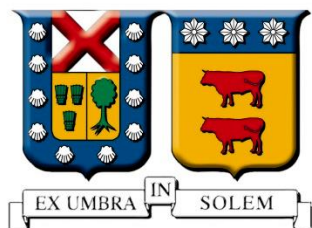


UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA QUÍMICA Y AMBIENTAL
VALPARAÍSO – CHILE



CARACTERIZACIÓN METALURGICA DE CIRCUITOS DE FLOTACION INDUSTRIAL DE TIPO RCS

Memoria presentada por
MAXIMILIANO ANTONIO CARO CARVAJAL

Como requisito parcial para optar al título de
INGENIERO CIVIL QUÍMICO

Profesor Guía
Dr. JUAN YIANATOS BERNARDINO

Profesor Co-Referente
M.SC. PAULINA VALLEJOS ARAVENA

Valparaíso, 19 de Diciembre 2019



“CARACTERIZACIÓN METALURGICA DE CIRCUITOS DE FLOTACION
INDUSTRIAL DE TIPO RCS”



Título de la Memoria:

CARACTERIZACIÓN METALURGICA DE CIRCUITOS DE FLOTACION INDUSTRIAL DE TIPO RCS

Autor:

MAXIMILIANO ANTONIO CARO CARVAJAL

Trabajo de Memoria, presentado en cumplimiento parcial de los requisitos para el título de Ingeniero Civil Químico de la Universidad Técnica Federico Santa María.

Dr. Juan Yianatos Bernardino

M. Sc. Paulina Vallejo Aravena

Valparaíso, 19 de Diciembre de 2019

AGRADECIMIENTOS

Primero que todo, a mi madre, por ser mi apoyo incondicional desde que tengo memoria, por ser la consejera que no siempre pedí pero que siempre necesité y por ser un ejemplo de mujer, madre y persona. A mi hermano, por mostrarme que existen más cosas que los números y que pese a no entender mucho el mundo ingenieril, siempre fue curioso en preguntar qué estaba haciendo.

A mis amigos, por ser parte de esta entretenida, aunque a veces difícil, etapa universitaria. Sin ustedes no sé si hubiese sido capaz de seguir adelante en los momentos malos. Gracias por el apoyo, la risa y el humor que nos caracteriza. Que la vida nos llene de la alegría y éxito que siempre hemos soñado.

A mi grupo de trabajo, por hacer de la oficina mi segundo hogar durante 3 años. Espero algún día encontrar un ambiente laboral tan productivo y divertido como este. Gracias por el respeto, los consejos, las conversaciones pasadas las 6 y las ganas de lograr grandes cosas.

A mi profesor guía, por siempre darse un tiempo para enseñar, conversar y entender lo que sea que le fuese a preguntar. Porque sin decirlo, demuestra que se puede ser grande y humilde a la vez. Gracias por la confianza y por darme la oportunidad de trabajar y aprender de usted.

A mi Co-referente y amiga, aunque no olvido el 99, te agradezco todo enseñado y toda la confianza que siempre me has tenido para conversar de lo que sea, siempre fue un gusto hablar con alguien de pensamientos y ambiciones similares.

Finalmente, gracias a todos los que de una forma u otra fueron parte de mi estadía en la universidad.

RESUMEN

En la presente memoria, se evaluó y comparó la operación de tres plantas (A, B y C) de flotación industrial del tipo RCS (*Rougher, Cleaner, Scavenger*) ubicadas en la Segunda Región de Antofagasta, Chile, con el fin de identificar las problemáticas (y sus fuentes) más importantes.

Las tres plantas analizadas comparten una franja metalogénica formada principalmente de depósitos de tipo pórfido cuprífero, caracterizados principalmente por el alto contenido de Cobre, Hierro y Molibdeno, en forma de Calcopirita, Pirita y Molibdenita.

El trabajo consistió en un levantamiento de información en planta, a través de muestreos metalúrgicos y mediciones hidrodinámicas que permitieron realizar ajustes de balance de materiales globales y cinéticos, enfocados en el Cobre, Hierro e Insolubles. Los resultados obtenidos fueron comparados con la información de diseño de cada planta, con el fin de identificar problemáticas y factores limitantes del proceso.

De los ajustes de balance realizados para las tres plantas, se observó que en las plantas A y C, las leyes de Cu alimentadas fueron menores a las establecidas en sus diseños. Lo anterior se debe a que estas plantas son más antiguas y, a través del tiempo, existe un intercambio mineralógico entre un mineral de mayor contenido de Calcosina (alto contenido de Cu) a uno con mayor contenido de Calcopirita (bajo contenido de Cu). Esto disminuye la ley de Cu que se alimentan a la planta para igual ley de sulfuros de Cu. La planta B por su parte, presenta una ley de alimentación similar al valor de diseño.

En las plantas A y B, operadas con agua de mar sin desalinizar, los tiempos de residencia fueron en promedio un 60% mayor al requerido por diseño. Lo anterior junto con valores de pH menores a 8.5, favoreció la flotación de Pirita (alto contenido de Fe) debido al efecto *buffer* del agua de mar.

Sumado a las bajas recuperaciones observadas en la etapa *Rougher*, las plantas A y C solo alcanzaron leyes de concentrado de Cu de 2.4% y 4.6%, respectivamente, ambas menores al

diseño. Estos bajos rendimientos se deben a que, en la planta A, las celdas finales del banco recuperaron el 67% del total de la masa recuperada del banco, lo que significó recuperar una gran masa de baja ley. Un problema similar ocurrió en la Planta C, donde en la primera celda se recuperó el 67% del total de la masa, obteniendo una ley de solo 4%. En general, una operación más equilibrada en términos de recuperación másica a lo largo del banco genera un mejor resultado tanto de ley como de recuperación. Basado en esto, se simuló un caso hipotético donde cada banco presenta una operación equilibrada con una disminución gradual de recuperación másica, lo cual permitió estimar mejores leyes de concentrado y mantener las recuperaciones de Cu. Por su parte, la planta B presentó un perfil equilibrado, pero con baja recuperación (77%), lo que significó obtener un concentrado de 12%Cu (4 veces mayor al diseño).

Para la etapa de Primera Limpieza, se observó una baja selectividad en las tres plantas, con bajos enriquecimientos de Cu (levemente mayores a los de Fe) y altas recuperaciones de Fe. Esto generó leyes de concentrado de Cu considerablemente menores al diseño. Específicamente, en la Primera Limpieza de la planta A, se observó una recuperación de 62%, 23% menos que el diseño. Este bajo rendimiento se debe, en parte, a que la etapa presentó un tiempo de residencia 30% inferior al diseño de la etapa.

En la etapa *Scavenger*, se observó un bajo enriquecimiento respecto al diseño, con valores en torno a 1.5 para Cu y Fe. Además, las plantas B y C presentaron baja recuperación.

Se observó que existe una interacción entre las etapas de Primera Limpieza y *Scavenger*, debido a que pertenecen a un mismo banco de celdas en serie y al contar con corrientes de recirculación,. Mediante un análisis de sensibilidad, se identificó un rango óptimo de recuperación entre 70% y 90% para Primera Limpieza y entre 90% y 95% para la etapa *Scavenger*. Esto evita que se generen mayores cargas circulantes y permite obtener una recuperación planta adecuada.

En la Segunda Limpieza, debido a las bajas leyes de alimentación, en las tres plantas se observaron menores recuperaciones al tener que enriquecer el mineral hasta leyes de Cu cercanas al diseño. Pese a esto solo se alcanzaron valores entre 22% y 24%, menores al diseño. Los bajos rendimientos observados en las columnas (menor ley y menor

recuperación) se deben a que en las tres plantas existe una pérdida de mineral valioso por baja capacidad de transporte de las burbujas, ya sea por bajo flujo de gas o por burbujas de gran tamaño.

Las problemáticas comunes observadas en las tres plantas evaluadas permiten recomendar lo siguiente:

- En caso de operar con agua “dulce” o de mar desalinizada, alimentar la pulpa a un pH sobre 9 para evitar la flotación de Pirita.
- En caso de operar con agua de mar directa, regular el pH de flotación entre 8.5 y 9.5 con Cal en etapas recuperadoras y con Metabisulfito de Sodio en etapas de limpieza.
- Implementar sistemas de control que permitan una operación *Rougher* con un perfil de recuperación másica equilibrado a lo largo del banco.
- Operar las etapas de Primera Limpieza y *Scavenger* dentro de los rangos óptimos estimados (70-90%PL y 90-95%Scv).
- Generar programas de mantención periódicos a los sistemas de generación de burbujas en las columnas de flotación.
- Implementar sistemas de control de flotación columnar para mantener a las variables operacionales principales de la etapa (flujos de aire, nivel de pulpa y caudal de agua de lavado) en un rango acotado.

ÍNDICE GENERAL

AGRADECIMIENTOS	iv
RESUMEN.....	v
ÍNDICE GENERAL.....	viii
ÍNDICE DE TABLAS	x
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xi
NOMENCLATURA	xiv
INTRODUCCIÓN	xv
OBJETIVOS	xvii
ALCANCES.....	xviii
ORGANIZACION DEL TRABAJO	xix
1. CAPITULO I: Proceso de Flotación	1
1.1. Descripción General.....	1
1.2. Equipos de Flotación.....	2
1.2.1. Celdas Mecánicas.....	3
1.2.2. Celdas Neumáticas	4
1.3. Circuitos de Flotación	6
1.4. Variables del Proceso.....	7
1.4.1. Variables de Acondicionamiento	7
1.4.2. Variables de Operación	9
1.5. Cinética del Proceso.....	13
1.5.1. Cinética <i>Batch</i>	13
1.5.2. Cinética en Proceso Continuo	15
1.6. Efecto de las zonas de colección y espuma en la Recuperación	15
2. CAPITULO II: Metodología.....	17
2.1. Antecedentes de las Plantas Concentradoras.....	17
2.2. Descripción del Proceso	18
2.2.1. Condiciones de Operación.....	23
2.3. Trabajo Experimental.....	19
2.3.1. Muestreo Metalurgico	20
2.3.2. Mediciones de Dispersión de Gas	20

2.4.	Ajuste de Balance de Materiales (Global y Cinético)	24
3.	CAPITULO III: Resultados	27
3.1.	Presentación de Resultados	27
3.1.1.	Ajuste de Balance Global	27
3.1.2.	Ajuste de Balances Cinéticos	29
3.2.	Comparación de Resultados	31
3.2.1.	Etapas <i>Rougher</i>	31
3.2.2.	Primera Limpieza	39
3.2.3.	<i>Scavenger</i>	45
3.2.4.	Segunda Limpieza (Columnas)	51
3.2.5.	Carga Circulante en Circuito de Limpieza	54
3.2.6.	Rendimientos Globales	56
3.2.7.	Análisis de sensibilidad para la recuperación global Planta.....	59
4.	CAPITULO IV: Problemáticas Generales en Plantas de Flotación Tipo <i>RCS</i>	63
4.1.	Problemáticas del mineral alimentado a las plantas concentradoras.....	63
4.1.1.	Problemáticas del uso de agua de mar en el proceso de flotación.....	66
4.2.	Problemáticas de Operación.....	70
4.2.1.	Circuito <i>Rougher</i>	70
4.2.2.	Interacción “Primera Limpieza/ <i>Scavenger</i> ”	75
4.2.3.	Columnas.....	79
5.	CAPITULO V: Conclusiones y Recomendaciones.....	85
5.1.	Conclusiones	85
5.1.1.	Ajustes de Balance	85
5.1.2.	Resultados	86
5.1.3.	Problemáticas Generales	92
5.2.	Recomendaciones.....	93
	REFERENCIAS.....	95
	ANEXOS.....	98
A.	Reactivos de Flotación	98
B.	Diagrama de Nodos de la Planta B.....	99
C.	Resultados de Ajustes de Balance.....	100

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1 Detalle de muestreos realizados en cada planta.	20
Tabla 2.2 Resumen de mediciones de tamaño de burbujas y velocidad superficial de gas con MBSA.	21
Tabla 2.3 Condiciones de alimentación de las plantas, registradas por el sistema PI.	23
Tabla 2.2 Condiciones de alturas de espuma de las plantas, registradas por el sistema PI.	24
Tabla 3.1 Coeficiente de variación de la ley de Cu de cada corriente global por planta.....	29
Tabla 3.2 Recuperaciones promedio de muestreos globales en Planta A, Planta B y Planta C.	29
Tabla 3.3 Recuperaciones muestreo cinético, fila Rougher, Planta A, Planta B y Planta C.	31
Tabla 3.4 Comparación de variables en la alimentación Planta.	32
Tabla 3.5 Ley de Fe y razón Fe/Cu en la alimentación Planta.	32
Tabla 3.6 Tiempo de residencia en etapa Rougher.	33
Tabla 3.7 Resultados Ajustes Cinéticos Rougher.	36
Tabla 3.8 Comparación de variables en la alimentación a Primera Limpieza.	39
Tabla 3.9 Ley de Fe y razón Fe/Cu en la alimentación a Primera Limpieza.	40
Tabla 3.10 Tiempo de residencia en Primera Limpieza.	40
Tabla 3.11 Resultados Ajustes Cinéticos de Primera Limpieza, Planta A.	43
Tabla 3.12 Comparación de variables en la alimentación a etapa Scavenger.	46
Tabla 3.13 Ley de Fe y razón Fe/Cu en la alimentación Scavenger.	46
Tabla 3.14 Tiempo de residencia en la etapa Scavenger.	47
Tabla 3.15 Resultados Ajustes Cinéticos Scavenger, Planta A.	49
Tabla 3.16 Comparación de variables en la alimentación a Segunda Limpieza.	51
Tabla 3.17 Ley de Fe y razón Fe/Cu en la alimentación a Segunda Limpieza.	52
Tabla 3.18 Recuperaciones de Cu por etapas.	59
Tabla 4.1 Relaciones mineralógicas en la alimentación a las Plantas A y C.	66
Tabla 4.2 Pirita en etapa Rougher, Planta A y Planta C.	66
Tabla 4.3 Valores de Flujo de concentrado (“operación”), Tiempo de residencia en espuma y Recuperación de espuma estimada para columnas de plantas A, B y C.	81
Tabla 4.4 Resumen del análisis de sensibilidad del flujo de concentrado ante cambios de diámetro de burbuja y fracción de superficie de cubrimiento.	83
Tabla 4.5 Tamaño de burbujas y velocidad superficial de gas en la Columnas 1 y 2 de Planta B....	84
Tabla 5.1 Coeficiente de Correlación del resultado de cada ajuste de balance realizado.	85

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Diagrama del proceso de flotación.	1
Figura 1.2 Esquema del proceso de flotación en dos zonas.	3
Figura 1.3 Esquema simplificado de celdas de flotación mecánica de gran tamaño: (a) Aire Forzado, (b) Auto Aspirante. (Yianatos y Vinnet, 2015).	4
Figura 1.4 Columna de Flotación Contra-Corriente (Bergh & Yianatos, 2002).	5
Figura 1.5 Celda Jameson: (a) Esquema Downcomer (b) Esquema de Celda Jameson (GlencoreTechnology, 2019).	6
Figura 1.6 Efecto del Tamaño de Partícula en la Recuperación Rougher (Yianatos, et al., 2000).	8
Figura 1.7 Representación de partículas con distinta liberación del mineral valioso.	9
Figura 1.8 Diámetro medio de Burbuja (Sauter) como función de la velocidad superficial (J_g), (Vinnett, et al., 2014).	10
Figura 1.9 Condiciones de borde de la hidrodinámica de flotación (Yianatos & Henriquez, 2007).	11
Figura 1.10 Función de distribución de constantes cinéticas (Klimpel, 1980).	14
Figura 1.11 Representación de un modelo de dos etapas en un proceso de flotación.	16
Figura 2.1 Zona de operación de las plantas concentradoras analizadas, Segunda Región de Antofagasta, Chile.	17
Figura 2.2 Diagrama de la Planta de Flotación tipo RCS.	19
Figura 2.3 Diagrama de equipo (a) e instalación (b) de medidor de tamaño de burbuja en planta. ..	22
Figura 2.4 Diagrama de nodos Plantas tipo RCS.	25
Figura 2.5 Diagrama genérico de banco de flotación de celdas en serie en plantas concentradoras.	26
Figura 3.1 Ajuste de balance Muestreo Global en: (a) Cu-Fe Planta A, (b) Ins Planta A, (c) Cu-Fe Planta B, (d) Ins Planta B, (e) Cu-Fe Planta C, (f) Ins Planta C.	28
Figura 3.2 Ajuste de balance Muestreo Cinético en: (a) Cu-Fe Rougher Planta A, (b) Ins Rougher Planta A, (c) Cu-Fe Rougher Planta C, (d) Ins Rougher Planta C.	30
Figura 3.3 Resultados metalúrgicos de la etapa Rougher: a: Ley de concentrado vs recuperación de Cu, b: Razón de enriquecimiento vs Recuperación másica.	35
Figura 3.4 Leyes de relave Rougher, medidas versus diseño.	36
Figura 3.5 Curvas Cinéticas Ajustadas en la etapa Rougher de cada planta.	37
Figura 3.6 Perfiles de leyes, altura de espuma y recuperación másica a lo largo del banco para: (a) Planta A, (b) Planta B, (c) Planta C.	38
Figura 3.7 Resultados metalúrgicos de la Primera Limpieza: a: Ley de concentrado vs recuperación de Cu, b: Razón de enriquecimiento vs Recuperación másica.	42
Figura 3.8 Leyes de relave de Primera Limpieza, medidas versus diseño.	43
Figura 3.9 Ajuste de modelo cinético de Klimpel de Primera Limpieza, Planta A.	44
Figura 3.10 Perfiles de leyes de Cu y Fe, altura de espuma y recuperación másica a lo largo del banco de Primera Limpieza de Planta A.	45
Figura 3.11 Resultados metalúrgicos de la etapa Scavenger: a: Ley de concentrado vs recuperación de Cu, b: Razón de enriquecimiento vs Recuperación másica.	48
Figura 3.12 Leyes de relave Scavenger, medidas versus diseño.	49

Figura 3.13 Curva Cinética Scavenger Ajustada, Planta A.....	50
Figura 3.14 Perfiles de leyes, altura de espuma y recuperación másica a lo largo del banco Scavenger de Planta A.....	50
Figura 3.15 Resultados metalúrgicos de la Segunda Limpieza: a: Ley de concentrado vs recuperación de Cu, b: Razón de enriquecimiento vs Recuperación másica.	53
Figura 3.16 Leyes de relave de Segunda Limpieza, medidas versus diseño.....	54
Figura 3.17 Carga Circulante Másica y de Cu en el circuito de Limpieza: (a) CC1, (b) CC2.....	55
Figura 3.18 Carga Circulante de Fe e Insol en el circuito de Limpieza: (a) CC1, (b) CC2.	56
Figura 3.19 Resultados metalúrgicos en la Limpieza Global: a: Ley de concentrado vs recuperación de Cu, b: Razón de enriquecimiento vs Recuperación másica.	57
Figura 3.20 Resultados metalúrgicos en el Global Planta: a: Ley de concentrado vs recuperación de Cu, b: Razón de enriquecimiento vs Recuperación másica.....	58
Figura 3.21 Leyes de Relave Final, medidas versus diseño.	59
Figura 3.22 Diagrama de nodos de la planta concentradora.	60
Figura 3.23 Análisis de sensibilidad de la recuperación Planta. Efecto de: (a) Rougher, (b) Primera Limpieza, (c) Scavenger, (c) Segunda Limpieza.....	62
Figura 4.1 Leyes de Calcosina y Calcopirita en alimentación a Planta C, 2016-2018.....	64
Figura 4.2 Representación de dos partículas de igual tamaño pero con diferente liberación.....	65
Figura 4.3 Consumo de Cal en la flotación <i>Rougher</i> en función del pH (Castro, 2012).....	67
Figura 4.4 Recuperación de Cu en función del pH para minerales con alto contenido de: (a) Calcopirita. (b) Calcosina (Laskowski & Castro, 2008).	68
Figura 4.5 Enriquecimientos de Calcosina, Calcopirita y Pirita en la etapa <i>Rougher</i> de las plantas A y C.	69
Figura 4.6 Comparación de leyes de Cu en alimentación y concentrado <i>Rougher</i>	71
Figura 4.7 Comparación de: (a) Recuperaciones Másicas y (b) Leyes de Cu acumulativas a lo largo de filas <i>Rougher</i>	72
Figura 4.8 Comparación de perfiles <i>Rougher</i> medidos vs simulados. (a) Leyes Planta A, (b) Recuperación Másica Planta A, (c) Leyes Planta B, (d) Recuperación Másica Planta B, (e) Leyes Planta C, (f) Recuperación Másica Planta C.	74
Figura 4.9 Diagrama general de operación “Primera Limpieza-Scavenger” en un circuito RCS.....	75
Figura 4.10 Efecto de la recuperación de Primera Limpieza (a) y Scavenger (b), en la recuperación planta.	76
Figura 4.11 Efecto de la recuperación (de Cu y másica) de Primera Limpieza y Scavenger en las Cargas Circulantes CC1 (a) y CC2 (b y c) de Planta A.....	78
Figura 4.12 Valores de altura de espuma y flujo superficial de gas (J_G) (a) en los resultados de recuperación y enriquecimiento (b) en la Segunda Limpieza.	80
Figura 4.13 Sensibilización del flujo teórico de concentrado por columna ante cambios del diámetro de burbuja y porcentaje de cubrimiento de las burbujas en: (a) Planta A, (b) Planta B, (c) Planta C, operación C-1 y (d) Planta C, operación C-2.....	82
Figura 5.1 Comparación de variables de alimentación con valores de diseño (polígono rojo, 100%).	87
Figura 5.2 Recuperaciones másicas parciales a lo largo de cada banco <i>Rougher</i>	88

Figura 5.3 Comparación de resultados obtenidos con valores de diseño (polígono rojo, 100%) en las etapas de Primera Limpieza y Scavenger.....	89
Figura 5.4 Comparación de resultados obtenidos con valores de diseño (polígono rojo, 100%) en todas las etapas de cada planta. (a) Comparación de leyes de Cu. (b) Comparación de recuperaciones de Cu.	91
Figura B.1 Diagrama de nodos utilizado para el balance global de Planta B	99

NOMENCLATURA

A_C	Área transversal de la celda o columna
C_A	<i>Carrying Capacity</i>
$C.V.$	Coeficiente de Variación
D_{32}	Diámetro <i>Sauter</i> de burbuja
d_{ps}	Diámetro <i>Sauter</i> de partícula
ε_g	<i>Hold-up</i> de gas
$E(t)$	Función de distribución de tiempo de residencia
$F(k)$	Función de distribución de constante cinetica
J_G	Flujo superficial de gas
k	Constante cinética
k_{max}	Constante cinética de <i>Klimpel</i>
Q_i	Caudal volumétrico de pulpa de la corriente “i”
R	Recuperación
R_C	Recuperación de Colección
R_F	Recuperación de Espuma
R_∞ o R_{max}	Recuperación Máxima
S_B	Flujo superficial de área de burbuja
τ o t	Tiempo de residencia
V_C	Volumen de celda o columna
V_{Eff}	Volumen efectivo de celda o columna
$W_{i,j}$	Flujo del componente “i” en la corriente “j”
ρ_p	Densidad de partícula
φ_s	Porcentaje de cubrimiento de burbuja

INTRODUCCIÓN

Por más de 20 años, Chile ha sido el mayor productor de cobre del mundo, con una capacidad aproximada de 5.8 MMt/año, lo que corresponde al 28% de la producción mundial. El principal método de obtención de cobre en Chile es la flotación de minerales sulfurados, con un 71% de la producción nacional (COCHILCO, 2018).

El aumento sostenido de la demanda mundial de Cobre, durante los últimos 20 años, ha generado un impacto en la industria mundial y nacional, que ha debido evaluar distintas herramientas para optimizar el proceso productivo, como por ejemplo, un aumento en el tamaño de los equipos, implementación de distintas configuraciones de circuitos de flotación, y mejoras del sistema de control, entre otras.

Actualmente, el circuito de flotación más utilizado en las plantas concentradoras es el tipo “RCS” (*Rougher, Cleaner, Scavenger*), el cual es simple y flexible, otorgando mayores grados de libertad necesarios para alcanzar los objetivos metalúrgicos de recuperación y ley de concentrado final.

Hoy en día, con el fin de mejorar el diseño y desarrollar mejores estrategias de operación y optimización de los circuitos, es fundamental lograr una adecuada caracterización de la operación de los equipos industriales de gran tamaño. La caracterización del proceso de flotación se basa principalmente en la utilización de balances de materia ajustados, obtenidos a través de análisis de muestras tomadas de corrientes de alimentación, concentrado y relave en cada celda o banco, así como también en etapas globales del proceso. El objetivo de este análisis es caracterizar el rendimiento metalúrgico del proceso y la cinética de flotación de cada etapa con sus respectivos parámetros metalúrgicos.

El objetivo de esta memoria es evaluar y comparar el rendimiento metalúrgico de cada etapa de flotación en distintas operaciones mineras a nivel nacional. Para este fin, se caracterizó la operación de tres plantas de flotación industrial de tipo RCS, basado en análisis químicos y mineralógicos y medición de variables internas del proceso. Esto permitió evaluar la cinética de

flotación y los desempeños metalúrgicos de las etapas críticas de cada planta. De esta forma se obtiene una evaluación más robusta de los desempeños actuales de algunas operaciones de la gran minería Chilena, relacionando las características mineralógicas y de operación con los rendimientos metalúrgicos.

OBJETIVOS

El objetivo de este trabajo de memoria es identificar las problemáticas (y sus fuentes) más relevantes de las operaciones actuales de la gran minería nacional, a partir de información obtenida (in situ) en distintas plantas concentradoras. Para esto se proponen los siguientes objetivos específicos:

- Realizar un levantamiento de información, a través de muestreos metalúrgicos e hidrodinámicos de plantas de flotación industrial tipo RCS.
- Caracterizar la operación de las plantas de flotación muestreadas a través de ajustes de balances globales y cinéticos.
- Analizar y relacionar rendimientos de etapas individuales y globales con las variables del proceso de cada planta.
- Comparar resultados de los muestreos metalúrgicos con los datos de diseño de cada planta concentradora.
- Identificar causas de bajos rendimientos metalúrgicos en cada planta concentradora.

ALCANCES

El trabajo incluirá la participación en la planificación, ejecución y posterior análisis de resultados de campañas de muestreos metalúrgicos en tres plantas de flotación industrial de la Segunda Región de Chile. Esto permitirá un levantamiento de información robusto que facilitará la obtención de conclusiones concretas sobre los objetivos planteados al inicio de este trabajo.

Adicionalmente, se realizarán mediciones no convencionales para caracterizar la hidrodinámica del proceso, a través de mediciones de flujo de gas y tamaño de burbuja de algunas etapas de los circuitos muestreados.

En función de la información recibida de parte de las entidades encargadas del análisis químico y mineralógico de las muestras obtenidas en cada campaña de muestreo, se realizará un ajuste de balance global y cinético de materiales, enfocado en el Cobre, Hierro e Insolubles presentes en las corrientes más importantes de las plantas concentradoras a evaluar. Lo anterior permitirá evaluar resultados metalúrgicos globales de cada planta (leyes y recuperaciones), así como también los resultados individuales de cada etapa dentro de los circuitos de flotación (*Rougher*, *Scavenger*, Primera y Segunda Limpieza). Además, se realizará un análisis comparativo entre los resultados obtenidos en cada planta concentradora y sus respectivos valores de diseño (solo para Cobre). Esto permitirá identificar las problemáticas comunes que existen actualmente en las plantas, desde el punto de vista mineralógico y operacional.

ORGANIZACIÓN DEL TRABAJO

Con el fin de facilitar la lectura y comprensión de esta memoria, el documento se subdividió en cinco capítulos:

- **Capítulo I: Proceso de Flotación**

Se presentan los principios de la flotación de minerales, las principales variables que afectan al proceso y los equipos utilizados a escala industrial.

- **Capítulo II: Metodología**

Se presentan los antecedentes geográficos y operacionales de las tres plantas concentradoras a evaluar y se describe el trabajo realizado para el levantamiento de información en cada operación.

- **Capítulo III: Resultados**

Se presentan los resultados del ajuste de balance de materiales de cada planta y en base a esta nueva información, se realizan diferentes comparaciones entre los rendimientos de cada planta y sus respectivos valores de diseño.

- **Capítulo IV: Problemáticas Generales en Plantas de Flotación Tipo RCS**

En función del análisis del Capítulo III, se identifican las principales problemáticas de las operaciones analizadas de la gran minería nacional, enfocadas en el tipo de mineral alimentado y el tipo operación de cada planta.

- **Capítulo V: Conclusiones y Recomendaciones**

Se presentan las conclusiones del trabajo de memoria y se entregan recomendaciones en función de lo desarrollado en los Capítulos III y IV.

CAPITULO I:

Proceso de Flotación

1.1. Descripción General

En el procesamiento de minerales, la flotación se puede definir como un proceso físico-químico de separación de partículas de minerales. Las partículas sólidas, en medio acuoso, se separan selectivamente a través de la diferencia en sus propiedades superficiales (hidrofobicidad, nivel de afinidad con el agua), logrando la recuperación de partículas de mineral valioso hidrófobo (sin afinidad por el agua) de alto valor comercial.

Para que el proceso sea eficiente, previo a la etapa de flotación, el mineral extraído del yacimiento se reduce en tamaño, en las etapas de chancado y molienda, con el fin de liberar el mineral valioso presente en la alimentación a la planta. Luego, la pulpa, compuesta por partículas sólidas y agua, ingresa al sistema y se pone en contacto con burbujas de aire en un medio agitado. Esto genera un sistema trifásico (sólido, líquido y gas) y heterogéneo en tamaño, forma, composición de las partículas minerales y en el tamaño de las burbujas de gas (Figura 1.1).

