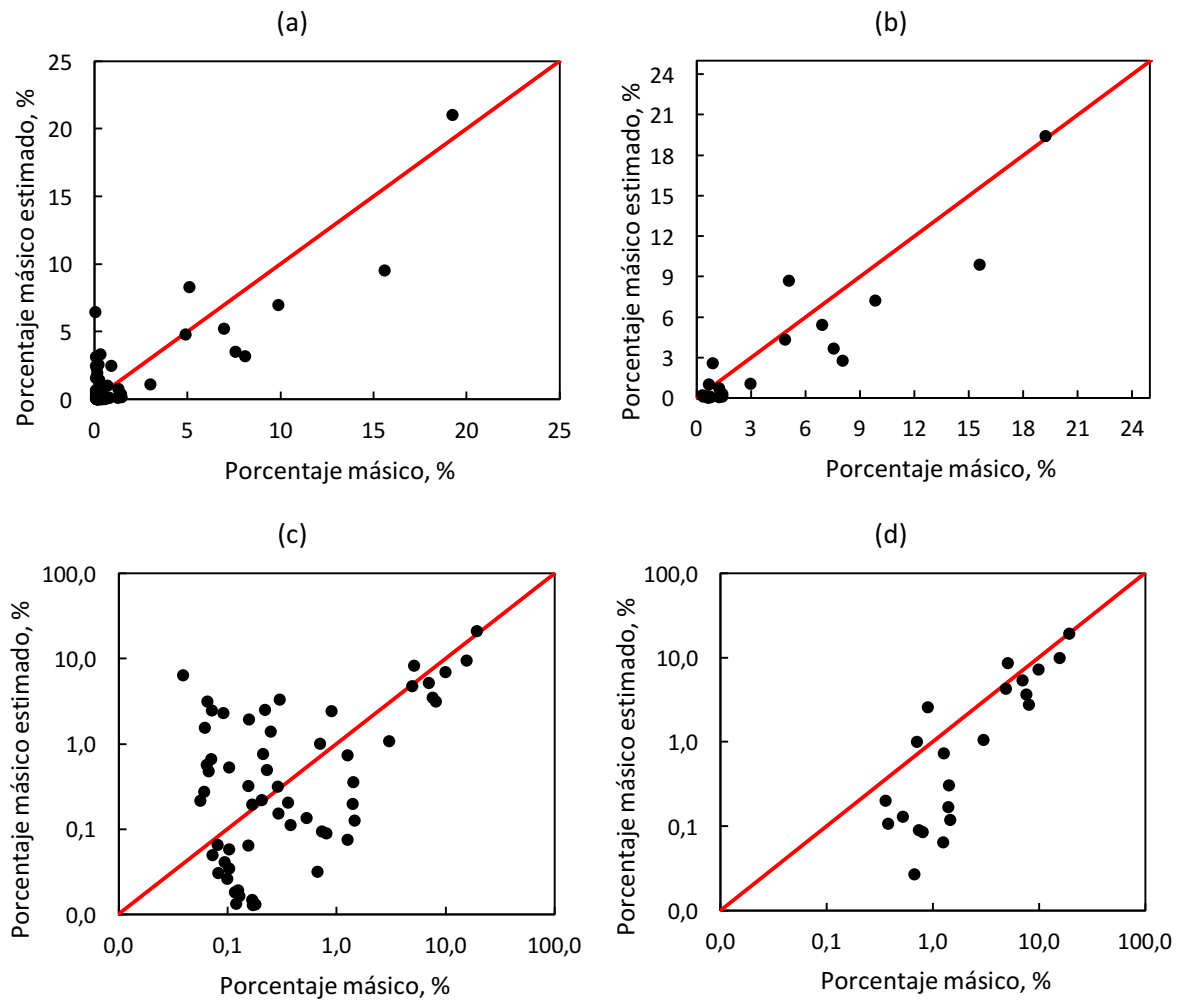


Figura 2.4. Porcentaje másico medido y estimado. (a) Ajuste al total de datos, (b) Ajuste al 90% de la masa de mineral, (c) Ajuste al total de datos, escala logarítmica, (d) Ajuste al 90% de la masa de mineral, escala logarítmica.

2.4.2. ANÁLISIS DE RESULTADOS

Se realizó una comparación en términos de la recuperación de Galena, por clase de tamaño y por clase de liberación, utilizando los datos originales y los resultados obtenidos a partir del modelo de liberación de Gaudin. Para calcular la recuperación se utilizó un modelo de primer orden para una celda de flotación continua, según la Ec. (2.7):

$$R_{ij} = R_{\infty} \left(1 - \frac{1}{1 + k_{ij}\tau} \right) \quad i = 1, 2, \dots, A \quad y \quad j = 1, 2, \dots, B \quad (2.7)$$

donde R_{ij} corresponde a la recuperación de Galena en la clase de tamaño de partícula i y de liberación j y R_{∞} corresponde al valor de recuperación de Galena a tiempo infinito. Además, τ corresponde al tiempo medio de residencia del mineral en el equipo de flotación y k_{ij} es la constante cinética de la clase de tamaño de partícula i y de liberación j . Se cuenta con 7 clases de tamaño de partícula (A) y con 10 clases de liberación (B). Dado que no se consideran las clases de liberación 0% y 100% (contenida en la clase 90-100%), las 12 clases iniciales se reducen a 10.

Las constantes cinéticas, por clase de tamaño y de liberación, se muestran en la Tabla 2.6 y el tiempo medio de residencia utilizado fue de 4,7 [min] (Welsby et al., 2010). Además, en la Tabla 2.7 se muestran las leyes de Galena por clase de tamaño y liberación. Para efectos de comparación, en el análisis se asumió que R_{∞} es igual a 100% en todas las clases.

En el Anexo B se muestran los valores de recuperación de Galena por clase de tamaño y clase de liberación, calculados a partir de las constantes cinéticas presentadas en la Tabla 2.6.

Tabla 2.6. Constantes cinéticas del mineral, por clase de tamaño de partícula y liberación (Welsby et al., 2010).

k_{ij}, min^{-1}	Clases de liberación (%)										
Clases de tamaño (μm)	0-10	10-20	20-30	30-40	40-50	50-60	60-70	70-80	80-90	90-100	100
+ 106	0,00	0,01	0,02	0,03	0,07	0,12	0,13	0,19	0,24	0,26	1,39
- 106 +75	0,02	0,05	0,11	0,17	0,20	0,26	0,47	0,63	0,77	1,26	3,86
- 75 +38	0,05	0,10	0,16	0,27	0,40	0,63	0,77	0,83	1,12	1,99	3,83
- 38 +28	0,07	0,10	0,17	0,28	0,39	0,60	0,78	0,96	1,62	2,69	4,36
- 28 +19	0,06	0,09	0,16	0,27	0,38	0,63	0,75	0,98	1,64	2,74	4,23
- 19 +10	0,06	0,10	0,16	0,24	0,32	0,39	0,40	0,49	0,68	1,07	2,13
- 10	0,03	0,04	0,04	0,08	0,08	0,10	0,12	0,13	0,14	0,27	0,67

Tabla 2.7. Ley de Galena, por clase de tamaño de partícula y liberación (Welsby, 2009).

$X_{ij}, \%$	Clases de liberación (%)										
Clases de tamaño (μm)	0-10	10-20	20-30	30-40	40-50	50-60	60-70	70-80	80-90	90-100	100
+ 106	2,19	13,93	24,09	34,79	43,57	54,41	65,63	74,30	85,47	94,95	100
- 106 +75	2,87	14,13	24,33	35,09	44,94	54,19	64,86	74,40	85,20	96,46	100
- 75 +38	2,52	14,30	24,78	34,84	44,86	54,71	64,85	74,53	85,16	97,15	100
- 38 +28	3,24	14,37	24,31	34,88	44,19	54,01	64,97	74,41	84,97	96,35	100
- 28 +19	3,33	14,36	24,46	34,86	44,18	54,02	64,97	74,42	84,97	96,35	100
- 19 +10	3,62	14,45	25,23	34,60	44,31	54,71	64,94	74,70	85,59	96,66	100
- 10	4,72	14,55	24,84	35,33	44,67	54,60	64,40	75,29	85,08	96,05	100

La Figura 2.5a muestra la recuperación de Galena por clase de tamaño, para los resultados obtenidos y los datos reportados por Welsby (2009). De forma análoga, la Figura 2.5b muestra la razón entre la recuperación y recuperación máxima global de Galena en función de la liberación. Los valores de recuperación mostrados en la Figura 2.5a y 2.5b se detallan en el Anexo B. La recuperación de Galena total de la clase de tamaño i o de la clase de liberación j ($R_{i(j)}$), se calculó según la Ec. (2.8). El subíndice $i(j)$ indica si se calcula la recuperación total de las clases de tamaño de partícula (i) o de las clases de liberación (j).

$$R_{i(j)} = \frac{\sum_{j(i)} R_{ij} M_{ij} X_{ij}}{\sum_{j(i)} M_{ij} X_{ij}} \quad i = 1, 2, \dots, 7 \quad y \quad j = 1, 2, \dots, 10 \quad (2.8)$$

donde M_{ij} y X_{ij} corresponden a las fracciones máscas de flotable y a las leyes de Galena, respectivamente, de la clase de tamaño de partícula i y de liberación j .

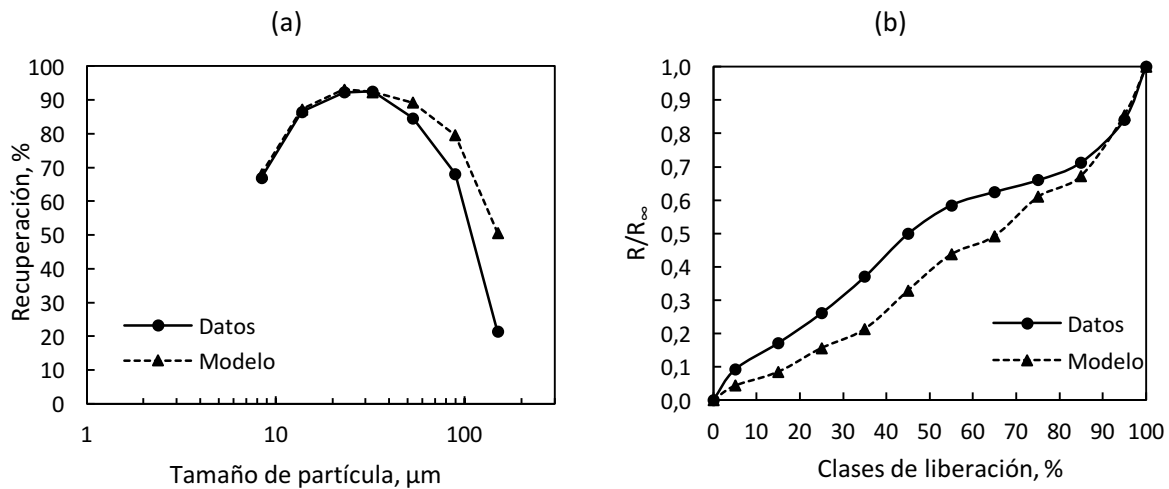


Figura 2.5. Recuperación de Galena (a) Recuperación por clase de tamaño, (b) R/R_{∞} por clase de liberación.

A partir de la Figura 2.5a, se observa que existen diferencias de recuperación en las clases más gruesas, siendo más significativa en la última clase. Esto se produce debido a que, como se observa en la Figura 2.2, la fracción másica en las clases gruesas y de alta liberación es sobreestimada por el modelo, respecto al valor real. Por lo tanto, dado que la constante cinética de las clases de alta liberación es significativa, se obtiene una recuperación mayor que la real. De igual forma, en la Figura 2.5b se observa que la mayor diferencia entre la recuperación fraccional real y el valor calculado a partir de los resultados estimados, se encuentra en las clases de liberación intermedia. Esto se debe, principalmente, a que la fracción másica en estas clases es despreciable frente a las de alta y baja liberación. Por lo tanto, al realizar el ajuste al 90% de la masa de mineral flotable, se perjudica el ajuste en las clases de liberación intermedia, que poseen una baja proporción de la masa total. Cabe destacar que la Figura 2.5b muestra una tendencia relativamente lineal de la recuperación fraccional, R/R_{∞} , en función de la liberación, tanto para los datos originales como para los resultados obtenidos.

La recuperación global obtenida a partir de los datos reportados por Welsby (2009) es cercana a 79%, mientras que la recuperación obtenida a partir de la fracción másica estimada, aplicando el modelo de liberación de Gaudin modificado, es de 75%. Esto implica un error porcentual de 5%.

Las diferencias entre la matriz de datos obtenida con la metodología propuesta y los datos originales presentados por Welsby (2009) se pueden deber a diversos factores. En primer lugar, se utilizó el modelo de liberación de Gaudin, que corresponde al modelo más simplificado para estimar liberación (Gaudin, 1939) y donde los supuestos son bastante idealizados. Por otra parte, se asumió que la Liberación Superficial de los datos originales de Welsby (2009) es comparable con el Coeficiente de Liberación obtenido del modelo de Gaudin, el cual corresponde a una relación volumétrica. Asimismo, el modelo de Gaudin considera que durante el proceso de conminución, la fractura del mineral es sólo de tipo transgranular. Por lo tanto, en caso de existir fractura intergranular, el mineral alcanzará una mayor liberación y el tamaño de grano obtenido del ajuste sería sobreestimado. Además, se debe destacar que la distribución de tamaño de grano utilizada es sólo una estimación, dado que no se dispone de información respecto a este parámetro. Más aún, la distribución del mineral en la roca original es compleja, observándose comúnmente en forma de vetas de mineral.

Sin embargo, al reemplazar el tamaño de grano constante, como lo plantea inicialmente el modelo de liberación de Gaudin, por una distribución de tamaño de grano, es posible reconstruir las características de un mineral según el tamaño de partícula y la liberación en forma satisfactoria. Esto no se puede realizar si se considera un tamaño de grano constante, puesto que sólo se obtiene un Coeficiente de Liberación medio para cada clase de tamaño. Por lo tanto, si bien la metodología implementada requiere flexibilidad adicional para un buen ajuste a la totalidad de los datos, ésta permite obtener una caracterización razonable del mineral que se alimenta a un circuito de flotación.

A partir de la información granulométrica del mineral, la ley de alimentación y una distribución de tamaño de grano, se modeló adecuadamente la distribución de la alimentación a flotación por clase de tamaño y clase de liberación, utilizando un modelo de liberación simple.

2.4.3. CONVERSIÓN ESTEREOLÓGICA

Se aplicó una conversión estereológica a los datos de liberación reportados por Welsby (2009), debido a que éstos corresponden a Liberación Superficial y los resultados obtenidos mediante el modelo de liberación de Gaudin corresponden a Liberación Volumétrica. Por lo tanto, se evaluó el efecto de realizar una transformación de los datos de Liberación Superficial a datos de composición volumétrica. Se utilizó el método de transformación presentado por King (2001), el cual consiste en resolver el problema de minimización presentado en la Ec. (2.9), sujeto a las restricciones presentadas en la Ec (2.10):

$$\text{Min } \|100 (Kp_v - P_l)\| + \lambda \sum_{i=1}^{12} p_v^i \ln p_v^i \quad (2.9)$$

$$\sum_{i=1}^{12} p_v^i = 1, \quad p_v^i \geq 0 \quad i = 1, 2, \dots, 12 \quad (2.10)$$

donde p_v corresponde al vector que contiene la fracción másica de cada clase de Liberación Volumétrica y p_v^i corresponde al i -ésimo elemento del vector p_v . Por su parte, P_l corresponde al vector que contiene la fracción másica acumulada de cada clase de Liberación Lineal o Superficial. Además, K corresponde a la matriz de transformación y λ es un parámetro arbitrario que regula el

peso dado a la maximización de la entropía de la distribución p_v^i , relativa a la minimización de la norma residual. Se elige $\lambda=1$, pues este valor entrega resultados satisfactorios en la mayoría de los casos (King, 2001). Cabe destacar que se tendrá un número de vectores p_v y P_l equivalentes a la cantidad de clases de tamaño de partícula y cada uno contiene 12 elementos. El análisis considera las clases desde 0% hasta 100% de liberación y se utiliza la información presentada en la Tabla 2.3.

En el Anexo C se muestra el conjunto de vectores p_v y P_l utilizados para realizar la conversión estereológica. Además, la matriz de transformación utilizada, K , se muestra a continuación (King, 2001).

1,0000	0,8190	0,5508	0,3758	0,2633	0,1905	0,1411	0,1041	0,0727	0,0433	0,0144	0,0000
1,0000	0,9028	0,6960	0,5101	0,3640	0,2571	0,1809	0,1254	0,0826	0,0470	0,0151	0,0000
1,0000	0,9288	0,7645	0,5987	0,4521	0,3318	0,2367	0,1621	0,1033	0,0561	0,0171	0,0000
1,0000	0,9460	0,8149	0,6716	0,5329	0,4082	0,3002	0,2087	0,1324	0,0701	0,0205	0,0000
1,0000	0,9584	0,8543	0,7334	0,6073	0,4843	0,3688	0,2632	0,1693	0,0894	0,0255	0,0000
1,0000	0,9677	0,8857	0,7861	0,6753	0,5590	0,4410	0,3247	0,2139	0,1143	0,0323	0,0000
1,0000	0,9745	0,9106	0,8307	0,7368	0,6312	0,5157	0,3927	0,2666	0,1457	0,0416	0,0000
1,0000	0,9795	0,9299	0,8676	0,7913	0,6998	0,5918	0,4671	0,3284	0,1851	0,0540	0,0000
1,0000	0,9829	0,9439	0,8967	0,8379	0,7633	0,6682	0,5479	0,4013	0,2355	0,0712	0,0000
1,0000	0,9849	0,9530	0,9174	0,8746	0,8191	0,7429	0,6360	0,4899	0,3040	0,0972	0,0000
1,0000	0,9856	0,9567	0,9273	0,8959	0,8589	0,8095	0,7367	0,6242	0,4492	0,1810	0,0000
1,0000	1,0000	1,0000	1,0000	1,0000	1,0000	1,0000	1,0000	1,0000	1,0000	1,0000	1,0000

Una vez aplicada la transformación se obtuvieron los resultados presentados en la Figura 2.6b. Los valores de la distribución másica obtenida, por clase de tamaño y clase de liberación, se muestran en el Anexo C.

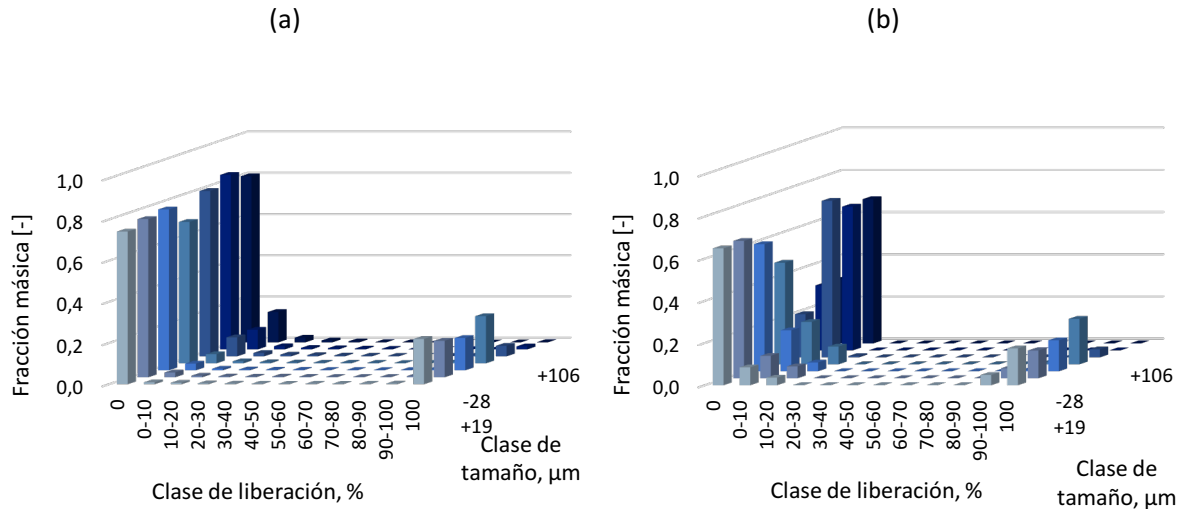


Figura 2.6. Transformación de Liberación Superficial a Liberación Volumétrica, datos originales. (a) Liberación Superficial, (b) Liberación Volumétrica.

Los valores presentados en la Figura 2.6a y 2.6b se encuentran normalizados respecto a cada clase de tamaño de partícula. A partir de la Figura 2.6 se observa que al aplicar una conversión estereológica a los datos de Liberación Superficial, la mayor variación se presenta en las clases más gruesas y de baja liberación. En general, se presentan variaciones en las clases de baja liberación, para todas las clases de tamaño. En las clases de alta liberación, no se observan cambios significativos al aplicar la conversión estereológica.

Luego de realizar la conversión estereológica a los datos de Liberación Superficial, se realizó un nuevo ajuste, como se describe en la Sección 2.4, utilizando una nueva distribución de tamaño de grano, pero considerando esta vez los valores de Liberación Volumétrica obtenidos. Sin embargo, el ajuste no mejora significativamente respecto del caso base. En su estudio, Welsby (2009) plantea que dada la textura simple del mineral analizado, se encontró que la Liberación por Composición era comparable con la Liberación Superficial, por lo que no fue necesario realizar una conversión estereológica a los datos.

2.5. ESTIMACIÓN DE RECUPERACIÓN Y DE LEYES DE TOPE DE ESPUMA (TDE)

A partir de la información reportada por Welsby (2009) se realizó una estimación de la recuperación y de la ley de tope de espuma (TDE) del mineral de Galena en un banco de flotación. Se consideró un banco de 6 celdas, que operan bajo las mismas condiciones. Se asumió que las constantes cinéticas, presentadas en la Tabla 2.6, se mantienen constantes a lo largo del banco.

Para estimar la recuperación de Galena a lo largo del banco, se utilizó el modelo de primer orden de la Ec (2.11):

$$R_{ij} = R_{\infty} \left(1 - \frac{1}{(1 + k_{ij}\tau)^N} \right) \quad i = 1, 2, \dots, A \quad y \quad j = 1, 2, \dots, B \quad (2.11)$$

donde N corresponde al número de celdas en serie. Se utilizó un tiempo medio de residencia de 4,7 [min] (Welsby et al., 2010). En este caso, se cuenta con 7 clases de tamaño (A) y 11 clases de liberación (B), debido a que se utiliza la información reportada por Welsby (2009), que incluye la clase de liberación 100%. Además, se consideró que R_{∞} es igual a 100% en todas las clases. De esta forma, se obtuvo la recuperación de Galena en cada clase de tamaño y en cada clase de liberación. Luego, la recuperación global se calculó ponderando las fracciones másicas de mineral valioso contenidas en cada clase.

A partir de la Figura 2.7a se observa que las dos clases más gruesas alcanzan una baja recuperación a lo largo del banco de flotación, donde la clase +106 μm posee recuperaciones muy por debajo de las demás. Esto ocurre debido a la baja cinética que posee esta clase de tamaño, incluso para las clases de liberación alta.

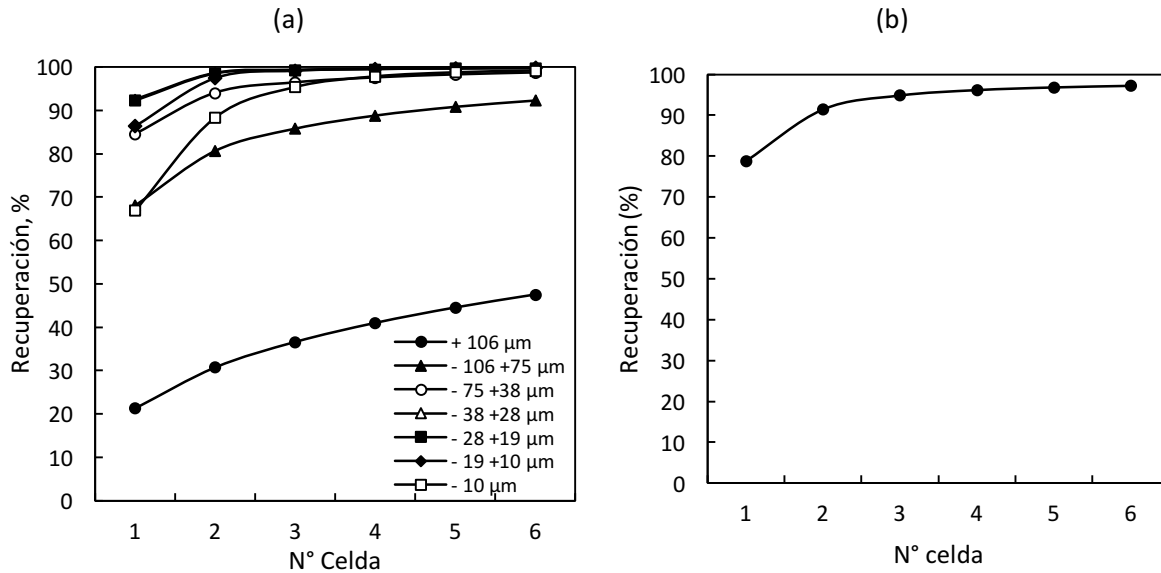


Figura 2.7. Recuperación a lo largo del banco de flotación. (a) Por case de tamaño, (b) Recuperación global.

Las clases intermedias alcanzan más de 99% de recuperación a lo largo del banco, pues su cinética de flotación es alta, incluso en las clases de liberación intermedia. La clase más fina alcanza menor recuperación a lo largo del banco, respecto a las clases de tamaño intermedias. Pese a que gran parte del mineral en esta clase se encuentra muy liberado (mayor a 90% de liberación), su cinética de flotación es menor que en las clases de tamaño intermedias, en todas las clases de liberación.

En la Figura 2.7b se observa que la recuperación global al final del banco de flotación alcanza valores cercanos a 97%. Los valores del perfil de recuperación global y por clase de tamaño a lo largo del banco se muestran en el Anexo D.

Adicionalmente, se realizó una estimación de las leyes de tope de espuma (TDE) a lo largo del banco de flotación. Para esto, se calculó la masa de mineral valioso colectado, considerando la recuperación de mineral en la zona de colección y la ley de Galena de alimentación en cada clase de tamaño de partícula y liberación (Tabla 2.7). Se utilizó la Ec. (2.7) y las constantes cinéticas presentadas en la Tabla 2.6. Se asumió que las constantes cinéticas en cada clase de tamaño y liberación se mantienen constantes a lo largo del banco. Para calcular el mineral colectado desde la segunda celda en adelante, se deben conocer las características del mineral alimentado a cada equipo. Para esto, se calculó la recuperación global en cada celda por clase de tamaño y de liberación, a partir de un modelo de dos zonas (colección y espuma) y se aplicó el balance de materia de la Ec. (2.12), según la Figura 2.8.

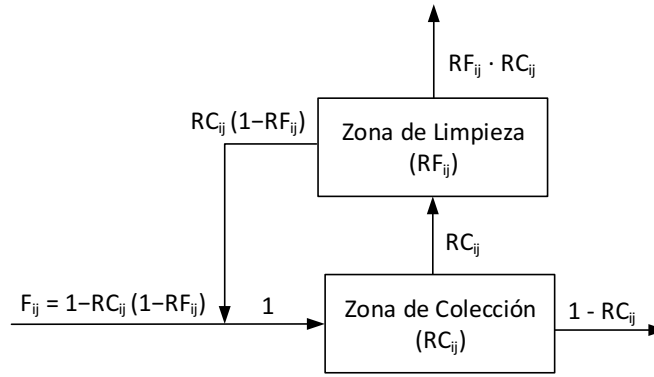


Figura 2.8. Modelo de dos zonas para cálculo de recuperación por clase de tamaño de partícula y liberación.

$$RG_{ij} = \frac{RC_{ij} RF_{ij}}{1 - RC_{ij} (1 - RF_{ij})} \quad i = 1, 2, \dots, 7 \quad y \quad j = 1, 2, \dots, 11 \quad (2.12)$$

donde RG_{ij} corresponde a la recuperación global en la clase de tamaño de partícula i y de liberación j . RC_{ij} y RF_{ij} corresponden a la recuperación en la zona de colección y zona de espuma, respectivamente (clase de tamaño de partícula i y de liberación j). Se consideró una recuperación de espuma de 60% (Welsby, 2009) para todas las celdas del banco.

Se calculó la ley de TDE, para cada clase de tamaño de partícula, según la Ec. (2.13). Se consideró que la ley de tope de espuma es igual a la ley del mineral colectado, asumiendo una espuma no selectiva en el circuito de flotación *Rougher* PbS-ZnS (Yianatos et al., 2014a).

$$\text{Ley TDE}_i^N = \sum_{j=1}^{11} \frac{Y_{ij}^N RC_{ij} X_{ij}}{Y_{ij}^N RC_{ij}} \quad i = 1, 2, \dots, 7 \quad j = 1, 2, \dots, 11 \quad N = 1, 2, \dots, 6 \quad (2.13)$$

donde Y_{ij}^N corresponde a la fracción másica de Galena en la clase de tamaño i y de liberación j alimentada a la celda N , RC_{ij} es la recuperación de la zona de colección y X_{ij} es la ley de Galena, respectivamente (clase de tamaño i y de liberación j). La fracción másica de Galena en la alimentación a la celda N , Y_{ij}^N , desde la segunda en adelante, se calculó según la Ec. (2.14).

$$Y_{ij}^N = Y_{ij}^{N-1} (1 - RG_{ij}) \quad i = 1, 2, \dots, 7 \quad j = 1, 2, 3, \dots, 11 \quad N = 2, 3, \dots, 6 \quad (2.14)$$

donde Y_{ij}^{N-1} corresponde a la fracción másica de Galena en la clase de tamaño i y de liberación j alimentada a la celda $(N-1)$ y RG_{ij} es la recuperación global de la clase de tamaño i y de liberación j .

La Figura 2.9 muestra el resultado del perfil de leyes de TDE de Pb, global y por clase de tamaño, a lo largo del banco de flotación. Los valores de estos perfiles se muestran en el Anexo D.

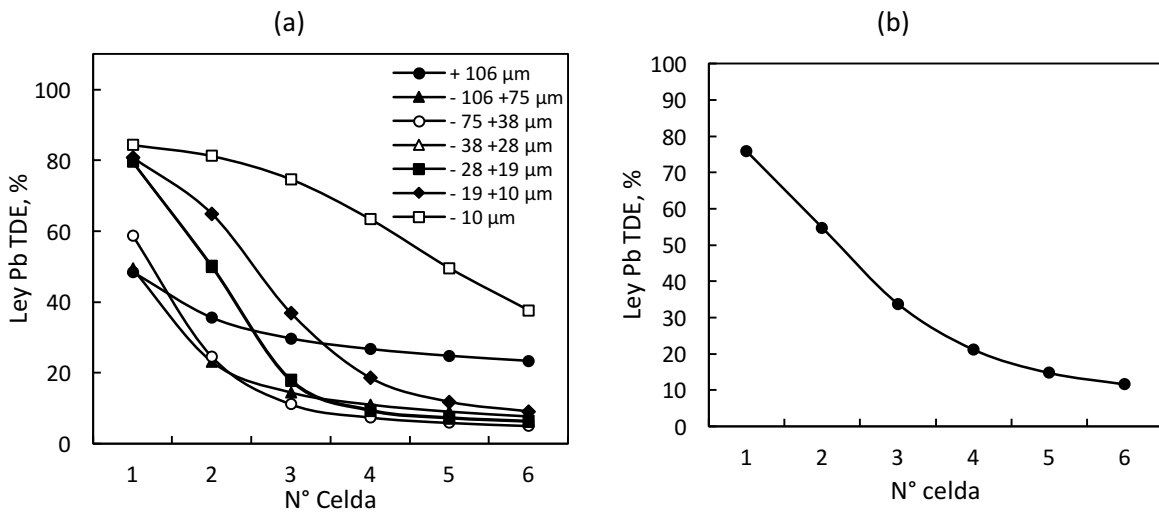


Figura 2.9. Ley de tope de espuma (TDE) a lo largo del banco de flotación. (a) Por clase de tamaño, (b) Global.

A partir de la Figura 2.9a se observa que la ley de TDE, como es de esperar, disminuye a lo largo del banco de flotación. Además, se observa que en las clases de tamaño intermedias, la ley de TDE de Pb disminuye hasta alcanzar una ley en torno a 7% en la última celda. Las cinco clases intermedias convergen a dicho valor hacia el final del banco. Esto se debe a que estas clases poseen una cinética alta, incluso en las clases de mediana liberación. Por lo tanto, el mineral con alta ley será colectado en las primeras celdas del banco y el mineral restante, con baja liberación y baja ley, se colectará hacia el final del banco.

Para la clase más gruesa, se obtiene una ley alta de TDE en las últimas celdas. Esto se debe a que esta clase posee una cinética más lenta que las clases intermedias en todas las clases de liberación. Por lo tanto, el mineral de alta liberación no es colectado por completo en las primeras celdas del banco, lo cual aumenta la ley del mineral en las celdas sucesivas. Además, se debe

destacar que la constante cinética de las clases de menor liberación es muy pequeña, siendo cero en la clase 0-10% de liberación. Esto implica que el mineral con baja ley es colectado muy lentamente a través del banco, reduciendo la probabilidad de disminuir la ley de TDE a lo largo del banco.

Por último, la clase de tamaño más fina posee una ley de TDE alta en todo el banco de flotación. Esto se debe a la cinética lenta de las clases de baja liberación, similar a la clase más gruesa. Sin embargo, en este caso gran parte de la masa se encuentra en la fracción con liberación mayor a 90%. La cinética de la clase fina de liberación mayor a 90% es menor que en las otras clases de tamaño y misma liberación, lo cual favorece una ley de TDE alta, incluso al final del banco.

CAPÍTULO III

3. CARACTERIZACIÓN Y AJUSTE DE LA CINÉTICA DE COLECCIÓN EN UN CIRCUITO *ROUGHER* INDUSTRIAL

3.1. INTRODUCCIÓN

En el año 2013, CASIM–UTFSM realizaron mediciones hidrodinámicas y muestreos metalúrgicos en la planta de flotación colectiva de Minera Los Pelambres (MLP), en el marco del proyecto Fondecyt 1130568 (Yianatos et al., 2014b). La planta de flotación cuenta con un circuito RCS (*Rougher/Cleaner/Scavenger*), no obstante, en el presente análisis sólo se estudiaron los resultados de las mediciones realizadas en la etapa *Rougher*. Estas mediciones incluyen TDE, carga de burbuja, altura de espuma y muestreos metalúrgicos en las corrientes de alimentación, concentrado y colas del circuito de flotación. A partir de esto, se obtuvo la distribución granulométrica y leyes de minerales en las distintas corrientes del circuito *Rougher*.

Las mediciones de carga de burbuja permiten obtener una muestra del mineral que fue colectado en la zona de colección y que es transportado hacia la zona de espuma. Por su parte, las mediciones de TDE permiten caracterizar el mineral que alcanzó la superficie de la espuma luego de superar los procesos de drenaje y coalescencia. Se ha estudiado que la ley de carga de burbuja es similar a la ley de tope de espuma, en el caso de espumas poco selectivas. Al respecto, se han observado espumas poco selectivas en circuitos *Rougher* para espumas de poca profundidad (Yianatos et al., 2014a). Cabe destacar que la masa de mineral colectado en la zona de pulpa disminuye significativamente hacia las últimas celdas de un banco de flotación. Por lo tanto, el muestreo de la carga de burbuja generalmente está limitado a las primeras celdas. En cambio, la medición de TDE puede ser realizada en todas las celdas del circuito de flotación, dado que es un procedimiento sencillo y sin restricciones de acceso. Por lo tanto, al obtener el perfil de leyes de TDE a lo largo del circuito, es posible estimar la ley del mineral colectado en el caso de espumas no selectivas.

En este Capítulo se presenta la estimación de la distribución másica del mineral en la corriente de alimentación a la etapa *Rougher* por clases de tamaño de partícula y de liberación. Esta caracterización se obtiene a partir de la información granulométrica y del análisis QEMSCAN realizado en la alimentación *Rougher*. En la caracterización se utilizó la metodología descrita en el Capítulo 2. A partir de esta distribución y de las mediciones de recuperación global y de los perfiles de leyes de TDE de Cu por clase de tamaño, se realizó una estimación de la cinética de colección a lo largo del banco de flotación *Rougher*. De esta forma, se obtuvo una caracterización de la cinética de flotación por tamaños de partícula y liberación, identificando parámetros para la tasa de flotación y para la recuperación máxima.