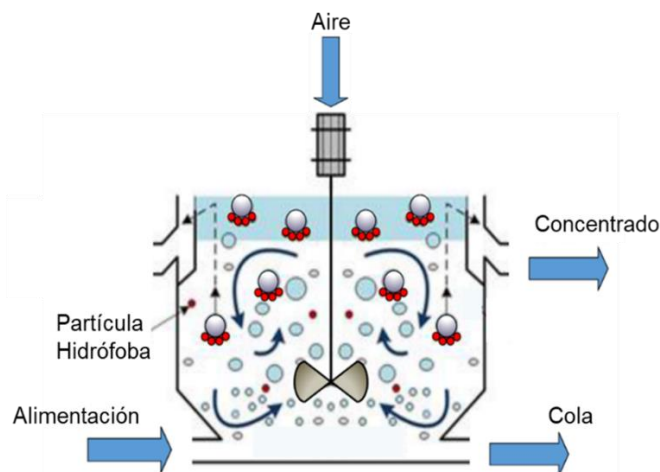


Figura 1.1 Diagrama del proceso de flotación.

Al ingresar al sistema agitado, las partículas sólidas hidrófobas (sin afinidad por el agua) tienen la oportunidad de colisionar y adherirse a la superficie de las burbujas de aire, formando el agregado partícula-burbuja. Luego, las burbujas con partículas adheridas ascienden formando un lecho de espuma, el cual rebalsa en la zona superior del equipo, formando la corriente de concentrado. Las partículas hidrófilas (con afinidad por el agua) se mantienen en suspensión y salen del sistema formando la corriente de cola. De esta forma, se concentra el mineral valioso en la corriente de concentrado y el no valioso (ganga) en la corriente de cola.

Existen pocos minerales hidrófobos por naturaleza, la mayoría son naturalmente hidrófilos. Por lo tanto, para separar los minerales en el proceso de flotación y que formen el agregado partícula-burbuja, la pulpa es previamente acondicionada con reactivos químicos que permiten inducir las diferencias en las propiedades superficiales de las partículas, regular el tamaño de las burbujas y formar un lecho de espuma estable. De esta forma, se puede obtener un producto (concentrado de cobre) de valor comercial. Los principales reactivos utilizados en la flotación de minerales de Cobre son los *Colectores* (aumenta la hidrofobicidad de la partícula), *Espumantes* (aumenta la estabilidad de la espuma) y *Reguladores* (*Activantes* y *Depresantes*). El efecto de cada tipo de reactivo se detalla en el Anexo A.

1.2.Equipos de Flotación

Al interior de cada equipo de flotación, independiente del diseño, se distinguen dos fases o zonas importantes (Figura 1.2):

- **Zona de pulpa:** Allí ocurre la colisión y adhesión de las partículas hidrófobas a la superficie de las burbujas de aire, formando el agregado partícula-burbuja (colección).
- **Zona de espuma:** Allí ocurre la separación del agregado partícula-burbuja de la ganga arrastrada, limpiando el flujo de concentrado.

Estas zonas pueden ser representadas esquemáticamente como se muestra en la Figura 1.2, lo cual es utilizado comúnmente para la caracterización del proceso en término de balance de materiales.

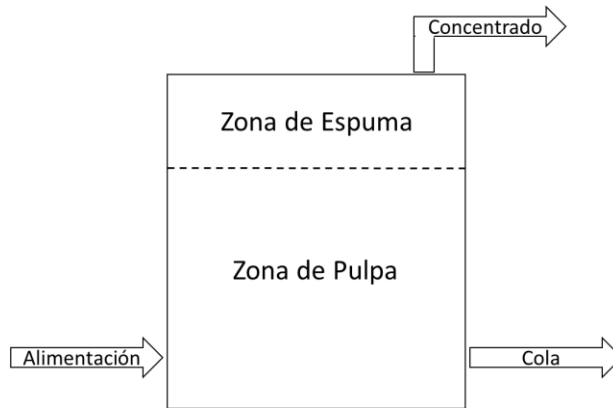


Figura 1.2 Esquema del proceso de flotación en dos zonas.

En los últimos cien años, se han desarrollado una gran cantidad de equipos de flotación, que en general, mantienen características similares. Un adecuado diseño de equipos de flotación requiere (Yianatos & Vinnett, 2015):

- Alta intensidad en la zona de colección.
- Relativa calma en la zona de espuma.
- Interfase pulpa-espuma estable con mínimo retorno de partículas flotables.
- Transporte de espuma al rebalse del equipo con mínimo arrastre de pulpa.

Dentro de los equipos de flotación comerciales destacan dos categorías: celdas mecánicas y celdas neumáticas.

1.2.1. Celdas Mecánicas

Las celdas mecánicas se caracterizan por tener un medio de agitación para mantener el sólido en suspensión, dispersar el gas en pequeñas burbujas y favorecer la formación del agregado partícula-burbuja.

El volumen de estos equipos ha aumentado en los últimos 30 años, hasta celdas de 630 m³ (OUTOTEC, 2016) y 660 m³ (FLSmidth, 2014), lo cual ha permitido reemplazar series de celdas pequeñas, ahorrando área de piso, potencia y costos de mantenimiento, entre otros. En

las celdas de gran tamaño, el mecanismo de agitación genera una alta turbulencia en la zona de colección, sin perturbar la zona de espuma, como ocurre en las celdas más pequeñas. Esto se traduce en una mayor selectividad del proceso de flotación.

La Figura 1.3 muestra un esquema simplificado de dos tipos de celdas mecánicas, de aire forzado (Figura 1.3a), las que tienen el rotor y estator en el fondo para la circulación de la pulpa en el equipo, y auto aspirantes (Figura 1.3b), las que tienen el rotor y deflectores cerca de la zona de espuma, permitiendo la circulación de la pulpa a través del tubo central.

A pesar del gran número de diseños existentes, la mayoría de las celdas mecánicas muestran un comportamiento cercano a un reactor perfectamente agitado (Yianatos & Vinnett, 2015).

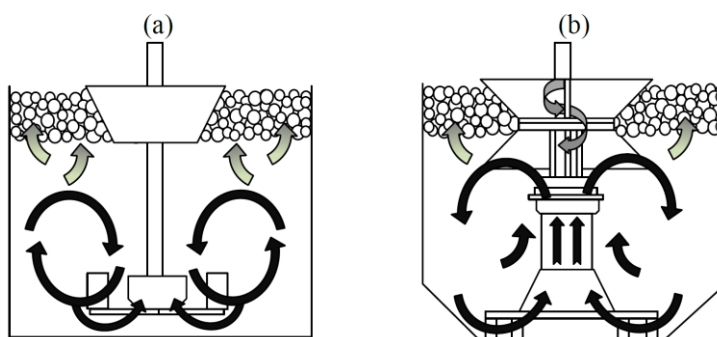


Figura 1.3 Esquema simplificado de celdas de flotación mecánica de gran tamaño: (a) Aire Forzado, (b) Auto Aspirante. (Yianatos y Vinnett, 2015).

1.2.2. Celdas Neumáticas

Las celdas neumáticas de flotación se diferencian de las celdas mecánicas convencionales en cuatro aspectos básicos (Finch & Dobby, 1991):

- Ausencia de agitación mecánica.
- Sistema de generación de burbujas.
- Incorporación de agua de lavado.
- Geometría (mayor relación altura-diámetro).

En las celdas neumáticas, comunmente, la pulpa y el aire se contactan en contra-corriente en Columnas de flotación (Finch & Dobby, 1991), pero también existen diseños en donde se contacta en co-corriente, como en las celdas *Jameson* (Harbort, et al., 2003).

La Figura 1.4 muestra el diagrama de una columna de flotación. En estos equipos, la pulpa previamente acondicionada se alimenta cerca del tope de la zona de colección, aproximadamente a 2/3 de la altura total del equipo. En la zona de colección, las partículas provenientes de la alimentación se contactan en contracorriente con las burbujas producidas por el dispersor de gas ubicado en la parte inferior del equipo. Las partículas hidrófobas colisionan y se adhieren a las burbujas, cruzan la interfase pulpa-espuma y son transportadas a través de la zona de limpieza. Por otro lado, las partículas hidrófilas son removidas desde el fondo de la columna.

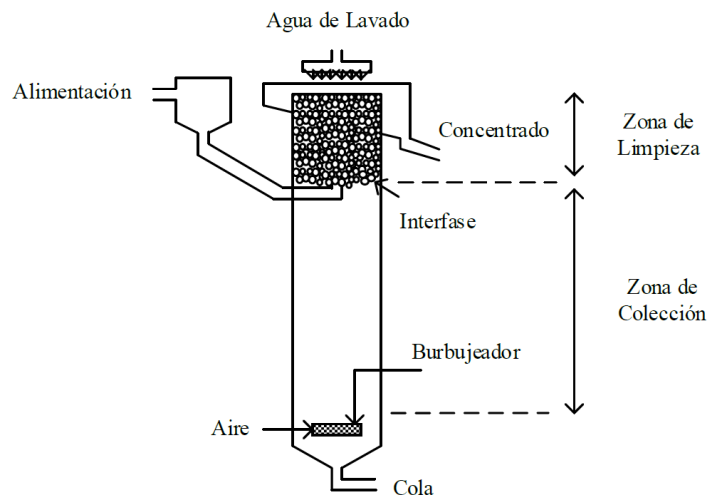


Figura 1.4 Columna de Flotación Contra-Corriente (Bergh & Yianatos, 2002).

En el caso de las celdas *Jameson*, la colección ocurre en el *Downcomer* (Figura 1.5a), donde por la alta presión de alimentación en la tobera, el gas (succionado) se pone en contacto con la pulpa. La mezcla de pulpa y gas desciende y se descarga en el estanque separador (Figura 1.5b), donde las burbujas ascienden formando la espuma y son descargadas mediante rebalse, mientras que la cola abandona la celda por la parte inferior del equipo. La velocidad de succión de aire está relacionada con la velocidad de jet de alimentación y con la presión al interior del *Downcomer* de la celda *Jameson*.

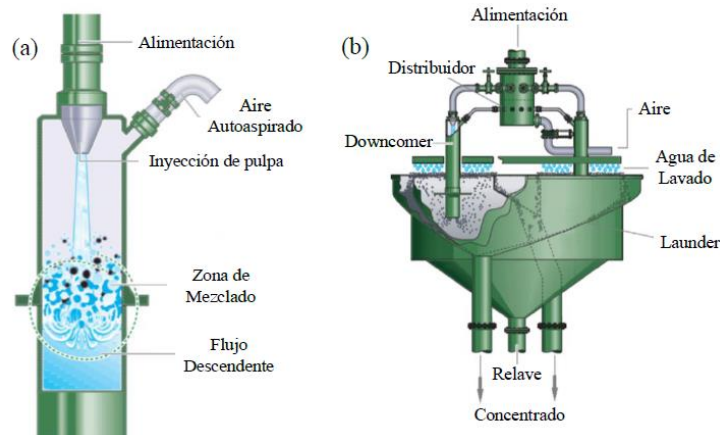


Figura 1.5 Celda Jameson: (a) Esquema Downcomer (b) Esquema de Celda Jameson (GlencoreTechnology, 2019).

1.3. Circuitos de Flotación

Las plantas de flotación cuentan con circuitos formados por diferentes etapas, que tienen objetivos diferentes, las que en su configuración poseen un mínimo de equipos, en serie (arreglo de bancos) y/o en paralelo (bancos múltiples), necesarios para alcanzar el objetivo establecido. Las etapas comúnmente utilizadas son:

- **Etapas *Rougher*:** Es la primera etapa de la planta y su objetivo es recuperar el mineral valioso alimentado al circuito de flotación. En general, esta etapa está conformada por bancos paralelos de celdas mecánicas en serie.
- **Etapas de Remolienda:** Es la etapa encargada de reducir el tamaño del mineral concentrado en la etapa *Rougher*, ajustando el tamaño de partícula a un valor adecuado para alcanzar la ley de concentrado final. Esta etapa está formada por molinos para la reducción de tamaño e hidrociclones para la clasificación de las partículas por tamaño.
- **Etapas de Limpieza:** El objetivo de esta etapa es aumentar la calidad del mineral valioso hasta valores adecuados para su comercialización. Esta etapa incluye 3 sub etapas:

- **Primera Limpieza:** Alimentada por el producto de remolienda, es la encargada de iniciar la concentración del producto, aumentando la ley del mineral valioso. Esta etapa corresponde a una etapa intermedia y está formada por uno o más bancos de celdas mecánicas.
- **Etapas Scavenger:** Encargada de recuperar el mineral no recuperado en la etapa de Primera Limpieza. El producto de esta etapa es recirculado al circuito en etapas previas. Se conforma por uno o más bancos de celdas mecánicas.
- **Segunda Limpieza:** Alimentada por el producto de Primera Limpieza, es la encargada de la obtención del concentrado final de la planta, de mayor calidad. El mineral no recuperado (corriente de cola) se recircula hacia el etapas previas del circuito. Esta etapa está formada generalmente por un conjunto de celdas neumáticas (Columnas) en paralelo.

1.4. Variables del Proceso

Existen distintos tipos de variables en la evaluación del rendimiento del proceso de flotación. Las cuales pueden ser tanto de acondicionamiento como de operación en el proceso de flotación.

1.4.1. Variables de Acondicionamiento

Son previas al proceso de flotación, se regulan principalmente en la etapa de molienda, la cual se encarga de la reducción de tamaño y por ende de la liberación del mineral valioso.

- **Tamaño de Partícula:** Existe un tamaño de partícula óptimo que favorece la recuperación de mineral valioso, la cual disminuye hacia los extremos (mineral muy grueso y muy fino). Como ejemplo, la Figura 1.6 muestra el efecto del tamaño de partícula en la recuperación de Cu alimentado a la etapa *Rougher* de la planta concentradora de El Salvador (Yianatos, et al., 2000). Se observa que la recuperación presentó un máximo para un rango intermedio de tamaño, típicamente entre 50-100 μm , disminuyendo para tamaños de partícula finos y gruesos.

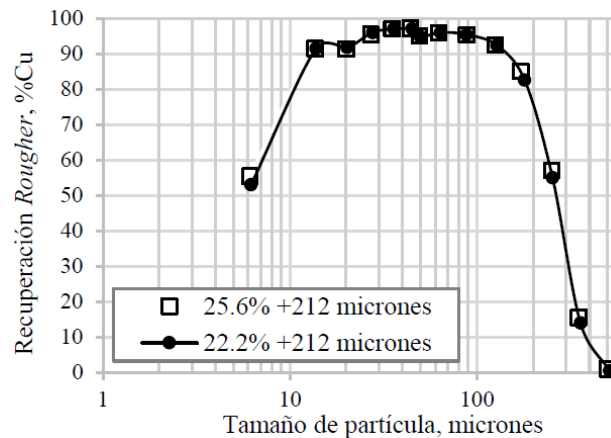


Figura 1.6 Efecto del Tamaño de Partícula en la Recuperación *Rougher* (Yianatos, et al., 2000).

La tendencia observada en la Figura 1.6 se debe a que las partículas finas y ultra-finas ($<20 \mu\text{m}$) tienen baja inercia y tienden a moverse con el fluido, lo cual dificulta su colección. Por su parte, las partículas gruesas son más propensas a romper el agregado partícula-burbuja al ser sometidas a la acción de fuerzas de cizalle y arrastre, las que en general, son superiores a las fuerzas de adhesión que mantiene la partícula adherida a la burbuja. Sin embargo, el mayor decaimiento de la recuperación en partículas gruesas se debe a que estas, por lo general, son las que presentan menor liberación, lo cual afecta directamente a la recuperación el mineral.

- **Liberación:** La recuperación del mineral valioso aumenta directamente con la liberación (Vallejos, et al., 2018). La liberación ha sido definida de diversas formas y por distintos autores, pero se relaciona con el porcentaje de superficie expuesta del mineral valioso respecto a la superficie total de la partícula que contiene al mineral (Reyes, et al., 2018). La liberación, además, está relacionada directamente con el tamaño de partícula, donde a menor tamaño de partícula, mayor es la liberación del mineral valioso (Santos, 2018).

La Figura 1.7 ilustra un conjunto de partículas con diferente liberación, mostrando el mineral recién extraído de la mina y 5 productos de molienda. Se observa que la liberación aumenta desde el producto 5 (mineral sin superficie expuesta de valioso) al 1 (mineral totalmente liberado).

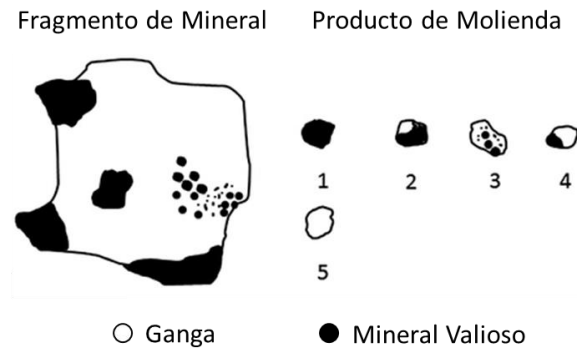


Figura 1.7 Representación de partículas con distinta liberación del mineral valioso.

1.4.2. Variables de Operación

Estas variables son propias del proceso de flotación, tanto en la zona de colección como en la zona de espuma.

- **Velocidad Superficial de Gas (J_g):** Se define como la relación entre el caudal de gas, Q_G y el área de la sección transversal del equipo (A_c), ecuación (1.1). Para condiciones típicas de operación de celdas y columnas industriales, la velocidad superficial de gas varía entre 0.5 y 2.5 cm/s (Vinnett, et al., 2014). Este índice permite comparar la operación de equipos de flotación (en términos del flujo de gas) con diferentes diseños y tamaños y se vuelve un parámetro relevante para fines de escalamiento “laboratorio-planta” o “piloto-planta”.

$$J_g = \frac{Q_G}{A_c} \left[\frac{cm}{s} \right] \quad (1.1)$$

El flujo de gas o su velocidad superficial (J_g) es una variable que afecta tanto la zona de colección como la zona de espuma. En la primera, se relaciona principalmente con la adhesión del mineral en la burbuja y, en la segunda, con el tiempo de residencia del mineral en la espuma.

- **Tamaño de Burbuja:** Esta variable afecta directamente la eficiencia de colección y el transporte de partículas debido a que se relaciona con la superficie de contacto del gas con el mineral. Debido a que un menor tamaño de burbuja entrega mayor superficie de

contacto, el uso de burbujas pequeñas permite aumentar la cinética de colección y el transporte de sólidos. Sin embargo, las burbujas extremadamente pequeñas presentan una baja velocidad de ascenso, pudiendo ser arrastradas por el líquido descendente, lo que produce la pérdida de partículas hidrófobas en el flujo de colas (Yianatos, et al., 1994).

La velocidad superficial de gas (J_g) y el tamaño de burbuja son factores relevantes en la eficiencia del proceso y se relacionan entre sí. La Figura 1.8 muestra la relación entre estas variables en más de 10 celdas mecánicas de distinto tamaño y mecanismos de agitación. Esta caracterización hidrodinámica demostró que, a mayor J_g , el tamaño de burbuja aumenta de forma exponencial.

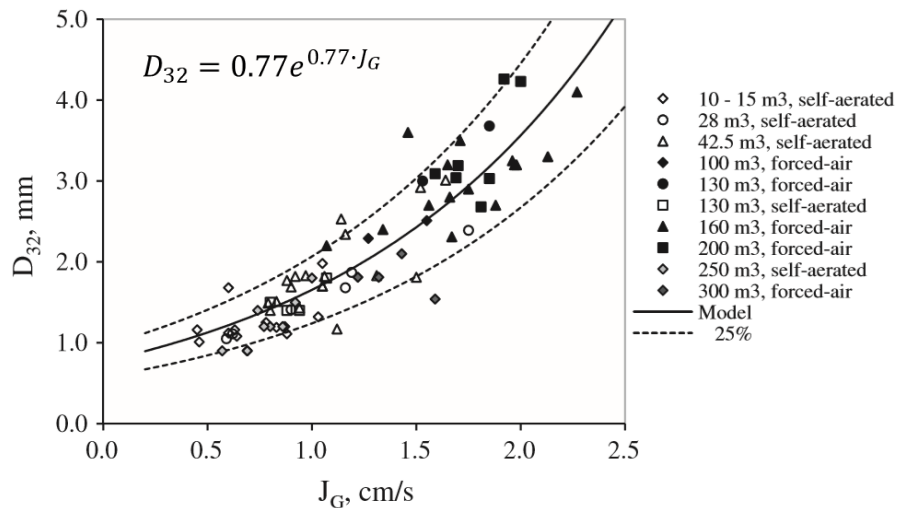


Figura 1.8 Diámetro medio de Burbuja (*Sauter*) como función de la velocidad superficial (J_g), (Vinnett, et al., 2014).

Lo anterior es relevante para calcular el Flujo superficial de área de burbuja (S_B), el cual se obtiene según la ecuación (1.2) y se utiliza como índice para evaluar la dispersión de gas y la capacidad de transporte de mineral valioso en equipos de flotación (Yianatos & Contreras, 2010).

$$S_B = 6 \cdot \frac{J_g}{D_B} \left[\frac{cm}{s} \right] \quad (1.2)$$

La Figura 1.9 muestra los límites teóricos del S_B respecto a variaciones en los valores de J_g y D_B en celdas mecánicas para una operación normal de flotación de minerales sulfurados.

Se observa que al operar con flujos de gas altos, es posible perder la interfase pulpa-espuma, favoreciendo el arrastre de partículas finas de ganga al concentrado y por ende disminuyendo la calidad del concentrado. Esto se acentúa si además se opera con burbujas de menor tamaño. Por el contrario, al operar con menores flujos de gas, se reduce la capacidad de transporte de partículas al contar con menor superficie de contacto, lo que se traduce en una menor recuperación de mineral en el equipo. Esto se favorece con burbujas de mayor tamaño. Sin embargo, operar con valores altos de flujo de gas y de diámetro de burbujas, genera una perturbación en la interfase pulpa-espuma, lo cual reduce la eficiencia de separación de la zona de espuma y favorece el arrastre de ganga fina al concentrado.

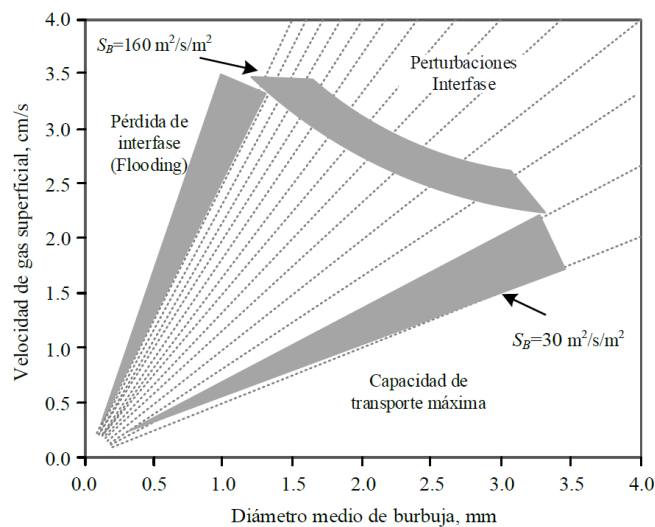


Figura 1.9 Condiciones de borde de la hidrodinámica de flotación (Yianatos & Henriquez, 2007).

- **Altura de Espuma:** La altura de la espuma, h_F , afecta la selectividad del proceso de flotación, puesto que determina el tiempo de residencia del mineral en esta zona. Por ejemplo, una disminución en h_F disminuye el tiempo de residencia de las burbujas en la zona de espuma, lo que aumenta la recuperación de la zona de espuma y disminuye la acción de limpieza (menor ley de concentrado) (Zheng, et al., 2004). Por el contrario, una mayor altura de espuma provoca un aumento en la ley de concentrado pero una posible disminución de recuperación. Las celdas mecánicas industriales en etapas que favorecen la recuperación (*Rougher* y *Scavenger*), típicamente operan con alturas de espuma entre

10 y 30 cm. En etapas de Limpieza en columnas, se opera generalmente con espumas de 50 a 100 cm.

- **Tiempo de residencia:** Esta variable afecta principalmente la recuperación del mineral debido a que aumentar el tiempo de residencia, aumenta la probabilidad de colisión de la partícula de mineral valioso con las burbujas de gas que ascienden por el equipo. El tiempo medio de residencia de la pulpa en la zona de colección puede estimarse mediante la relación entre el volumen efectivo de la zona de colección (V_{eff}) y el caudal de pulpa de alimentación a la celda (Q_F). Esta variable puede ser modificada al variar el flujo de alimentación, el porcentaje de sólidos de la alimentación o la altura de la zona de espuma, según la siguiente expresión:

$$\tau = \frac{V_C * (1 - \varepsilon_g)}{Q_F} = \frac{V_{eff}}{Q_F} \quad (1.3)$$

Donde:

τ : Tiempo medio de residencia de la pulpa.

V_C : Volumen de la zona de colección del equipo de flotación.

ε_g : Concentración media de gas (holdup) en la zona de colección.

Q_F : Caudal volumétrico de la pulpa alimentada al equipo de flotación.

En una celda de flotación perfectamente agitada el tiempo de residencia de las partículas sólidas es similar al del líquido. Sin embargo, en una columna de flotación, este tiempo es función de la velocidad de sedimentación de las partículas (Yianatos & Bergh, 1992).

1.5. Cinética del Proceso

La recuperación de un mineral a través de un proceso de flotación se puede representar por la ecuación 1.4 (Yianatos, 2007).

$$\frac{R}{R_{\infty}} = \int_0^{\infty} \int_0^{\infty} (1 - e^{-kt}) E(t) F(k) dk dt \quad (1.4)$$

Donde el término " ∞ " está referido a la máxima recuperación lograda a tiempo infinito, en un comportamiento de primer orden $(1 - e^{-kt})$. Además, se considera que la recuperación depende de la función de distribución de tiempos de residencia en la zona de colección $E(t)$ y la función de distribución de constantes cinéticas $F(k)$.

La función de distribución de tiempo de residencia en la zona de colección, $E(t)$, se modela en función del tipo de operación (*batch* o continuo) y del régimen de mezcla del equipo de flotación, pero comúnmente se modela como mezclador perfecto en caso de una operación continua.

La función de distribución de constante cinética, $F(k)$, se puede modelar de distintas formas. Una es asumir que existe una sola constante cinética para todo el mineral (valioso y no valioso), pero en la realidad, la constante cinética no es única ya que el mineral está compuesto de variadas especies mineralógicas y cada especie posee una constante cinética, k , distinta. Sin embargo, no sólo depende de las especies mineralógicas sino que también de diversos factores tales como el tamaño de partícula, las asociaciones mineralógicas (liberación), los reactivos de flotación, las condiciones de operación, la geometría del equipo de flotación, entre otros.

1.5.1. Cinética *Batch*

García-Zúñiga fue el primero en representar el proceso de flotación, para un caso *batch*, como un modelo de decaimiento exponencial que se representa como una respuesta de primer

orden, donde todo el mineral tiene la misma probabilidad de ser colectado en el tiempo (constante cinética única) (García-Zúñiga, 1935), ecuación 1.5 (Yianatos & Vinnett, 2015).

$$R = R_{\infty} \cdot (1 - e^{-k \cdot t}) \quad (1.5)$$

En el caso de Garcia-Zuñiga, al ser un proceso *batch* y considerar una constante cinética única, las funciones de distribución de tiempo y de constante cinética responden a una función de *Delta Dirac*, la cual en una integral de 0 a infinito tiene como resultado el valor de 1, llegando a la ecuación 1.5.

Luego (Klimpel, 1980), se caracterizó el mineral mediante una distribución rectangular de la constante cinética. El modelo posee sólo 2 parámetros que son la constante cinética máxima de la distribución rectangular y la recuperación máxima (Ecuación 1.6, Yianatos & Vinnett, 2015). Esta distribución tiene la ventaja de mantener el mismo número de parámetros que el modelo García-Zúñiga, pero aumenta su flexibilidad al considerar la existencia de especies con diferentes velocidades de flotación (Figura 1.10).

$$R = R_{Max} \left(1 - \frac{1}{k_{max} \cdot t} \cdot (1 - e^{-k_{max} \cdot t}) \right) \quad (1.6)$$

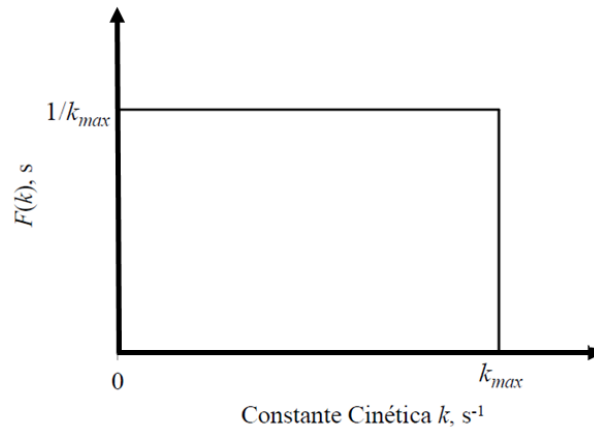


Figura 1.10 Función de distribución de constantes cinéticas (Klimpel, 1980).