3.2. DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA DE FLOTACIÓN Y PRUEBAS EXPERIMENTALES

3.2.1. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO Y CARACTERIZACIÓN DE LA PLANTA DE FLOTACIÓN

Las pruebas experimentales fueron realizadas en la planta de flotación colectiva El Chacay de Minera Los Pelambres (Yianatos et al., 2014b). Esta planta concentradora posee 3 líneas de molienda SAG, con una capacidad de tratamiento total cercana a 200.000 tpd de mineral. El producto de la molienda es llevado a un circuito de flotación RCS, compuesto por ocho filas de flotación *Rougher*, tal como se muestra en la Figura 3.1. La primera línea de molienda alimenta a las filas *Rougher* 2-3-4 y la Línea 2 alimenta a las filas *Rougher* 1-5-6. La Línea 3 alimenta de forma paralela a las filas *Rougher* 7-8, 2-3-4 y 1-5-6. Las filas *Rougher* 1, 2, 3 y 4 están compuestas de 9 celdas Wemco de 130 m³, en arreglo 1-2-2-2-2. Las filas *Rougher* 5 y 6 constan de 6 celdas DOE de 250 m³, en arreglo 1-1-1-1-1-1 y las filas *Rougher* 7 y 8 están compuestas por 5 celdas DOE de 250 m³, en arreglo 1-1-1-1-1.

Los concentrados que se obtienen cada dos filas *Rougher* se descargan a una canaleta común, formando finalmente dos concentrados globales, uno a partir de las filas *Rougher* 1-4 y otro con el concentrado de las filas *Rougher* 5-8. Ambos concentrados son enviados a la etapa de remolienda. Por su parte, los relaves de cada fila *Rougher* se unen para formar el relave global de la etapa. Posteriormente, este relave se combina con el relave de la etapa *Scavenger*, generando el relave final de la planta colectiva. El producto de la Remolienda es llevado a una etapa de Limpieza, que

se realiza en 14 columnas circulares de 4 m de diámetro y 14 m de altura, las cuales operan en paralelo. El relave de la Limpieza pasa al circuito *Scavenger*, compuesto por dos filas de 9 celdas Wemco de 130 m³. El concentrado de la etapa *Scavenger* es recirculado a la etapa de Remolienda. El concentrado de la etapa de Limpieza corresponde al concentrado final de la planta concentradora.

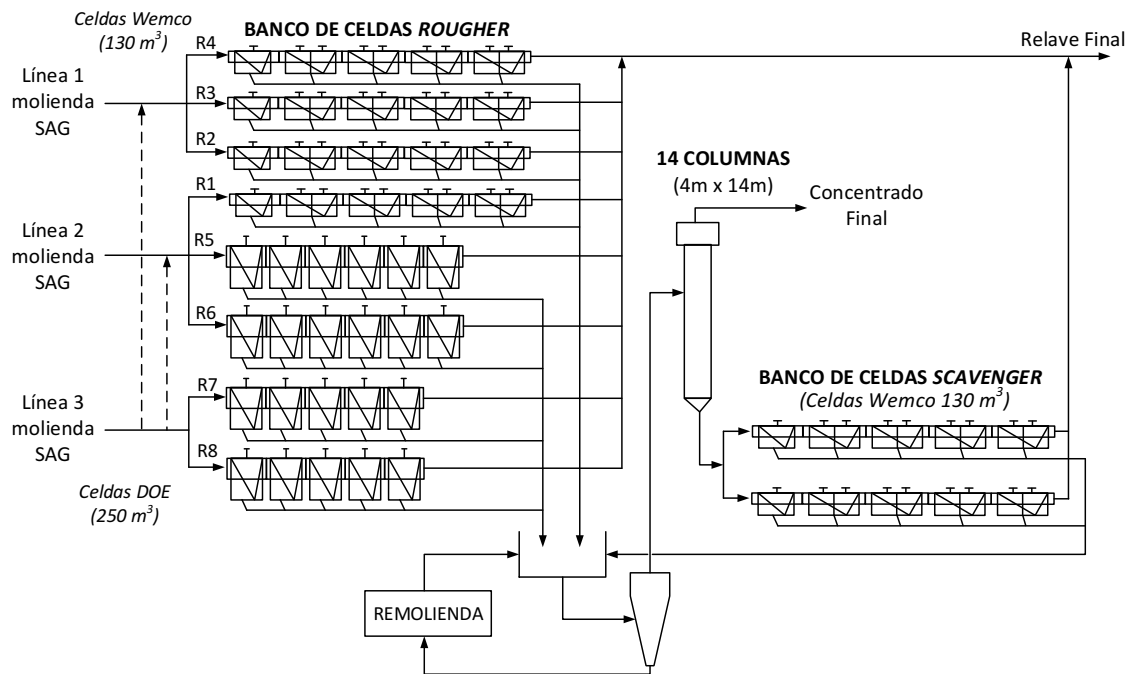


Figura 3.1. Diagrama de flujo de la planta de flotación colectiva en MLP (Yianatos et al., 2014b).

El presente análisis se enfoca en el estudio de la fila *Rougher* 5 de la planta colectiva de MLP, la cual posee un arreglo 1-1-1-1-1-1, tal como el que se muestra en la Figura 3.2.

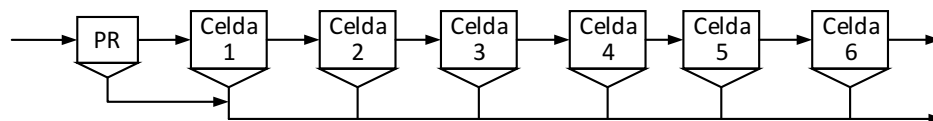


Figura 3.2. Arreglo de celdas de flotación en fila *Rougher* 5, planta concentradora MLP.

Al inicio de las filas *Rougher* 5–8 existen cajones de alimentación con bajo tiempo de residencia, que operan como etapa pre-*Rougher* (PR). El concentrado de la etapa PR es mezclado con el concentrado de la celda 1. El relave de la etapa PR corresponde a la alimentación de la primera celda *Rougher*.

3.2.2. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

Las pruebas experimentales se llevaron a cabo mediante la realización de tres muestreos en la fila *Rougher* 5. Las mediciones realizadas contemplan, entre otras variables, el análisis del TDE, de la carga de burbuja y de la altura de espuma. Además, se tomaron muestras de la alimentación a cada fila *Rougher* y de los flujos de concentrado y cola de cada celda. Luego, mediante análisis químicos se obtuvo la composición (leyes) y la granulometría de las corrientes de alimentación, concentrado y colas, además del tope de espuma y de la carga de burbuja. También, se realizó análisis QEMSCAN de algunas muestras para conocer la mineralogía y liberación de los sulfuros de Cu en corrientes específicas.

En este análisis, se utilizó la información correspondiente a sólo uno de los tres muestreos realizados a la fila *Rougher* 5, pues sólo en este caso se aplicó análisis QEMSCAN a la corriente de alimentación. La información de liberación que proporciona el análisis QEMSCAN es requerida en la metodología propuesta. En el Anexo F se muestran las condiciones operacionales bajo las cuales se realizó el muestreo.

3.2.2.1. MEDICIÓN DE CARGA DE BURBUJA

Las mediciones de carga de burbuja se realizaron utilizando el sensor de carga burbuja USM presentado en la Figura 3.3a (Yianatos et al., 2008). Este dispositivo permite tomar una muestra de la carga de burbuja justo debajo de la interfase pulpa-espuma. De esta forma, es posible determinar el mineral transportado por flotación verdadera, como agregado partícula-burbuja, desde la zona de pulpa hacia la zona de espuma. Luego, el mineral colectado puede ser caracterizado en términos de tamaño de partícula y ley de mineral, a partir de análisis químicos de la muestra.

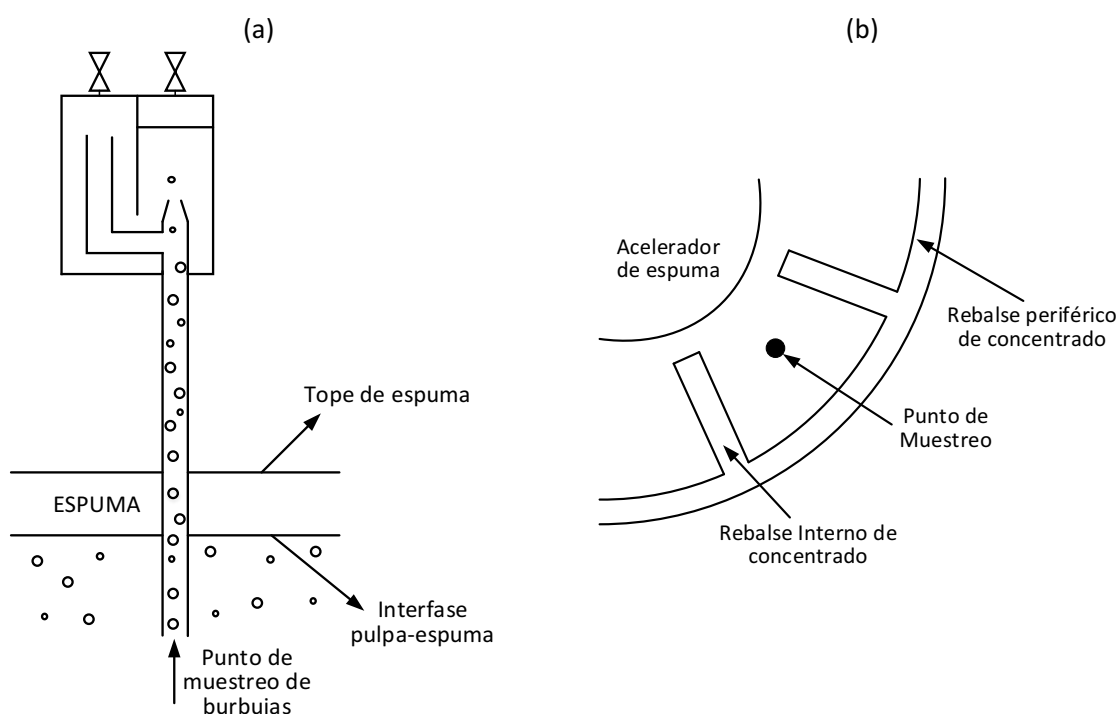


Figura 3.3. Medición carga de burbuja. (a) Sensor de carga de burbuja USM, (b) Punto de muestreo de medición de carga de burbuja.

El dispositivo está compuesto por dos cámaras y un tubo por el que ascienden las burbujas provenientes de la zona de colección. La operación consiste en un muestreo discreto de burbujas durante un período de aproximadamente 10 minutos. Inicialmente, el aparato se encuentra completamente lleno de agua de proceso para minimizar la coalescencia de las burbujas en el interior del tubo de muestreo. Las burbujas ingresan por este tubo hacia la cámara superior derecha. Al ingresar a la cámara, desplazan gradualmente el líquido, el cual se dirige hacia la

cámara izquierda y retorna al tubo de ascenso, por debajo del punto de entrada de las burbujas. Esto se puede observar en la Figura 3.3a. A continuación, se mide el volumen total de gas (aire) captado durante el muestreo y se corrige a la presión en el punto de muestreo, conociendo la presión local dentro de la cámara. Esta instalación permite la estimación de la velocidad superficial de aire, J_G (cm/s), bajo la interfase pulpa-espuma durante el muestreo (Yianatos et al., 2008). El punto de muestreo típico de esta medición se observa en la Figura 3.3b.

A partir de los resultados de la medición de carga de burbuja y los resultados del balance de materiales alrededor de una celda de flotación, es posible estimar la recuperación de espuma y el arrastre de partículas en el proceso. Cabe destacar que en un banco de flotación, la masa de mineral colectado por unidad de volumen disminuye significativamente hacia el final del circuito, lo cual genera muestras de mineral con muy baja masa en las últimas celdas del banco. Por lo tanto, generalmente las mediciones de carga de burbuja son realizadas en las primeras celdas del circuito de flotación (Yianatos et al., 2014a).

3.2.2.2. MEDICIÓN DE TOPE DE ESPUMA (TDE)

La medición de TDE consiste en tomar muestras de aproximadamente 500 mL de la primera capa de la superficie de la espuma, mediante el dispositivo presentado en la Figura 3.4a. Estas muestras proporcionan información que permite evaluar la ley y distribución granulométrica del mineral que llega a la superficie de la espuma, superando el drenaje y la coalescencia en dicha zona. A escala industrial, el punto de muestreo se encuentra aproximadamente en el punto medio entre el acelerador de espuma (*Froth Crowder*) y el rebalse periférico de concentrado, como se observa en la Figura 3.4b. Este punto de muestreo permite evitar la contaminación por arrastre de sólidos y las zonas de estancamiento (Yianatos et al., 2014a).

Para el caso de espumas poco selectivas, la ley de TDE correlaciona fuertemente con la ley de carga de burbuja (Yianatos et al., 2014a). Por lo tanto, la medición de TDE se presenta como una alternativa más simple a la medición de carga de burbuja. El procedimiento experimental permite muestrear una mayor masa de sólidos en un tiempo corto, además de caracterizar la ley y granulometría del mineral en todas las celdas del banco de flotación. Yianatos et al. (2008) reportaron que el transporte de mineral colectado por clase de tamaño en la espuma es poco

selectivo en bancos de flotación *Rougher* de Cu. Por lo tanto, bajo esta condición, la ley de TDE representa una buena estimación de la ley de carga de burbuja.

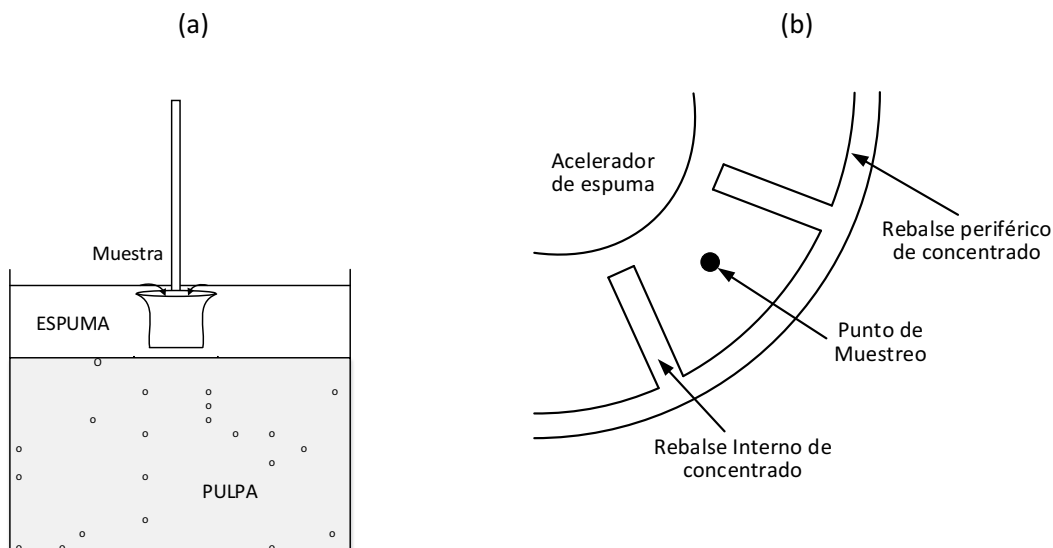


Figura 3.4. Medición de tope de espuma (TDE). (a) Dispositivo de medición de TDE, (b) Punto de muestreo de medición de TDE.

A partir de las mediciones de TDE y de carga de burbuja realizadas en la primera celda de la fila *Rougher* 5 de la planta colectiva de MLP, se observó que la ley de la carga de burbuja resultó similar a la ley de TDE. Esto implica que la ley del mineral colectado no cambia significativamente a través de la espuma, producto de la baja selectividad de esta zona en la etapa *Rougher* (Yianatos et al., 2014b). Cabe destacar que la baja selectividad de la zona de espuma en los circuitos *Rougher* se debe a que normalmente éstos equipos operan con espumas de poca profundidad.

3.2.2.3. ANÁLISIS QEMSCAN

El sistema de medición QEMSCAN (*Quantitative Evaluation of Minerals by Scanning Electron Microscopy*) permite caracterizar una muestra, entregando información acerca del grado de liberación, distribución de tamaño de partícula, distribución de tamaño de grano del mineral valioso, asociación entre componentes, entre otros (King, 2001; Gu, 2003; Ozcan y Benzer, 2013).

El sistema cuenta con un software de análisis de imágenes y un microscopio electrónico de barrido, equipado con Detectores de Electrones Retrodispersados (BSE) y de rayos X. El

procedimiento de análisis de muestras comprende la disposición de la muestra en una resina epóxica para formar una briqueta, la cual es cuidadosamente pulida hasta obtener una superficie adecuada para el análisis. La imagen microscópica generada permite distinguir cada fase de mineral. Por lo tanto, el procedimiento se basa en el recuento de granos de las partículas liberadas y en la estimación del área ocupada por el mineral en cada partícula compuesta dentro de la imagen de la sección pulida (Sutherland y Gottlieb, 1991).

Algunas de las muestras obtenidas de las mediciones en la planta colectiva de MLP fueron analizadas mediante el sistema QEMSCAN, permitiendo conocer la mineralogía de las distintas corrientes de alimentación, concentrado y colas del circuito RCS. En la Figura 3.5 se muestran los resultados del análisis QEMSCAN para las corrientes de alimentación *Rougher* 5 y 3, las cual se estudian en la Sección 3.3. La Figura 3.5 muestra la distribución de sulfuros de Cu en las distintas clases de liberación de cada corriente de alimentación *Rougher*. En este caso se observan cinco clases de liberación, que van desde la clase ocluida, con liberación menor a 20%, hasta la clase liberada, cuya liberación es mayor a 95%.

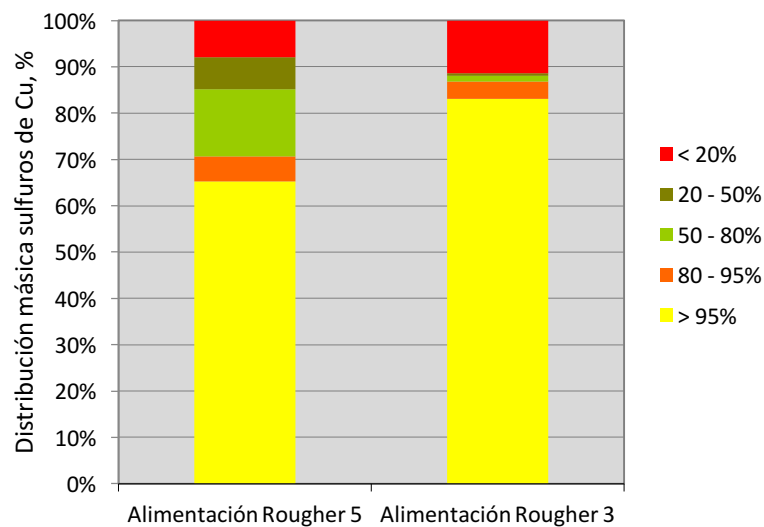


Figura 3.5. Distribución másica de sulfuros de Cu por clase de liberación, alimentación a filas *Rougher* 5 y 3.

3.3. CARACTERIZACIÓN DE LA ALIMENTACIÓN ROUGHER POR TAMAÑO DE PARTÍCULA Y LIBERACIÓN

Se realizó la caracterización del mineral de Cu en dos de las tres líneas de alimentación al circuito *Rougher*, por tamaño de partícula y liberación, a partir de la distribución granulométrica y de la información del análisis QEMSCAN. Para esto, se aplicó la metodología propuesta en el Capítulo 2. En esta Sección, se denomina “Alimentación 1” a la corriente de alimentación a las filas *Rougher* 2-3-4 y “Alimentación 2” a la alimentación a las filas *Rougher* 1-5-6. El mineral de Cu está compuesto de diversos sulfuros de Cu, como calcopirita, calcosina, digenita, bornita, covelita, enargita y tenantita (Tabla 3.1). La ley del mineral de Cu en la Alimentación 1 resultó de 1,41% y en la Alimentación 2 de 1,25% (Yianatos et al., 2014b).

Tabla 3.1. Ocurrencia de los sulfuros de Cu, Alimentación 1 y 2.

Sulfuro de Cu	% Cu	Ocurrencia, %	
		<i>Alimentación 1</i>	<i>Alimentación 2</i>
Enargita-Tenantita	49,9	0,5	0,5
Calcosina-Digenita	78,9	9,9	12,2
Bornita	63,3	19,4	26,9
Covelita	66,4	2,9	3,5
Calcopirita	34,6	67,0	56,8

En el análisis QEMSCAN disponible se clasificó el mineral solamente por liberación, en 5 clases, independiente del tamaño de partícula. Por lo tanto, no se contó con una matriz de datos por tamaño de partícula y liberación como en el estudio de Welsby (2009) analizado en el Capítulo 2. Además, en este análisis QEMSCAN se dispuso de información acerca de la distribución de los sulfuros de Cu por clase de liberación. Sin embargo, la metodología propuesta contempla el ajuste a la fracción másica de mineral flotable. Por lo tanto, se calculó esta distribución utilizando la masa y la ley de los sulfuros de Cu en cada clase de liberación, según la Ec. (3.1):

$$MF_j = \frac{MV_j}{X_j} \cdot 100 \quad j = 1, 2, \dots, B \quad (3.1)$$

donde MF_j y MV_j corresponden a la masa de mineral flotable y masa de mineral de Cu, respectivamente, en la clase de liberación j . Además, X_j es la ley másica de los sulfuros de Cu en la clase de liberación j , la cual se calculó a partir de la ley volumétrica del mineral flotable. Dado que

en el análisis realizado en el Capítulo 2 se consideró que la Liberación Superficial equivale a la fracción volumétrica de mineral valioso (representada por el Coeficiente de Liberación), para este procedimiento se siguió el mismo enfoque. Por lo tanto, la ley volumétrica de los sulfuros de Cu se obtuvo a partir de la media geométrica entre el valor máximo y mínimo de liberación en cada clase. Luego, la ley volumétrica se transformó a ley másica mediante la densidad de los sulfuros de Cu y la densidad de la ganga. Dada las características mineralógicas del mineral en las corrientes de Alimentación 1 y 2, se determinó (mediante ponderación de las densidades de cada especie) una densidad de 4,5 ton/m³ para los sulfuros de Cu y de 3 ton/m³ para la ganga asociada. En este caso, se cuenta con 5 clases de liberación (B) para los sulfuros de Cu.

De esta forma, es posible construir una matriz de datos ajustando una distribución de tamaño de grano de tipo Gamma y minimizando la función objetivo presentada en la Ec. (3.2). En este caso, en vez de ajustar la fracción másica de cada clase de tamaño y liberación, se ajusta el valor de la suma de la fracción másica de todas las clases de tamaño, para cada clase de liberación. La metodología utilizada (modelo de liberación de Gaudin modificado) permitió obtener una distribución de mineral flotable en las distintas clases de tamaño y liberación, pese a que sólo se dispuso de la distribución total por clase de liberación.

$$F. O. = \sum_{j=1}^5 \{S_j - \hat{S}_j\}^2 \quad j = 1, 2, \dots, 5 \quad (3.2)$$

En la Ec. (3.2), S_j es la fracción másica total de mineral flotable contenida en la clase de liberación j , medida a partir del análisis QEMSCAN y $\hat{S}_j$ corresponde a la fracción másica de mineral flotable modelada en la clase de liberación j .

La Tabla 3.2 muestra la distribución másica de los sulfuros de Cu en la alimentación *Rougher*, su ley y la distribución de mineral flotable en función de las clases de liberación para las corriente de Alimentación 1 y 2.

Tabla 3.2. Distribución másica sulfuros de Cu por clase de liberación, Alimentación 1 y 2.

Clase de Liberación	Ley másica minerales de Cu, %	Distribución másica minerales de Cu, %		Distribución másica mineral flotable, %	
		<i>Aliment. 1</i>	<i>Aliment. 2</i>	<i>Aliment. 1</i>	<i>Aliment. 2</i>
<i>Free</i> ≥ 95%	98,17	83,05	65,28	29,98	27,45
<i>Lib</i> 80 - 95%	90,43	3,72	5,33	1,46	2,43
<i>Midds</i> 50 - 80%	70,35	1,28	14,57	0,64	8,55
<i>Sub-Midds</i> 20 - 50%	38,89	0,51	6,93	0,46	7,36
<i>Locked</i> < 20%	6,01	11,45	7,89	67,46	54,20

La distribución granulométrica disponible fue reducida a 3 clases de tamaño de partícula, para efectos del ajuste de la cinética realizado en la Sección 3.4. La distribución del mineral en las 3 clases de tamaño (Alimentación 1 y 2) se muestran en la Tabla 3.3. El gráfico de la distribución granulométrica del mineral en cada Alimentación se presenta en el Anexo E.

Tabla 3.3. Distribución granulométrica del mineral, Alimentación 1 y 2.

Clases de tamaño, μm	Porcentaje másico, %	
	<i>Alimentación 1</i>	<i>Alimentación 2</i>
+150	35,6	33,7
+45 -150	35,4	32,4
-45	29,0	34,0

Se realizó el ajuste de la distribución másica de mineral flotable, por clase de tamaño y de liberación, considerando una distribución de tamaño de grano en el yacimiento de tipo Gamma. Los resultados, para ambas corrientes de alimentación *Rougher*, se muestran en la Tabla 3.4.

Tabla 3.4. Resultados distribución de mineral flotable por clase de tamaño y clase de liberación, Alimentación 1 y 2.

m_{ij} (%)	Clase de liberación (%)									
	<i>Alimentación 1</i>					<i>Alimentación 2</i>				
	< 20	20-50	50-80	80-95	≥ 95	< 20	20-50	50-80	80-95	≥ 95
+150	56,71	0,11	0,22	1,38	9,94	51,81	0,45	1,13	7,04	6,02
+45 -150	10,65	0,03	0,05	0,32	11,00	6,12	0,07	0,18	1,65	11,49
-45	0,30	0,00	0,01	0,05	9,23	0,21	0,01	0,05	0,25	13,51

En la Figura 3.6a y Figura 3.6b se muestran las distribuciones acumulativas de tamaño de grano obtenidas para reconstruir la distribución de mineral flotable de la Alimentación 1 (a filas *Rougher* 2-3-4) y Alimentación 2 (a filas *Rougher* 1-5-6), respectivamente. En la Tabla 3.5 se muestran los parámetros de ajuste y el tamaño de grano promedio para cada distribución.

Tabla 3.5. Parámetros de ajuste de las distribuciones de tamaño de grano.

Parámetro	Alimentación 1	Alimentación 2
α	0,55	0,71
β	202937	29700
Promedio d_G (mm)	121,4	22,9

La Figura 3.7 presenta una comparación entre el porcentaje másico de flotable total, medido y estimado, en cada clase de liberación, que se obtuvo luego de realizar el ajuste. La Figura 3.7a muestra los resultados para la Alimentación 1 y la Figura 3.7b para la Alimentación 2. Ambas distribuciones difieren significativamente, obteniéndose un promedio de tamaño de grano mayor en la Alimentación 1. Cabe destacar que los muestreos de ambas corrientes se realizaron en distinto instante de tiempo, observándose diferencias en las características del mineral, lo que determinó diferencias en las distribuciones de tamaño de grano del mineral en el yacimiento.

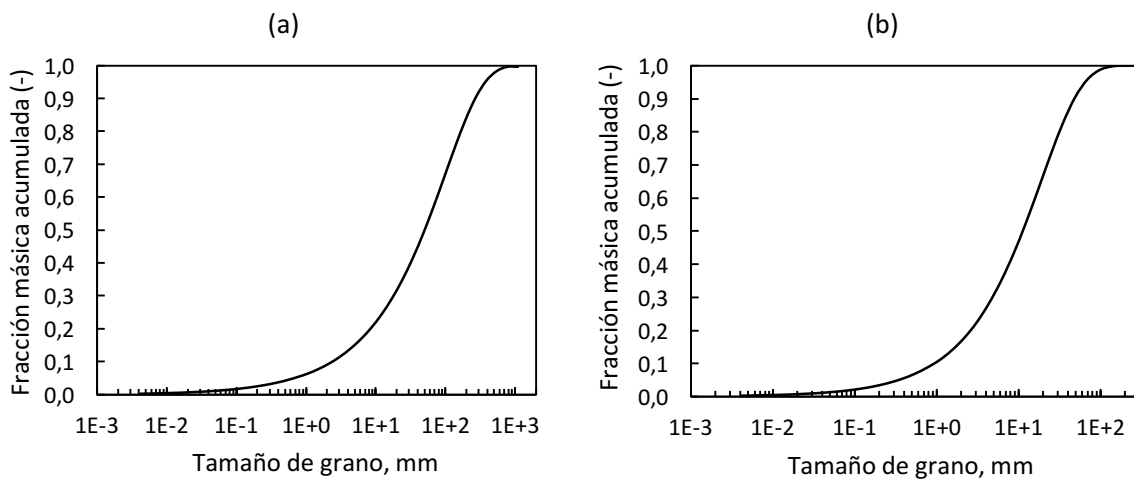


Figura 3.6. Distribución de tamaño de grano ajustada. (a) Alimentación 1, (b) Alimentación 2.

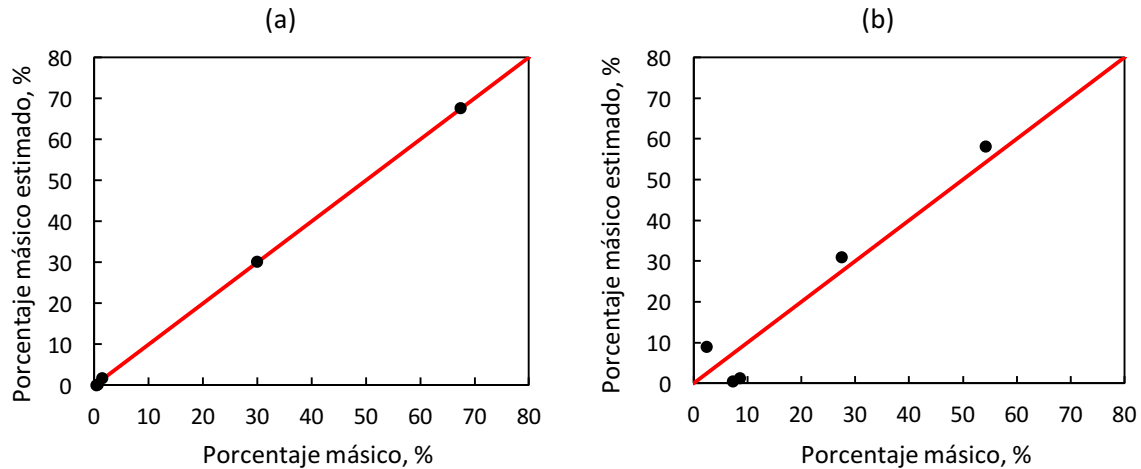


Figura 3.7. Porcentaje másico de flotable medido y estimado. (a) Alimentación 1, (b) Alimentación 2.

De la Figura 3.7a, se observa un buen ajuste a los datos de la Alimentación 1 ($ECM=0,13\%^2$ y $R^2=0,9999$). Sin embargo, según la Figura 3.7b, en el caso de la Alimentación 2 se observa una mayor dispersión en el porcentaje másico de mineral flotable medido, respecto al modelado ($ECM=56,3\%^2$ y $R^2=0,9408$). Las diferencias pudieron ser causadas por los factores de error asociados a la metodología utilizada que fueron descritos en el Capítulo 2. Entre estos factores se puede mencionar la aplicación del modelo de Gaudin, que corresponde a un modelo simplificado para estimar liberación y donde los supuestos son bastante idealizados. Además, se asumió que la Liberación Superficial es comparable con el Coeficiente de Liberación y que sólo ocurre fractura de tipo transgranular durante la conminución. Adicionalmente, en este análisis se efectuaron algunas simplificaciones, como por ejemplo, se estimó una ley media de sulfuros de Cu por clase de liberación. Estos resultados poseen incertidumbre respecto a su valor real, siendo mayor en las clases de liberación $<20\%$ y $\geq 95\%$.

3.4. CARACTERIZACIÓN DE LA CINÉTICA DE COLECCIÓN

3.4.1. ANTECEDENTES

A partir de los datos de recuperación global y de las leyes de tope de espuma por clase de tamaño, se realizó el ajuste de la cinética de colección de los minerales de Cu para la fila *Rougher* 5 de MLP. A partir de la información disponible y utilizando la caracterización del mineral flotable en la alimentación de la fila *Rougher* 5 (Alimentación 2), por tamaño de partícula y liberación (Tabla 3.4), se obtuvo la cinética de los sulfuros de Cu en función de estas dos variables.

En la Figura 3.8 se muestra la recuperación global acumulativa de Cu a lo largo del banco de flotación y el perfil de leyes de TDE de Cu por clase de tamaño, medidos en la fila *Rougher* 5. En el Anexo G se presentan los datos tabulados de estos perfiles. En la Figura 3.8b se observa que para la clase de tamaño fina, la ley de TDE en la Celda 4 es mayor a la tendencia que se sigue a lo largo del banco. Esto se atribuye al efecto de una mayor selectividad de la espuma en dicha celda, producto de una mayor profundidad ($h_F = 14$ cm versus $h_F < 10$ cm en el resto de las celdas). Esta condición es analizada en detalle en la Sección 3.4.2.1. El perfil de alturas de espuma para la fila *Rougher* 5 se presenta en el Anexo F.

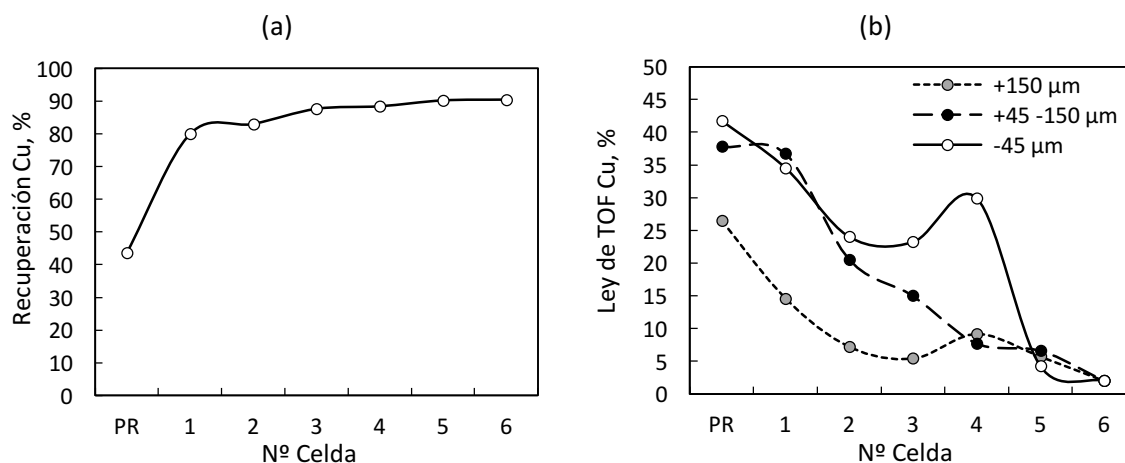


Figura 3.8. Perfiles de (a) Recuperación global de Cu, (b) Leyes de TDE de Cu por clase de tamaño.

En el análisis, la distribución de mineral flotable en la alimentación de la fila *Rougher* 5 (Tabla 3.4) se agrupó en tres clases de liberación, para cada clase de tamaño de partícula. Por lo tanto, las clases de tamaño y de liberación se reducen a 9 en total, tal como se muestra en la Tabla 3.6. Esta condición mantiene un número de parámetros de ajuste menor al número de datos.

Tabla 3.6. Distribución de mineral flotable por clase de tamaño y liberación, alimentación fila *Rougher* 5.

Distrib. másica (%)	Clase de liberación, %		
Tamaño de partícula, μm	< 20	20 - 80	≥ 80
+150	51,81	1,58	13,06
+45 -150	6,12	0,25	13,15
-45	0,21	0,06	13,76

3.4.2. AJUSTE DE LA CINÉTICA DE COLECCIÓN POR CLASE DE TAMAÑO Y LIBERACIÓN A LOS DATOS DE RECUPERACIÓN GLOBAL Y LEYES DE TDE

Se realizó el ajuste de la cinética de colección por clase de tamaño de partícula y de liberación a los datos de recuperación global de Cu y a las leyes de TDE por clase de tamaño.

La recuperación global en cada celda (por clase de tamaño y de liberación), RG_{ij} , se obtuvo aplicando la Ec. (3.3). Ésta expresión se basa en el sistema de la Figura 2.8 presentada en el Capítulo 2 (Sección 2.5).

$$RG_{ij} = \frac{RC_{ij} RF_{ij}}{1 - RC_{ij} (1 - RF_{ij})} \quad i = 1, \dots, A \quad y \quad j = 1, \dots, B \quad (3.3)$$

En la Ec. (3.3), RC_{ij} y RF_{ij} corresponden a la recuperación en la zona de colección y de espuma, respectivamente, para la clase de tamaño de partícula i y de liberación j . En el análisis, se asumió una recuperación de espuma de 66% para todas las celdas del banco y para todas las clases de tamaño y liberación (Yianatos et al., 2008). Además, se cuenta con 3 clases de tamaño de partícula (A) y 3 clases de liberación (B).