1.5.2. Cinética en Proceso Continuo

Para un proceso continuo, comúnmente la $E(t)$ se representa como un mezclador perfecto. La recuperación queda dada por la ecuación 1.7 (Yianatos & Vinnett, 2015).

$$\frac{R}{R_{\infty}} = \int_0^{\infty} \int_0^{\infty} (1 - e^{-kt}) \left(\frac{e^{-\frac{t}{\tau}}}{\tau} \right) F(k) dk dt \quad (1.7)$$

Resolviendo lo anterior, en caso de asumir que $F(k)$ representa una constante cinética única, la recuperación se representa según la ecuación 1.8 para el caso de un equipo único y por la ecuación 1.9 para un banco de n celdas en serie (Gharai & Venugopal, 2016).

$$R = R_{Max} \left(\frac{k \cdot \tau}{k \cdot \tau + 1} \right) \quad (1.8)$$

$$R = R_{Max} \left(1 - \frac{1}{(k \cdot \tau + 1)^n} \right) \quad (1.9)$$

Para el caso de usar el modelo de Klimpel de distribución de constante cinética, la recuperación, en una operación continua de n celdas en serie queda dada por la ecuación 1.10 (Yianatos & Vinnett, 2015).

$$R = R_{Max} \left(1 - \frac{1 - (1 + k_{max} \cdot \tau)^{1-n}}{k_{max} \cdot \tau \cdot (n - 1)} \right) \quad (1.10)$$

1.6. Efecto de las zonas de colección y espuma en la Recuperación

El proceso de flotación se puede caracterizar como “caja negra” mediante una cinética de colección global. Esta aproximación implica que el efecto de la espuma se incorpora implícitamente en la constante cinética global. Alternativamente, existen modelos que consideran la interacción entre las zonas de colección y de espuma, las cuales pueden ser analizadas de forma independiente.

Como se observa en la Figura 1.11, un proceso de flotación continuo en estado estacionario puede ser caracterizado a partir del comportamiento de las zonas de colección y de espuma (Finch & Dobby, 1991).

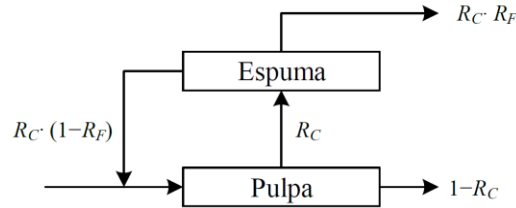


Figura 1.11 Representación de un modelo de dos etapas en un proceso de flotación

A partir de un balance de masa, se obtiene una expresión (Finch & Dobby, 1991) para la recuperación global (R_G) de un equipo de flotación en función de la recuperación de la zona de colección (R_C) y de la zona de espuma (R_F), Ecuación 1.10.

$$R_G = \frac{R_C \cdot R_F}{1 - R_C \cdot (1 - R_F)} \quad (1.10)$$

Donde R_C se define como el flujo de mineral valioso que ingresa a la espuma respecto al mineral de alimentación y está dada por la cinética de colección obtenida en las ecuaciones 1.4 a 1.10, enfocadas principalmente en la fenomenología de formación del agregado partícula burbuja en la zona de pulpa. Por su parte, R_F corresponde al mineral valioso en la corriente de concentrado respecto al mineral colectado que ingresa a la espuma. Por lo tanto, existe una proporción del flujo colectado que retorna a la zona de pulpa luego de haber ingresado a la zona de espuma (Figura 1.11). Entre otros factores, la recuperación de espuma depende de (Runge, et al., 2009):

- Tiempo de residencia en la espuma.
- Profundidad de espuma.
- Estabilidad de la espuma.
- Flujo de aire.

CAPITULO II: Metodología

2.1. Antecedentes de las Plantas Concentradoras

Las tres plantas concentradoras analizadas se ubican en la zona intermedia de la segunda región de Antofagasta, a una distancia entre 50 y 150 kilómetros hacia el este del océano Pacífico y entre 1300 y 1800 kilómetros al norte de Santiago, las tres a una altitud geográfica entre los 1600 y 3200 m.s.n.m. Las plantas se separan entre sí por una distancia en línea recta de 150 kilómetros aproximadamente. La Figura 2.1 muestra la zona donde se emplazan las plantas concentradoras (zona de color rojo).

Se consideraron estas 3 operaciones debido a que cuentan con circuitos de flotación similares, pertenecer a empresas diferentes y además están ubicadas en una importante zona minera con grandes depósitos de Cobre.



Figura 2.1 Zona de operación de las plantas concentradoras analizadas, Segunda Región de Antofagasta, Chile.

Las plantas concentradoras, por acuerdos de confidencialidad y por los alcances de este trabajo, serán denominadas como Planta A, Planta B y Planta C. Las Plantas B y C, se ubican a una distancia en línea recta de 20 y 130 kilómetros de Planta A respectivamente. Además por orden cronológico, Planta C fue la primera en ser construida, luego Planta A y finalmente Planta B.

Cabe mencionar que Planta A y Planta B satisfacen su consumo hídrico con agua proveniente directamente desde el mar, sin tratamiento de desalinización. Planta C, por su parte, utiliza agua de mar desalinizada.

2.2. Descripción del Proceso

Las tres plantas analizadas son de tipo RCS y se alimentan con el producto de un circuito de molienda y cuentan con una capacidad de tratamiento superior a las 100 ktpd de mineral. Como se observa en la Figura 2.2, el producto de molienda es alimentado a la flotación primaria (*Rougher*), que cuenta con bancos en paralelo de celdas en serie. Los concentrados de cada fila *Rougher* generan un Concentrado Global *Rougher* y las colas finales de cada fila *Rougher* se unen para formar el Relave Global *Rougher*, que posteriormente se junta con el Relave Global *Scavenger* para generar el Relave Final de la planta concentradora. El concentrado *Rougher* junto al concentrado *Scavenger*, se alimentan a la etapa de Remolienda, donde el mineral es sometido a una nueva reducción de tamaño, para posteriormente ser alimentado al circuito de flotación de Primera Limpieza. El concentrado de Primera Limpieza es alimentado al circuito de Segunda Limpieza (en columnas), que produce el Concentrado Final de la planta concentradora. El relave de la Segunda Limpieza es recirculado a la Primera Limpieza, cuya cola es alimentada a la etapa *Scavenger*. Como se indicó anteriormente, el concentrado del circuito *Scavenger* es recirculado a la etapa de Remolienda y la cola se une al Relave Global *Rougher* para generar el Relave Final de la planta que se envía al espesador de relaves.

Respecto a los equipos utilizados en cada planta, tanto Planta A como Planta B operan con celdas de 300 m³ en toda la planta, exceptuando la segunda limpieza que utiliza columnas, mientras que Planta C opera con celdas de 160 m³.

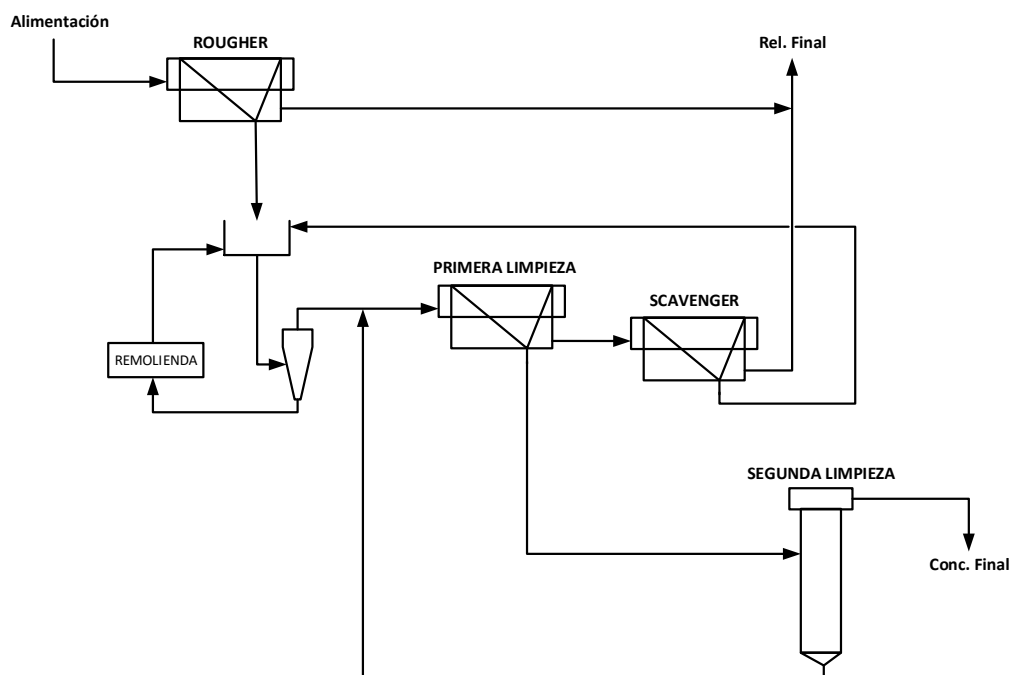


Figura 2.2 Diagrama de la Planta de Flotación tipo RCS.

Cabe destacar que el circuito de la Planta B presenta una diferencia respecto al diagrama de la Figura 2.2, ya que el concentrado de las dos primeras celdas de cada banco *Rougher* es adelantado directamente hacia la alimentación de columnas, por lo que estas celdas actúan como “Pre-*Rougher*”.

2.3. Trabajo Experimental

En esta sección se presentan los antecedentes experimentales que se reunieron en cada campaña de muestreo realizadas en las tres plantas concentradoras de la gran minería Chilena. A partir de distintas mediciones, se evaluaron parámetros metalúrgicos como ley y recuperación y también, las características de dispersión de gas en los equipos de flotación, tales como tamaño de burbuja, flujo de gas y altura de espuma de distintas etapas de los circuitos muestreados. Para esto, se realizaron muestreos metalúrgicos globales de cada etapa y particulares en corrientes de concentrado y relave de cada celda de flotación. Además, tanto en Planta A como en Planta B, se participó presencialmente en la realización de mediciones

no convencionales con el fin de evaluar el comportamiento hidrodinámico de celdas mecánicas y columnas de flotación.

2.3.1. Muestreo Metalúrgico

Para una adecuada ejecución de los muestreos metalúrgicos, se realizó una planificación previa, corroborando la factibilidad de muestrear los puntos y proponiendo los análisis químicos, granulométricos y mineralógicos a realizar. Cada campaña de muestreo fue coordinada en conjunto con el Laboratorio Metalúrgico y la Superintendencia y/o Gerencia de Metalurgia de la compañía minera respectiva.

Cada muestreo metalúrgico, detallado en la Tabla 2.1, consistió en la toma de muestras, tanto en las corrientes principales de cada etapa (global), como en las corrientes de concentrado y relave de cada celda (específico), con el fin de evaluar el comportamiento metalúrgico de cada etapa y la cinética de flotación de cada banco.

La toma de muestra de las distintas corrientes se realizó muestreando cada punto durante un tiempo efectivo de 120 min (2 horas), con cortes cada 30 min. Se realizaron en total cinco cortes para cada uno de los puntos con el fin de obtener un compósito de muestras, lo que permite que el error estándar de las leyes medias disminuya (Lotter & Laplante, 2007). La duración total de cada muestreo global, considerando un desfase temporal en función del tiempo de residencia del mineral en cada etapa del proceso, fue de 180 minutos (3 horas).

Tabla 2.1 Detalle de muestreos realizados en cada planta.

Planta	Muestreo Global	Muestreo Cinético
A	3	4 (2 <i>Rougher</i> , 1 Primera Limpieza y 1 <i>Scavenger</i>)
B	2	2 (2 <i>Rougher</i>)
C	4	4 (4 <i>Rougher</i>)

2.3.2. Mediciones de Dispersión de Gas

La distribución del tamaño de burbujas y el diámetro medio *Sauter*, d_{32} , se midieron, paralelamente a los muestreos globales, utilizando el equipo *Bubble Size Viewer* de la

Universidad de McGill (MBSA), el que ha sido especialmente adaptado para medir la velocidad superficial de gas, J_G , de forma simultánea.

La Tabla 2.2 muestra el detalle de los equipos y etapas donde se realizaron las mediciones en las Plantas A y B.

Tabla 2.2 Resumen de mediciones de tamaño de burbujas y velocidad superficial de gas con MBSA.

Planta	Fila	Celda
Planta A	Rougher	C1
		C3
		C7
	Scavenger	C1
		C3
		C5
	Primera Limpieza	C1
		C3
		C5
Planta B	Segunda Limpieza	Col 1
		Col 2

Para realizar la captura de burbujas en cada muestreo se instaló el tubo de succión del MBSA (Figura 2.3a) en un punto entre el rebalse periférico y el “froth-crowder” de cada celda, de acuerdo al acceso disponible (Figura 2.3b). La profundidad con la cual fueron tomadas las muestras varió entre 15 a 30 cm bajo el nivel de la interfase pulpa/espuma. El tiempo de medición varió entre 3-6 minutos y se procesaron aproximadamente 20 imágenes por cada experiencia con un rango de 2000-3000 burbujas por punto de medición. Se seleccionó una imagen cada 5 segundos para el procesamiento de manera de satisfacer la condición de muestreo aleatorio. Simultáneamente, se realizó la medición de flujo local de aire, el cual al ingresar al equipo desplazará el líquido en el interior y permitirá, por medio del registro del tiempo y volumen de desplazamiento, obtener una estimación directa del flujo local de aire dentro de la celda.

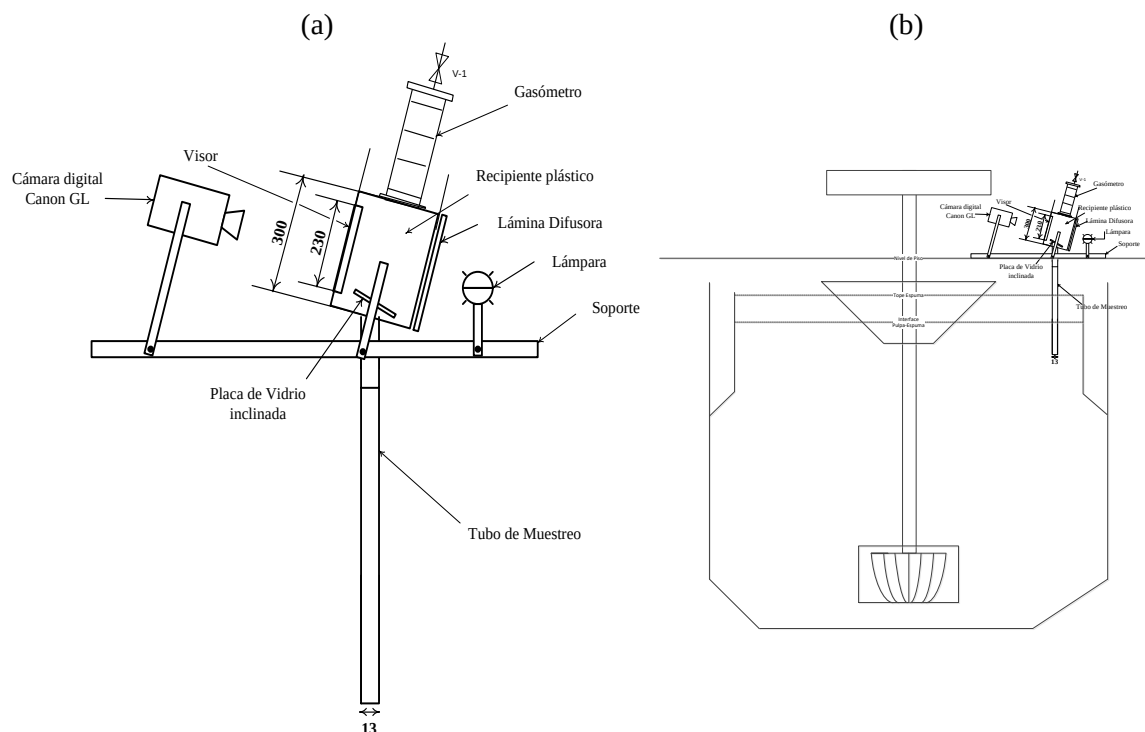


Figura 2.3 Diagrama de equipo (a) e instalación (b) de medidor de tamaño de burbuja en planta.

Debido a las características de tamaño y forma de las burbujas, y la presencia de un número importante de clusters (cúmulo de burbujas), el Software del MBSA no es adecuado para el análisis de tamaño de burbujas. Alternativamente, se empleó el software semi-automático USM-IMA (Vinnert, et al., 2009) desarrollado en MATLAB el cual permite estimar el diámetro de burbujas suponiendo que éstas corresponden a elipsoides. La aplicación permite al usuario procesar manualmente aquellas burbujas que no presenten una buena estimación en la etapa de procesamiento automático. De esta forma, se reduce el error al evaluar burbujas de gran tamaño y clusters de burbujas.

Una vez identificados los diámetros de burbuja, se estimaron los siguientes parámetros, respecto a la población total:

- Histogramas de Frecuencia.

- % Pasante Acumulado de Frecuencia.
- % Pasante Acumulado de Superficie.
- % Pasante Acumulado en Volumen.

2.4. Condiciones de Operación

La Tabla 2.3 presenta la información de tonelaje, porcentaje de sólidos, P_{80} , pH, ley de Cu y ley de Fe en la alimentación global planta, informadas por el sistema PI durante los muestreos realizados en cada planta. Exceptuando la granulometría, se observa una similitud entre la operación de Planta A con la de la Planta B. Planta C, por su parte, presentó mayor tonelaje y ley de Cu y menor porcentaje de sólidos y ley de Fe.

Tabla 2.3 Condiciones de alimentación de las plantas, registradas por el sistema PI.

Planta	A	B	C
Tonelaje, tph	3512	3346	5163
Sólidos, %	35.7	37.0	25.5
P_{80} , μm	145	209	152
pH	8.3	7.5	10.6
Ley Cu %	0.46	0.37	0.71
Ley Fe%	4.6	5.2	2.2

La Tabla 2.4 presenta el rango y el promedio (en paréntesis) de alturas de espuma de las etapas *Rougher*, *Scavenger*, Primera Limpieza y Columnas durante los muestreos realizados en cada planta, informadas por el sistema PI. Planta C solo reportó información de la etapa de columnas. Se observa una alta variabilidad en todas las etapas y altos valores de en la etapa *Rougher* de Planta A y B, incluso mayores a etapas de Limpieza, lo que habla de una posible operación desacelerada (baja recuperación másica). Además, Planta A y B presentan valores bajos para una etapa columnar, la cual debería estar en torno a los 100 cm.

Tabla 2.4 Condiciones de alturas de espuma de las plantas, registradas por el sistema PI.

Altura de Espuma, cm	Planta A	Planta B	Planta C
<i>Rougher</i>	20-50 (34)	8-78 (46)	-
Primera Limpieza	7-50 (14)	12-74 (34)	-
<i>Scavenger</i>	4-25 (6)	12-76 (41)	-
Columnas	34-83 (51)	17-64 (20)	20-150 (75)

2.5. Ajuste de Balance de Materiales (Global y Cinético)

Luego de la recepción de los resultados de los análisis químicos de las muestras obtenidas en los muestreos efectuados en las plantas de flotación, se realizó un ajuste de balance considerando Cobre (Cu), Hierro (Fe) e Insolubles (Ins) en un software desarrollado en Microsoft Excel, donde a partir de un análisis de nodos se ajusta la masa de cada componente en las corriente del circuito (Vinnett, et al., 2016).

Para realizar el ajuste de balance de materiales se consideraron los siguientes criterios:

- Se utilizaron datos de los muestreos globales y cinéticos entregados por las tres compañías mineras.
- Para el balance global no se fijó ninguna ley arbitrariamente.
- Para el balance cinético se fijaron las leyes de alimentación, concentrado global y relave de última celda, cuyos valores fueron ya ajustados para el balance global de la etapa.
- El ajuste de balance de materiales incorpora conjuntamente las leyes de Cu, Fe e insoluble en cada una de las corrientes del circuito.
- La estrategia empleada en el ajuste consiste en minimizar las desviaciones relativas (cuadráticas) de cada una de las leyes medidas, de manera de satisfacer las restricciones de balance global y por componentes (Vinnett, et al., 2016).

- La minimización de las desviaciones relativas es equivalente a suponer que las desviaciones estándares de los errores de leyes son proporcionales a los valores medidos.
- La suposición anterior es razonable tomando en cuenta los análisis químicos realizados a las muestras y el rango típico de leyes observado en los procesos de flotación.

La Figura 2.4 muestra el diagrama de nodos utilizado para realizar el ajuste de balance de las plantas concentradoras de Planta A y Planta C. Las filas *Rougher* fueron agrupadas formando sólo un nodo. Lo mismo se realizó para la etapa *Scavenger* y la etapa de columnas. El diagrama de nodos de la Planta B se puede observar en la Figura B.1 del Anexo B, el cual, como se mencionó en la descripción de la Figura 2.2, considera el adelantamiento del concentrado “Pre-Rougher” hacia la etapa de columnas.

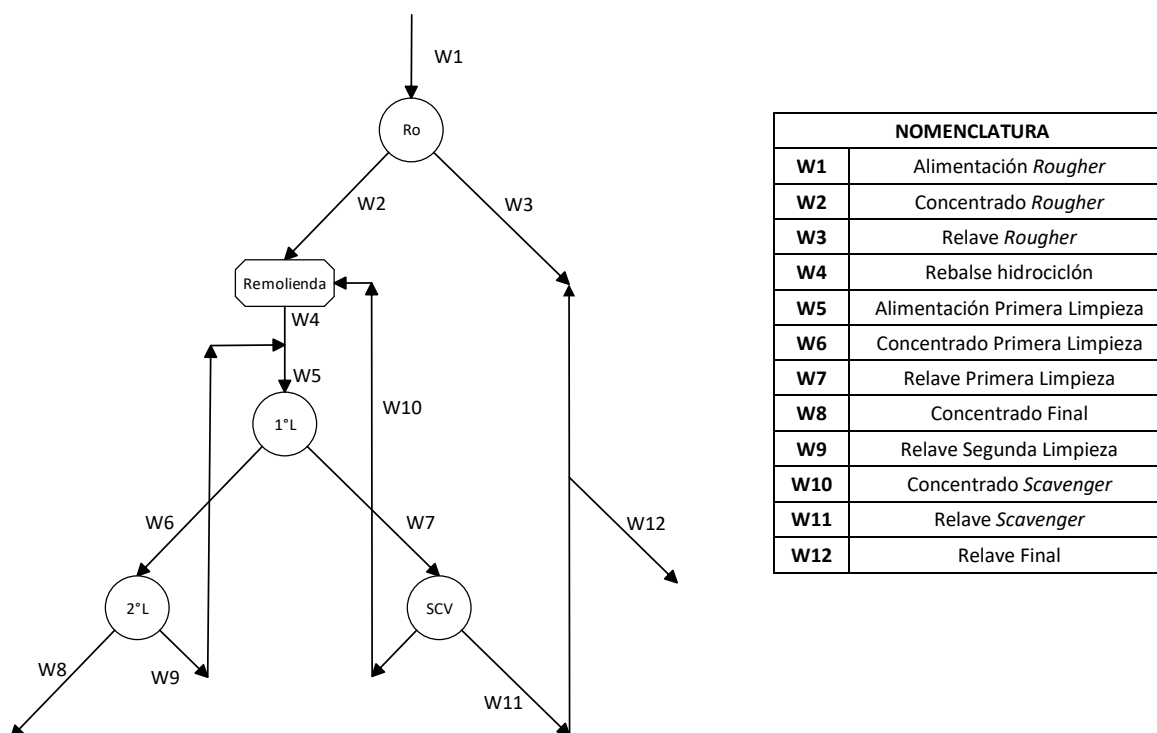
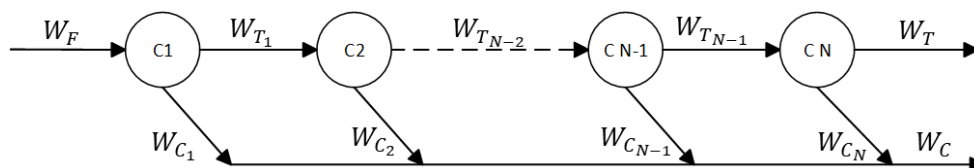


Figura 2.4 Diagrama de nodos Plantas tipo RCS.

La Figura 2.5 muestra el diagrama genérico utilizado para realizar el ajuste de balance cinético de las etapas de flotación muestreadas en cada una de las plantas concentradoras. La información de las corrientes W_F , W_C y W_T se fijan debido a que ya fueron ajustadas en el balance global de la planta.



NOMENCLATURA	
W_F	Alimentación Global de la etapa
W_{Ci}	Concentrado Celda i
W_{Ti}	Relave Celda i
W_C	Concentrado Global de la etapa
W_T	Relave Global de la etapa

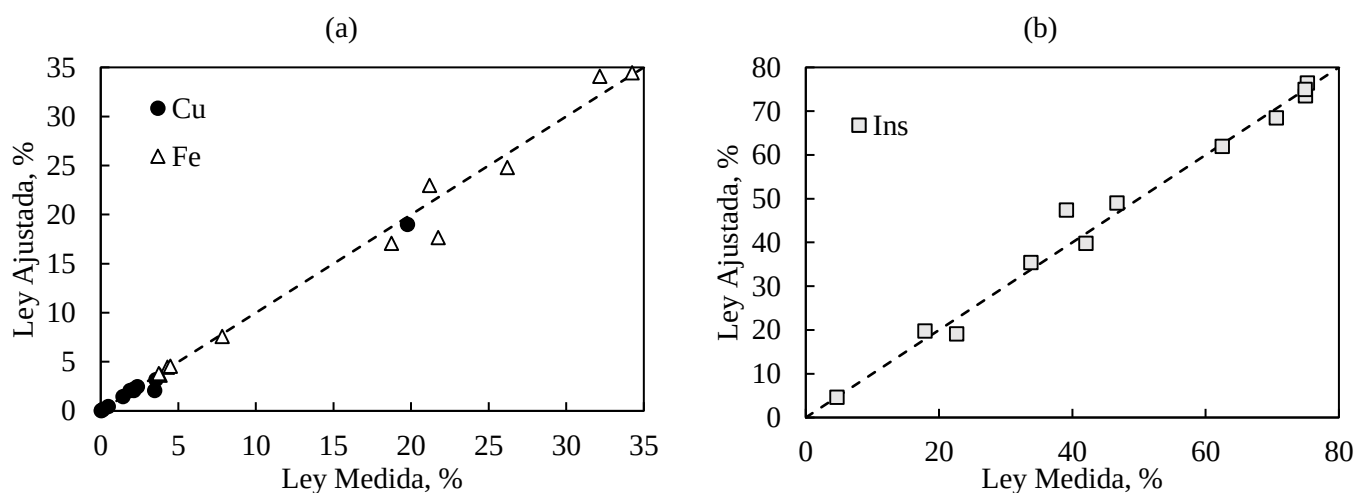
Figura 2.5 Diagrama genérico de banco de flotación de celdas en serie en plantas concentradoras.

CAPITULO III: Resultados

3.1. Presentación de Resultados

3.1.1. Ajuste de Balance Global

En total se realizaron nueve muestreos globales, de los cuales, tres se realizaron en la Planta A, dos en la Planta B y cuatro en la Planta C. En el ajuste de balance de cada muestreo, ningún caso mostró diferencias significativas entre las leyes medidas y ajustadas. Como ejemplo, la Figura 3.1 muestra el resultado del ajuste de balance de un muestreo por cada planta, el resultado de los demás muestreos, se observan en el Anexo C.



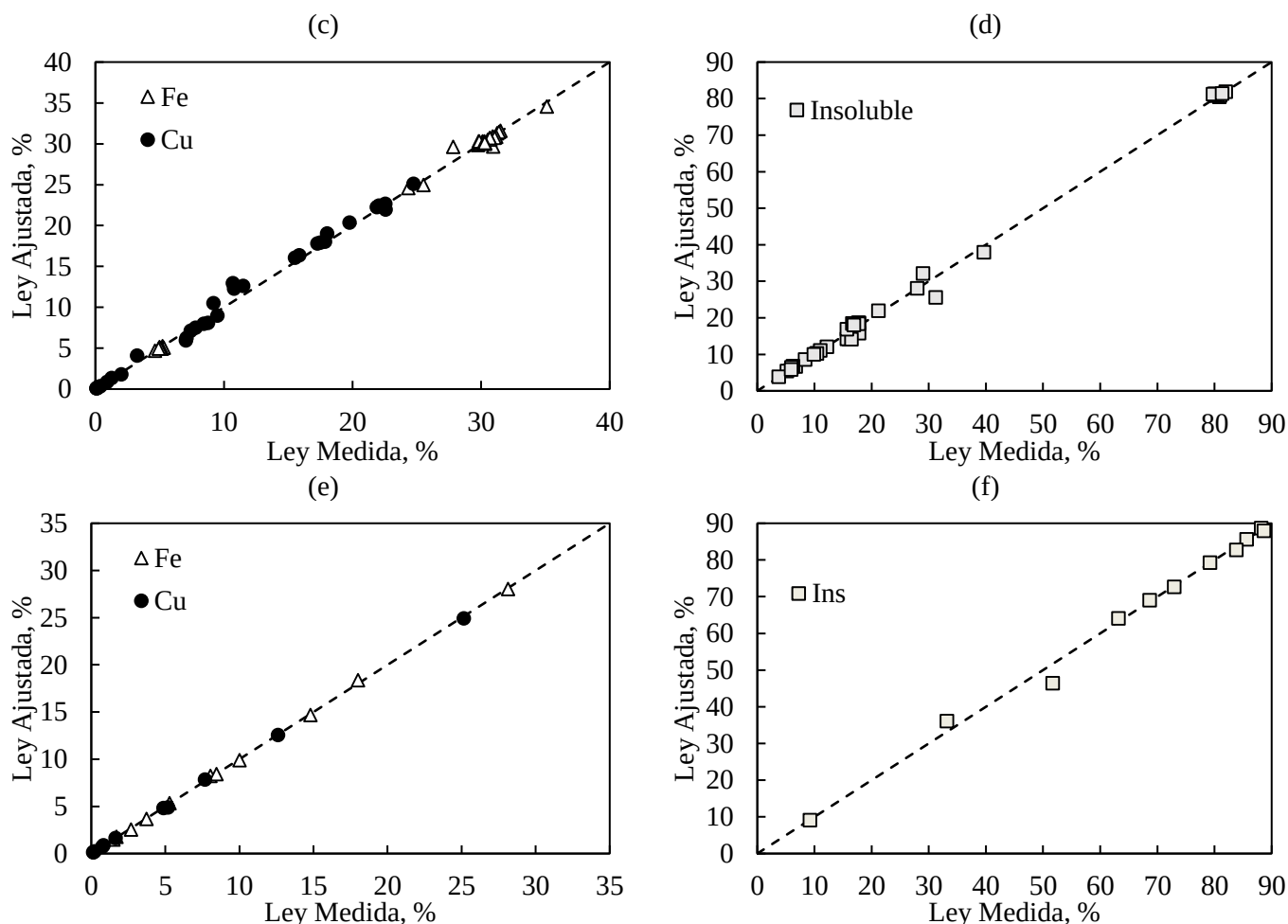


Figura 3.1 Ajuste de balance Muestreo Global en: (a) Cu-Fe Planta A, (b) Ins Planta A, (c) Cu-Fe Planta B, (d) Ins Planta B, (e) Cu-Fe Planta C, (f) Ins Planta C.

La Tabla 3.1 muestra el coeficiente de variación (ecuación 3.1) de la ley de Cu de cada corriente global muestreada por planta, el cual permite observar la homogeneidad de los valores obtenidos en cada muestreo, donde a menor CV, más homogéneos son los datos. Se observa que en promedio el coeficiente de variación fue un 9% para la Planta A, 12% para la Planta B y 13% para la planta C, valores aceptables debido a sus bajos porcentajes. Las mayores desviaciones porcentuales se observan en las corrientes que presentan menores leyes de Cu. Por ejemplo, en la cola *Rougher* de la Planta B, el coeficiente de variación es 26%, pero su desviación estándar es de solo 0.02%. Estas bajas desviaciones permiten utilizar los valores promedios de cada corriente para los distintos análisis a realizar en este capítulo y capítulos posteriores.

$$CV = \frac{\sigma}{\bar{X}} \quad (3.1)$$

Tabla 3.1 Coeficiente de variación de la ley de Cu de cada corriente global por planta.

Coeficiente de Variación, %	PLANTA A	PLANTA B	PLANTA C
Alimentación <i>Rougher</i>	1	8	15
Concentrado <i>Rougher</i>	11	2	10
Cola <i>Rougher</i>	10	26	15
<i>Overflow</i> hidrociclón	8	0	16
Alimentación 1º Limpieza	7	17	6
Concentrado 1º Limpieza	3	3	22
Cola 1º Limpieza	5	12	26
Concentrado Final	13	8	8
Cola 2º Limpieza	8	7	4
Concentrado <i>Scavenger</i>	10	8	10
Cola <i>Scavenger</i>	16	26	15
Cola Final	11	24	13
Promedio	9	12	13

La Tabla 3.2 muestra las recuperaciones másicas y de Cu promedio obtenidas a partir del ajuste de balance en cada planta. Se observaron menores recuperaciones de Cu en las Plantas B y C y menores recuperaciones másicas en Planta A y B, condicionadas principalmente por el rendimiento *Rougher*.

Tabla 3.2 Recuperaciones promedio de muestreos globales en Planta A, Planta B y Planta C.

Recuperaciones, %	Balance Ajustado					
	Planta A		Planta B		Planta C	
	Cu	Másica	Cu	Másica	Cu	Másica
<i>Rougher</i>	93	18	77	2	86	14
1º Limpieza	65	41	91	61	93	49
2º Limpieza	26	5	49	27	36	16
<i>Scavenger</i>	97	69	62	47	80	35
Limpieza Global	94	10	96	53	96	18
Planta	87	2	74	1	82	3

3.1.2. Ajuste de Balances Cinéticos

Posterior a los ajustes globales de cada planta, se realizaron ocho ajustes cinéticos, seis fueron para la etapa *Rougher* (dos en la Planta A y cuatro en la Planta C), uno de la etapa de Primera

Limpieza de la Planta A y uno de la etapa *Scavenger* de la Planta A. Los ajustes cinéticos *Rougher* de la Planta B fueron realizados en conjunto al ajuste global de la planta al no contar con la información completa del banco, por lo que se realizó un análisis de cinética corta (información de celdas 1 y 2 y del global del banco). En general, en las tres plantas, ningún muestreo mostró diferencias significativas entre las leyes medidas y ajustadas. Como ejemplo, la Figura 3.2 muestra el resultado del ajuste de balance cinético de un muestreo para la Planta A y uno para la Planta C. El resultado de los demás muestreos de cada planta se presentan en el Anexo C.

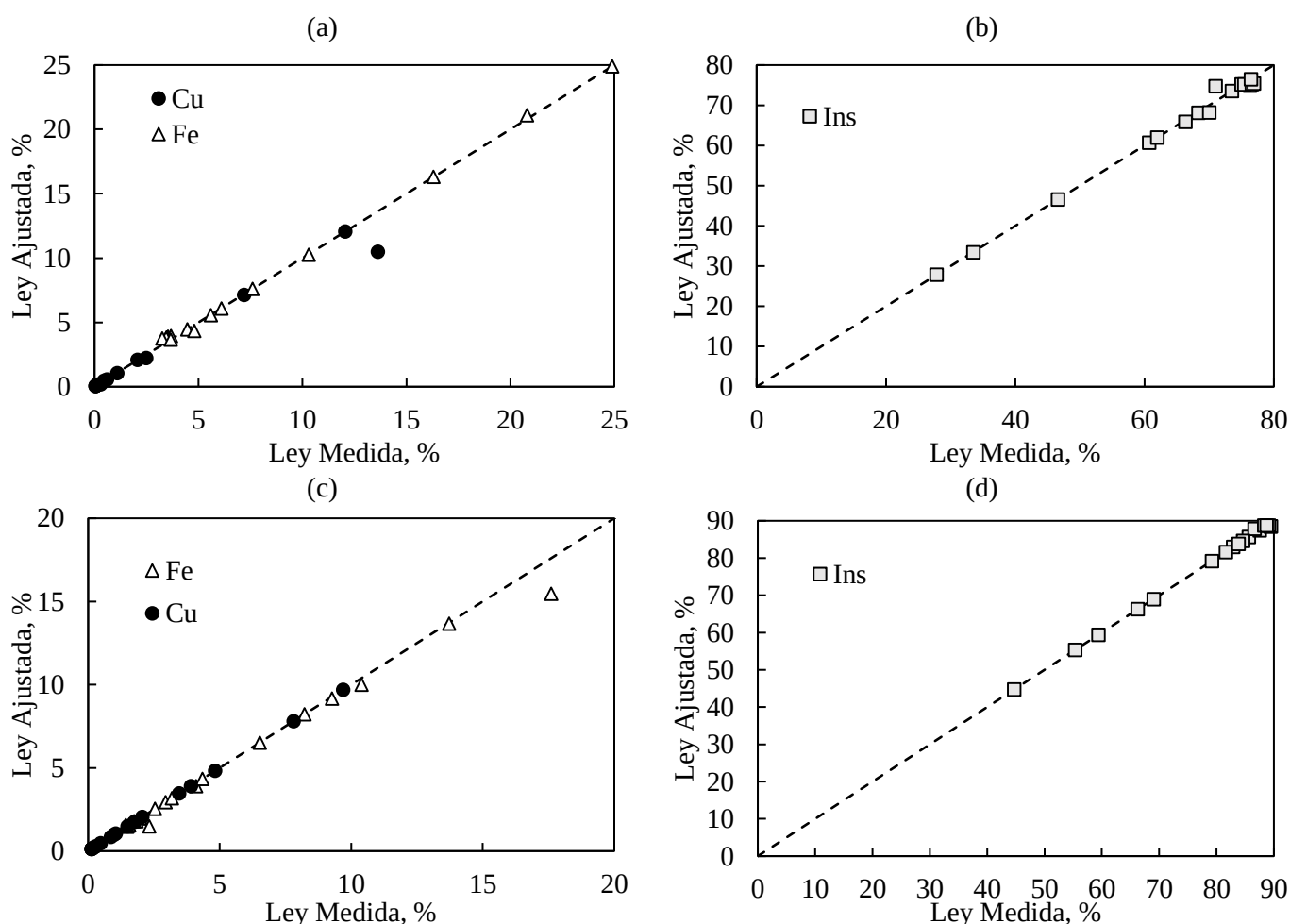


Figura 3.2 Ajuste de balance Muestreo Cinético en: (a) Cu-Fe *Rougher* Planta A, (b) Ins *Rougher* Planta A, (c) Cu-Fe *Rougher* Planta C, (d) Ins *Rougher* Planta C.

La Tabla 3.3 muestra las recuperaciones de Cu obtenidas a partir del ajuste de balance cinético de un muestreo por cada planta. Se observaron recuperaciones menores en las

Plantas B y C. Además, la recuperación acumulada a la última celda no presenta diferencias significativas respecto a lo obtenido en el ajuste global.

Tabla 3.3 Recuperaciones muestreo cinético, fila *Rougher*, Planta A, Planta B y Planta C.

N° Celda	Recuperación Acumulada, %		
	Planta A	Planta B*	Planta C
1	69.3	32.2	44.9
2	76.8	55.9	72.9
3	83.9		73.6
4	83.9		83.6
5	86.8		85.1
6	88.4		85.7
7	93.0 (Final)		87.3
8		78.9 (Final)	87.3
9			87.4 (Final)

*Solo se realizó cinética corta en el circuito *Rougher* de la Planta B

3.2. Comparación de Resultados

Se realizó la comparación de la operación de las tres plantas concentradoras entre sí y con sus respectivos valores de diseño.

3.2.1. Etapa *Rougher*

Alimentación

La Tabla 3.4 muestra el Tonelaje, Porcentaje de Sólidos, P_{80} y leyes ajustadas en la alimentación *Rougher* durante los muestreos realizados en Planta A, Planta B y Planta C. Además, se comparan los valores obtenidos con los valores de diseño de cada planta. Se observa que en las tres plantas, el tonelaje durante los muestreos es menor a lo propuesto por diseño, operando entre un 65% y un 83% de la capacidad real de la planta. El porcentaje de sólidos, exceptuando Planta C, muestra valores similares entre la operación actual y el diseño.

Respecto al P_{80} , se observa que la Planta A presenta el menor valor (145 μm), seguido por Planta C (152 μm) y Planta B (209 μm). Este alto valor en Planta B afecta considerablemente

el rendimiento de la operación *Rougher*, ya que como se mencionó en la descripción de la Figura 1.6, la dependencia de la recuperación con el tamaño de partícula es inversamente proporcional sobre los 150 μm . Finalmente, se observa que, en el caso de las plantas de mayor antigüedad (Planta A y Planta C), la ley de Cu alimentada es menor al valor de diseño. Lo anterior se debe a que, por las características geológicas de los pórfidos cupríferos de la zona norte de Chile, a medida que avanza la extracción de mineral del yacimiento, el mineral cambia desde uno con mayor contenido de calcosina (79.8%Cu) a uno con mayor calcopirita (34.6%Cu) (Veliz & Camacho, 2003). De esta forma, se genera una disminución en las leyes de Cu que se alimentan a la planta pese a mantener una ley similar de sulfuros de Cu.

Tabla 3.4 Comparación de variables en la alimentación Planta.

Planta	A		B		C	
	Muestreo	Diseño	Muestreo	Diseño	Muestreo	Diseño
Tonelaje, tph	3512	4654	3346	5125	5163	6250
Sólidos, %	36	37	37	32	26	33
P ₈₀ , μm	145	180	209	171	152	145
Ley Cu %	0.46	0.73	0.37	0.35	0.71	1.2

La Tabla 3.5 muestra la ley de Fe, ley de Ins y la razón Fe/Cu en la alimentación de cada planta. Se observa que las mayores leyes de Fe están en Planta A y Planta B, las que presentan menores leyes de Cu, y por ende, una mayor razón Fe/Cu. La Planta C presenta menor ley de Fe pero mayor ley de Insolubles (10% más que el promedio de las otras dos plantas).

Tabla 3.5 Ley de Fe y razón Fe/Cu en la alimentación Planta.

Planta	A	B	C
Ley Fe, %	4.6	5.2	2.2
Ley Ins, %	72.5	78.8	86.1
Fe/Cu	10.0	14.1	3.0

La Tabla 3.6 muestra los tiempos de residencia en la etapa *Rougher* de cada planta, calculados en base al tonelaje y porcentaje de sólidos en la alimentación planta detallados en la Tabla 3.4. Se observa que en las Plantas A y B, los tiempos de residencia son mayores a lo

establecido en el diseño debido a la disminución de tonelaje, sobretudo en la Planta B, donde se operó con un tiempo 94% mayor al diseño. A pesar de que aumentar el tiempo de flotación mejora la recuperación del banco, un exceso de tiempo favorece también la recuperación de minerales no valiosos, como la Pirita (Wong, et al., 2002). Lo anterior tiene mayor probabilidad de ocurrir al sobrepasar los 20 minutos de flotación, sobre todo en pH menores a 10 (Voigt, et al., 1994). En la Planta B, con un tiempo de residencia de 6.8 minutos por celda ya se sobrepasan los 20 minutos en la celda 3 de las 8 del banco. Este problema se acentúa aún más al observar que la Planta B es alimentada con una razón Fe/Cu de 14.1. La Planta C, por su parte, presenta un tiempo de residencia levemente menor, pese a tener un menor tonelaje, debido a que posee un porcentaje de sólido menor y por ende un flujo volumétrico de pulpa mayor.

Tabla 3.6 Tiempo de residencia en etapa *Rougher*.

Planta	A	B	C
Tiempo en Muestreos, min	29.4	54.4	36.9
Tiempo en Diseño, min	22.4	28.0	39.6

Concentrado *Rougher* y rendimientos metalúrgicos

Para una comparación equivalente, los resultados de la etapa *Rougher* de Planta B consideran una operación *Rougher* Global, es decir, considera al concentrado global de la etapa como la suma del concentrado de las 8 celdas del banco (*Pre-Rougher* + *Rougher*).

En la etapa *Rougher*, como en las etapas posteriores de cada planta, se presentan tres tipos de gráficas, la primera relaciona las leyes de concentrado de Cu con las recuperaciones de Cu de cada planta y se comparan con el punto de diseño. La segunda realiza el mismo ejercicio pero relaciona la razón de enriquecimiento de Cu con la recuperación másica de la etapa. La tercera compara las leyes de relave y alimentación de cada planta con sus valores de diseño. En las primeras dos gráficas, se incluye una curva (línea segmentada) que muestra la tendencia de la relación ley-recuperación de Cu o enriquecimiento-recuperación másica para desplazamientos de los puntos de operación.

La Figura 3.3 muestra los resultados metalúrgicos de la etapa *Rougher* de cada planta y los compara con los respectivos valores de diseño, de acuerdo a las desviaciones respecto a la línea de tendencia.

En la Figura 3.3a se muestra la relación entre la recuperación y la ley de Cu obtenida en la corriente de concentrado *Rougher* de las tres plantas concentradoras, donde en los tres casos, la recuperación es menor a la establecida por diseño, desde una diferencia de 1.2% en Planta A hasta 12.6% en Planta B. Además, tanto en Planta A como en Planta C, la ley de concentrado de Cu también es menor al valor de diseño, principalmente por la disminución en la ley de alimentación desde 0.73% hasta 0.46% en la Planta A y desde 1.20% hasta 0.71% en la Planta C. Esto genera el desplazamiento descendente desde el punto de diseño hasta el punto de operación (Cropp, et al., 2013). Lo anterior no ocurre en la Planta B, porque durante el muestreo fue alimentada con un mineral de ley levemente superior a la establecida por diseño (0.37% en vez de 0.35%). Pese a esto, se observa un considerable desplazamiento, siguiendo la curva de tendencia, desde un punto de mayor recuperación y menor ley a uno con menor recuperación y mayor ley.

En la Figura 3.3b se muestra la relación entre la recuperación másica y la razón de enriquecimiento de Cu en la etapa *Rougher* de las tres plantas concentradoras, donde en los tres casos, la recuperación másica es menor y el enriquecimiento es mayor a lo establecida por diseño. En el caso de Planta A y de Planta C, los desplazamientos se deben únicamente a la disminución en la ley de alimentación, donde para obtener una ley de concentrado cercana al valor de diseño, se debió desacelerar el proceso, favoreciendo el enriquecimiento por sobre la recuperación del proceso. En Planta B por su parte, el desplazamiento mostrado se debe principalmente a decisiones operacionales.

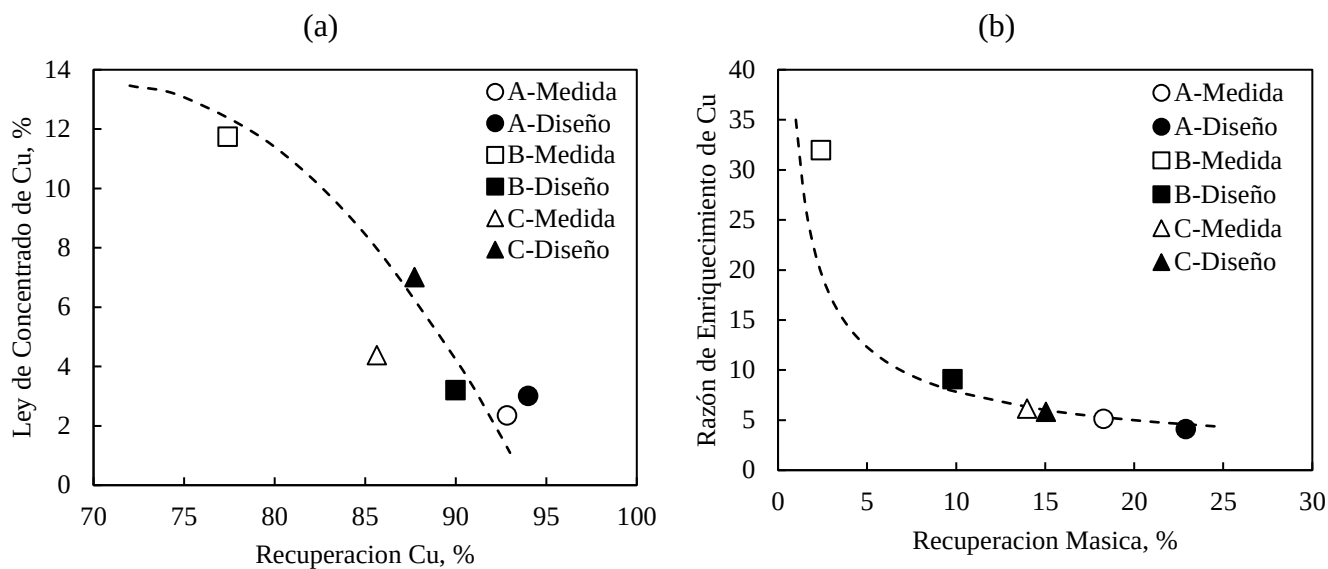


Figura 3.3 Resultados metalúrgicos de la etapa Rougher:
a: Ley de concentrado vs recuperación de Cu, b: Razón de enriquecimiento vs Recuperación másica.

Relave Rougher

La Figura 3.4 muestra las leyes de relave *Rougher* de cada planta en comparación con lo establecido por diseño. Además, se compara la razón entre las leyes actuales y las de diseño en los relaves (recta segmentada) y alimentaciones (recta continua). Se observa que en todos los casos, la ley de relave se comporta de igual forma que la alimentación, es decir, menor en el caso de las Plantas A y C y mayor para el caso de Planta B. Además, se observa que al comparar las razones de leyes “Medida/Diseño”, tanto Planta A como Planta C presentan valores similares entre la alimentación y el relave (0.6-0.7 aproximadamente). Para la Planta B, debido a su menor recuperación, la razón aumenta considerablemente desde 1.1 en la alimentación hasta 2.2 en el relave.

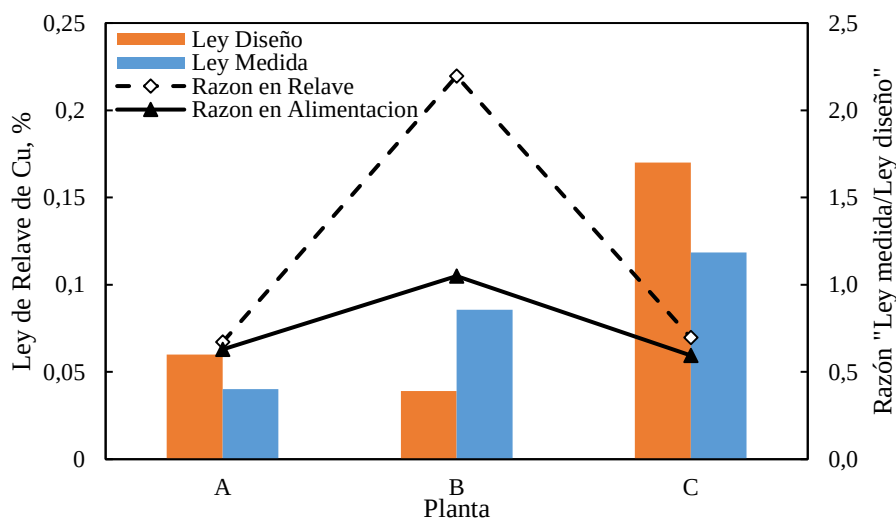


Figura 3.4 Leyes de relave Rougher, medidas versus diseño.

Cinéticas Rougher

La Tabla 3.7 y Figura 3.5 muestran los resultados del ajuste cinético de Klimpel realizado a un muestreo en cada planta. Se observa que la Planta A presenta la mayor recuperación *Rougher*, seguido por Planta C y finalmente Planta B. Lo anterior se debe a que la Planta A presenta la mayor recuperación en la celda 1 (62% aproximadamente), lo que se traduce en una constante cinética ($k_{\max}$) de 1.23 min^{-1} . Las siguientes 6 celdas recuperan un 31% hasta alcanzar la recuperación final de 93%, solo 3% menor a la recuperación máxima del banco. Lo contrario ocurre en la Planta B, donde la recuperación en la primera celda es de solo 39%, obteniendo una constante cinética ($k_{\max}$) de 0.54 min^{-1} . Las siguientes 7 celdas recuperan un 41% hasta alcanzar un 80% final, lo cual es 7% menor a la recuperación máxima del banco. La Planta C presenta un comportamiento intermedio entre las otras dos plantas.

Tabla 3.7 Resultados Ajustes Cinéticos Rougher.

Planta	A	B	C
Recuperación Celda 1, %	61.8	39.0	49.8
Recuperación Banco, %	92.5	80.1	84.9
$k_{\max}$, min^{-1}	1,23	0,54	0,81
$R_{\max}$, %	95.6	86.8	88.9

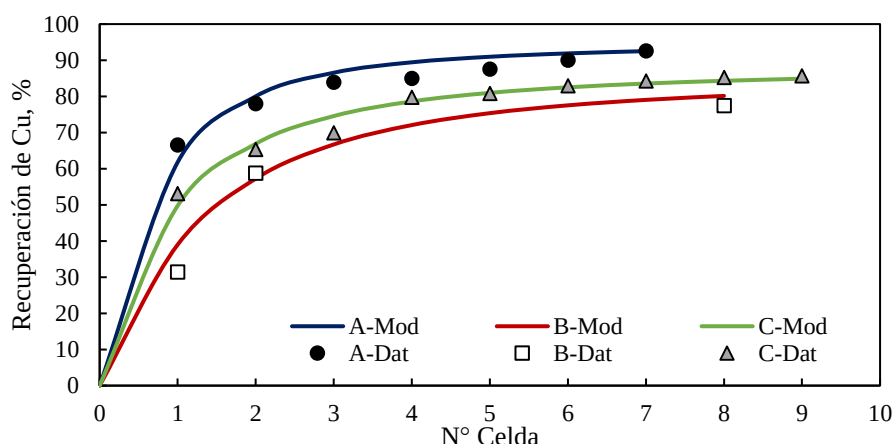


Figura 3.5 Curvas Cinéticas Ajustadas en la etapa *Rougher* de cada planta.

La Figura 3.6 muestra los perfiles de leyes, altura de espuma y recuperación másica acumulativa a lo largo del banco para en la etapa *Rougher* de Planta A, Planta B y Planta C.

En la Figura 3.6a se observa que para la Planta A, hasta la celda 5, las leyes responden a las variaciones de alturas de espuma con una disminución gradual de Cu y Fe y un aumento de Insoluble. Luego de la celda 5, pese a una leve disminución en la altura de espuma, se observa un aumento notorio en la ley de Insoluble, lo cual se debe al gran aumento de la recuperación másica en las últimas celdas, lo que favorece el arrastre hidráulico de partículas ultra-finas de ganga, que es directamente proporcional a la recuperación másica (Singh & Finch, 2014). Lo anterior genera una significativa disminución en la ley de Cu en el concentrado, la que hasta la celda 4 presentaba valores de 6.7%Cu (8.8% acumulativo) y que, finalmente, alcanza un valor de 2.3%Cu como ley de concentrado global *Rougher*.

En la Figura 3.6b se observa que en la Planta B, la operación esta considerablemente desacelerada, con una altura de espuma de 71 cm en la primera celda, lo que genera una recuperación másica de 0.76% y una ley de 17%Cu en su concentrado. La recuperación másica aumenta solo hasta 2.4% a una tasa de aumento promedio de 0.24% en cada celda, lo que genera un concentrado global de 11.7%Cu, pero con una recuperación de Cu de solo 77.4%.

En la Figura 3.6c, comparado a las otras dos plantas, se observa que Planta C presenta una operación más equilibrada, con alturas de espuma que no sobrepasan los 23 cm y una recuperación másica que decrece gradualmente a lo largo del banco. La operación de las primeras celdas es poco eficiente debido a que la primera celda, que debería obtener el concentrado de mejor ley, presenta una ley de solo 6%Cu, lo que genera una ley global *Rougher* de 4.4%Cu.

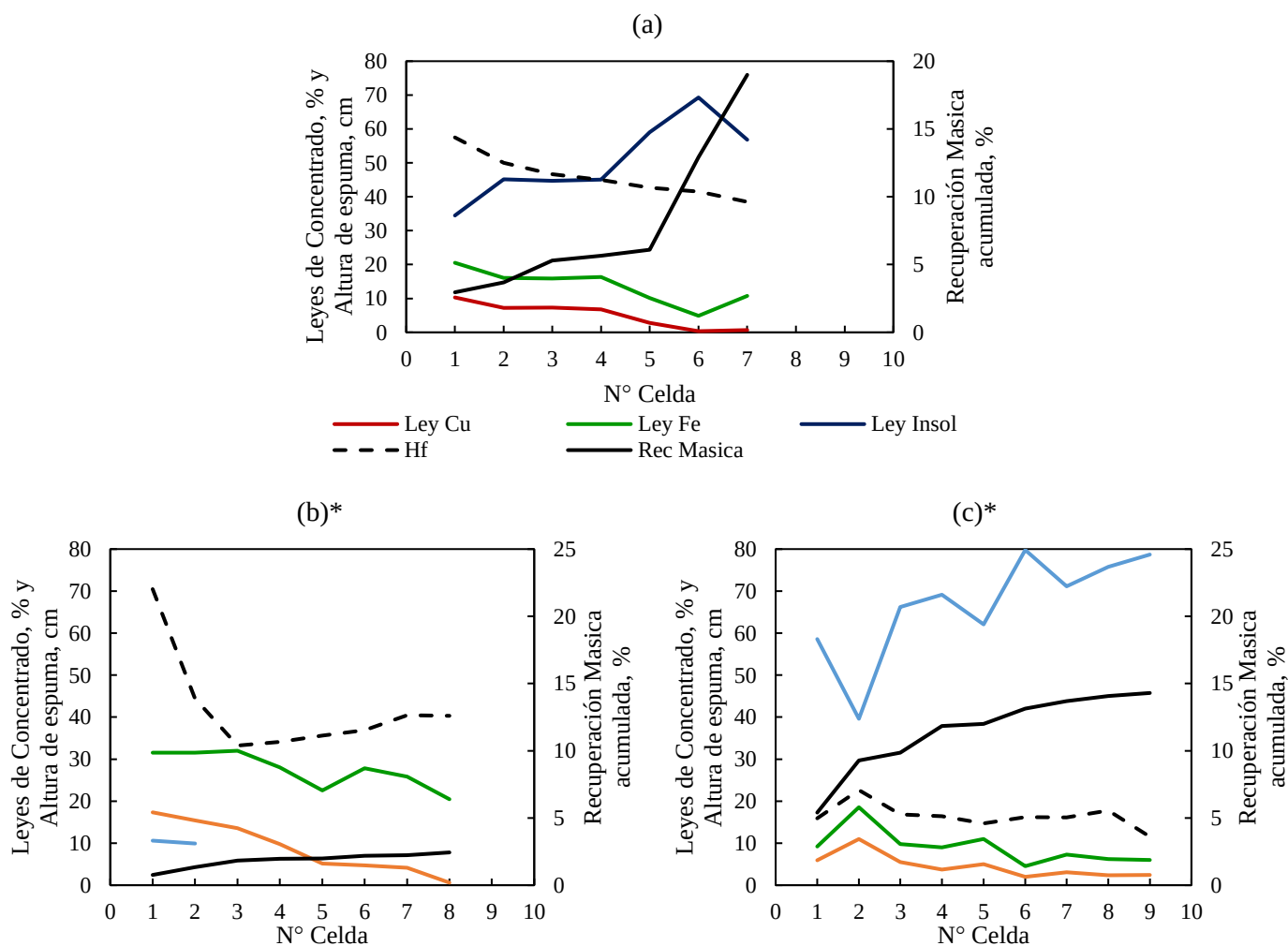


Figura 3.6 Perfiles de leyes, altura de espuma y recuperación másica a lo largo del banco para: (a) Planta A, (b) Planta B, (c) Planta C.

*Valores celda a celda basada en información histórica: Leyes y recuperación másica desde celda 3 a 8 en Planta B y alturas de espuma en Planta C.

3.2.2. Primera Limpieza

Respecto a la Planta B, la alimentación a Primera Limpieza considera los concentrados *Rougher* (celdas 3 a 8) y *Scavenger*, y el relave de Columnas. Para las plantas A y C, se consideran los flujos descritos en la Figura 2.2.