La recuperación en la zona de colección se calculó considerando un modelo de primer orden y mezclado perfecto, como se muestra en la Ec. (3.4), para las 9 clases definidas.

$$RC_{ij} = R_{\infty ij} \left(1 - \frac{1}{1 + k_{ij}\tau} \right) \quad i = 1, 2, 3 \quad y \quad j = 1, 2, 3 \quad (3.4)$$

En la Ec. (3.4), RC_{ij} corresponde a la recuperación de Cu en la zona de colección para la clase de tamaño i y de liberación j , $R_{\infty ij}$ y k_{ij} corresponden a la recuperación máxima y constante cinética de la zona de colección para la clase de tamaño i y de liberación j y τ corresponde al tiempo medio de residencia del mineral en cada celda. En la fila *Rougher* 5, se obtuvo el tiempo medio de residencia en cada celda a partir de mediciones de la distribución del tiempo de residencia (Yianatos et al., 2014b). Se obtuvo un tiempo de 1,1 minutos para la etapa *pre-Rougher* y de 5,2 minutos en cada celda *Rougher*. En el análisis se supuso que la mineralogía y la cinética de los sulfuros de Cu se mantienen constantes a lo largo del banco.

Para calcular el perfil de leyes de TDE por clase de tamaño de partícula, se utilizó la Ec. (3.5). Al tratarse de un circuito *Rougher*, se consideró que la ley de tope de espuma representa la ley del mineral colectado, considerando que la espuma en cada celda es no selectiva (Yianatos et al., 2014a).

$$\text{Ley TDE}_i^N = \sum_{j=1}^3 \frac{Y_{ij}^N RC_{ij}^N X_{ij}}{Y_{ij}^N RC_{ij}^N} \quad i = 1, 2, 3 \quad j = 1, 2, 3 \quad N = 0, 1, \dots, 6 \quad (3.5)$$

En la Ec. (3.5), Y_{ij}^N corresponde a la fracción másica de los minerales de Cu en la clase de tamaño i y de liberación j alimentada a la celda N , RC_{ij}^N es la recuperación de la zona de colección de la celda N y X_{ij} es la ley de los minerales de Cu, respectivamente, en la clase de tamaño i y de liberación j . Cabe destacar que $N=0$ corresponde a la etapa PR. La fracción másica de minerales de Cu en la alimentación a la celda N , Y_{ij}^N , desde la segunda hasta la última celda, se obtuvo a partir de la Ec. (3.6).

$$Y_{ij}^N = Y_{ij}^{N-1} (1 - RG_{ij}^N) \quad i = 1, 2, 3 \quad j = 1, 2, 3 \quad N = 1, 2, \dots, 6 \quad (3.6)$$

donde Y_{ij}^{N-1} corresponde a la fracción másica de minerales de Cu en la clase de tamaño i y de liberación j , alimentada a la celda $(N-1)$ y RG_{ij}^N es la recuperación global de los minerales de Cu en la celda N para la clase de tamaño i y de liberación j .

La ley másica de los sulfuros de Cu por clase de liberación se calculó a partir de la ley volumétrica, la cual se obtuvo como la media geométrica entre el valor máximo y mínimo del intervalo de liberación. Se supuso que la ley del mineral sólo depende de la clase de liberación y es igual en las tres clases de tamaño de partícula.

Para realizar el ajuste de los perfiles de recuperación global de Cu y de leyes de TDE por clase de tamaño, se efectuó la minimización de la función objetivo presentada en la Ec. (3.7):

$$F. O. = \sum_{N=0}^6 (R_N - \hat{R}_N)^2 + \sum_{N=0}^6 \sum_{i=1}^3 (X_{iN}^{TDE} - \hat{X}_{iN}^{TDE})^2 \quad (3.7)$$

donde R_N corresponde a la recuperación global acumulativa de Cu hasta la celda N , $\hat{R}_N$ es la recuperación global acumulativa modelada y X_{iN}^{TDE} y $\hat{X}_{iN}^{TDE}$ corresponden a la leyes de TDE de Cu medidas y modeladas, respectivamente, en la clase de tamaño de partícula i , en la celda N .

3.4.2.1. AJUSTE EN BASE A LA CONSTANTE CINÉTICA DE COLECCIÓN Y A LA RECUPERACIÓN MÁXIMA

A partir del ajuste de los perfiles de recuperación global de Cu y de las leyes de TDE por clase de tamaño, se caracterizó la cinética de la zona de colección. De esta forma, se estimaron las nueve constantes cinéticas (constante cinética única) y las nueve recuperaciones máximas correspondientes a cada clase de tamaño y de liberación. Las leyes másicas de los sulfuros de Cu calculadas para las clases de baja (<20%), intermedia (20-80%) y alta liberación (≥80%) fueron de 6.01%, 46.90% y 92.11%, respectivamente.

En la Figura 3.9 se presentan los perfiles de recuperación global de Cu y de las leyes de TDE obtenidos luego de realizar el ajuste. En el Anexo G se muestran estos resultados tabulados.

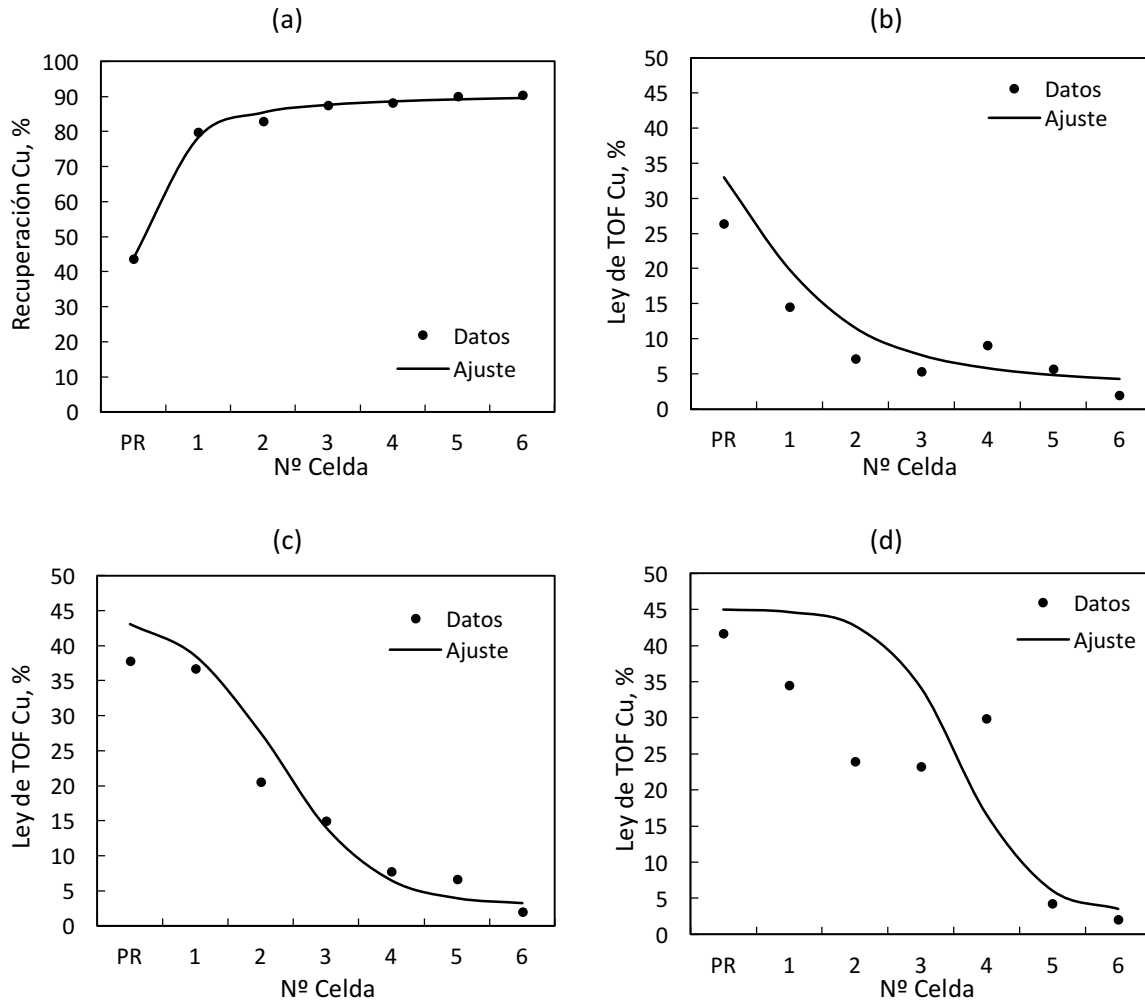


Figura 3.9. Resultados del ajuste. (a) Recuperaciones globales de Cu, (b) Leyes de TDE de Cu, clase de tamaño +150 μm , (c) Leyes de TDE de Cu, clase de tamaño +45 -150 μm , (d) Leyes de TDE de Cu, clase de tamaño -45 μm .

A partir de la Figura 3.9a se observa un buen ajuste del perfil de recuperación global de Cu. La desviación absoluta entre los valores ajustados y los datos medidos por balances fue menor a 1% en todas las celdas, exceptuando las celdas 1 y 2, cuya desviación fue cercana a 2%. El ajuste de la ley de TDE de Cu para la clase de tamaño gruesa (Figura 3.9b) presenta un buen seguimiento de la tendencia de los datos. Sin embargo, se observan algunas diferencias entre los datos y los valores ajustados, alcanzando una desviación cercana a 4% en las primeras celdas del banco. El perfil de leyes de TDE de la Figura 3.9c, para la clase de tamaño intermedia, muestra en general un buen seguimiento de los datos. Sin embargo, en la etapa pre-*Rougher* y en la celda 2 se observa una mayor desviación absoluta, siendo la ley de TDE modelada aproximadamente 6% mayor que los

datos. Por último, la Figura 3.9d presenta el perfil de leyes de TDE para la clase de tamaño fina, observándose mayores desviaciones, con diferencias significativas entre los datos medidos y modelados. Se obtuvieron leyes de TDE altas en las primeras celdas del banco a partir del ajuste, siendo significativamente mayores que los datos medidos. Un factor que probablemente influyó en esta condición, es la estimación de la ley del mineral en la clase de mayor liberación ($\geq 80\%$). Esto se debe a que existe cierta incertidumbre en esta estimación respecto a su valor real. Lo anterior pudo afectar significativamente la cinética de la clase fina, pues más del 90% del mineral de esta clase de tamaño posee una liberación mayor a 80%. Aun cuando también existe incertidumbre en la estimación de la ley de sulfuros de Cu en las clases de liberación baja ($<20\%$) e intermedia (20-80%), el mineral fino contiene una baja fracción másica en estas clases. Por lo tanto, el efecto de esta estimación sobre la cinética de colección modelada es menor que en el caso de la clase más liberada. Además, las leyes de TDE medidas en la clase de tamaño fina presentaron una mayor variabilidad a lo largo del banco de flotación. Por lo tanto, resulta complejo obtener un ajuste adecuado de este perfil mediante una curva suavizada.

Las diferencias presentadas entre los datos medidos y los valores ajustados pueden ser originadas a raíz de algunas suposiciones realizadas al efectuar el ajuste. Por ejemplo, una consideración importante se relaciona con la zona de espuma de los equipos de flotación. Al realizar el ajuste cinético de la fila *Rougher* 5, se asumió una recuperación de espuma constante, $R_F = 66\%$, en cada celda y no se consideró la variación del perfil de altura de espuma a lo largo del banco. Sin embargo, la altura de espuma posee un efecto sobre la recuperación de espuma, la que a su vez impacta directamente sobre la recuperación global a lo largo de un banco de flotación. Además de la altura de espuma, algunas variables que influyen en el rendimiento de la zona de espuma son: el flujo de aire, la estabilidad de la espuma, entre otros (Massinaei et al., 2009b). En la práctica, se observaron alturas de espuma diferentes en cada celda de la fila *Rougher*, lo cual determinó la recuperación y selectividad de la zona de espuma en cada equipo. El perfil de alturas de espuma a lo largo de la fila *Rougher* 5 se muestra en el Anexo F. En el análisis, se supuso una espuma completamente no selectiva. Sin embargo, la altura de espuma posee una relación directa con la selectividad de esta zona. Al aumentar la altura de espuma en un equipo de flotación, la selectividad también se incrementa (Seaman et al., 2006; Yianatos et al., 2015). Respecto a la estabilidad de la espuma a lo largo del banco de flotación, se ha estudiado que las primeras celdas del banco poseen una espuma más estable, característica que disminuye hacia las últimas celdas.

Esta disminución se atribuye a la menor carga de sólidos que se colecta aguas abajo en el banco de flotación (Tsatouhas et al., 2006).

Otro factor que puede influir en la calidad del ajuste es la estimación de la distribución másica de mineral flotable en la alimentación *Rougher* (por clase de tamaño y liberación) descrita en la Sección 3.3. Dicha distribución puede tener desviaciones respecto a los valores reales debido al ajuste de la distribución de tamaño de grano mostrada en la Figura 3.6b. Por lo tanto, la distribución de mineral flotable posee cierta incertidumbre respecto a la condición real industrial, lo que pudo afectar el ajuste de la cinética del banco. Sin embargo, pese a lo descrito anteriormente, el ajuste mostró resultados razonables, obteniéndose un adecuado seguimiento a la tendencia de los datos medidos.

Cabe destacar que para la clase de tamaño fina y gruesa, se observó una ley de TDE mayor a la tendencia a lo largo del banco en la celda 4. Esta desviación es más significativa en la clase fina, lo cual se puede observar en la Figura 3.8b. Esto puede atribuirse a la mayor altura de espuma en la celda 4 de la fila *Rougher* 5 respecto a las celdas adyacentes ($h_F = 14$ cm versus $h_F < 10$ cm en el resto de las celdas). Esta condición implica un incremento en la selectividad de la zona de espuma dada por la mayor coalescencia y pérdida de material colectado de menor ley, lo que provoca un aumento en la ley de TDE. El perfil de alturas de espuma para la fila *Rougher* 5 se presenta en el Anexo F.

En la Tabla 3.7 se muestran las constantes cinéticas resultantes del ajuste. Se obtuvieron mayores constantes cinéticas en las clases de mayor liberación, tendencia que se repite para las tres clases de tamaño analizadas. Además, la constante cinética es menor a medida que aumenta el tamaño de partícula. En la clase de liberación $\geq 80\%$, la constante cinética disminuye hacia la clase intermedia y gruesa, pese a que el mineral se encuentra altamente liberado. Un resultado similar fue estudiado por Jameson (2012), en donde la baja cinética de las partículas gruesas liberadas fue atribuida a las condiciones hidrodinámicas de la celda de flotación. Jameson (2012) planteó que la baja recuperación de estas partículas no se relaciona con una baja liberación, puesto que las partículas completamente liberadas son afectadas de igual forma al aumentar el tamaño de partícula.

Tabla 3.7. Resultado constantes cinéticas por clase de tamaño y liberación.

Constante cinética (min^{-1})	Clase de liberación, %		
Tamaño de partícula, μm	< 20	20 - 80	≥ 80
+150	0,09	0,12	1,12
+45 -150	0,10	1,20	1,23
-45	0,13	1,80	2,17

En la Tabla 3.8 se presentan los valores de recuperación máxima, R_{∞} , obtenidos a partir del ajuste. La recuperación máxima es mayor hacia las clases de mayor liberación y aumenta a medida que disminuye el tamaño de partícula. Se obtuvo una recuperación máxima de 100% para la clase fina de liberación intermedia y alta y para la clase de tamaño intermedia y liberación mayor o igual a 80% (destacado en negrita).

Tabla 3.8. Resultado recuperación máxima por clase de tamaño y liberación.

Recuperación máxima (%)	Clase de liberación, %		
Tamaño de partícula, μm	< 20	20 - 80	≥ 80
+150	52,34	80,09	83,63
+45 -150	55,61	90,04	100,00
-45	60,64	100,00	100,00

Según los resultados obtenidos, la cinética aumenta a medida que aumenta la liberación y disminuye el tamaño de partícula. Por lo tanto, es posible determinar que las partículas colectadas en las primeras celdas del banco serán las partículas finas y de mayor liberación. Además, se espera que el tamaño de partícula del mineral colectado en las muestras de TDE se incremente a lo largo del banco. La granulometría de las muestras de TDE presenta una tendencia a aumentar desde la etapa *pre-Rougher* hasta la celda 4, disminuyendo significativamente en las últimas dos celdas. Esta disminución se puede atribuir a la presencia de mineral fino arrastrado y/o a la recuperación de mineral fino de baja liberación, que posee una cinética de colección lenta. Las granulometrías de las muestras de TDE por celda se presentan en el Anexo F.

Respecto a los perfiles de leyes de TDE en cada clase de tamaño de partícula, éstos comienzan con valores altos en la celda PR, los cuales van disminuyendo sucesivamente a lo largo del banco (Figura 3.9b, c y d). Esta tendencia se debe a que las clases de mayor liberación, que poseen una alta ley de Cu, poseen una cinética rápida, y por lo tanto, este mineral es colectado en las primeras celdas del banco. Luego, en las celdas posteriores se colecta el mineral de menor liberación, que posee menor ley y menor cinética de flotación. Finalmente, en las últimas celdas del banco se

colecta el mineral menos liberado, el cual posee una cinética más lenta y determina leyes de TDE significativamente más bajas que al inicio del banco. Por lo tanto, las constantes cinéticas y las recuperaciones máximas observadas en las Tablas 3.6 y 3.7, respectivamente, justifican las tendencias observadas en los perfiles de leyes de TDE de las Figuras 3.9b, c y d.

A partir de los resultados del ajuste, se estimaron los perfiles de recuperación de Cu por clase de tamaño y de liberación. En la Figura 3.10a se muestra el perfil de recuperación de Cu por clase de tamaño a lo largo del banco de flotación. De igual forma, en la Figura 3.10b se muestra el perfil de recuperación de Cu por clase de liberación. En el Anexo G se presentan los valores tabulados de estos perfiles. Además, en la Tabla 3.9 se muestran las fracciones másica de mineral valioso en la alimentación a la fila *Rougher* 5 por clase de tamaño y liberación.

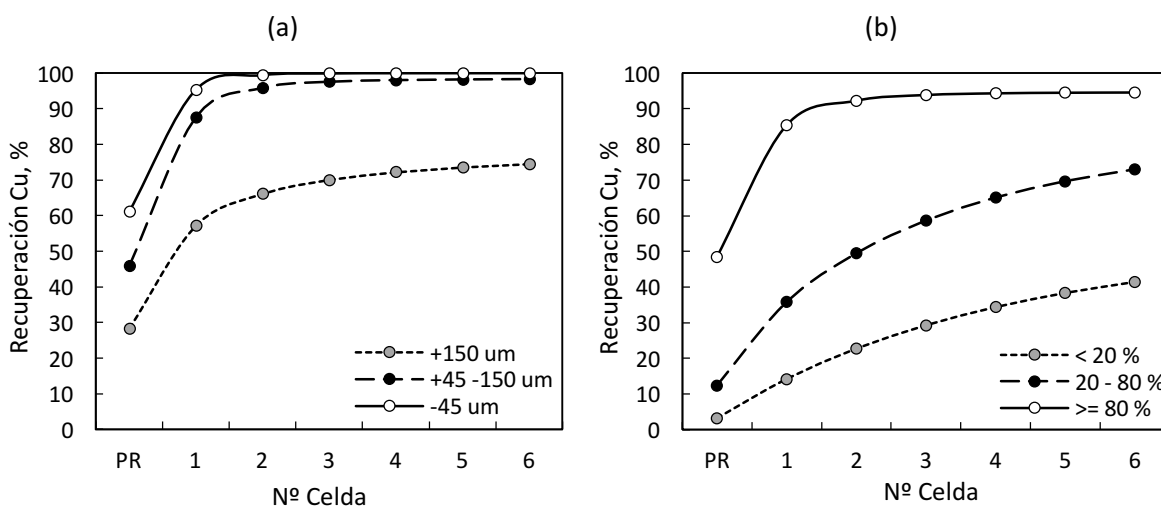


Figura 3.10. Recuperación de Cu a lo largo de la fila *Rougher* 5. (a) Por clase de tamaño de partícula, (b) Por clase de liberación.