Alimentación

La Tabla 3.8 muestra el promedio del tonelaje, porcentaje de sólidos, P_{80} y leyes ajustadas en la alimentación a Primera Limpieza en las plantas A, B y C. Además, se comparan los valores obtenidos con los valores de diseño de cada planta. Para la Planta A, se observa que el tonelaje durante los muestreos fue mayor al diseño (166% de la capacidad). La Planta B presentó un tonelaje menor al diseño (54% de la capacidad) y la Planta C un tonelaje levemente mayor al diseño (112% de la capacidad). El porcentaje de sólidos, exceptuando la Planta C, muestra valores superiores al diseño, entre 3.7% (Planta A) y 6.9% (Planta B) mayor (absoluto).

Respecto al P_{80} , se observa que Planta A presenta el menor valor (38 μm), seguido por Planta B (42 μm) y Planta C (55 μm). La Planta C presenta un P_{80} 45% mayor a la Planta A, pero no se observan diferencias significativas en la recuperación de la etapa, posiblemente porque la Planta A tuvo menor ley de alimentación. Finalmente, para las tres plantas, se observa que la ley de Cu alimentada a la Primera Limpieza es menor a la propuesta por diseño. Lo anterior se debe, principalmente, a la menor ley de concentrado obtenida en la etapa *Rougher*.

Tabla 3.8 Comparación de variables en la alimentación a Primera Limpieza.

Planta	A		B		C	
	Muestreo	Diseño	Muestreo	Diseño	Muestreo	Diseño
Tonelaje, tph	3142	1888	191	355	1873	1673
Sólidos, %	25.6	21.9	24.8	17.9	20.7	24
P_{80} , μm	37.8	-	41.5	36	54.7	-
Ley Cu %	2.2	4.8	6.8	8.5	5.3	7.6

La Tabla 3.9 muestra la ley de Fe, ley de Ins y la razón Fe/Cu en la alimentación a Primera Limpieza. Se observa que se mantiene la tendencia de la alimentación planta, con mayor ley

de Fe y menor ley de Insoluble en Planta A y Planta B. Además, si se comparan las razones Fe/Cu en la alimentación a Primera Limpieza con las de alimentación planta, se observa que Planta A aumentó su valor desde 10 a 12, lo que representa una baja eficiencia en la depresión de Fe en el circuito. En cambio, Planta B y Planta C muestran reducciones en la razón Fe/Cu de 14 a 4.6 y de 4.6 a 1.9, respectivamente.

Tabla 3.9 Ley de Fe y razón Fe/Cu en la alimentación a Primera Limpieza.

Planta	A	B	C
Ley Fe, %	25.5	30.8	10.4
Ley Ins, %	33.4	19.5	65.8
Fe/Cu	11.8	4.6	1.9

La Tabla 3.10 muestra los tiempos de residencia en la Primera Limpieza de cada planta, los cuales se calcularon en base al tonelaje y porcentaje de sólidos en la alimentación planta detallados en la Tabla 3.8. Se observa que en las Plantas A y C, debido al aumento de tonelaje alimentado a la Primera Limpieza, los tiempos de residencia son menores a lo establecido en el diseño, sobretodo en Planta A, donde se operó con un tiempo 38% menor al diseño. Contrario a lo anterior, Planta B presenta un tiempo de residencia 281% mayor al diseño, lo cual favorece la recuperación de minerales no valiosos.

Tabla 3.10 Tiempo de residencia en Primera Limpieza.

Planta	A	B	C
Tiempo en Muestreos, min	7.5	98.4	27.5
Tiempo en Diseño, min	10.5	35.2	32.0

Concentrado de Primera Limpieza y rendimientos metalúrgicos

La Figura 3.7 muestra los resultados metalúrgicos obtenidos en la Primera Limpieza de cada planta y se comparan con los respectivos valores de diseño.

En la Figura 3.7a se presenta la recuperación y la ley de Cu obtenida en la corriente de concentrado de Primera Limpieza en las tres plantas concentradoras. En los tres casos, la ley de concentrado es menor a la ley de diseño, desde una diferencia de 4.4% en Planta C hasta

8.7% en Planta A, lo que se debe principalmente a la menor ley de alimentación, con valores entre 1.3 a 2.2 veces menor a lo establecido en el diseño de cada planta. Estas menores leyes de alimentación responden al descenso desde el punto de diseño hasta el punto de operación de cada planta. Sin embargo, las menores recuperaciones en las Plantas A y B se deben a pérdidas de Cu por ineficiencia operacional (Cropp, et al., 2013). Lo anterior no ocurre en Planta C, donde disminuyó la ley pero aumentó la recuperación, lo cual corresponde al aceleramiento del proceso.

En la Figura 3.7b se muestra la relación entre la recuperación másica y la razón de enriquecimiento de Cu en la Primera Limpieza, donde en los tres casos la recuperación másica es mayor y el enriquecimiento es menor o igual (Planta C) a lo establecida por diseño. En el caso de Planta A, que presenta el mayor desplazamiento, el aumento en la recuperación másica se suma a un menor tiempo de residencia, generando una notoria disminución en la selectividad del proceso. Para Planta B, la reducción de selectividad se genera tanto por el aumento en la recuperación másica como por el exceso de tiempo de residencia del banco, lo que favorece la recuperación de otras especies minerales. La Planta C por su parte, mantiene la razón de enriquecimiento y aumenta la recuperación, lo cual es un resultado favorable. No obstante, debido a la menor ley de alimentación, se debió favorecer el enriquecimiento de la etapa, obteniéndose una corriente de mejor calidad que favorece el rendimiento de la siguiente etapa.

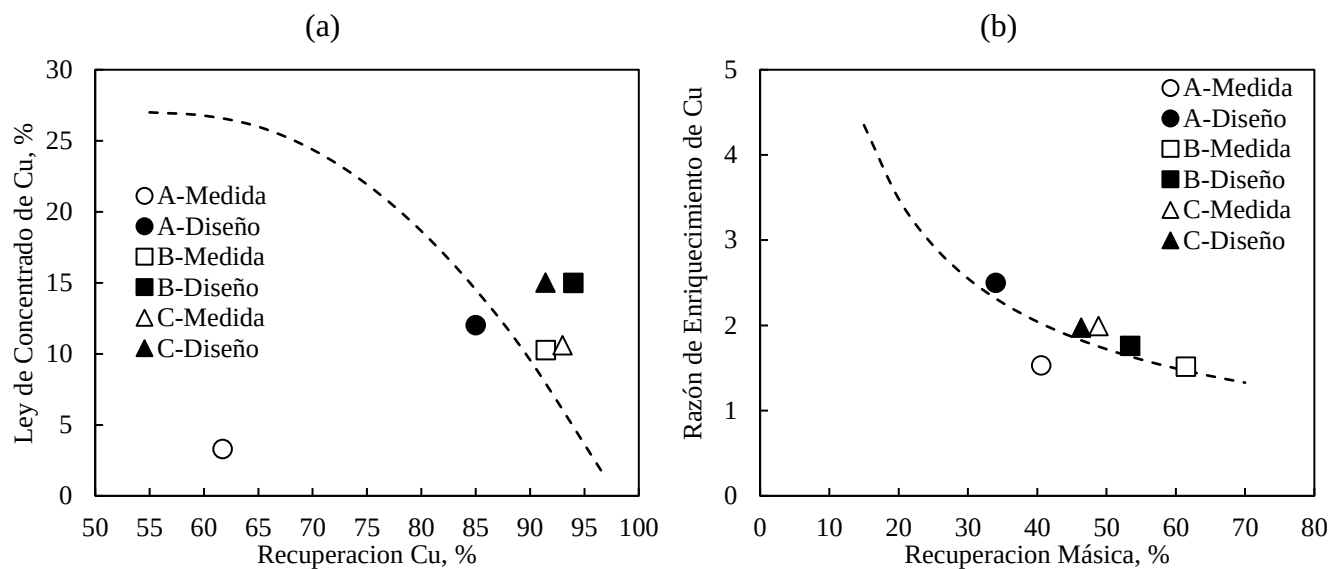


Figura 3.7 Resultados metalúrgicos de la Primera Limpieza:
a: Ley de concentrado vs recuperación de Cu, b: Razón de enriquecimiento vs Recuperación másica.

Relave de Primera Limpieza

La Figura 3.8 muestra las leyes de relave de Primera Limpieza obtenidas en cada planta y las compara con el diseño. Además, se compara la razón entre las leyes actuales y las de diseño en las corrientes de relave y alimentación. En la alimentación, la ley de Cu fue menor en todos los casos (razones menores a 1.0), pero la ley de relave durante el muestreo de Planta A fue 1.3 veces mayor (1.4%Cu), lo cual no ocurre en las Plantas B y C, donde las razones se mantuvieron menores 1.0. El comportamiento en la Planta A, debido a su menor recuperación y enriquecimiento, genera una mayor pérdida de Cu, la cual debe ser recuperada, en parte, en la etapa *Scavenger*.

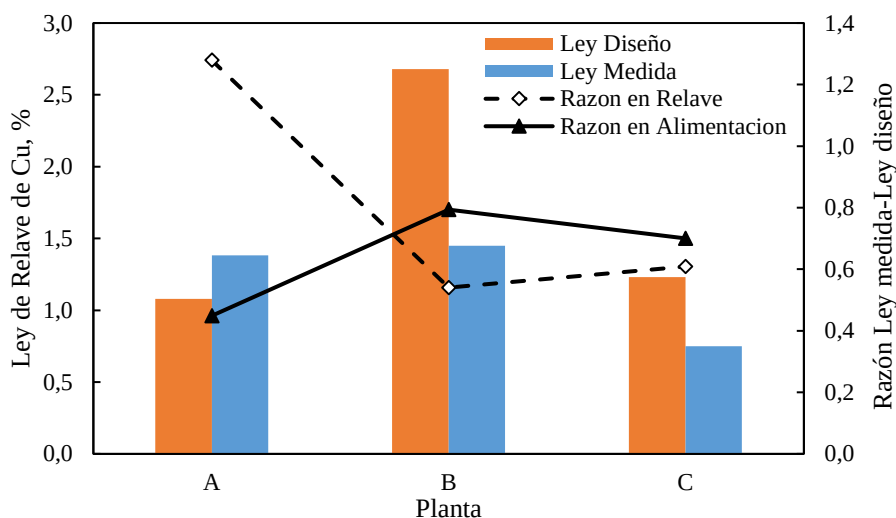


Figura 3.8 Leyes de relave de Primera Limpieza, medidas versus diseño.

Cinética de Primera Limpieza

Para el caso de la Primera Limpieza, se realizó un muestreo Cinético solo en la Planta A. Los resultados del modelo de Klimpel se muestran en la Tabla 3.11 y en la Figura 3.9, donde se observa el resultado de operar con un tiempo de residencia total de 7.5 min. La recuperación de la primera celda solo alcanza el 28%, lo que se traduce en una constante cinética de 0.78 min^{-1} . Luego las siguientes 4 celdas recuperan un 38% hasta alcanzar una recuperación final de 65.6%, 16.7% menor a la recuperación máxima del banco. Esta diferencia de recuperación se debe principalmente al bajo tiempo de flotación del mineral al ingresar al banco, lo cual se aprecia también al observar la curva del modelo cinético, la cual a la celda 5 aún no logra alcanzar un nivel de respuesta, como se observa en las celdas finales de la etapa *Rougher* (ver Figura 3.5).

Tabla 3.11 Resultados Ajustes Cinéticos de Primera Limpieza, Planta A.

Planta	A
Recuperación Celda 1, %	28.0
Recuperación Banco, %	65.9
$k_{\text{max}}, \text{min}^{-1}$	0.78
$R_{\text{max}}, \%$	82.6

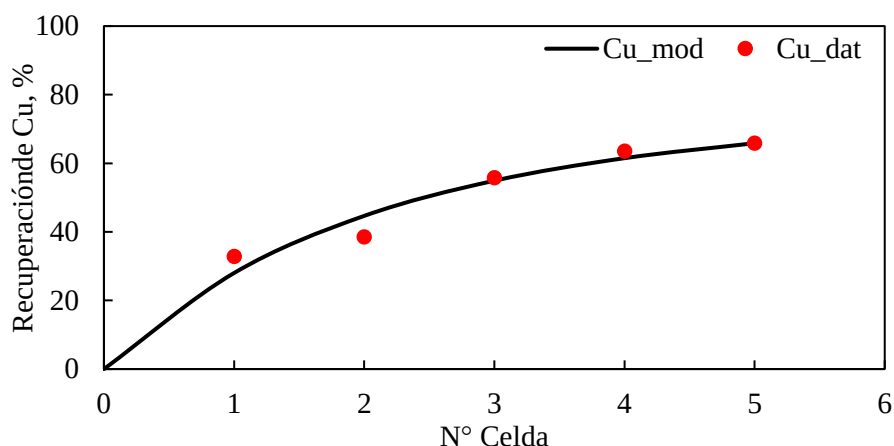


Figura 3.9 Ajuste de modelo cinético de Klimpel de Primera Limpieza, Planta A.

La Figura 3.10 muestra los perfiles de leyes de Cu y Fe, altura de espuma y recuperación másica acumulativa a lo largo del banco para la Primera Limpieza en Planta A. Se observa que la ley de Cu responde correctamente ante los cambios de altura de espuma. Por su parte, ley de Fe aumenta sostenidamente desde 30% hasta 43%. Lo anterior se debe a que gran porcentaje del Fe puede encontrarse como Pirita, la cual, como se mencionó en el análisis de la etapa *Rougher*, puede “activarse” y recuperarse por colección. Sumado a esto, si se considera que el P_{80} de alimentación fue de 38 μm y que la recuperación másica fue de 41%, entonces la Pirita se pudo haber recuperado tanto por colección (“activación”) como por arrastre hidráulico de partículas ultra-finas. Lo anterior genera un significativo aumento en la ley de Fe en el concentrado.

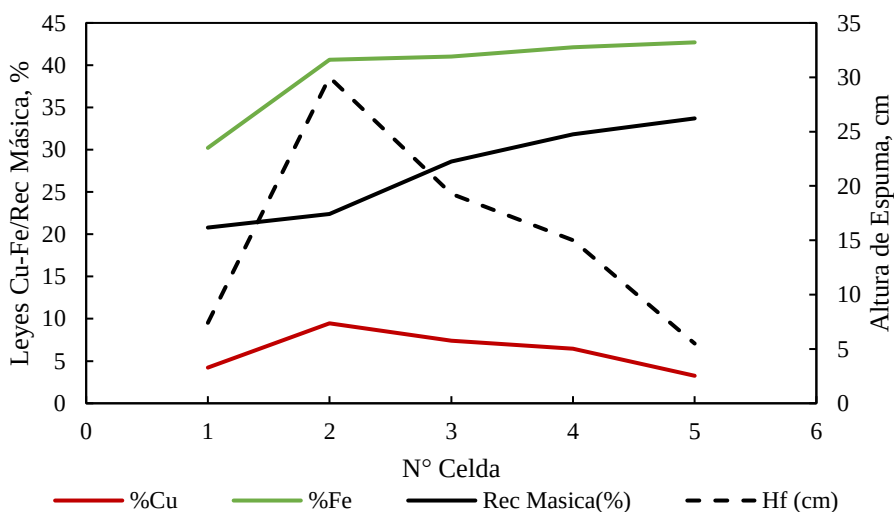


Figura 3.10 Perfiles de leyes de Cu y Fe, altura de espuma y recuperación másica a lo largo del banco de Primera Limpieza de Planta A.

3.2.3. Scavenger

Alimentación

La Tabla 3.12 muestra el Tonelaje, Porcentaje de Sólidos, P_{80} y leyes ajustadas en la alimentación a la etapa *Scavenger* durante los muestreos realizados en Planta A, Planta B y Planta C. Además, se comparan los valores obtenidos con el diseño de cada planta. Al ser la corriente de relave de Primera Limpieza la alimentación *Scavenger*, muestra tendencias similares a las observadas en la etapa anterior, con mayor tonelaje en Planta A (150% de la capacidad) y Planta C (102% de la capacidad) y menor tonelaje en Planta B (44% de la capacidad). El porcentaje de sólidos muestra valores inferiores al diseño, entre 2.5% y 10.6% menor (absoluto).

Respecto al P_{80} , se observa que la Planta A no presenta información, mientras que el menor valor lo obtiene Planta B (42 μm) y luego Planta C (51 μm). Respecto a las leyes de Cu, condicionada por la operación de Primera Limpieza, Planta A presenta una ley mayor al diseño (1.3 veces mayor). Para las otras 2 plantas, se observa que la ley de Cu alimentada a la etapa *Scavenger* es menor a la propuesta por diseño.

Tabla 3.12 Comparación de variables en la alimentación a etapa *Scavenger*.

Planta	A		B		C	
	Muestreo	Diseño	Muestreo	Diseño	Muestreo	Diseño
Tonelaje, tph	1868	1249	73	165	913	899
Sólidos, %	18	21	15	25	15	21
P ₈₀ , µm	-	-	36	68	51	-
Ley Cu %	1.4	1.1	1.4	2.7	0.7	1.2

La Tabla 3.13 muestra la ley de Fe, ley de Insoluble y la razón Fe/Cu en la alimentación *Scavenger*. Se observa que se mantiene la tendencia observada en la alimentación planta, con mayor ley de Fe y menor ley de Insoluble en Planta A y Planta B. Además, si se comparan las razones Fe/Cu en la alimentación *Scavenger* (cola Primera Limpieza) con las de alimentación Primera Limpieza se puede evaluar el grado de rechazo de Pirita en la etapa de Primera Limpieza, donde a mayor aumento de la razón Fe/Cu representa mayor rechazo de Pirita, lo cual se observa en la Planta B con un aumento de 359% entre una corriente y otra.

Tabla 3.13 Ley de Fe y razón Fe/Cu en la alimentación *Scavenger*.

Planta	A	B	C
Ley Fe, %	18.7	30.2	4.9
Ley Ins, %	45.3	27.0	75.4
Fe/Cu	13.6	20.9	6.5

La Tabla 3.14 muestra los tiempos de residencia en la etapa *Scavenger* de cada planta, los que fueron calculados en base al tonelaje y porcentaje de sólidos en la alimentación planta detallados en la Tabla 3.12. En las Plantas A y C, los tiempos de residencia fueron menores a lo establecido en el diseño debido al aumento de tonelaje alimentado a la etapa *Scavenger*, sobretodo en Planta A, donde se operó con un tiempo 42% menor al diseño. Contrario a lo anterior, Planta B presentó un tiempo de residencia 456% mayor al diseño, lo cual favorece la recuperación de minerales no valiosos.

Tabla 3.14 Tiempo de residencia en la etapa *Scavenger*.

Planta	A	B	C
Tiempo en Muestreos, min	20.4	210.0	30.0
Tiempo en Diseño, min	33.6	37.8	44.0

Concentrado *Scavenger* y rendimientos metalúrgicos

La Figura 3.11 muestra los resultados metalúrgicos obtenidos en la etapa *Scavenger* de cada planta muestreada y los compara con los respectivos valores de diseño de cada planta.

En la Figura 3.11a se muestra la relación entre la recuperación y la ley de Cu obtenida en la corriente de concentrado *Scavenger* en las tres plantas concentradoras. En los tres casos, la ley de concentrado fue menor a la establecida por diseño, desde una diferencia de 2.1% en Planta A hasta 6.1% en Planta B. Lo anterior, exceptuando la Planta A, se debe principalmente a la menor ley de alimentación, con valores 1.7 veces menor a lo establecido en el diseño. Sin embargo, la disminución de recuperación, sobretudo en la Planta B, se debe a pérdidas de Cu por ineficiencia operacional. Esto no ocurre en la Planta A, donde disminuyó la ley de concentrado pero aumentó la recuperación, lo cual es una respuesta esperable ante una operación más acelerada del proceso.

En la Figura 3.11b se muestra la relación entre la recuperación másica y la razón de enriquecimiento de Cu en la etapa *Scavenger*. En los tres casos la recuperación másica y el enriquecimiento fueron menores a lo establecido por diseño. En el caso de la Planta A, al igual que en la Primera Limpieza, el aumento en la recuperación másica se suma a un menor tiempo de residencia, generando una notoria disminución en la selectividad del proceso, con enriquecimientos cercanos a 1.0. Para la Planta B, la reducción de selectividad se genera tanto por el aumento en la recuperación másica como por el exceso de tiempo de residencia del banco, lo que favorece la recuperación de otras especies minerales. La Planta C también reduce su razón de enriquecimiento por el aumento de recuperación másica.

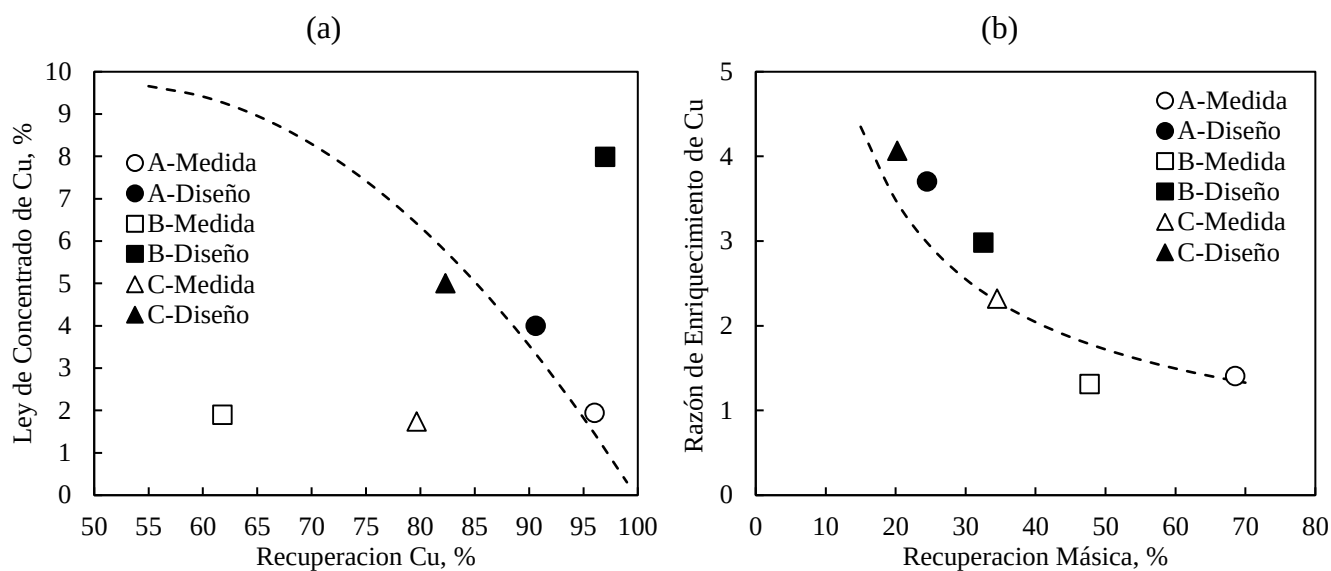


Figura 3.11 Resultados metalúrgicos de la etapa *Scavenger*:
a: Ley de concentrado vs recuperación de Cu, b: Razón de enriquecimiento vs Recuperación másica.

Relave Scavenger

La Figura 3.12 muestra las leyes de relave *Scavenger* obtenidas en cada planta y se comparan con el diseño. Además, se muestra la razón entre las leyes actuales y las propuestas por diseño en las corrientes de relave y alimentación. Similar a lo ocurrido en la etapa *Rougher* (Figura 3.4), se destaca la operación de Planta B, donde la alimentación *Scavenger* fue 1.9 veces menor al diseño, lo cual se invierte en la corriente de relave, con una ley 9.5 veces mayor a la propuesta por diseño. Además, esta ley es mayor que la de alimentación planta (0.37%), demostrando una ineficiencia operacional en la etapa.

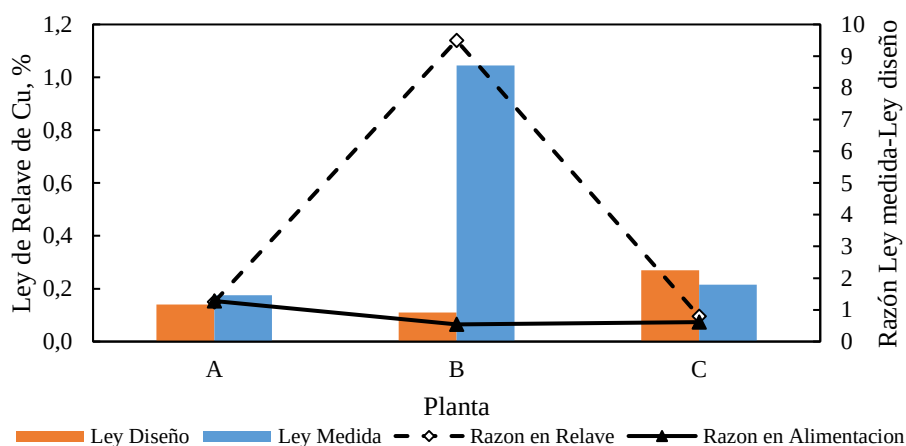


Figura 3.12 Leyes de relave *Scavenger*, medidas versus diseño.

Cinética Scavenger

Igual que en el análisis de Primera Limpieza, solo en Planta A se realizó un muestreo Cinético *Scavenger*. Los resultados del ajuste cinético de Klimpel se muestran en la Tabla 3.15 y en la Figura 3.13. Se observa una operación acelerada, con una recuperación de primera celda de 61%, lo que se traduce en una constante cinética de 1.26 min^{-1} . Luego las siguientes 5 celdas recuperan un 34% hasta alcanzar una recuperación final de 95%, 5% menor a la recuperación máxima del banco.

Tabla 3.15 Resultados Ajustes Cinéticos *Scavenger*, Planta A

Planta	A
Recuperación Celda 1, %	61.2
Recuperación Banco, %	95.3
$k_{\max}, \text{min}^{-1}$	1.26
$R_{\max}, \%$	100

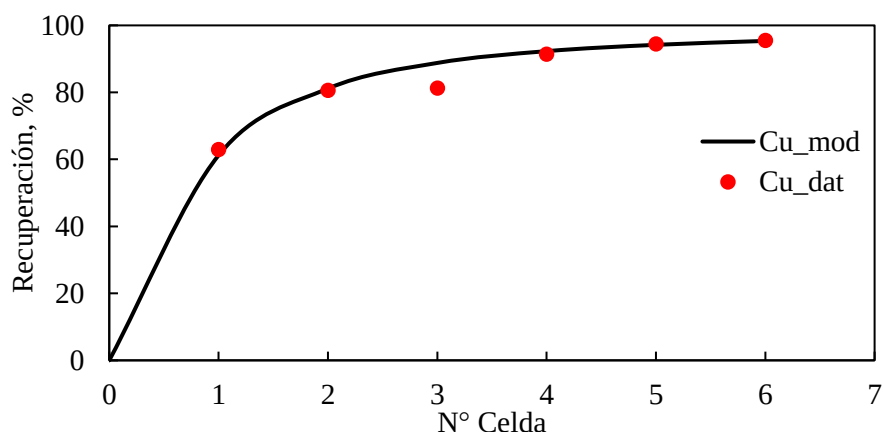


Figura 3.13 Curva Cinética *Scavenger* Ajustada, Planta A.

La Figura 3.14 muestra los perfiles de leyes de Cu, Fe e Insoluble, altura de espuma y recuperación másica acumulativa a lo largo del banco de la etapa *Scavenger* en Planta A. Se observa que las leyes responden correctamente ante los cambios de altura de espuma, con una ley de Cu que se mantiene en torno a 2.4% en las primeras 3 celdas y que disminuye gradualmente hasta 0.7 a partir de la celda 4. Lo mismo ocurre con la ley de Fe, la cual alcanza un máximo de 45% en la celda 3 y termina en 11% en la celda 6. Para el Insoluble, se observa el comportamiento inverso, con un buen rechazo hasta la celda 3 y luego aumenta considerablemente su ley hasta 63%, causado por el aumento de recuperación másica a partir de la celda 4.

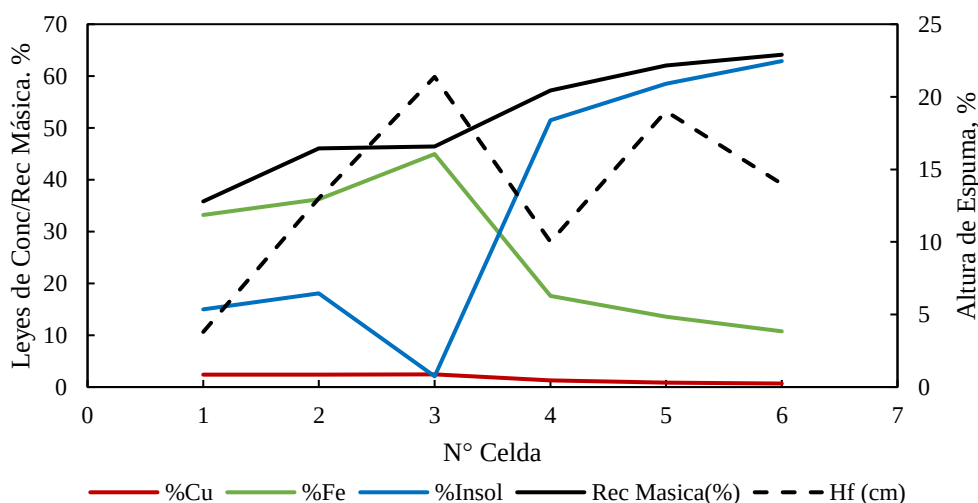


Figura 3.14 Perfiles de leyes, altura de espuma y recuperación másica a lo largo del banco *Scavenger* de Planta A.

3.2.4. Segunda Limpieza (Columnas)

Para la Planta B, la alimentación a Columnas considera la suma de los concentrados Pre-Rougher (celdas 1 y 2) y de Primera Limpieza. Para las plantas A y C, se consideran los flujos descritos en la Figura 2.2.