Tabla 3.9. Distribución de mineral valioso por clase de tamaño y liberación, alimentación fila *Rougher* 5.

Distrib. másica (%)	Clase de liberación, %			
Tamaño de partícula, μm	< 20	20 - 80	≥ 80	Total
+150	7,56	1,80	29,20	38,57
+45 -150	0,89	0,28	29,39	30,57
-45	0,03	0,07	30,77	30,87
Total	8,48	2,15	89,36	

En la Figura 3.10a se observa que el mineral más grueso ($+150 \mu\text{m}$) alcanza una recuperación final cercana a 75% en el banco de flotación. Los minerales de tamaño intermedio ($+45 - 150 \mu\text{m}$) y fino

(-45 μm) alcanzan recuperaciones en torno a 98% y 99%, respectivamente. Se presenta una clara diferencia del perfil de recuperación de Cu entre las tres clases de tamaño, observándose una cinética lenta para la clase gruesa, que aumenta hacia las clases intermedia y fina. También, se observan claramente diferencias entre la recuperación máxima alcanzada en cada clase de tamaño, siendo significativamente menor en la clase gruesa y cercana a 100% en la clase fina. Además, se aprecia que se requiere un mayor tiempo de residencia para recuperar el 100% de la clase de tamaño gruesa a lo largo del banco.

En la Figura 3.10b, se observa que la clase menos liberada (<20%) alcanza una recuperación final baja, cercana a 41%. La clase de liberación intermedia (20-80%) alcanza una recuperación en torno a 73%, mientras que en la clase más liberada ($\geq 80\%$) se obtiene una recuperación cercana a 95%. Se observan diferencias claras en el perfil de recuperación de Cu en las distintas clases de liberación. La clase menos liberada presenta una cinética significativamente más lenta y una recuperación máxima bastante menor que las otras clases. Tanto la cinética como la recuperación máxima aumentan a medida que se aumenta la liberación del mineral. Además, se observa que se requiere un mayor tiempo de residencia para recuperar el 100% del mineral con liberación intermedia y baja (<80%) a lo largo del banco. Por último, en base a las fracciones másicas de mineral valioso en cada clase de tamaño y de liberación (Tabla 3.9), se observa que la masa de mineral valioso es similar en las tres clases de tamaño de partícula. Esto determina que el perfil de recuperación global es cercano al perfil medio entre los tres casos de la Figura 3.10a. Sin embargo, cerca del 90% del mineral valioso se concentra en la clase de liberación $\geq 80\%$. Esto indica que pese a la cinética más lenta de las clases de baja y de intermedia liberación, el perfil de recuperación global es cercano al perfil de la clase más liberada (Figura 3.10b).

3.4.2.2. AJUSTE EN BASE A LA CONSTANTE CINÉTICA DE COLECCIÓN, LA RECUPERACIÓN MÁXIMA Y LA LEY DE ALIMENTACIÓN POR CLASE DE LIBERACIÓN

Considerando las desviaciones observadas en el ajuste de los perfiles de leyes de TDE de Cu presentados en la Sección 3.4.2.1, se realizó un nuevo ajuste incluyendo las leyes del mineral de Cu en las clases de liberación $<20\%$ y $\geq 80\%$ como parámetros de ajuste. Se realizó esta nueva aproximación debido a que las leyes de sulfuros de Cu en las clases de mayor y menor liberación poseen mayores incertidumbres respecto al valor real. De esta forma, se logra una mayor flexibilidad en la metodología.

Al igual que en el ajuste realizado en la Sección 3.4.2.1, se efectuó la minimización de la función objetivo presentada en la Ec. (3.7). Esta vez, se ajustaron las constantes cinéticas de colección y la recuperación máxima en cada clase de tamaño y liberación, además de las leyes de alimentación de los sulfuros de Cu en las clases de alta y baja liberación.

Los resultados obtenidos se muestran en la Figura 3.11. El perfil de recuperación global de Cu, mostrado en la Figura 3.11a, presenta un buen ajuste a los datos y no se observan mayores variaciones respecto al resultado del ajuste de la Sección 3.4.2.1 (Figura 3.9a). La Figura 3.11b muestra el resultado del perfil de leyes de TDE de Cu en la clase de tamaño gruesa, observándose un buen seguimiento a los datos. En este caso, se observa un mejor resultado respecto a la Figura 3.9b, puesto que se logra describir de mejor manera el perfil de leyes de TDE, principalmente en las primeras 4 celdas del banco. En la Figura 3.11c se presenta el perfil de leyes de TDE ajustado para la clase intermedia, observándose también un adecuado seguimiento de los datos. En este caso, el ajuste mejora considerablemente en las primeras celdas del banco, pero se observa un leve sesgo en las últimas celdas, respecto al ajuste de la Figura 3.9c. Por último, el ajuste del perfil de leyes de TDE en la clase fina se muestra en la Figura 3.11d, el cual presenta una leve mejora respecto a la Figura 3.9d, principalmente en las primeras 2 celdas del banco. En el Anexo G se muestran los valores tabulados de los perfiles de recuperación global de Cu y leyes de TDE presentados en la Figura 3.11.

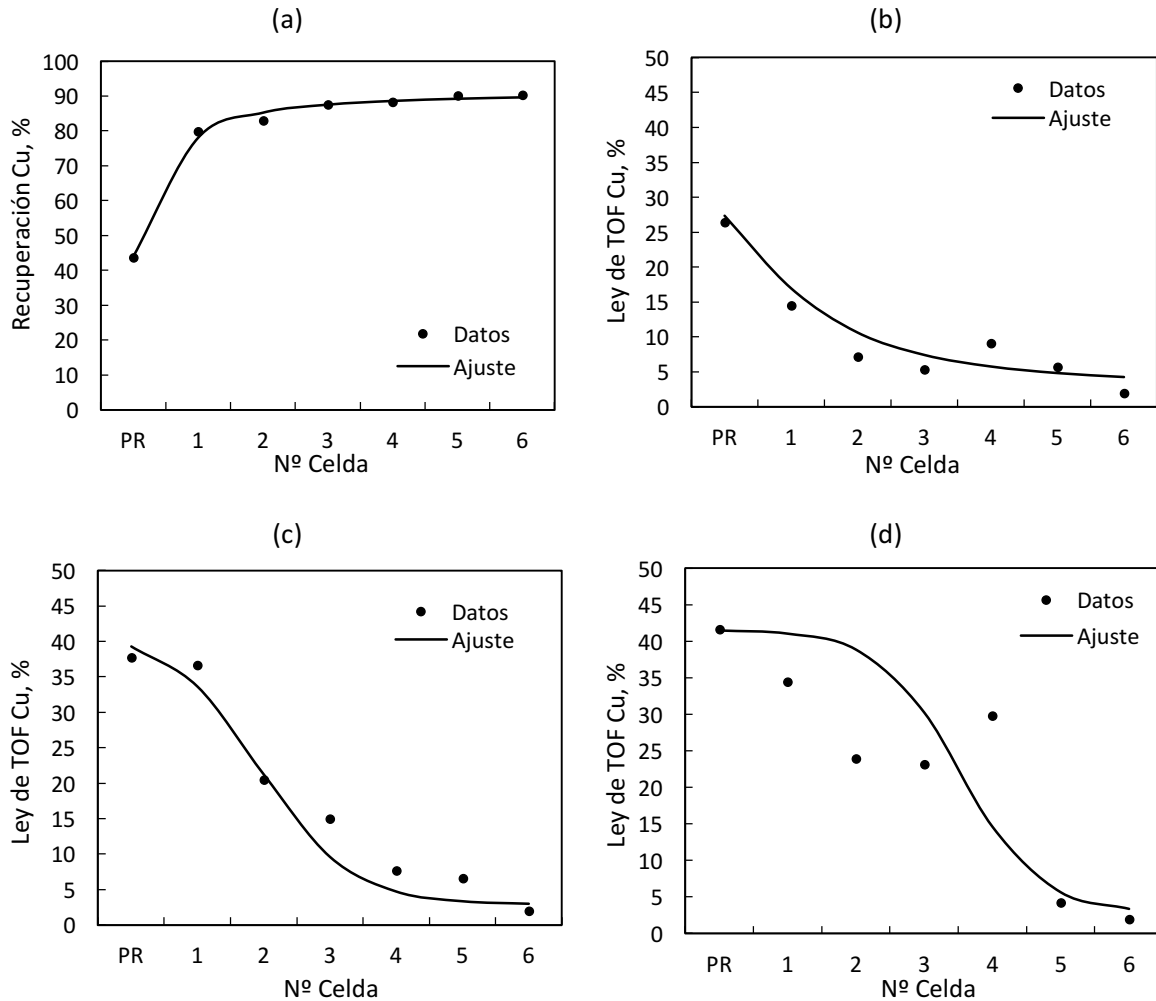


Figura 3.11. Resultados segundo ajuste. (a) Recuperación global de Cu, (b) Leyes de TDE de Cu, clase de tamaño +150 μm , (c) Leyes de TDE de Cu, clase de tamaño +45 -150 μm , (d) Leyes de TDE de Cu, clase de tamaño -45 μm .

En la Tabla 3.10 se observa el resultado de las leyes del mineral ajustadas por clase de liberación en la alimentación. Al igual que en el ajuste anterior, se supuso que la ley del mineral sólo depende de la liberación y no del tamaño de partícula. Se obtuvo una ley de sulfuros de Cu en la clase de mayor liberación igual a 84,85%, siendo menor respecto al valor estimado (92,11%) en la Sección 3.4.2.1. Este resultado indica que la ley en esta clase es menor al valor calculado como la media geométrica entre el valor mínimo y máximo del intervalo de liberación. Sin embargo, pese a la mayor flexibilidad otorgada al ajuste, la ley de TDE ajustada en las primeras celdas de la clase fina continua siendo mayor que los datos. Esta diferencia probablemente se produce a raíz de la incertidumbre que poseen los valores de la distribución másica estimada de mineral flotable en la alimentación *Rougher* (Tabla 3.4).

Tabla 3.10. Resultado ley de minerales de Cu por clase de liberación, segundo ajuste.

Clase de liberación, %	< 20	20 - 80	≥ 80
Ley de minerales de Cu (%)	5,72	46,90	84,85

En la Tabla 3.11 se muestran las constantes cinéticas resultantes del ajuste. Al igual que en el ajuste anterior (Tabla 3.7), la tendencia general de los resultados muestra que la constante cinética aumenta hacia las clases de mayor liberación y disminuye a medida que aumenta el tamaño de partícula. Estos resultados no difieren significativamente respecto a las constantes cinéticas obtenidas en la Sección 3.4.2.1.

Tabla 3.11. Resultado constantes cinéticas por clase de tamaño y liberación, segundo ajuste.

Constante cinética (min^{-1})	Clase de liberación, %		
Tamaño de partícula, μm	< 20	20 - 80	≥ 80
+150	0,11	0,14	0,91
+45 -150	0,13	0,83	1,53
-45	0,16	1,63	2,12

En la Tabla 3.12 se presentan los resultados para la recuperación máxima ajustada, R_{∞} . En este caso, se mantiene la tendencia del ajuste inicial. Se obtiene una mayor R_{∞} hacia las clases de mayor liberación y su valor aumenta a medida que disminuye el tamaño de partícula. El resultado no difiere significativamente respecto a los valores de recuperación máxima obtenidos en la Sección 3.4.2.1. Sin embargo, la mayor diferencia se observa en la recuperación máxima obtenida para la clase fina de menor liberación, cuyo valor es 20% mayor (desviación absoluta) que en el resultado de la Tabla 3.8.

Tabla 3.12. Resultado recuperación máxima por clase de tamaño y liberación, segundo ajuste.

Recuperación máxima (%)	Clase de liberación, %		
Tamaño de partícula, μm	< 20	20 - 80	≥ 80
+150	56,46	77,16	82,77
+45 -150	60,95	80,45	100,00
-45	79,69	100,00	100,00

A partir de los resultados obtenidos, se reconstruyeron los perfiles de recuperación de Cu por clase de tamaño de partícula y de liberación. En la Figura 3.12a se muestra el perfil de recuperación de Cu por clase de tamaño a lo largo del banco de flotación. Análogamente, en la Figura 3.12b se muestra el perfil de recuperación de Cu por clase de liberación. En el Anexo G se presentan los valores tabulados de estos perfiles. Además, en la Tabla 3.13 se muestran las fracciones másica de mineral valioso en la alimentación a la fila *Rougher* 5 por clase de tamaño y liberación. En este caso, la fracción másica en cada clase dependerá de los resultados de la modelación, puesto que las leyes del mineral de Cu en las clases de alta y baja liberación son parámetros de ajuste.

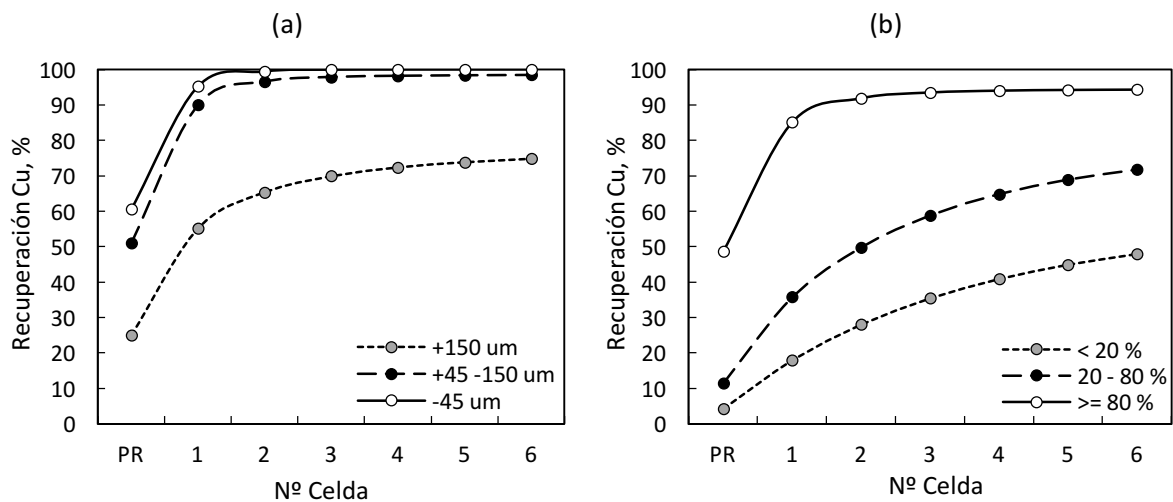


Figura 3.12. Recuperación de Cu a lo largo de la fila *Rougher* 5, segundo ajuste. (a) Por clase de tamaño de partícula, (b) Por clase de liberación.

Tabla 3.13. Distribución de mineral valioso por clase de tamaño y liberación en la alimentación de la fila *Rougher* 5, segundo ajuste.

Distrib. másica (%)	Clase de liberación, %			
	< 20	20 - 80	≥ 80	Total
Tamaño de partícula, μm				
+150	7,77	1,95	29,07	38,79
+45 -150	0,92	0,31	29,25	30,48
-45	0,03	0,07	30,63	30,73
Total	8,72	2,33	88,95	

En la Figura 3.12a se observa que el mineral de tamaño más grueso ($+150\ \mu\text{m}$) alcanza una recuperación en torno a 75% a lo largo del banco de flotación. El mineral de tamaño intermedio ($+45 -150\ \mu\text{m}$) y fino ($-45\ \mu\text{m}$) alcanzan recuperaciones cercanas a 98% y 99%, respectivamente. Además, se aprecia que se requiere un mayor tiempo de residencia para recuperar el 100% de la clase de tamaño gruesa a lo largo del banco. Las recuperaciones alcanzadas por las tres clases de tamaño coinciden con los valores obtenidos en la Sección 3.4.2.1.

En la Figura 3.12b se observa que la clase menos liberada ($<20\%$) alcanza una recuperación final cercana a 48% en el banco. La clase de liberación intermedia ($20-80\%$) alcanza una recuperación final en torno a 72%, mientras que la clase más liberada ($\geq 80\%$) obtiene una recuperación cercana a 94%. Además, se observa que se requiere un mayor tiempo de residencia para recuperar el 100% del mineral con liberación intermedia y baja ($<80\%$) a lo largo del banco. Cabe destacar que esta representación (Figura 3.12b) permite observar de manera más gradual (diferenciada) el efecto de la liberación del mineral en la recuperación, en comparación al efecto del tamaño de partícula (Figura 3.12a).

En general, los perfiles mostrados en la Figura 3.12 no cambian significativamente respecto a los perfiles de la Figura 3.10, los cuales fueron estimados considerando leyes de alimentación por clase de liberación constantes y predefinidas.

CAPÍTULO IV

4. CONCLUSIONES

I. Desarrollo de una nueva metodología para caracterizar la alimentación a flotación por clase de tamaño y liberación

Se propuso una modificación al modelo de liberación de Gaudin convencional, incorporando una distribución de tamaño de grano en el yacimiento y desarrollando una nueva metodología de cálculo. De esta forma, se logró representar adecuadamente el comportamiento de un mineral de Galena en la alimentación a flotación, según tamaño de partícula y liberación. Esto no se puede realizar con el modelo de Gaudin convencional, el cual considera un tamaño de grano de mineral constante en el yacimiento. Suponer una distribución de tamaño de grano es razonable, pues los granos de mineral difícilmente son de tamaño homogéneo en la naturaleza.

Utilizando una distribución de tamaño de grano de tipo Gamma, se obtuvo un adecuado ajuste de la distribución másica del mineral de Galena al conjunto de datos disponible, la cual se clasificó según tamaño de partícula y liberación. Se observó una buena estimación de la fracción másica de mineral flotable en las clases más gruesas de baja liberación, y en las clases finas e intermedias de alta liberación. El ajuste de la fracción másica de mineral flotable en las clases de liberación intermedia mostró mayor desviación debido a la baja proporción de mineral contenida en estas clases. En general, se observó un adecuado ajuste a la tendencia de los datos. Las partículas gruesas se concentraron mayoritariamente en las clases de baja liberación, mientras que el mineral más fino presentó mayor masa en las clases más liberadas.