Alimentación

La Tabla 3.16 muestra el Tonelaje, Porcentaje de Sólidos, P_{80} y leyes ajustadas en la alimentación a la Segunda Limpieza de cada planta. Además, se comparan los valores obtenidos con lo establecido por diseño. Al igual que en la Primera Limpieza, en Columnas se observa mayor tonelaje en Planta A (199% de la capacidad) y Planta C (124% de la capacidad) y menor tonelaje en Planta B (86% de la capacidad). El porcentaje de sólidos muestra un mayor valor respecto al diseño en Planta B (9% mayor) y menor valor en Planta C (5% menor). Para el P_{80} , el valor fue menor en Planta B (37 μm) y mayor en Planta C (59 μm). Respecto a las leyes de Cu, condicionadas por la operación de Primera Limpieza, se observan leyes de alimentación menores al diseño en las tres plantas analizadas, sobretodo en Planta A (ley 3.6 veces menor).

Tabla 3.16 Comparación de variables en la alimentación a Segunda Limpieza.

Planta	A		B		C	
	Muestreo	Diseño	Muestreo	Diseño	Muestreo	Diseño
Tonelaje, tph	1274	639	164	190	960	775
Sólidos, %	-	-	31	22	19	24
P_{80} , μm	-	-	37	36	59	-
Ley Cu %	3.3	12.0	12.0	15.0	10.6	15.0

La Tabla 3.17 muestra la ley de Fe, ley de Insoluble y la razón Fe/Cu en la alimentación a Segunda Limpieza. Se observa que se mantiene la tendencia observada en la alimentación planta, con mayor ley de Fe y menor ley de Insoluble en Planta A y Planta B. Además, asumiendo que la masa alimentada se compone mayoritariamente de Calcopirita, Piritita e Insoluble, donde las leyes potenciales de Fe en los dos primeros son aproximadamente 30%

y 47%, entonces se estima una ley de Pirita aproximada en la alimentación a Columnas de 70% en Planta A, 44% en Planta B y 15% en Planta C.

Tabla 3.17 Ley de Fe y razón Fe/Cu en la alimentación a Segunda Limpieza.

Planta	A	B	C
Ley Fe, %	35.5	31.2	16.4
Ley Ins, %	15.8	13.4	51.4
Fe/Cu	10.8	2.6	1.5

Concentrado de Segunda Limpieza y rendimientos metalúrgicos

La Figura 3.15 muestra los resultados metalúrgicos obtenidos en la Segunda Limpieza de cada planta y se comparan con los respectivos valores de diseño.

En la Figura 3.15a se muestra la relación entre la recuperación y la ley de Cu obtenida en la corriente de concentrado de Columnas (Concentrado Final) en las tres plantas concentradoras. En los tres casos, la ley de concentrado fue menor a la establecida por diseño, desde una diferencia de 3.2% en la Planta A hasta 8.0% en Planta B. Lo anterior se debe principalmente a la menor ley de alimentación, con valores de hasta 3.6 veces menor a lo establecido en el diseño de planta.

En la Figura 3.15b se muestra la relación entre la recuperación másica y la razón de enriquecimiento de Cu en la Segunda Limpieza. En los tres casos, la recuperación másica es menor y el enriquecimiento, exceptuando la Planta B, es mayor a lo establecido por diseño. En el caso de la Planta A, se observa una notoria disminución en la recuperación másica desde 19% hasta 5% debido a la menor ley de alimentación, generando un aumento en el enriquecimiento desde 2.1 a 6.6 (aumento de la ley de Cu desde 3.3% hasta 21.8%). En el caso de la Planta B, se observa una reducción tanto de enriquecimiento como de recuperación másica, lo cual muestra una operación ineficiente que, además, alcanza una ley menor a la requerida. Para la Planta C, se observa un leve aumento en el enriquecimiento respecto al diseño, desde 1.9 a 2.2, pero con una disminución en la recuperación másica desde 29% a 16%.

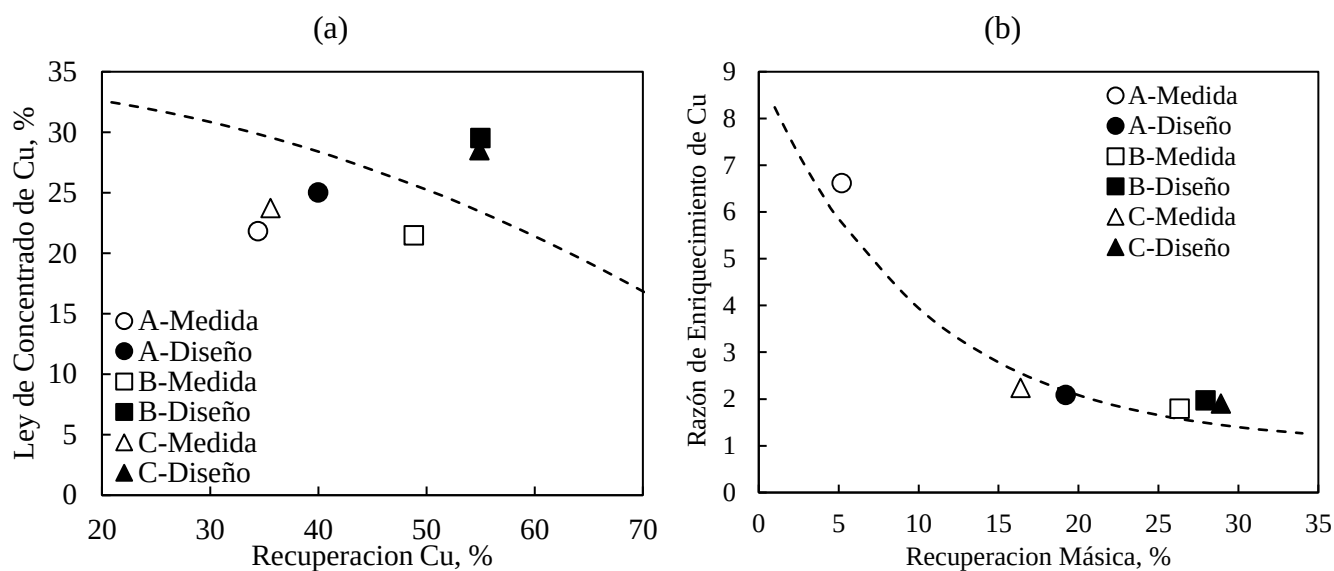


Figura 3.15 Resultados metalúrgicos de la Segunda Limpieza:
a: Ley de concentrado vs recuperación de Cu, b: Razón de enriquecimiento vs Recuperación másica.

La Figura 3.16 muestra las leyes de relave de la Segunda Limpieza obtenidas durante los muestreos realizados en cada planta y se comparan con lo establecido por diseño. Además, se muestra la razón entre las leyes actuales y las de diseño en las corrientes de relave y alimentación. Se observa que, al igual que en la alimentación, las leyes de relave durante los muestreos fueron inferiores a lo establecido en el diseño de cada planta. Además, como se ha analizado en las etapas anteriores, al comparar las razones de “Ley medida/Ley de Diseño” se observa que mientras mayor es la diferencia entre los puntos de alimentación y relave, peor es la operación (aumento de la razón en las Plantas B y C). Lo anterior coincide con el análisis de la Figura 3.15, donde se observó que tanto la Planta B como la Planta C presentaron ineficiencias operacionales en la Segunda Limpieza.

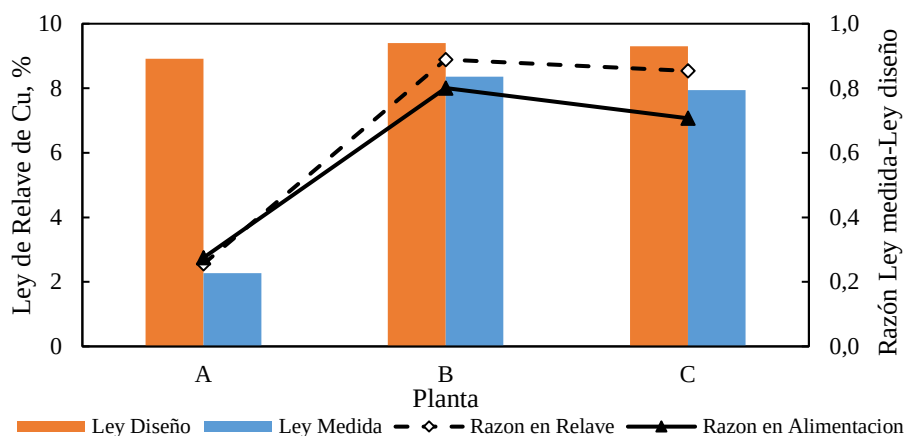


Figura 3.16 Leyes de relave de Segunda Limpieza, medidas versus diseño.

3.2.5. Carga Circulante en Circuito de Limpieza

Si se observa el diagrama de Flujo presentado en la Figura 2.2, se identifican dos corrientes que recirculan hacia etapas previas del circuito de Limpieza, definidas como cargas circulantes (CC):

- CC1: Corriente de relave de Segunda Limpieza hacia alimentación de Primera Limpieza, la cual se calcula según la ecuación (3.2).

$$CC_1 = \frac{Rel_{2L}}{OF_{Rem}} \quad (3.2)$$

- CC2: Corriente de concentrado *Scavenger* hacia alimentación a Remolienda, la cual se calcula según la ecuación (3.3).

$$CC_2 = \frac{Conc_{Scv}}{Conc_{Rougher}} \quad (3.3)$$

La Figura 3.17 muestra las cargas circulantes másicas y de Cu (CC1, Figura 3.17a y CC2, Figura 3.17b) durante los muestreos de cada planta y se comparan con los valores de diseño. Se observa que la mayor CC1 de Cu coincide con la planta con peor operación de columnas (Planta C), la cual presenta, comparada con sus valores de diseño, menor recuperación másica, menor recuperación y menor ley de concentrado. Respecto a la CC1 másica, debido

a la menor recuperación másica en las tres plantas, se observan menores valores respecto al diseño durante los muestreos de cada planta.

Se observa que en Planta A, los valores de CC2 son significativamente mayores al diseño debido a la alta recuperación *Scavenger*, tanto para Cu (4 veces más) como para masa (7 veces más). En la Planta B, donde se obtuvo la menor recuperación *Scavenger* (62%), se observa una CC2 notoriamente menor al diseño (3.7 veces menos). Sin embargo, la CC2 másica es 2.2 veces mayor durante los muestreos en la Planta B, lo cual se debe principalmente a que el diseño entrega un tonelaje de concentrado *Rougher* 14 veces mayor al observado durante los muestreos. La Planta C, por su parte, presenta valores más cercanos al diseño, con una CC2 de Cu y másica 1.3 y 2.3 veces mayor al diseño, respectivamente.

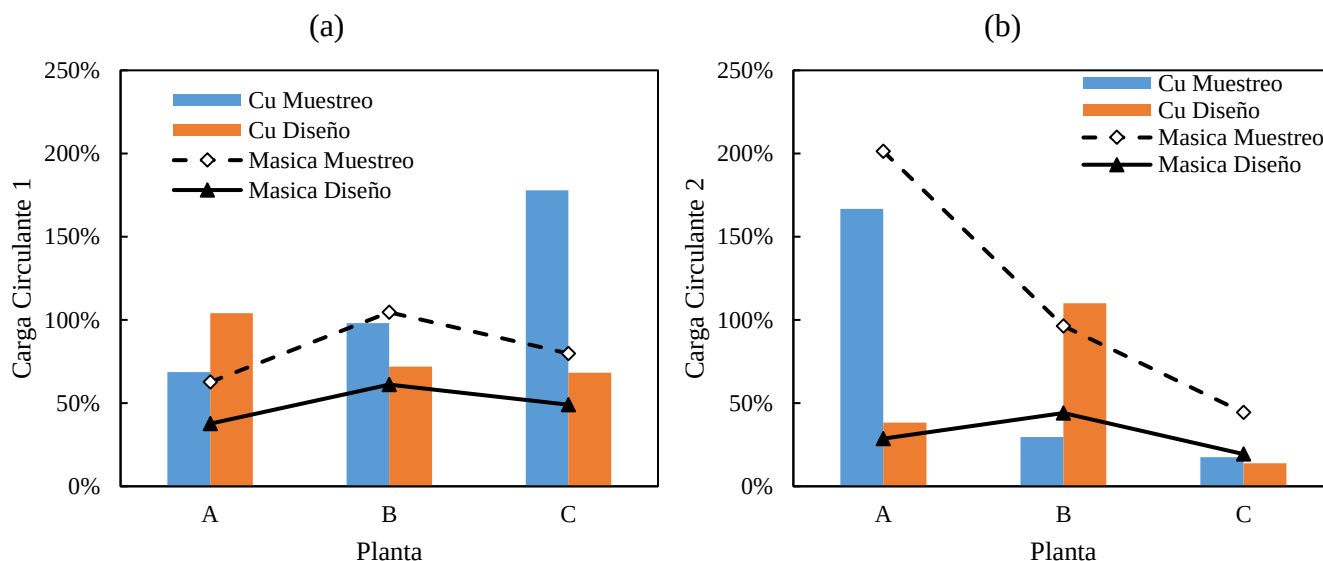


Figura 3.17 Carga Circulante Másica y de Cu en el circuito de Limpieza: (a) CC1, (b) CC2.

La Figura 3.18 muestra las cargas circulantes (CC1, Figura 3.18a y CC2, Figura 3.18b) de Fe e Insoluble durante los muestreos de cada planta. En general, se observan bajas cargas circulantes de Insoluble, lo que se debe a que las etapas de Primera Limpieza y *Scavenger* logran buen rechazo del Insoluble. Esto no ocurre para el Fe, sobretodo en la CC2 de la Planta A, donde se observa un valor de 638%, generando un exceso de masa en el circuito de Limpieza, lo que se traduce en una disminución en los tiempos de residencia y pérdidas de Cu por activación de Pirita.

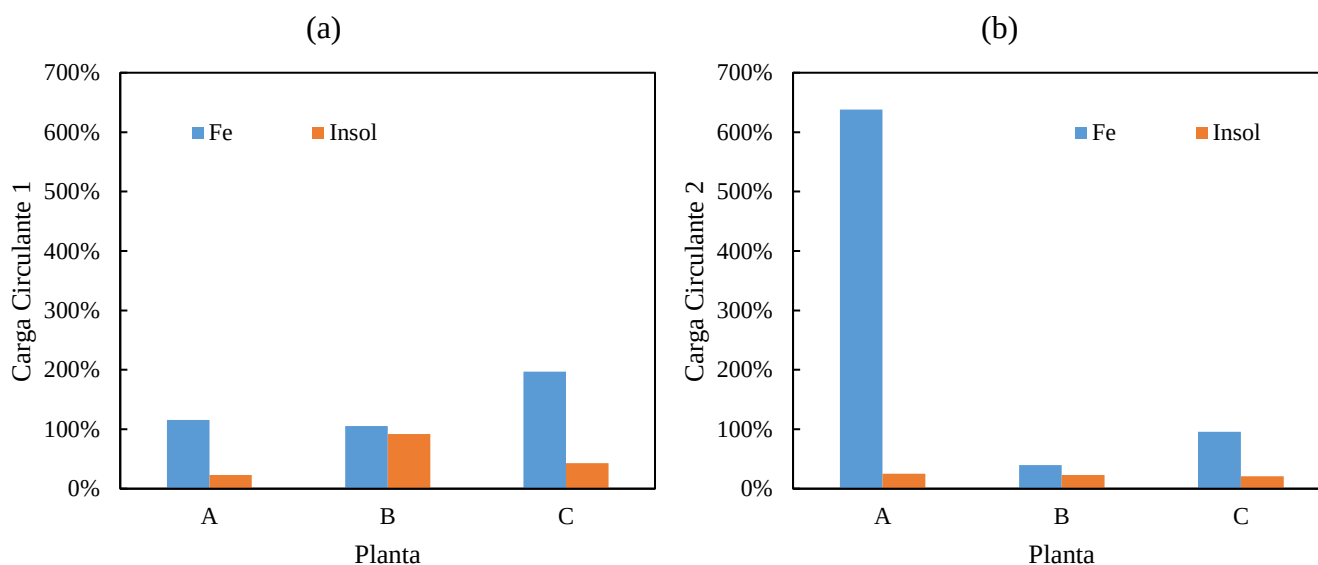


Figura 3.18 Carga Circulante de Fe e Insol en el circuito de Limpieza: (a) CC1, (b) CC2.

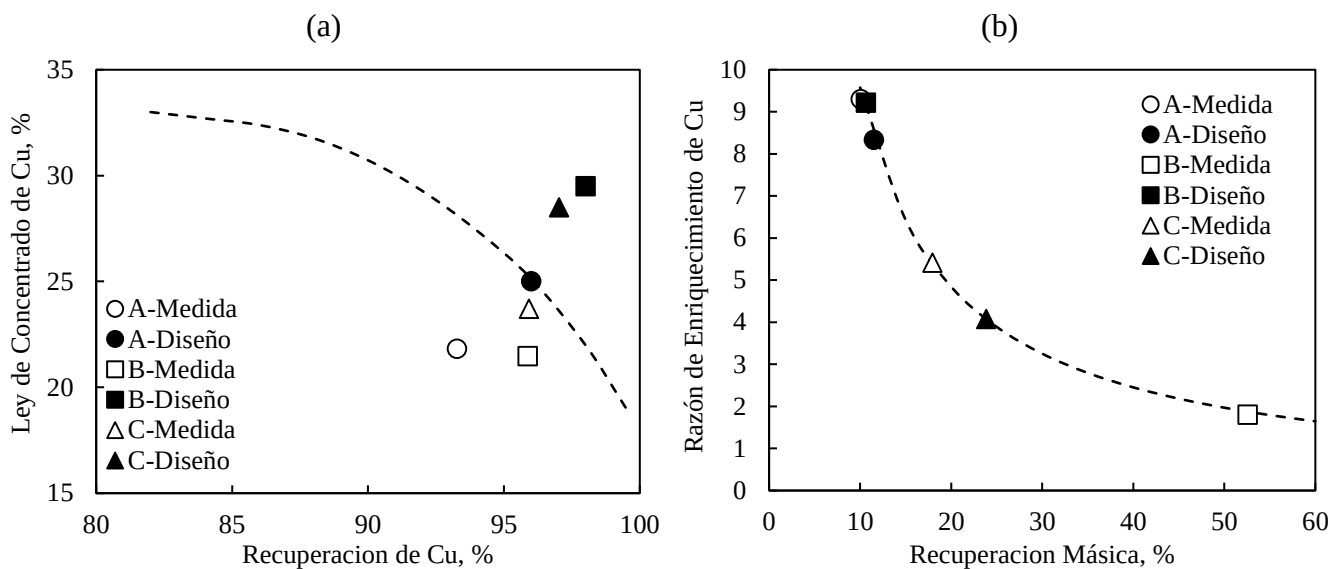
3.2.6. Rendimientos Globales

Limpieza Global

La Figura 3.19 muestra los resultados metalúrgicos obtenidos en la Limpieza Global de cada planta muestreada y se compara con los respectivos valores de diseño.

La Figura 3.19a muestra leyes y recuperaciones de Cu menores a lo establecido por diseño. Lo anterior condicionado tanto por una menor ley de alimentación al circuito como por deficiencias operacionales en las etapas individuales de Limpieza, generando disminuciones de recuperación (Segunda Limpieza y *Scavenger*) y menores leyes de concentrado final (Primera y Segunda Limpieza).

En la Figura 3.19b se muestra la relación entre la recuperación másica y la razón de enriquecimiento de Cu en la Limpieza Global, donde las Plantas A y C presentaron operaciones con menor recuperación másica, pero con mayor enriquecimiento, lo cual se debió principalmente a la menor ley de alimentación al circuito. La Planta B, por su parte, presentó una operación con alta recuperación másica pero con bajo enriquecimiento, esto por una alimentación a Limpieza con ley de Cu de 12% en vez del 3% establecido por diseño.



Planta Global

La Figura 3.20 muestra los resultados metalúrgicos obtenidos en la Planta Global para cada operación y se comparan con los valores de diseño.

La Figura 3.20a muestra leyes y recuperaciones de Cu menores a lo establecido por diseño, lo cual se observó en la mayoría de las etapas individuales del circuito. Lo anterior era esperable para las Plantas A y C, donde se observó una ley de alimentación a la planta considerablemente menor, generando una operación desacelerada en las etapas, con el fin de obtener una ley de concentrado cercana a la establecida por diseño. La Planta B presentó una ley de alimentación levemente superior, lo que bajo condiciones de operación normales, significaría obtener resultados iguales o superiores a lo establecido en el diseño. Sin embargo, la Planta B fue la operación con mayor desviación respecto al diseño, con una ley y recuperación de Cu 8% y 12% menor, respectivamente.

En la Figura 3.20b se muestra la relación entre la recuperación másica y la razón de enriquecimiento de Cu en la Planta Global. Las Plantas A y C presentan operaciones con

menor recuperación másica pero con mayor enriquecimiento, lo cual se invierte para Planta B.

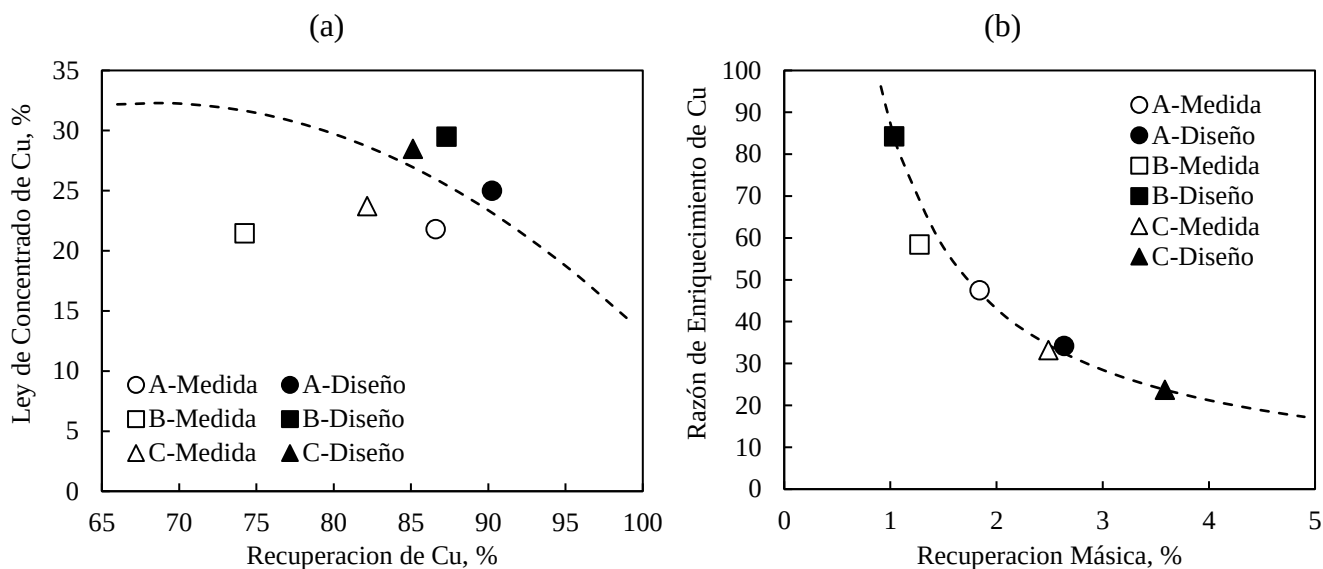


Figura 3.20 Resultados metalúrgicos en el Global Planta:
a: Ley de concentrado vs recuperación de Cu, b: Razón de enriquecimiento vs Recuperación másica.

La Figura 3.21 muestra las leyes de relave Final obtenidas durante los muestreos realizados en cada planta y se comparan con lo establecido por diseño. Además, se muestra la razón entre las leyes actuales y de diseño, en las corrientes de relave final y alimentación planta. Debido a que el relave final, por proporciones másica, corresponde en su mayoría al relave *Rougher*, se observan las mismas tendencias en ambas corrientes, con una la ley menor al diseño y razones similares en el caso de las Plantas A y C y mayor ley y mayor razón para el caso de la Planta B.

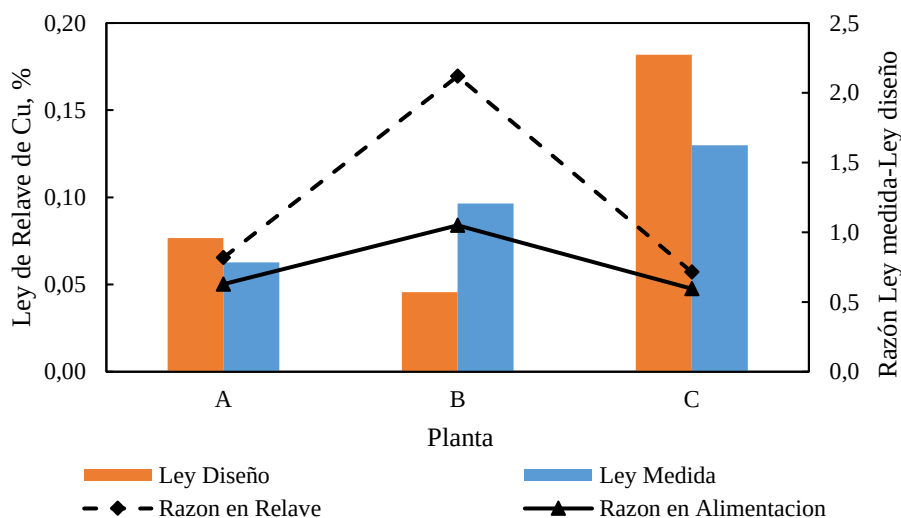


Figura 3.21 Leyes de Relave Final, medidas versus diseño.

3.2.7. Análisis de sensibilidad para la recuperación global Planta

Se realizó un análisis de sensibilidad de la recuperación de Cu en la Planta Global, en función de las recuperaciones promedios de las etapas *Rougher*, Primera Limpieza, Segunda Limpieza y *Scavenger*.

La Tabla 3.18 muestra las recuperaciones promedios de Cu en cada etapa, obtenidas a partir de los resultados del ajuste de balances de materiales de cada planta.

Tabla 3.18 Recuperaciones de Cu por etapas.

Recuperación Cu, %	Planta A	Planta B	Planta C
<i>Rougher</i>	92.8	77.4	85.6
Primera Limpieza	61.7	91.5	93.0
Segunda Limpieza	34.4	48.8	35.6
<i>Scavenger</i>	96.0	61.8	79.7
Limpieza	93.3	95.9	95.9
Global	86.6	74.2	82.2

La Figura 3.22 muestra el diagrama de nodos de las plantas concentradoras. A partir de esto, se determinó una expresión para la recuperación global Planta, en función de las recuperaciones de cada etapa (*Rougher*, Primera Limpieza, Segunda Limpieza y *Scavenger*).

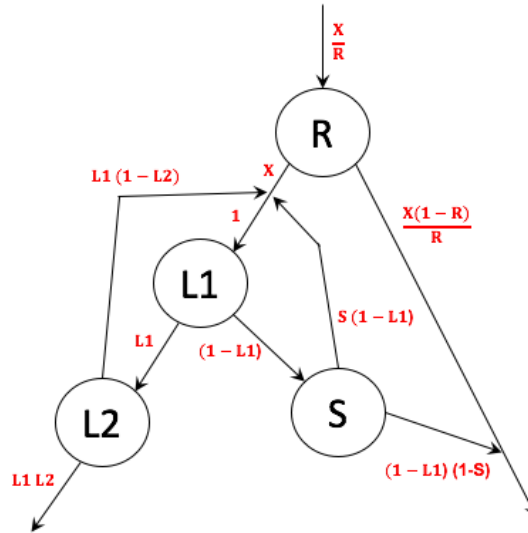


Figura 3.22 Diagrama de nodos de la planta concentradora.

La recuperación Planta (R_G) se obtiene como la razón entre el flujo de concentrado de la Segunda Limpieza respecto al flujo de alimentación *Rougher*. Por lo tanto, la recuperación Planta se determina según la ecuación de balance (3.4):

$$R_G = \frac{R_{L1} \cdot R_{L2} \cdot R_R}{1 - R_{L1} \cdot (1 - R_{L2}) - R_S \cdot (1 - R_{L1})} \quad (3.4)$$

Donde R_R , R_{L1} , R_{L2} y R_S corresponden a la recuperación en las etapas *Rougher*, Primera Limpieza, Segunda Limpieza y *Scavenger*, respectivamente.

Efecto de recuperaciones por etapa sobre la recuperación de la Planta

La Figura 3.23 muestra un análisis de sensibilidad de la recuperación de Cu en la Planta, en función de las recuperaciones por etapa de cada planta, utilizando la información de la Tabla 3.18. Para este análisis, se consideró un escenario donde la variable en el eje de abscisas es el único valor móvil en el cálculo de recuperación, es decir, todas las demás etapas mantienen

su recuperación a medida que se aumenta o disminuye el valor de la etapa determinada. La Figura 3.23 muestra el comportamiento de la recuperación de cada planta (líneas continuas) y compara los puntos de operación (símbolos blancos) con lo establecido en el diseño respectivo (símbolos negras).

En la Figura 3.23a se observa que la recuperación planta posee un comportamiento lineal ante cambios en la recuperación de la etapa *Rougher*, donde la pendiente es igual a la recuperación de Limpieza Global. Considerando los puntos de operación actual de cada planta, la Planta B presenta el mayor potencial para mejorar la recuperación planta al aumentar la recuperación *Rougher* a valores en torno a lo establecido por diseño.

En las Figura 3.23b y Figura 3.23c, muestra a la sensibilidad de la recuperación planta ante cambios en las etapas de Primera Limpieza y *Scavenger*, respectivamente. Se observa que para la misma ecuación de balance (ecuación 3.4), las plantas presentan distintos comportamientos. Lo anterior se debe a que, al estar en serie y contar con una recirculación (Carga Circulante: *Scavenger*-Remolienda), la operación de una etapa incide en la otra, lo que se traduce en cambios en la curvatura de las curvas de comportamiento. Esto genera que, mientras mayor sea la recuperación de una etapa, menos sensible se vuelve la Planta ante cambios en la recuperación de la otra etapa.

Considerando lo anterior, se debería buscar un equilibrio de la operación “Primera Limpieza-*Scavenger*” que entregue el mejor resultado global. Para la Planta A, por ejemplo, operar con una recuperación Primera Limpieza en torno a 87% y una recuperación *Scavenger* cercana a 90% se alcanzaría la recuperación de Limpieza Global de diseño (96%) y se obtendría un resultado planta de 89%, reduciendo la carga circulante (CC2) a un valor 4.4 veces menor aproximadamente.

La Figura 3.23d muestra el efecto de las columnas sobre la recuperación Planta. Al respecto, se observa que, en el punto de operación actual de las tres plantas, un aumento en la recuperación de las columnas no implicaría un aumento significativo en la recuperación global de la Planta.

Notar que este análisis incorpora sólo las recuperaciones de cada etapa, considerando que las leyes de Cu en cada corriente no se ven afectadas, manteniéndose bajo las condiciones actuales de la planta.

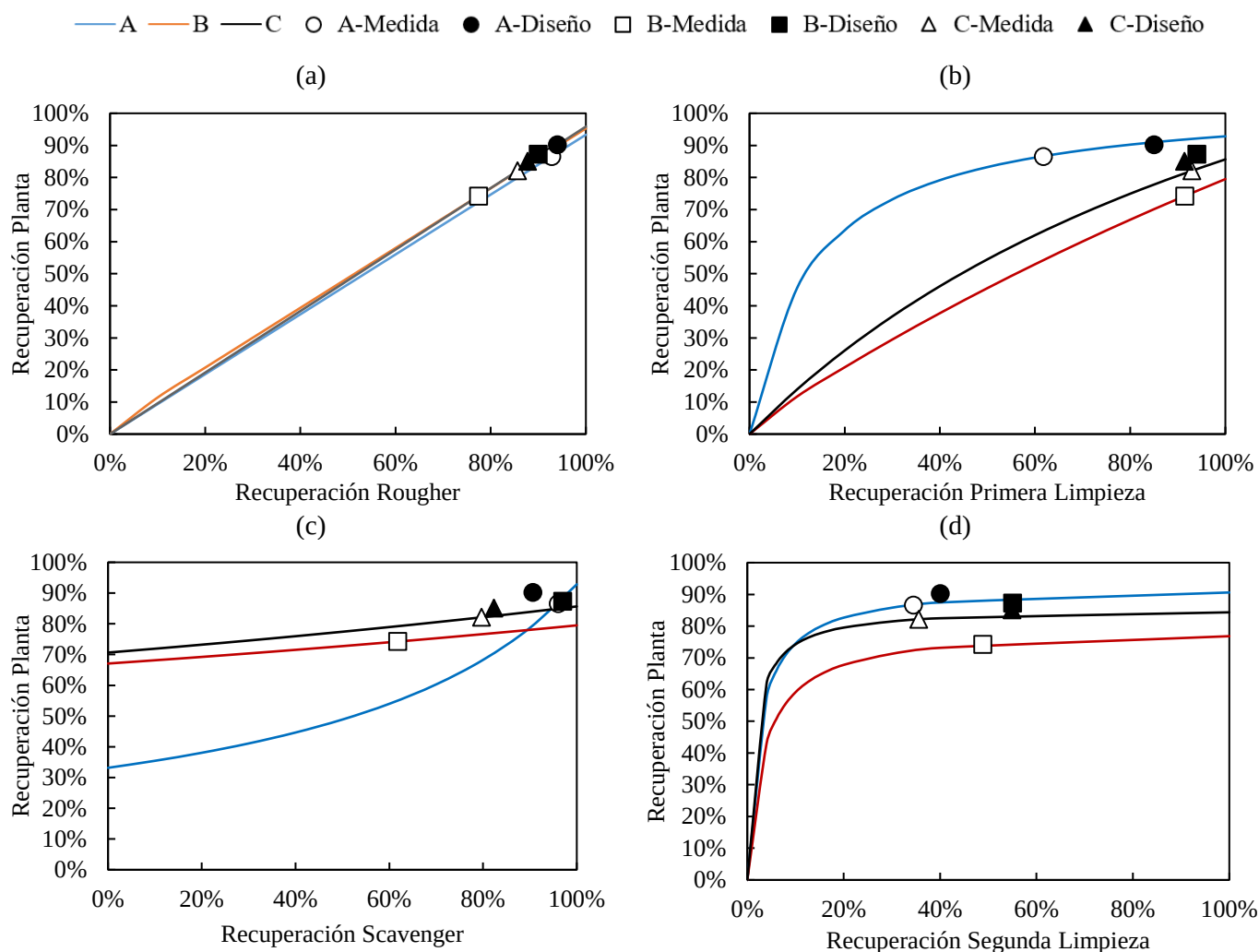


Figura 3.23 Análisis de sensibilidad de la recuperación Planta. Efecto de: (a) *Rougher*, (b) Primera Limpieza, (c) *Scavenger*, (d) Segunda Limpieza.

CAPITULO IV:

Problemáticas Generales en Plantas de Flotación Tipo *RCS*

4.1. Problemáticas del mineral alimentado a las plantas concentradoras

Existen dos variables generales a considerar respecto al mineral que se alimenta a una planta de flotación, la distribución mineralógica (contenido de especies minerales), que establece la ley del mineral valioso a separar, y la distribución de tamaño de partícula, que determina la liberación del mismo. Respecto a la primera variable, ésta no puede ser modificada, ya que depende de las características del yacimiento que se explota. Sin embargo, la segunda variable puede ser modificada en las etapas de chancado y molienda previas a la flotación. El tamaño de partícula, y por consecuencia la liberación del mineral valioso es un factor crítico ya que es ésta la que permite la formación del agregado partícula-burbuja y la colección de minerales durante el proceso de flotación.

Respecto al tipo de mineral alimentado en cada plantas concentradora, se observó que la zona donde se ubican estas operaciones (Ver mapa en Figura 2.1) es parte de una franja metalogénica conformada principalmente de depósitos de tipo pórfido cuprífero (Camus, 2003), caracterizados principalmente por el alto contenido de Cobre, Hierro y Molibdeno en forma de Calcopirita, Pirita y Molibdenita, entre otras especies mineralógicas. Otra característica de los yacimientos de esta franja metalogénica es la mineralización distribuida en tres zonas mineralógicas (Veliz & Camacho, 2003):

- **Zona Oxidada:** Zona superficial del yacimiento, caracterizada por la presencia de óxidos de Cobre y Hierro.
- **Zona Enriquecida:** Zona intermedia del yacimiento, caracterizada por la presencia de sulfuros de Cobre. La parte superior de esta zona se denomina de “Alto Enriquecimiento” debido a que presenta principalmente Sulfuros de Cobre de alta ley,

tales como Calcosina (79.8%Cu) y Covelina (66.5%Cu). La parte inferior, denominada de “Bajo Enriquecimiento”, se caracteriza por la presencia preponderante de Sulfuros de Cobre de baja ley, tales como Calcopirita (34.6%Cu), Enargita (48.3%Cu) y Tennantita (52.2%Cu), estas dos últimas en menor cantidad. Otro mineral encontrado en altas cantidades en esta zona es la Pirita (46.5%Fe).

- **Zona Primaria:** Zona de mayor profundidad del yacimiento, caracterizada por la baja presencia de Calcosina y Covelina (<10% del total de sulfuros de Cu) y por el alto contenido de Calcopirita, Pirita y Molibdenita.

En consecuencia, se observa que a medida que se profundiza la extracción de mineral del yacimiento, el mineral cambia desde uno con mayor concentración de Calcosina a uno con mayor Calcopirita, generando una disminución en la ley de Cu que se alimenta a la planta. A modo de ejemplo, la Figura 4.1 muestra las leyes de Calcosina y Calcopirita en la alimentación de la Planta C en el periodo 2016-2018, donde en el último año se observa un aumento considerable de la cantidad de Calcopirita y una disminución de Calcosina, generando una disminución en la ley de Cu alimentada a la planta desde 1.13% en septiembre de 2017 hasta valores en torno a 0.71% en diciembre de 2018.

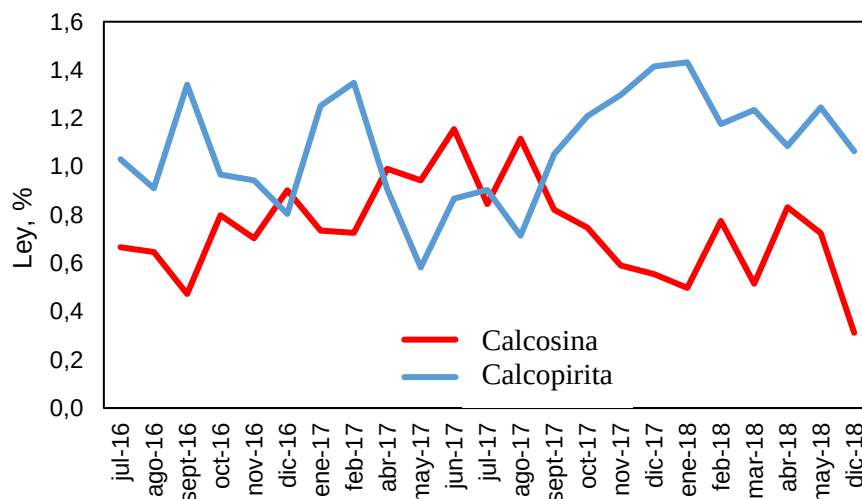


Figura 4.1 Leyes de Calcosina y Calcopirita en alimentación a Planta C, 2016-2018.

Otro efecto del intercambio de Calcosina por Calcopirita es que el mineral se vuelve más duro y por ende, requiere mayor energía para reducir su tamaño en la etapa de molienda y remolienda. Según la escala de dureza de Mohs, la Calcosina tiene un índice entre 2.5 y 3, mientras que la Calcopirita tiene un índice entre 3.5 y 4. Esto genera que la alimentación planta sea más gruesa y que el mineral valioso tenga menor liberación, lo cual afecta directamente a la recuperación del mineral (Vallejos, et al., 2018). Lo anterior se debe a que los agregados de burbujas con las partículas gruesas, por lo general menos liberadas, son más propensas a romperse al ser sometidas a la acción de fuerzas de cizalle y arrastre, las que en general, son superiores a las fuerzas de adhesión que mantiene la partícula adherida a la burbuja. Estas fuerzas de adhesión se relacionan directamente con la superficie de contacto del mineral valioso con la burbuja, por lo que a mayor liberación, mayor es la superficie expuesta de mineral valioso y mayor es la fuerza de adhesión. La Figura 4.2 muestra una representación de dos partículas del mismo diámetro pero con diferente liberación, donde, respecto a sus superficies de contacto con el gas, la partícula (b) tiene mayor probabilidad de ser colectada. En resumen, la probabilidad de colección, asociada al tamaño de partícula y liberación del mineral valioso, representa el potencial máximo que tiene el mineral de ser colectado en la zona de pulpa, es decir, el valor de recuperación máxima (parámetro de ajuste cinético).

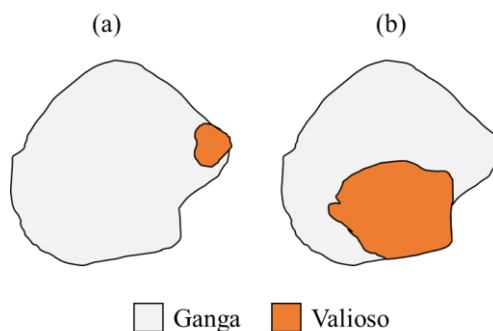


Figura 4.2 Representación de dos partículas de igual tamaño pero con diferente liberación.

La Tabla 4.1 muestra que la Planta C, más antigua, presenta una mayor razón Calcopirita/Calcosina (C_{py}/C_c), un mayor tamaño de partícula (P_{80}) y una cantidad de sulfuros de cobre liberados ($\geq 95\%$ lib) muy inferior. Esto se traduce en una menor

recuperación máxima (ver parámetros cinéticos, Tabla 3.7) de la etapa *Rougher*, 7% menor respecto a lo estimado en la Planta A. En la planta B no se realizó análisis mineralógico.

Tabla 4.1 Relaciones mineralógicas en la alimentación a las Plantas A y C.

	Razón Cpy/Cc	P ₈₀ , μm	Fracción de Sulfuro de Cu liberada (>=95% lib)	R _{max} <i>Rougher</i>
Planta A	0.54	145	89%	96%
Planta C	3.41	152	45%	89%

Además, el contenido de Pirita presente en el mineral alimentado es un factor importante en el rendimiento metalúrgico, ya que la Pirita, en presencia de iones de Cu (Cu^+ y Cu^{+2}) tiende a recuperarse por flotación verdadera (Wong, et al., 2002). Esto se debe a que los iones de Cu se adhieren en su superficie, “activándola” y favoreciendo que los reactivos (colectores y activadores) actúen sobre la Pirita (FeS_2) como si fuese Calcopirita (CuFeS_2). Lo anterior tiene mayor probabilidad de ocurrir al sobrepasar los 20 minutos de flotación, sobre todo en pH entre 6 y 9 (Voigt, et al., 1994). La Tabla 4.2 muestra el pH en la alimentación *Rougher*, las leyes de alimentación y concentrado y la recuperación de la etapa para la Pirita según lo reportado por análisis de microscopia y QEMSCAN®. Se observa que la Planta A presenta un enriquecimiento y una recuperación mayor que en la Planta C, lo cual podría deberse a una activación de Pirita, considerando que el pH fue de 8.3.

Tabla 4.2 Pirita en etapa *Rougher*, Planta A y Planta C.

Pirita	pH Alim	Ley Alim.	Ley Conc.	Recuperación, %
Planta A	8.3	0.90	4.4	86.6
Planta C	10.6	2.40	9.1	52.6

4.1.1. Problemáticas del uso de agua de mar en el proceso de flotación

El uso de agua de mar en el proceso impacta de distintas formas a la operación en función de la mineralogía de alimentación.

Antecedentes del uso de agua de mar

Dada la escasez de recursos hídricos, el uso de agua de mar ha surgido como una solución viable y atractiva para el procesamiento de minerales, por su menor impacto hacia el medio ambiente y comunidades, sin embargo, el uso del agua de mar trae consecuencias en las operaciones de flotación de cobre, principalmente debido a su interacción con los reactivos utilizados en el proceso.

El reactivo más afectado por el uso de agua de mar es la Cal (depresante de pirita y regulador de pH). Estudios sobre el uso de cal en la flotación de minerales han establecido que el agua de mar tiene un efecto *buffer*, evitando que se alcancen los pH típicos (básicos) de la flotación de cobre con agua dulce (Morales, 2017). El efecto *buffer* de pH se asocia a la proporción entre los iones bicarbonatos y carbonatos presentes en el agua de mar. La Figura 4.3 muestra el consumo de Cal en presencia de agua dulce y de agua de mar de un estudio de laboratorio realizado con mineral real de Minera Esperanza (Castro, 2012). Se observa que el consumo tiene un comportamiento exponencial al operar con agua de mar, por lo que para obtener un pH adecuado para la flotación de minerales el consumo y el gasto (económico) del reactivo se eleva considerablemente.

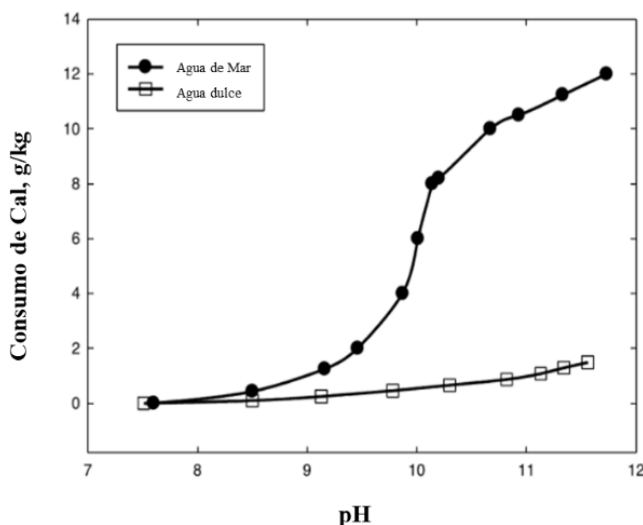


Figura 4.3 Consumo de Cal en la flotación *Rougher* en función del pH (Castro, 2012).

Otro efecto negativo del uso de agua de mar es que a valores de pH 9.5 o superiores, se produce la precipitación de iones secundarios (hidróxido de magnesio $Mg(OH)_2$ y Carbonato

de Calcio CaCO_3), los cuales tienen un efecto depresante sobre minerales de molibdeno y oro (Carrillo, 2012).

Pese a que el pH típico de flotación es en torno a 10, su efecto en el rendimiento del proceso depende del tipo de mineral. Laskowski y Castro (2008) observaron los efectos del pH en la recuperación de dos tipos de minerales de cobre. La Figura 4.4 muestra que el efecto del pH es despreciable en minerales con mayor contenido de Calcopirita (Figura 4.4a), mientras que en minerales con mayor contenido de Calcosina (Figura 4.4b), la recuperación presenta un máximo en valores de pH cercanos a 10 y es significativamente menor entre 7 y 9. Lo anterior usando agua de mar o agua dulce, por lo que, una vez regulado el pH, se pueden alcanzar recuperaciones óptimas utilizando agua de mar.

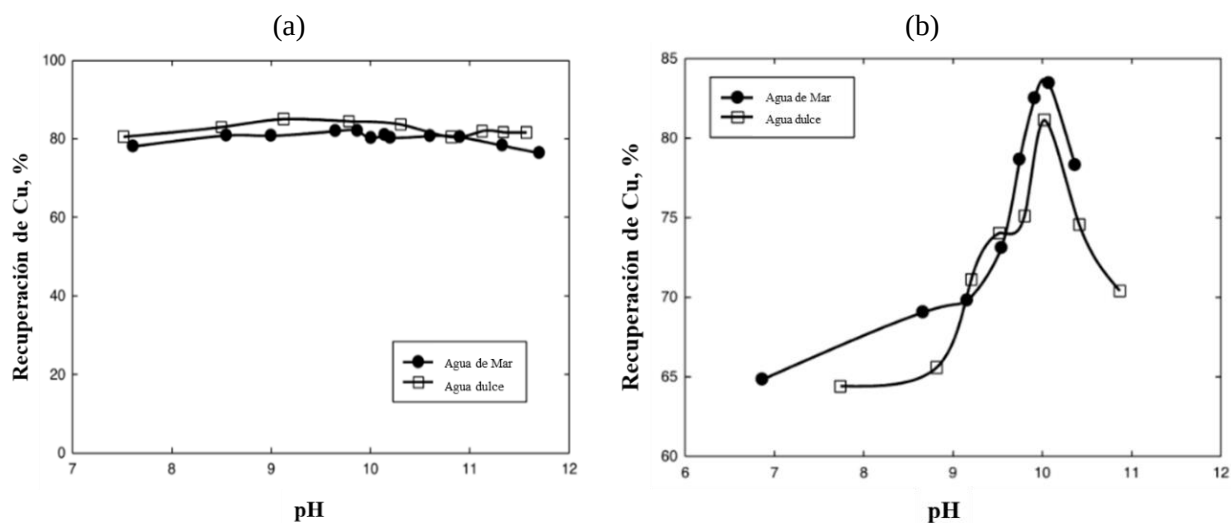


Figura 4.4 Recuperación de Cu en función del pH para minerales con alto contenido de: (a) Calcopirita. (b) Calcosina (Laskowski & Castro, 2008).

El Fe también se ve afectado por el pH de flotación, observando máximos de recuperación para valores de pH entre 7 y 9 (Castro, 2012), siendo la Pirita (Fe_2S) el mineral más beneficiado del efecto *buffer* del agua de mar. Para evitar el sobreconsumo de Cal para ajustar el pH, el Metabisulfito de Sodio (MBS) ha surgido como alternativa para depresar la Pirita a pH bajo 8.5. Sin embargo, este reactivo afecta el rendimiento cinético del cobre, por lo que su uso se recomienda en etapas de limpieza (Morales, 2017).

Uso de agua de mar en las plantas evaluadas

Todos los antecedentes presentados concuerdan con los resultados obtenidos en las plantas concentradoras A y B, que operan con agua de mar, donde se observaron valores de pH de 8.3 y 7.5 respectivamente. La planta C, que opera con agua desalada, tiene un pH de 10.6. Otro punto concordante es que en pH entre 7 y 9, a consecuencia del uso de agua de mar, la Calcosina se depresiona, la Calcopirita no sufre cambios y la Pirita se activa. Esto se observa en la Figura 4.5, donde se comparan las razones de enriquecimiento de estos tres minerales en la etapa *Rougher* de las Plantas A y C. Se observa que en la Planta A (con agua de mar), el enriquecimiento de Calcosina es menor a 1.0 (depresado), la Calcopirita se enriquece significativamente, al igual que la Pirita. En la Planta C (con agua desalada), por su parte, se observa un enriquecimiento similar entre la Calcosina y la Calcopirita (en torno a 6) y la Pirita, comparado a la Planta A, se enriquece menos.

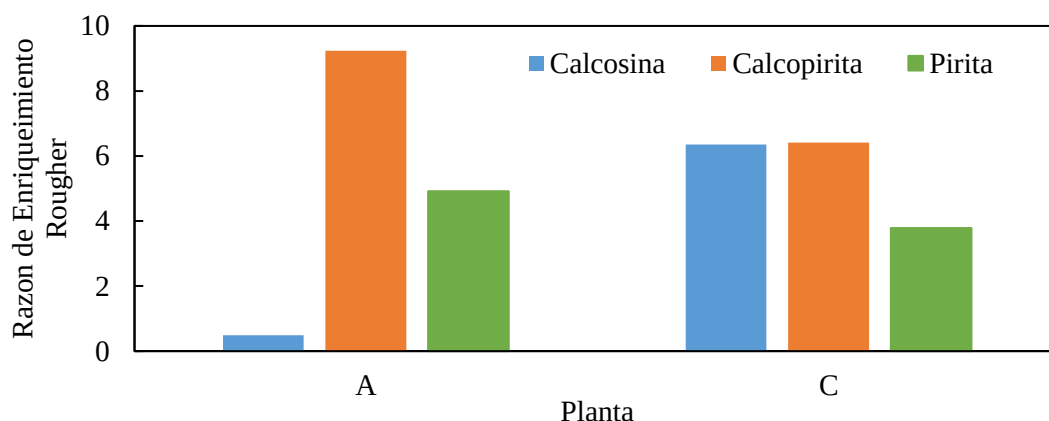


Figura 4.5 Enriquecimientos de Calcocina, Calcopirita y Pirita en la etapa *Rougher* de las plantas A y C.

Respecto a las etapas dentro del circuito de limpieza, no se cuenta con la información suficiente para realizar análisis en base al uso de agua de mar. Sin embargo, en función de la baja recuperación de Cu y al aumento de la razón Fe/Cu en la Primera Limpieza de la Planta A, se presume que dicha etapa presenta una considerable activación de Pirita. Lo anterior concuerda con la ley de 69% de Pirita entregada en el análisis mineralógico de la corriente de concentrado global de la Primera Limpieza.

4.2. Problemáticas de Operación

Los avances tecnológicos han permitido que las operaciones de las plantas concentradoras se hayan automatizado con el fin de optimizar sus procesos. Esto ha generado nuevos desafíos, como por ejemplo, la implementación de sistemas de monitoreo y control, que también se han perfeccionado en el tiempo. Sin embargo, y dadas las condiciones de una operación minera a gran escala (alta presencia de sólidos en suspensión, clima extremo, etc.), aún se observan problemas e ineficiencias en las plantas de flotación. Se han observado bancos donde una celda opera con alturas de espuma considerablemente distintas a la celda adyacente, perjudicando el rendimiento metalúrgico del circuito. Además, existen otros problemas operacionales asociados a la baja mantención del equipamiento e instrumentación, lo que limita la capacidad de control de la planta al operar con información incorrecta proveniente del sistema de monitoreo.

En este sub-capítulo, se analiza las problemáticas más comunes en cada etapa del circuito de flotación y se plantea posibles mejoras al proceso.

4.2.1. Circuito *Rougher*

La Figura 4.6 muestra la comparación de las leyes de alimentación planta y concentrado *Rougher*, donde se observa que la ley de alimentación de la Planta B es menor que la Planta A y que la Planta C, que presenta mayor ley. Se esperaría que las proporciones se mantuvieran en la corriente de concentrado, considerando una operación similar, lo cual no ocurre. Se observa que la ley de concentrado *Rougher* en la Planta B es considerablemente mayor respecto a las Plantas A y C. Estos cambios pueden responder a diferencias de mineral, a ineficiencias operacionales o a diferentes estrategias de operación del circuito *Rougher*.

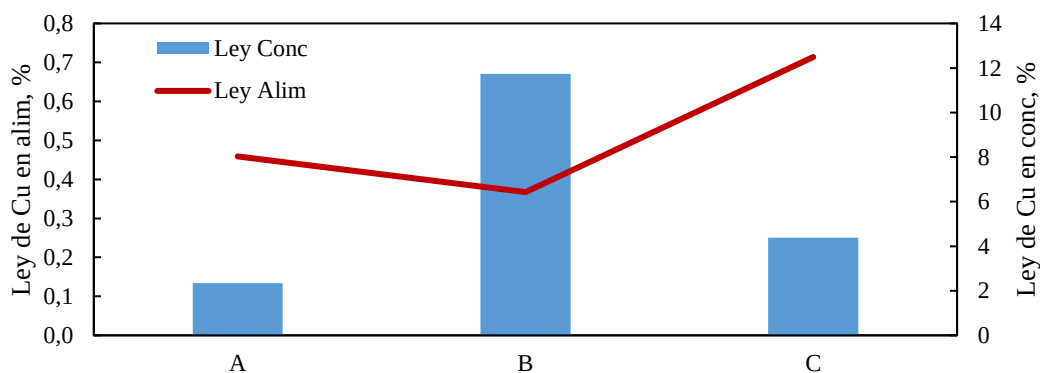


Figura 4.6 Comparación de leyes de Cu en alimentación y concentrado *Rougher*.

La Figura 4.7 muestra la comparación de los valores acumulativos de recuperación másica (Figura 4.7a) y leyes de Cu (Figura 4.7b) a lo largo de una fila *Rougher* de cada planta. Los casos comparados corresponden a los resultados obtenidos de ajustes cinéticos individuales en cada planta, con el fin de evitar el sesgo que pueda generar la utilización de promedios.

Se observa que a mayor recuperación másica, menor es la ley de Cu, lo cual se debe a la relación directa entre la recuperación másica y el arrastre de mineral no valioso hacia el concentrado (Singh & Finch, 2014). De las tres plantas se destaca el caso de la Planta A, donde hasta la celda 5 mantenía una ley de concentrado de 8.1%Cu (recuperación másica de 5.1%) y que en la celda 6 disminuye drásticamente hasta 2.4%Cu debido al aumento de su recuperación másica hasta 17.4%. Este desequilibrio operacional entre celdas del mismo banco perjudica significativamente la calidad del concentrado global de la etapa. Varios autores han señalado que una operación más equilibrada a lo largo del banco implica un mejor resultado tanto de ley como de recuperación (Smith, et al., 2008 ; Hadler, et al., 2010 ; Maldonado, et al., 2011 ; Singh & Finch, 2014).

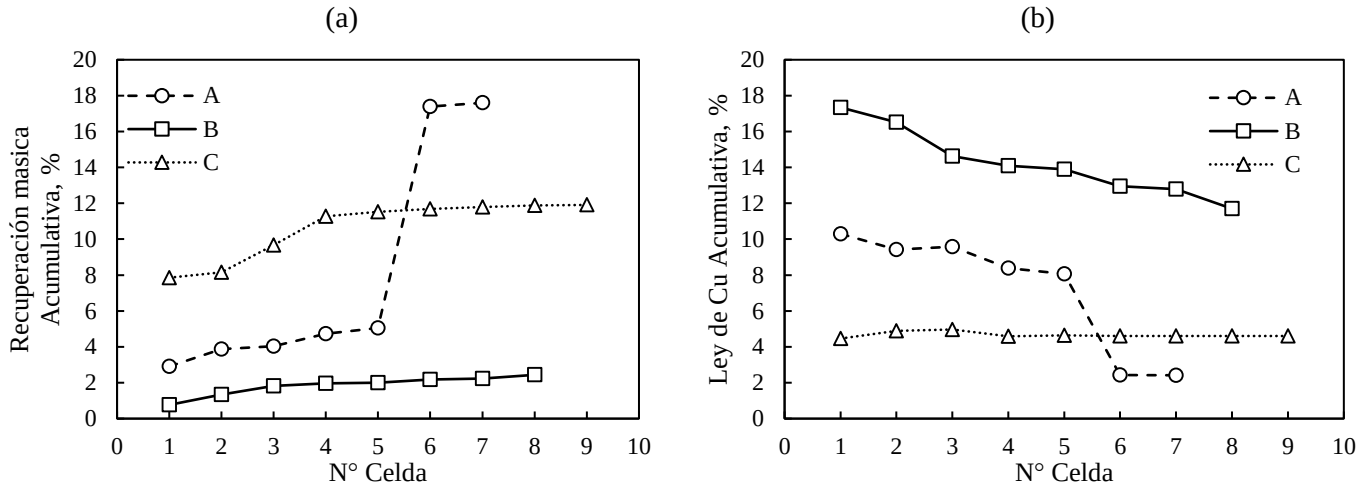


Figura 4.7 Comparación de: (a) Recuperaciones Másicas y (b) Leyes de Cu acumulativas a lo largo de filas *Rougher*.