La metodología propuesta permitió reconstruir la distribución del mineral de Galena, según tamaño de partícula y liberación, a partir de la información granulométrica del mineral, la ley de alimentación, una distribución de tamaño de grano del mineral en el yacimiento y utilizando un modelo de liberación simple.

II. Aplicación de la metodología para la caracterización de la alimentación y de la cinética de colección en un circuito de flotación *Rougher* industrial

a. Caracterización de la alimentación a un circuito *Rougher* industrial por clase de tamaño y liberación

Se caracterizó el mineral en la alimentación a un circuito de flotación *Rougher* industrial Cu/Mo, según tamaño de partícula y liberación. Se utilizó la nueva metodología de cálculo que incorpora una distribución de tamaño de grano en el yacimiento y la aplicación del modelo de liberación de Gaudin modificado.

Se realizó el ajuste de la distribución de mineral flotable, por clase de liberación, a datos de la corriente de alimentación al circuito *Rougher*, obtenidos mediante análisis QEMSCAN. Los resultados del ajuste mostraron un buen seguimiento de los datos, apreciándose una tendencia adecuada en las diferentes clases de liberación. La metodología utilizada, aplicando el modelo de liberación de Gaudin modificado, permitió reproducir la distribución del mineral flotable por clase de tamaño de partícula y liberación, pese a que sólo se conocía la distribución de liberación global (QEMSCAN). Esto se realizó con un reducido número de suposiciones en el modelo.

b. Caracterización de la cinética de colección en un circuito de flotación *Rougher* industrial

Se realizó la caracterización de la cinética de colección a un circuito de flotación *Rougher* industrial, a partir de la distribución del mineral en la alimentación modelada, por clase de tamaño y liberación, y en base a información de los perfiles de recuperación global y de leyes de tope de espuma (TDE) por clase de tamaño a lo largo del circuito. Se observó un buen ajuste del perfil de recuperación global. Además, los perfiles de leyes de TDE ajustados presentaron un buen seguimiento de la tendencia de los datos, para las tres clases de tamaño de partícula analizadas. Sin embargo, para la clase de tamaño fina ($-45\ \mu\text{m}$) se observaron algunas diferencias entre los datos medidos y ajustados. El perfil de leyes de TDE del mineral fino presentó mayor variabilidad a lo largo del banco, atribuido al posible efecto de arrastre de partículas finas en la muestra de las

últimas celdas y/o al efecto del perfil de altura de espuma, que impacta en el grado de selectividad en esta zona.

Los resultados mostraron una mayor constante cinética y recuperación máxima para las clases de mayor liberación, tendencia que se repitió para las tres clases de tamaño de partícula analizadas. Además, estos parámetros fueron menores a medida que aumentó el tamaño de partícula. La menor cinética de las partículas gruesas (+150 μm) con alta liberación (>80%) se atribuyó a las condiciones hidrodinámicas de la celda de flotación, particularmente en la etapa de colección y transporte de espuma.

Se determinó que las partículas colectadas en las primeras celdas del banco fueron, principalmente, las partículas finas y de mayor liberación. Luego, en las celdas posteriores fue colectado el mineral menos liberado, que posee menor ley y cinética más lenta. En las últimas celdas del banco, se observó una ley de TDE similar para las tres clases de tamaño de partícula, lo cual indica que en dichas celdas se colectaron partículas de baja liberación, independiente de su tamaño.

La granulometría de las muestras de TDE medidas mostraron una tendencia a aumentar desde la etapa pre-*Rougher* hasta la celda 4, disminuyendo significativamente en las dos últimas celdas. Esta disminución se atribuyó a la presencia de mineral fino arrastrado o a la recuperación de mineral fino de baja liberación, que presentó una cinética de colección más lenta.

Se analizaron los perfiles de recuperación a lo largo del circuito de flotación *Rougher*, desde dos perspectivas: tamaño de partícula y liberación del mineral. Los resultados mostraron que se requiere un mayor tiempo de residencia para la recuperación del 100% de la clase gruesa (+150 μm) y lo mismo ocurrió para las clases de liberación baja e intermedia (<80%). La representación de los perfiles de recuperación por clases de liberación permitió observar de manera más diferenciada el efecto de esta variable en la recuperación, en comparación al efecto del tamaño de partícula. Un cambio en la liberación del mineral produce un mayor efecto en el perfil de recuperación, respecto a un cambio en el tamaño de partícula, tal como se mostró para las clases de tamaño y de liberación consideradas en este análisis.

REFERENCIAS

Albijan, B., Subasinghe, G. N., Bradshaw, D. J., & Nguyen, A. V. (2015). Influence of liberation on bubble-particle attachment time in flotation. *Minerals Engineering* , 74, 156-162.

Amelunxen, P., Sandoval, G., Barriga, D., & Amelunxen, R. (2014). The implications of the froth recovery at the laboratory scale. *Minerals Engineering* , 66, 54-61.

Andrews, J. R., & Mika, T. S. (1975). Comminution of a heterogeneous material: Development of a model for liberation phenomena. *Proceedings XI International Mineral Processing Congress* , 59-88.

Arbiter, N., & Harris, C. (1962). *Flotation Kinetics. Froth Flotation - 50th Anniversary Volume*. New York: D. W. Fuerstenau. AIME.

Barbery, G. (1991). *Mineral liberation: Measurement, simulation and practical use in mineral processing*. Quebec, Canada: Editions GB.

Barbery, G., & Leroux, D. (1988). Prediction of particle composition distribution after fragmentation of heterogeneous materials. *International Journal of Mineral Processing* , 22 (1-4), 9-24.

Bérubé, M. A., & Marchand, J. C. (1984). Evolution of the mineral liberation characteristics of an iron ore undergoing grinding. *International Journal of Mineral Processing* , 13 (3), 223-237.

Bonifazi, G., & Massacci, P. (1995). Ore liberation modelling by minerals topological evaluation. *Minerals Engineering* , 8 (6), 649-658.

Brabcová, Z., Karapantsios, T., Kostoglou, M., Basarová, P., & Matis, K. (2015). Bubble-particle collision interaction in flotation systems. *Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering*, 473, 95-103.

Davy, P. J. (1984). Probability Models for Liberation. *Journal of Applied Probability* , 21 (2), 260-269.

Fandrich, R. G., Schneider, C. L., & Gay, S. L. (1998). Two stereological correction methods: Allocation method and kernel transformation method. *Minerals Engineering* , 11 (8), 707-715.

Finch, J. A., & Dobby, G. S. (1990). *Column flotation* (1st ed.). Pergamon.

Fosu, S., Skinner, W., & Zanin, M. (2015). Detachment of coarse composite sphalerite particles from bubbles in flotation: Influence of xanthate collector type and concentration. *Minerals Engineering* , 71, 73-84.

García-Zúñiga, H. (1935). La recuperación por flotación es una función exponencial del tiempo. *Boletín Minero, Sociedad Nacional de Minería* , 47, 83-86.

Gaudin, A. M. (1939). *Principles of Mineral Dressing* (1st ed.). New York: McGraw-Hill.

Gay, S. L. (1994). Liberation modelling using particle sections. *Ph.D. thesis, University of Queensland*.

Gay, S. L. (2004a). A liberation model for comminution based on probability theory. *Minerals Engineering* , 17, 525-534.

Gay, S. L. (2004b). Simple texture-based liberation modelling of ores. *Minerals Engineering* , 17 (11-12), 1209-1216.

Gorain, B. K., Franzidis, J. P., & Manlapig, E. V. (1995a). 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* , 8 (6), 615-635.

Gorain, B. K., Franzidis, J. P., & Manlapig, E. V. (1995b). Studies on impeller type, impeller speed and air flow rate in an industrial scale flotation cell. Part 2: Effect on gas holdup. *Minerals Engineering* , 8 (12), 1557-1570.

Gorain, B. K., Franzidis, J. P., & Manlapig, E. V. (1996). Studies on impeller type, impeller speed and air flow rate in an industrial scale flotation cell. Part 3: Effect on superficial gas velocity. *Minerals Engineering* , 9 (6), 639-654.

Gorain, B. K., Franzidis, J. P., & Manlapig, E. V. (1997). Studies on impeller type, impeller speed and air flow rate in an industrial scale flotation cell. Part 4: Effect of bubble surface area flux on flotation performance. *Minerals Engineering* , 10 (4), 367-379.

Grant, G., Hall, J. S., Reid, A. F., & Zuiderwyk, M. (1976). Multi-compositional particle characterisation using the SEM-microprobe. *Scanning Electron Microscopy, Part III, Workshop on Techniques for Particulate Matter Studies in SEM, ITT Research Institute* , 401–408.

Gu, Y. (2003). Automated scanning electron microscope based liberation analysis. *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering* , 2 (1), 33-41.

Gupta, A., & Yan, D. (2006). *Mineral processing design and operations: An introduction* (1st ed.). Elsevier Science.

Honaker, R. Q., & Ozsever, A. V. (2003). Evaluation of the selective detachment process in flotation froth. *Minerals Engineering* , 16 (10), 975-982.

Jameson, G. J. (2012). The effect of surface liberation and particle size on flotation rate constants. *Minerals Engineering* , 36-38, 132-137.

Jameson, G., Nam, S., & Young, M. (1977). Physical factors affecting recovery rates in flotation. *Minerals Science and Engineering* , 9 (3), 103-118.

Jovanović, I., Miljanović, I., & Jovanović, T. (2015). Soft computing-based modeling of flotation processes – A review. *Minerals Engineering* , 84, 34-63.

Keith, J. (2000). A stereological correction for multiphase particles. *Ph.D. thesis, University of Queensland*.

Kelly, E. G., & Spottiswood, D. J. (1982). *Introduction to mineral processing* (Illustrated ed.). Wiley.

King, R. P. (1979). A model for the quantitative estimation of mineral liberation by grinding. *International Journal of Mineral Processing* , 6, 207-220.

King, R. P. (1994). Comminution and liberation of minerals. *Minerals Engineering* , 7 (2-3), 129-140.

King, R. P. (2001). *Modeling and simulation of mineral processing systems* (1st ed.). Butterworth-Heinemann.

King, R. P., & Schneider, C. L. (1993). Mineral liberation in continuous milling circuits. *Proceedings XVIII International Mineral Processing Congress*, 1, 203-211.

King, R. P., & Schneider, C. L. (1998a). Mineral liberation and the batch comminution equation. *Minerals Engineering*, 11 (12), 1143-1160.

King, R. P., & Schneider, C. L. (1998b). Stereological correction of linear grade distributions for mineral liberation. *Powder Technology*, 98, 21-37.

Lastra, R. (2007). Seven practical application cases of liberation analysis. *International Journal of Mineral Processing*, 84 (1-4), 337-347.

Lätti, D., & Adair, B. (2001). An assessment of stereological adjustment procedures. *Minerals Engineering*, 14 (12), 1579-1587.

Lin, C. L., & Miller, J. D. (1996). Cone beam X-ray microtomography for three-dimensional liberation analysis in the 21st century. *International Journal of Mineral Processing*, 47 (1-2), 61-73.

Massinaei, M., Kolahdoozan, M., Noaparast, M., Oliazadeh, M., Yianatos, J., Shamsadini, R., y otros. (2009a). Hydrodynamic and kinetic characterization of industrial columns in rougher circuit. *Minerals Engineering*, 22, 357-365.

Massinaei, M., Kolahdoozan, M., Noaparast, M., Oliazadeh, M., Yianatos, J., Shamsadini, R., y otros. (2009b). Froth zone characterization of an industrial flotation column in rougher circuit. *Minerals Engineering*, 22 (3), 272-278.

Meloy, T. P. (1984). Liberation theory-Eight, modern, usable theorems. *International Journal of Mineral Processing*, 13 (4), 313-324.

Napier-Munn, T. J., Morrell, S., Morrison, R. D., & Kojovic, T. (1996). *Mineral comminution circuits: Their operation and optimisation* (1st ed.). Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre.

- Ozcan, O., & Benzer, H. (2013). Comparison of different breakage mechanisms in terms of product particle size distribution and mineral liberation. *Minerals Engineering* , 49, 103-108.
- Rahman, R. M., Ata, S., & Jameson, G. J. (2013). Froth recovery measurements in an industrial flotation cell. *Minerals Engineering* , 53, 193-202.
- Reay, D., & Ratcliff, G. (1973). Removal of fine particles from water by dispersed air flotation: Effects of bubble size and particle size on collection efficiency. *The Canadian Journal of Chemical Engineering* , 51 (2), 178-185.
- Sandoval-Zambrano, G. E. (2013). Development of a novel strategy to estimate flotation recovery as a function of particle size and mineral liberation. *Ph.D. thesis, University of Queensland*.
- Sandoval-Zambrano, G., & Montes-Atenas, G. (2012). Errors in the estimation of size-by-liberation flotation rate constants. *Minerals Engineering* , 27-28, 1-10.
- Savassi, O. N. (2006). Estimating the recovery of size-liberation classes in industrial flotation cells: A simple technique for minimizing the propagation of the experimental error. *International Journal of Mineral Processing* , 78 (2), 85-92.
- Schulze, H. J. (1984). *Physico-chemical elementary processes in flotation: An analysis from the point of view of colloid science including process engineering considerations* (illustrated ed.). Elsevier.
- Seaman, D. R., Manlapig, E. V., & Franzidis, J. P. (2006). Selective transport of attached particles across the pulp-froth interface. *Minerals Engineering* , 19 (6-8), 841-851.
- Spencer, S., & Sutherland, D. (2000). Stereological correction of mineral liberation grade distributions estimated by single sectioning of particles. *Image Analysis & Stereology* , 19, 175-182.
- Subasinghe, G., & Albijanic, B. (2014). Influence of the propagation of three phase contact line on flotation recovery. *Minerals Engineering* , 57, 43-49.
- Sutherland, D. N., & Gottlieb, P. (1991). Application of automated quantitative mineralogy in mineral processing. *Minerals Engineering* , 4, 753-762.

- Tsatouhas, G., Grano, S. R., & Vera, M. (2006). Case studies on the performance and characterisation of the froth phase in industrial flotation circuits. *Minerals Engineering* , 19 (6-8), 774-783.
- Vinnett, L., Alvarez-Silva, M., Jaques, A., Hinojosa, F., & Yianatos, J. (2015). Batch flotation kinetics: Fractional calculus approach. *Minerals Engineering* , 77, 167–171.
- Vinnett, L., Yianatos, J., & Alvarez, M. (2014). Gas dispersion measurements in mechanical flotation cells: Industrial experience in chilean concentrators. *Minerals Engineering* , 57, 12-15.
- Wei, X., & Gay, S. (1999). Liberation modelling using a dispersion equation. *Minerals Engineering* , 12 (2), 219-227.
- Welsby, S. D. (2009). On the interpretation of floatability using the bubble load. *Ph.D. thesis, University of Queensland*.
- Welsby, S., Vianna, S., & Franzidis, J. (2010). Assigning physical significance to floatability components. *International Journal of Mineral Processing* , 97 (1-4), 59-67.
- Wiegel, R. L. (1975). Liberation in magnetic iron formations. *Transactions AIME* , 258, 247-256.
- Wiegel, R. L., & Li, K. (1967). A random model for mineral liberation by size reduction. *AIME transactions* , 238, 179-189.
- Wills, B. A., & Finch, J. A. (2015). *Mineral Processing Technology* (8th ed.). Butterworth-Heinemann.
- Yianatos, J. B. (2007). Fluid flow and kinetic modelling in flotation related processes: Columns and mechanically agitated cells - A review. *Chemical Engineering Research and Design* , 85, 1591-1603.
- Yianatos, J. B., & Contreras, F. A. (2010). On the Carrying Capacity Limitation in Large Flotation Cells. *Canadian Metallurgical Quarterly* , 49 (4), 345-352.
- Yianatos, J. B., & Henríquez, F. (2007). Boundary conditions for gas rate and bubble size at the pulp-froth interface in flotation equipment. *Minerals Engineering* , 20 (6), 625-628.

Yianatos, J. B., & Puelle, P. C. (1994). Development and calibration of a flotation bubble size sensor. *Proc. IV Meeting of the Southern Hemisphere on Mineral Technology* , 4, 157-164.

Yianatos, J., & Finch, J. A. (1990). Gas holdup versus gas rate in the bubbly regime. *International Journal of Mineral Processing* , 29, 141-146.

Yianatos, J., & Vinnett, L. (2015). *Flotación de minerales: Fundamentos, tecnología y aplicación* (1ª ed.). Valparaiso, Chile: Editorial USM.

Yianatos, J., Bergh, L., Díaz, F., & Rodríguez, J. (2005). Mixing characteristics of industrial flotation equipment. *Chemical Engineering Science* , 60 (8-9), 2273-2282.

Yianatos, J., Bergh, L., Vinnett, L., & Iriarte, V. (2014b). *Evaluación hidrodinámica y metalúrgica de la planta de flotación colectiva de Compañía Minera Los Pelambres*. Informe técnico, CASIM UTFSM-Minera Los Pelambres.

Yianatos, J., Bergh, L., Vinnett, L., & Rojas, I. (2014a). On the collection of valuable minerals along rougher flotation banks. *Minerals Engineering* , 66-68, 202-206.

Yianatos, J., Bergh, L., Vinnett, L., Panire, I., & Iriarte, V. (2015). Correlation between top of froth grade and operational variables in rougher flotation circuits. *In: Proceedings of Flotation'15, Cape Town, South Africa*.

Yianatos, J., Moys, M., Contreras, F., & Villanueva, A. (2008). Froth recovery of industrial flotation cells. *Minerals Engineering* , 21 (12-14), 817-825.

Zhang, J., & Subasinghe, N. (2013). Prediction of mineral liberation characteristics of comminuted particles of high grade ores. *Minerals Engineering* , 49, 68-76.

ANEXOS

ANEXO A

A. MODELO ESTADÍSTICO DE TAMAÑO DE GRANO DEL MINERAL EN EL YACIMIENTO

En la Tabla A.1 se muestra una comparación de los resultados del ajuste a la fracción másica de mineral flotable, aplicando una distribución de tamaño de grano de tipo Gamma, Log-Normal y Normal. Se contrastaron los resultados en términos del error cuadrático medio (ECM) y del coeficiente de determinación (R^2). Respecto a ambos indicadores, el mejor ajuste se obtuvo al utilizar una distribución Gamma. Al utilizar una distribución de tamaño de grano de tipo Normal se obtuvo un mayor error de ajuste a los datos.

Tabla A.1. Comparación del ajuste de las distribuciones Gamma, Normal y Log-Normal.

	<i>Distribución Gamma</i>	<i>Distribución Normal</i>	<i>Distribución Log-Normal</i>
ECM (% ²)	5,15	7,52	6,19
R^2	0,852	0,737	0,820

ANEXO B

B. RECUPERACIÓN DEL MINERAL DE GALENA POR CLASE DE TAMAÑO Y LIBERACIÓN

En la Tabla B.1 se presenta la recuperación del mineral de Galena por clase de tamaño y clase de liberación, calculada a partir de un modelo de primer orden, considerando condiciones de mezclado perfecto. La Tabla B.2 muestra los valores de recuperación de Galena por clase de tamaño de partícula, para los datos reportados por Welsby (2009) y para los resultados obtenidos al aplicar el modelo de Gaudin modificado. Por último, la Tabla B.3 presenta los valores de la recuperación fraccional de Galena, R/R_{∞} , respecto a la liberación, para los datos originales y los resultados obtenidos.

Tabla B.1. Recuperación del mineral de Galena por clase de tamaño y clase de liberación.

Recuperación, %	Clases de liberación (%)										
Clases de tamaño (μm)	0-10	10-20	20-30	30-40	40-50	50-60	60-70	70-80	80-90	90-100	100
+ 106	0,00	4,47	8,56	12,31	24,68	35,96	37,83	47,07	52,90	54,89	86,68
- 106 +75	8,56	18,96	33,98	44,31	48,35	54,89	68,75	74,67	78,28	85,50	94,75
- 75 +38	18,96	31,88	42,82	55,82	65,18	74,67	78,28	79,53	83,98	90,30	94,72
- 38 +28	24,68	31,88	44,31	56,72	64,60	73,74	78,50	81,79	88,35	92,64	95,33
- 28 +19	21,92	29,64	42,82	55,82	64,01	74,67	77,83	82,10	88,47	92,77	95,19
- 19 +10	21,92	31,88	42,82	52,90	59,96	64,60	65,18	69,63	76,09	83,35	90,88
- 10	12,31	15,77	15,77	27,24	27,24	31,88	35,96	37,83	39,58	55,82	75,82

Tabla B.2. Recuperación del mineral de Galena por clase de tamaño de partícula.

Clases de tamaño (μm)	Recuperación (%)	
	Datos	Modelo
+ 106	21,3	50,6
- 106 +75	68,1	79,6
- 75 +38	84,6	89,2
- 38 +28	92,6	92,4
- 28 +19	92,3	93,1
- 19 +10	86,4	87,2
- 10	66,9	68,0

Tabla B.3. Recuperación respecto a recuperación máxima por clase de liberación.

Clase de liberación (%)	R/R_{∞}	
	Datos	Modelo
0	0,00	0,00
0-10	0,09	0,04
10-20	0,17	0,09
20-30	0,26	0,16
30-40	0,37	0,21
40-50	0,50	0,33
50-60	0,58	0,44
60-70	0,62	0,49
70-80	0,66	0,61
80-90	0,71	0,67
90-100	0,84	0,85
100	1,00	1,00

ANEXO C

C. CONVERSIÓN ESTEREOLÓGICA DE LOS DATOS DE LIBERACIÓN SUPERFICIAL DE GALENA

La Tabla C.1 muestra la distribución másica acumulada del mineral respecto a las clases de liberación en la alimentación, por clase de tamaño de partícula. En la Tabla C.2 se presenta el resultado de la conversión estereológica, que corresponde a la distribución másica del mineral respecto a las clases de liberación, por clase de tamaño de partícula. La suma de la fracción másica de las clases de liberación es 1, en cada clase de tamaño de partícula. La Tabla C.3 muestra la distribución másica del mineral flotable respecto al tamaño de partícula y liberación.

Tabla C.1. Distribución másica acumulada del mineral respecto a clases de liberación por clase de tamaño de partícula.

P _i	Clases de liberación (%)											
Clases de tamaño (μm)	0	0-10	10-20	20-30	30-40	40-50	50-60	60-70	70-80	80-90	90-100	100
+ 106	0,81	0,95	0,98	0,99	0,99	0,99	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00
- 106 +75	0,85	0,94	0,96	0,97	0,97	0,98	0,98	0,98	0,98	0,98	0,99	1,00
- 75 +38	0,80	0,90	0,91	0,92	0,93	0,93	0,93	0,94	0,94	0,94	0,95	1,00
- 38 +28	0,69	0,73	0,74	0,75	0,75	0,75	0,76	0,76	0,76	0,76	0,77	1,00
- 28 +19	0,78	0,81	0,82	0,83	0,83	0,83	0,83	0,83	0,84	0,84	0,84	1,00
- 19 +10	0,77	0,79	0,80	0,80	0,81	0,81	0,81	0,81	0,82	0,82	0,82	1,00
- 10	0,74	0,75	0,76	0,76	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,78	0,78	1,00

Tabla C.2. Distribución másica del mineral respecto a clases de liberación por clase de tamaño de partícula, resultado de la conversión estereológica.

p _v	Clases de liberación (%)											
Clases de tamaño (μm)	0	0-10	10-20	20-30	30-40	40-50	50-60	60-70	70-80	80-90	90-100	100
+ 106	0,306	0,684	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001
- 106 +75	0,308	0,682	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001
- 75 +38	0,205	0,742	0,006	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,038
- 38 +28	0,482	0,201	0,084	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,010	0,216
- 28 +19	0,603	0,195	0,042	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,007	0,147
- 19 +10	0,651	0,106	0,057	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,047	0,132
- 10	0,649	0,085	0,036	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,049	0,175

Tabla C.3. Distribución másica de mineral flotable respecto a clases de tamaño y liberación, resultado de la conversión estereológica.

mij, %	Clases de liberación (%)										
Clases de tamaño (μm)	0-10	10-20	20-30	30-40	40-50	50-60	60-70	70-80	80-90	90-100	100
+ 106	32,70	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05
- 106 +75	12,82	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02
- 75 +38	23,84	0,20	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,04	1,23
- 38 +28	2,36	0,99	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,12	2,54
- 28 +19	3,06	0,66	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,11	2,31
- 19 +10	2,11	1,12	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,94	2,61
- 10	2,18	0,92	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	1,25	4,49

ANEXO D

D. RECUPERACIÓN DEL MINERAL DE GALENA EN UN BANCO DE FLOTACIÓN

La Tabla D.1 muestra los resultados del perfil de recuperación de Galena, global y por clase de tamaño, a lo largo del banco de flotación. Análogamente, en la Tabla D.2 se presentan los resultados del perfil de leyes de TDE de Pb, global y por clase de tamaño.

Tabla D.1. Recuperación de Galena global y por clase de tamaño a lo largo del banco de flotación.

Recuperación (%)	Nº Celda					
Clase de tamaño (µm)	1	2	3	4	5	6
+ 106	21,3	30,7	36,6	41,0	44,6	47,5
- 106 +75	68,1	80,7	85,8	88,9	90,9	92,3
- 75 +38	84,6	94,0	96,4	97,6	98,2	98,7
- 38 +28	92,6	98,7	99,4	99,6	99,7	99,8
- 28 +19	92,3	98,5	99,2	99,5	99,7	99,8
- 19 +10	86,4	97,5	99,2	99,6	99,7	99,8
- 10	66,9	88,3	95,4	97,8	98,8	99,2
Recuperación Global (%)	78,8	91,4	94,9	96,2	96,8	97,2

Tabla D.2. Ley de TDE de Pb global y por clase de tamaño a lo largo del banco de flotación.

Ley de TDE de Pb (%)	Nº Celda					
Clase de tamaño (µm)	1	2	3	4	5	6
+ 106	48,5	35,6	29,7	26,7	24,8	23,3
- 106 +75	49,5	23,2	14,4	11,0	9,0	7,6
- 75 +38	58,8	24,6	11,2	7,5	5,9	5,1
- 38 +28	79,7	50,0	17,6	9,2	7,1	6,2
- 28 +19	79,7	50,3	18,1	9,6	7,5	6,5
- 19 +10	80,9	64,9	36,8	18,6	11,8	9,1
- 10	84,4	81,3	74,7	63,4	49,6	37,7
Ley de TDE Global (%)	75,8	54,7	33,7	21,2	14,8	11,6

ANEXO E

E. GRANULOMETRÍA DE LA ALIMENTACIÓN A ETAPA *ROUGHER*

En la Figura E.1 se presenta la distribución granulométrica de las corrientes de Alimentación 1 y 2, que corresponden a dos de las tres corrientes de alimentación a la etapa *Rougher* industrial del circuito descrito en el Capítulo 3. La granulometría de ambas corrientes es bastante similar, sin embargo se observa una pequeña diferencia en el material acumulado más fino. La Alimentación 1 posee una granulometría más gruesa que la Alimentación 2.

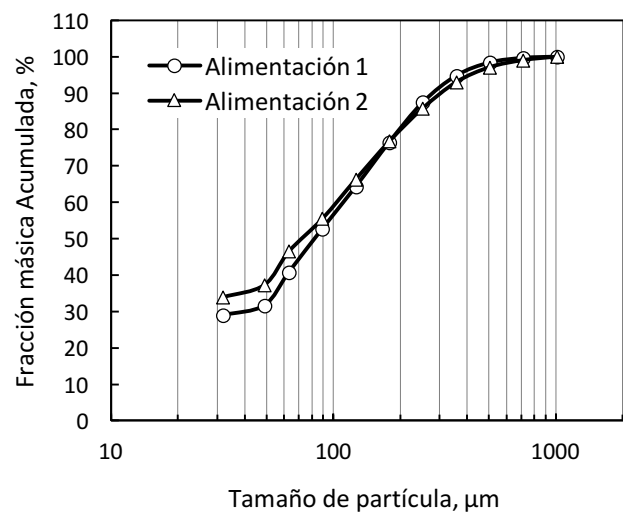


Figura E.1. Granulometría de la Alimentación 1 y 2.

ANEXO F

F. CARACTERIZACIÓN DE CIRCUITO *ROUGHER*

En la Tabla F.1 se presenta un resumen de las condiciones operacionales del circuito *Rougher* 5 durante el muestreo realizado. Además, en la Figura F.1 se muestra el perfil de altura de espuma a lo largo del circuito. La Figura F.2 presenta la granulometría del mineral en el tope de espuma de la fila *Rougher* 5. De esta forma, la Figura F.2a muestra la curva de distribución granulométrica del TDE de cada celda y la Figura F.2b presenta el perfil del P_{80} del mineral en el TDE a lo largo del banco.

Tabla F.1. Condiciones operacionales del circuito *Rougher* 5 durante el muestreo.

CELDA	Tamaño (m^3)	J_g (cm/s)	ε_g (%)	D_{32} Sauter (mm)	S_B ($m^2/s/m^2$)
C1	250	0,74	12	1,34	33,1
C2	250	0,68	12	1,05	38,8
C3	250	0,45	9	0,89	30,3
C5	250	0,69	10	1,33	31,1

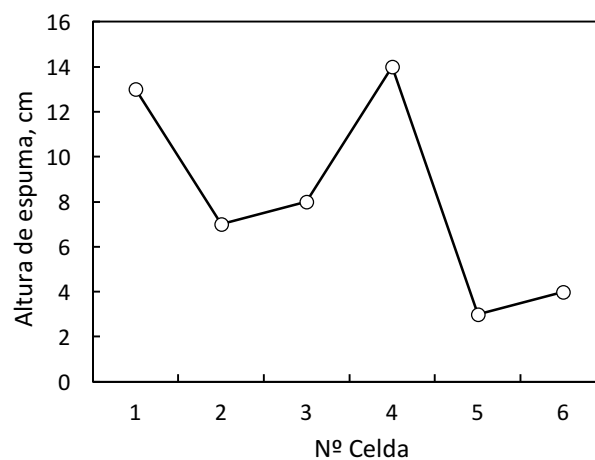


Figura F.1. Perfil de alturas de espuma a lo largo de la fila *Rougher* 5.

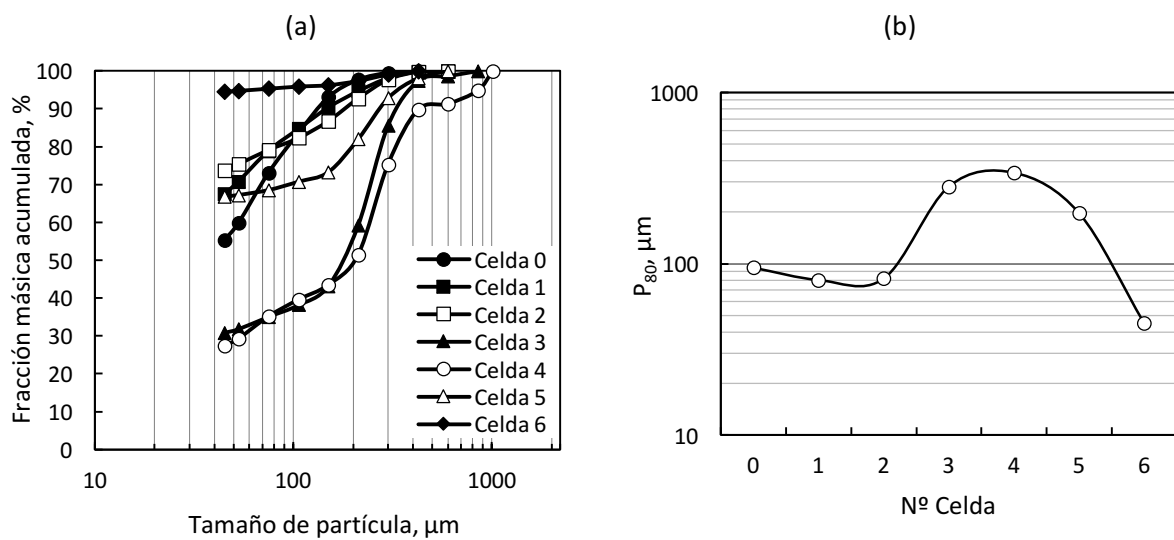


Figura F.2. Granulometría del mineral en tope de espuma, fila *Rougher* 5. (a) Curvas granulométricas por celda, (b) P_{80} del mineral en TDE por celda.

ANEXO G

G. AJUSTE DE LA CINÉTICA DE COLECCIÓN DE UN CIRCUITO *ROUGHER*

En la Tabla G.1 se presentan los valores del perfil de leyes de TDE y de recuperación global de Cu medidos en la fila *Rougher* 5. Igualmente, en la Tabla G.2 se muestran los perfiles de leyes de TDE y de recuperación global de Cu ajustados. La Tabla G.3 y Tabla G.4 muestran los valores del perfil de recuperación de Cu por clase de tamaño y por clase de liberación, respectivamente, generados a partir de los resultados del ajuste. En la Tabla G.5 se presentan los valores del perfil de leyes de TDE y recuperación global de Cu obtenidos con el segundo ajuste. Finalmente, la Tabla G.6 muestra los valores del perfil de recuperación de Cu por clase de tamaño y la Tabla G.7 presenta el perfil de recuperación de Cu por clase de liberación, generados a partir de los resultados del segundo ajuste.

Tabla G.1. Ley de TDE y recuperación global de Cu medidas en fila *Rougher* 5.

Clase de tamaño (μm)	Ley de TDE (%)						
	Celda 0	Celda 1	Celda 2	Celda 3	Celda 4	Celda 5	Celda 6
+150	26,42	14,54	7,17	5,39	9,14	5,694	1,995
+45 -150	37,76	36,68	20,51	14,97	7,68	6,587	1,995
-45	41,66	34,46	23,96	23,19	29,86	4,217	1,995
Recuperación Global (%)	43,68	79,89	82,97	87,57	88,35	90,14	90,38

Tabla G.2. Ley de TDE y recuperación global de Cu ajustadas en fila *Rougher* 5.

Clase de tamaño (μm)	Ley de TDE (%)						
	Celda 0	Celda 1	Celda 2	Celda 3	Celda 4	Celda 5	Celda 6
+150	32,95	19,80	11,52	7,68	5,83	4,85	4,30
+45 -150	43,07	38,51	27,51	14,00	6,45	3,92	3,22
-45	45,02	44,68	42,76	34,21	16,57	6,03	3,49
Recuperación Global (%)	43,82	78,29	85,47	87,66	88,65	89,24	89,63

Tabla G.3. Resultados perfil de recuperación por clase de tamaño.

Clase de tamaño (μm)	Recuperación (%)						
	Celda 0	Celda 1	Celda 2	Celda 3	Celda 4	Celda 5	Celda 6
+150	28,33	57,23	66,11	70,03	72,19	73,56	74,49
+45 – 150	45,89	87,64	95,84	97,57	98,02	98,20	98,30
-45	61,14	95,34	99,39	99,88	99,94	99,95	99,95

Tabla G.4. Resultados perfil de recuperación por clase de liberación.

Clase de liberación (%)	Recuperación (%)						
	Celda 0	Celda 1	Celda 2	Celda 3	Celda 4	Celda 5	Celda 6
< 20	3,19	14,22	22,73	29,32	34,42	38,38	41,47
20 – 80	12,44	35,84	49,47	58,66	65,11	69,70	73,00
≥ 80	48,43	85,39	92,29	93,90	94,37	94,54	94,60

Tabla G.5. Ley de TDE y recuperación global de Cu ajustadas en fila Rougher 5, segundo ajuste.

Clase de tamaño (μm)	Ley de TDE (%)						
	Celda 0	Celda 1	Celda 2	Celda 3	Celda 4	Celda 5	Celda 6
+150	27,36	16,95	10,60	7,40	5,74	4,80	4,23
+45 -150	39,30	33,63	21,23	9,59	4,71	3,34	2,98
-45	41,45	41,01	38,83	30,21	14,56	5,60	3,33
Recuperación Global (%)	43,84	78,07	85,31	87,62	88,69	89,32	89,73

Tabla G.6. Resultados perfil de recuperación por clase de tamaño, segundo ajuste.

Clase de tamaño (μm)	Recuperación (%)						
	Celda 0	Celda 1	Celda 2	Celda 3	Celda 4	Celda 5	Celda 6
+150	25,04	55,15	65,33	69,88	72,33	73,82	74,79
+45 – 150	50,91	89,98	96,56	97,82	98,16	98,31	98,40
-45	60,56	95,18	99,37	99,89	99,96	99,97	99,97

Tabla G.7. Resultados perfil de recuperación por clase de liberación, segundo ajuste.

Clase de liberación (%)	Recuperación (%)						
	Celda 0	Celda 1	Celda 2	Celda 3	Celda 4	Celda 5	Celda 6
< 20	4,20	17,92	27,97	35,36	40,81	44,86	47,87
20 – 80	11,50	35,71	49,77	58,78	64,79	68,86	71,66
≥ 80	48,58	85,07	91,86	93,49	94,01	94,22	94,30