A partir de los resultados observados en la Figura 4.7, se realizó una simulación para evaluar cómo sería la ley de Cu en el concentrado *Rougher* global de cada planta, manteniendo la recuperación de Cu obtenida, pero modificando el perfil de recuperación másica del banco a través de un modelo flexible (cambia curvatura ante cambios en sus parámetros), función del número de celda (n), que presenta valores similares a los reales (ecuación 4.1). Las leyes de Cu se estimaron en función de las recuperaciones parciales de Cu, obtenidas del ajuste de un modelo cinético, y de las recuperaciones másicas parciales obtenidos del modelo exponencial (ecuación 4.2).

$$R_{w,n} = a - b * e^{\frac{-c}{n}} \quad (4.1)$$

$$\%Cu_{conc,n} = \frac{R_n * \%Cu_{Alim}}{R_{w,n}} \quad (4.2)$$

Donde:

$R_{w,n}$: Recuperación másica parcial de la celda “n”.

a, b y c : Parámetros de ajuste, distintos para cada planta.

R_n : Recuperación de Cu parcial de la celda “n”.

$\%Cu_{Alim}$: Ley de Cu en la alimentación al banco de flotación.

La Figura 4.8 muestra la comparación entre los valores reales y simulados de recuperación másica y de leyes de Cu a lo largo de los bancos, de forma acumulativa. Además, para el caso de la comparación de leyes, el gráfico incluye el valor de diseño (cruz roja) de ley de Cu en el concentrado global de la etapa (valor acumulativo a la última celda).

Se observa que, en la Planta A (Figura 4.8a y Figura 4.8b), hasta la celda 5, los perfiles de leyes y recuperación másica reales y simulados no muestran diferencias significativas, lo que cambia a partir de la celda 6, donde el modelo propone un aumento de recuperación másica hasta un 6.1%, lo que genera una disminución en la ley de Cu hasta 6.9%. Lo anterior no ocurrió durante el muestreo, donde en la celda 6 se observó un aumento de recuperación hasta un 17.4%, lo que generó una disminución en la ley de Cu hasta 2.4%. Respecto al valor final, se observa que la operación equilibrada obtendría una ley global *Rougher* de 6.6%Cu (3.6% mayor al diseño), mientras que la operación real presentó una ley de 2.4% (0.6% menor al diseño).

La Planta B (Figura 4.8c y Figura 4.8d) presenta una operación relativamente equilibrada, donde los valores acumulativos no presentan cambios drásticos entre una celda y otra. Tanto el perfil simulado como el de la operación real muestran una ley global de 12%Cu aproximadamente y una recuperación másica de 2.4%. El problema en este circuito no es el desequilibrio operacional, sino la baja recuperación del circuito, la cual se puede deber a su granulometría gruesa (209 μm de P_{80} de alimentación) y/o a decisiones estratégicas para favorecer la ley por sobre la recuperación, lo cual justificaría las mayores alturas de espuma observadas en la Figura 3.6b.

En la Planta C (Figura 4.8e y Figura 4.8f), el desequilibrio se observa al inicio del circuito con una recuperación másica de 7.9% en la primera celda, lo que genera una ley de 4.5%Cu y obliga la reducción de recuperación másica en las celdas posteriores, logrando solamente mantener la ley a lo largo del banco (4.6% ley *Rougher* global), la cual es 2.4% menos que el diseño. Si se operara con una operación más equilibrada, con una recuperación másica en la primera celda de 1.7%, el perfil acumulativo de leyes comenzaría en 11.6%Cu, disminuyendo parcialmente hasta 6.4%Cu, solo 0.6% menos que el diseño.

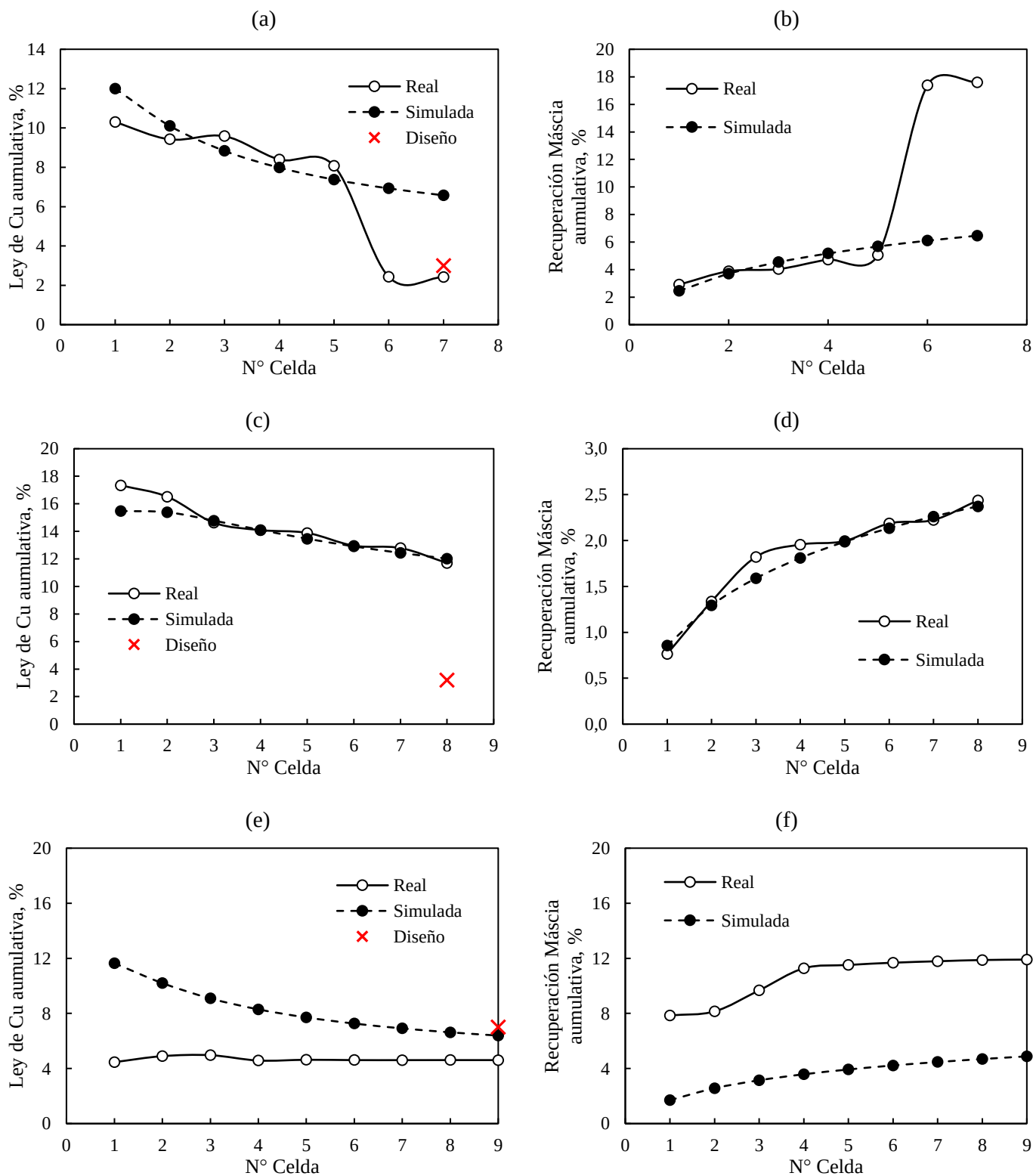


Figura 4.8 Comparación de perfiles *Rougher* medidos vs simulados.
 (a) Leyes Planta A, (b) Recuperación Máscia Planta A, (c) Leyes Planta B, (d) Recuperación Máscia Planta B, (e) Leyes Planta C, (f) Recuperación Máscia Planta C.

4.2.2. Interacción “Primera Limpieza/Scavenger”

Como se detalló en el punto 3.2.7 del Capítulo III, existe una dependencia entre lo que ocurre en las etapas de Primera Limpieza y *Scavenger*. Esto ocurre debido a que ambas etapas son dos bancos en serie sin recirculación intermedia, lo que se puede representar como un mismo banco de celdas en serie (ver Figura 4.9). El concentrado de las primeras celdas (Primera Limpieza) se dirige hacia la etapa de Columnas y el concentrado de las últimas celdas (*Scavenger*) hacia el circuito de remolienda, cuyo producto se combina con el relave de Columnas para alimentar a la Primera Limpieza.

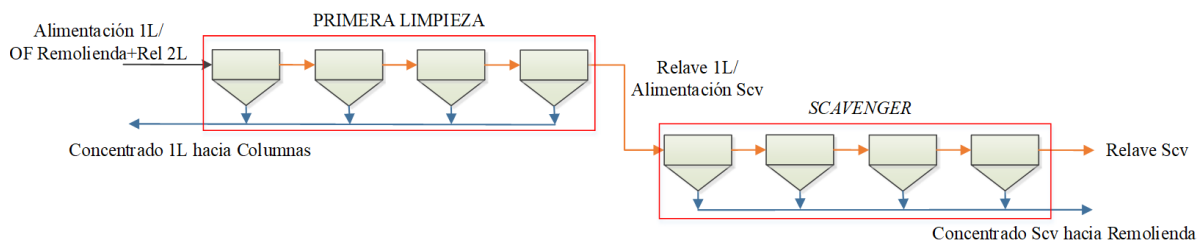


Figura 4.9 Diagrama general de operación “Primera Limpieza-Scavenger” en un circuito RCS.

La Figura 4.10, a modo de ejemplo, muestra la sensibilización de la recuperación de la Planta A ante cambios en la recuperación de la Primera Limpieza a distintos valores de recuperación *Scavenger* (Figura 4.10a) y ante cambios en la recuperación *Scavenger* a distintos valores de recuperación de la Primera Limpieza (Figura 4.10b). Se asume que la etapa *Rougher* y Segunda Limpieza mantienen constantes sus valores de recuperación.

La interacción entre estas etapas se observa al comparar las curvas de sensibilización de cada etapa, donde, para las misma ecuación de balance (ecuación 3.3), la planta presenta distintos comportamientos (cambios en la curvatura) entre los diferentes valores de recuperación de la etapa complementaria.

Respecto a los valores estimados, se observa que dentro de los rangos normales de operación de estas etapas (sobre 70%), mientras mayor sea la recuperación de una etapa, menos sensible

se vuelve la planta ante cambios en la recuperación de la otra etapa. Es por esto que la Planta A, al presentar una recuperación *Scavenger* de 96%, se encuentra en una zona en la que los aumentos de recuperación de Primera Limpieza no generan cambios significativos en la recuperación planta.

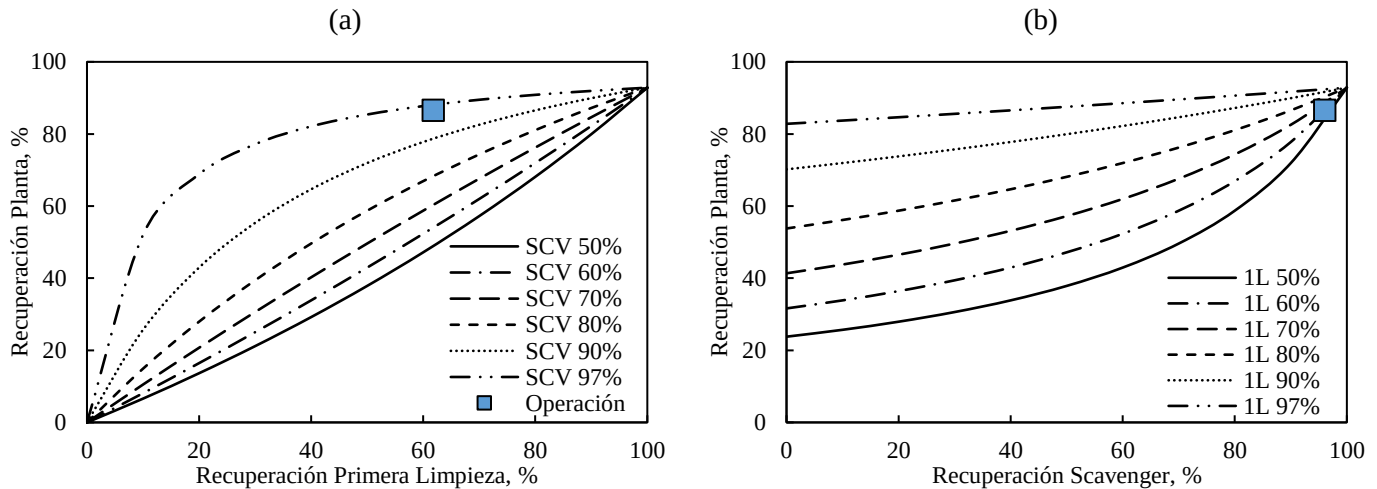


Figura 4.10 Efecto de la recuperación de Primera Limpieza (a) y *Scavenger* (b), en la recuperación planta.

Basado en lo anterior, se esperaría que al aumentar la recuperación de ambas etapas, el rendimiento de la planta mejore, lo cual es cierto desde el punto de vista matemático (ecuación 3.4) pero no desde el punto de vista metalúrgico, dado que, al pertenecer ambas etapas a un mismo banco de celdas en serie, aumentar la recuperación de las primeras celdas (Primera Limpieza) provoca que las siguientes celdas (*Scavenger*) no cuenten con mineral flotable suficiente para mantener una espuma estable y por consecuencia, la recuperación decae a menos que se acelere la operación (menores alturas de espuma y/o mayor flujo de gas). Sin embargo, como se observó en el análisis del circuito *Rougher* (Figura 4.8b), acelerar el proceso genera una disminución en la ley de concentrado y por ende, la operación reduce su selectividad. Esto ocurre en las tres plantas analizadas que, respecto a sus diseños, operan con una mayor recuperación másica generando disminuciones en sus enriquecimientos (ver resultados *Scavenger*, Figura 3.11). Por lo tanto, se debe buscar un equilibrio operacional entre las etapas de Primera Limpieza y *Scavenger*.

Otra forma de evaluar la importancia de mantener un equilibrio operacional entre estas dos etapas es que ambas afectan la carga circulante dentro del circuito de Limpieza. Análogamente a lo realizado para obtener una ecuación de recuperación planta en función de las recuperaciones por etapa, se obtienen las ecuaciones para las cargas circulantes CC_1 (ecuación 4.3) y CC_2 (ecuación 4.4), las que hacen referencia a la corriente de cola de Segunda Limpieza recirculada hacia la Primera Limpieza y a la corriente de concentrado *Scavenger* recirculada hacia el circuito de remolienda, respectivamente.

$$CC_1 = \frac{R_{L1} \cdot (1 - R_{L2})}{1 - R_{L1} \cdot (1 - R_{L2})} \quad (4.3)$$

$$CC_2 = \frac{R_S \cdot (1 - R_{L1})}{1 - R_{L1} \cdot (1 - R_{L2}) - R_S \cdot (1 - R_{L1})} \quad (4.4)$$

Donde R_{L1} , R_{L2} y R_S corresponden a la recuperación en las etapas Primera Limpieza, Segunda Limpieza y *Scavenger*, respectivamente.

La Figura 4.11 muestra la sensibilización de las cargas circulantes CC_1 y CC_2 másicas y de Cu ante cambios en las recuperaciones de las etapas de Primera Limpieza y *Scavenger* en la Planta A. En la Figura 4.11a se observa que la CC_1 está bajo el diseño para Cu y sobre el diseño para la masa total, lo que se debe a la baja selectividad de la etapa de Primera Limpieza, que alimenta una gran masa de baja ley a la Segunda Limpieza. Esto, sumado a la baja recuperación de las Columnas (34%Cu, 5%Másica), genera que la CC_1 tenga un comportamiento exponencial ante cambios de la recuperación de Primera Limpieza.

Respecto a la CC_2 , la Figura 4.11b y Figura 4.11c, muestran un comportamiento exponencial ante cambios en la recuperación de la etapa *Scavenger* a distintos niveles de recuperación de Primera Limpieza. Se observa que tanto para Cu como para la masa total, el punto de operación está por sobre el diseño (4 y 7 veces mayor, respectivamente) y que a mayor recuperación *Scavenger*, la CC_2 se vuelve más sensible, sobre todo en recuperaciones de Primera Limpieza bajo el 70%Cu y bajo el 50% de recuperación másica.

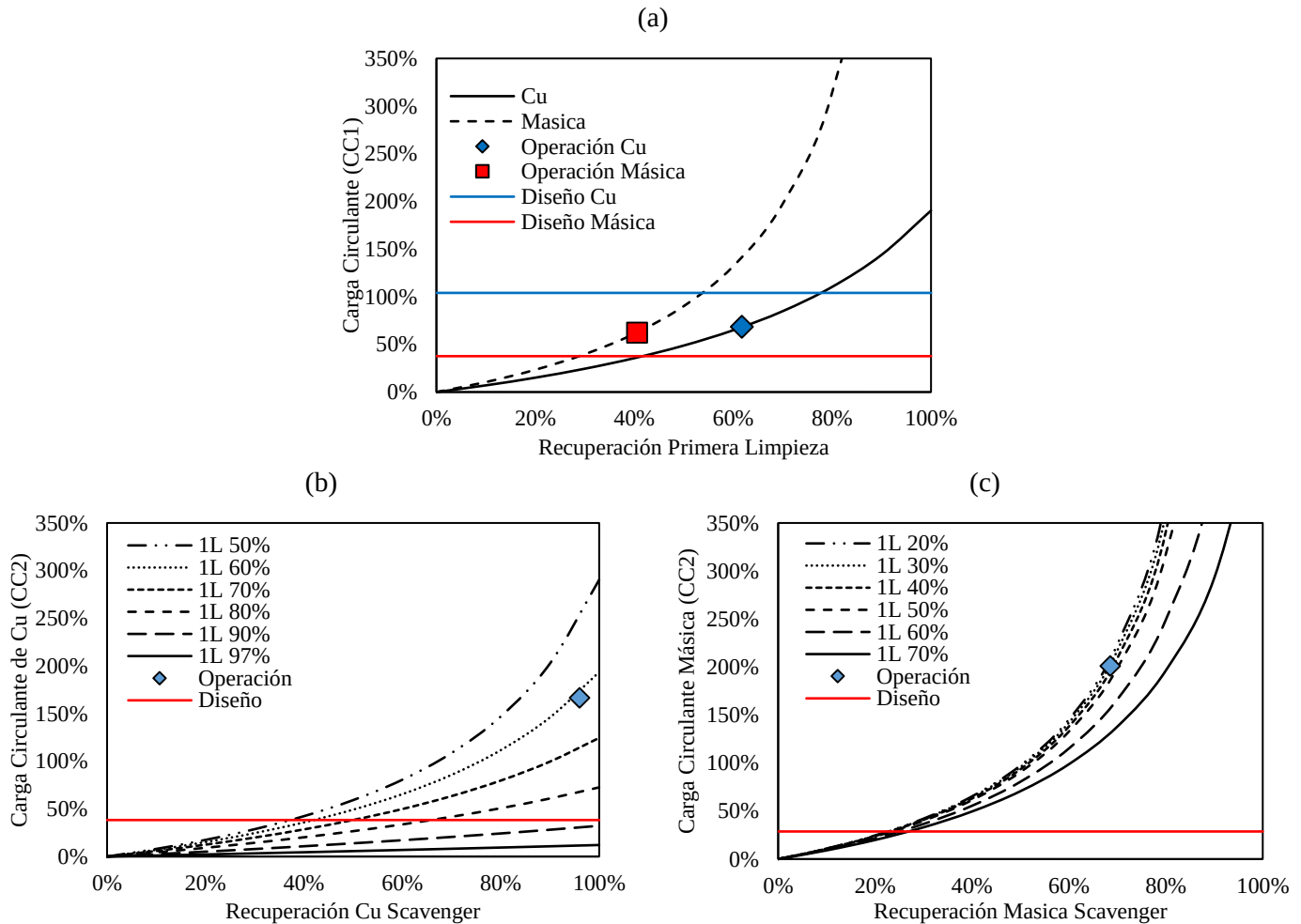


Figura 4.11 Efecto de la recuperación (de Cu y másica) de Primera Limpieza y *Scavenger* en las Cargas Circulantes CC1 (a) y CC2 (b y c) de Planta A.

Considerando las sensibilizaciones de la recuperación Planta y de las Cargas Circulantes del circuito de limpieza, se evidencia la necesidad de encontrar un punto de operación que permita la mejor recuperación Planta con la menor carga circulante posible. Basado en la sensibilidad de estas etapas, el punto de equilibrio debería estar entre una recuperación de Cu de Primera Limpieza entre 70% y 90% y una recuperación *Scavenger* entre 90% y 95%. Los rangos son amplios, ya que dependen también de la recuperación de Segunda Limpieza, la cual depende, a su vez, de la selectividad de la Primera Limpieza.

4.2.3. Columnas

Las Columnas de la Segunda Limpieza son las encargadas de obtener el producto (concentrado) final de la planta, el cual debe cumplir con un mínimo de calidad (ley) para ser comercializado. Como se observó en el análisis de Segunda Limpieza (punto 3.2.4), las leyes de concentrado final están bajo el diseño en las tres plantas analizadas. Esto se debe, en parte a la disminución de la ley de alimentación, pero también a problemáticas operacionales, asociadas principalmente a variables hidrodinámicas de flotación, tales como tamaño de burbuja, altura de espuma y flujo de gas fuera de los rangos esperados para una operación normal.

Basado en la información aportada por el sistema PI de la planta, la Figura 4.12a muestra el rango y el promedio de los valores de Altura de Espuma y Flujo Superficial de gas (J_G) para la operación de una columna en la Planta A, una en la Planta B y para dos condiciones de operación de una columna en Planta C, denominadas “C-1” y “C-2”. La similitud de valores entre una columna y otra de cada planta permite seleccionar solo una sin sesgar el análisis posterior.

La Figura 4.12b muestra las razones de enriquecimiento y recuperación de Cu durante la operación de estas plantas bajo las condiciones detalladas en la Figura 4.12a.

De la Figura 4.12a se puede obtener el tiempo de residencia del mineral en la espuma, el cual se calcula como la razón entre la altura de espuma y el flujo superficial de gas (Yianatos, et al., 1998). Se observa que las operaciones con mayor altura de espuma presentan mayor tiempo de residencia en la espuma (114s, Planta A y 123s, Planta C-2) y a su vez, mayor enriquecimiento (7, Planta A y 3, Planta C-2) y menor recuperación (34%, Planta A y 25%, Planta C-2). Lo anterior se debe a que mientras mayor tiempo permanezca el mineral en la espuma, este aumenta su probabilidad de desprenderse por la coalescencia de las burbujas para luego ser arrastrado por el efecto del drenaje de agua desde el tope de la espuma hasta la interfase pulpa-espuma. Por esta razón, la ley de Cu en el concentrado aumenta para mayores alturas de espuma y también con flujos de gas bajos (Morar, et al., 2006).

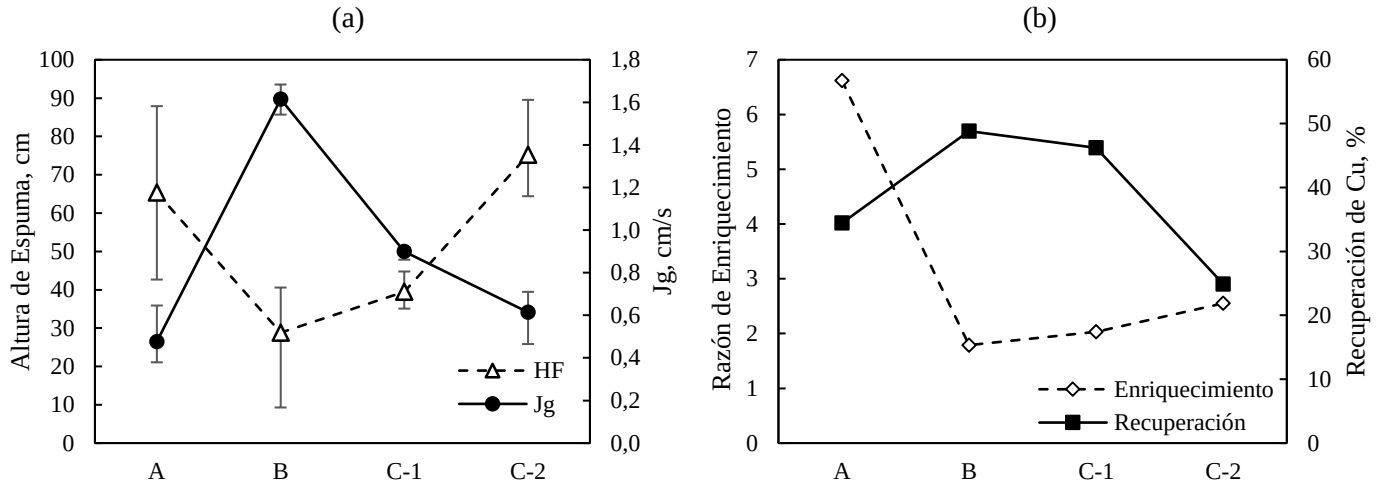


Figura 4.12 Valores de altura de espuma y flujo superficial de gas (J_g) (a) en los resultados de recuperación y enriquecimiento (b) en la Segunda Limpieza.

En general, se observan flujos de gas bajos, representados por valores de J_g menores a 1 cm/s. Esto, sumado a un tamaño de burbuja por sobre los tres mm, puede generar problemas de capacidad de transporte de las burbujas dentro de las columnas, lo cual limita la operación de la etapa.

La capacidad de transporte del mineral en un equipo de flotación, C_A (ton/h/m²), se expresa en términos de la fracción de superficie de cubrimiento de las burbujas (ϕ_s), del flujo superficial de área de burbuja (S_B), del diámetro de partícula promedio *Sauter* (d_{ps}), de la densidad de las partículas (ρ_p), y de la recuperación de espuma (R_F), según la ecuación 4.5 (Yianatos & Contreras, 2010).

$$C_A = \phi_s \cdot \frac{\pi}{6} \cdot S_B \cdot d_{ps} \cdot \rho_p \cdot R_F \quad (4.5)$$

De acuerdo a lo anterior, el flujo de concentrado (teórico) obtenido por columna corresponde al producto de la capacidad de transporte por el área transversal de la columna (A_C), según la ecuación 4.6.

$$F_C = C_A \cdot A_C \quad (4.6)$$

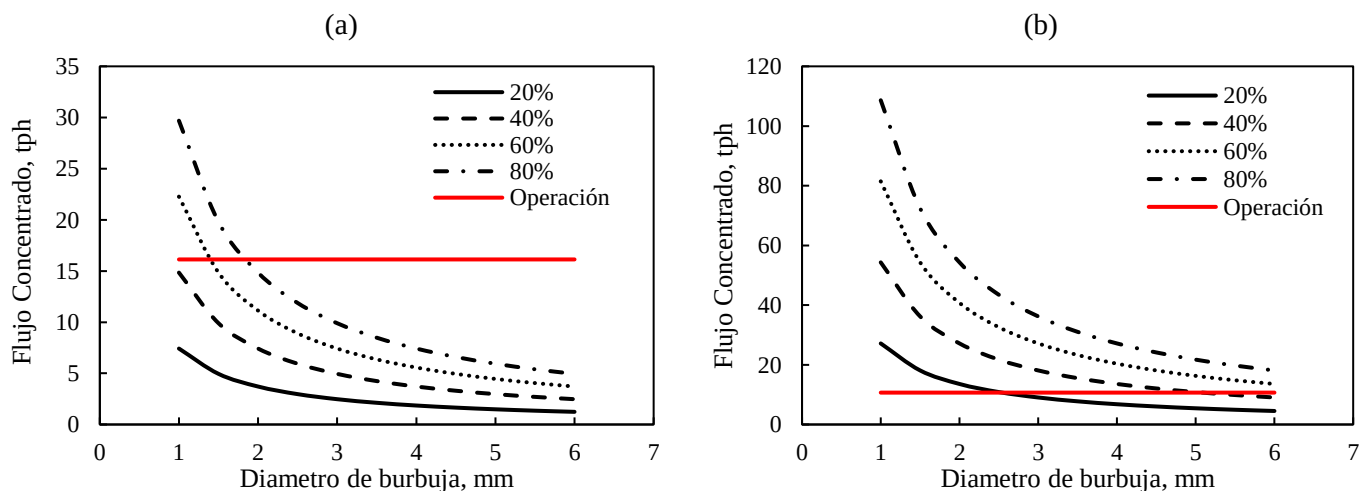
Con el objeto de identificar las condiciones de operación y transporte en las columnas de flotación de las Plantas A, B y C (operaciones C-1 y C-2), en la Figura 4.13 se muestra la sensibilización del flujo de concentrado ante cambios de diámetro de burbuja (desde 1 a 6 mm) y fracción de superficie de cubrimiento (desde 20% hasta 80%) y se compara con lo obtenido en la operación de cada planta. Además, en función del tiempo de residencia en la espuma, se estimó una recuperación de espuma, la cual aumenta para menores tiempos según el modelo para las columnas de la planta Colon, División el Teniente, Codelco (Yianatos, et al., 1998).

La Tabla 4.3 muestra para las tres plantas sensibilizadas, los valores usados de flujo de concentrado, altura de espuma (H_F), flujo de gas (J_g), tiempo de residencia en la espuma y las recuperaciones de espuma estimadas.

Tabla 4.3 Valores de Flujo de concentrado (“operación”), Tiempo de residencia en espuma y Recuperación de espuma estimada para columnas de plantas A, B y C.

Planta	F_c , tph	H_F , cm	J_g , cm/s	t_{res} en espuma, s	R_F
A	16.1	65.3	0,48	114.4	60%*
B	10.7	28.8	1,62	17.8	75%
C-1	11.9	39.5	0,90	44.3	70%
C-2	13.8	75.2	0,61	123.5	55%*

*Valores re-estimados al presentar valores de J_G fuera de los rangos empíricos del modelo.



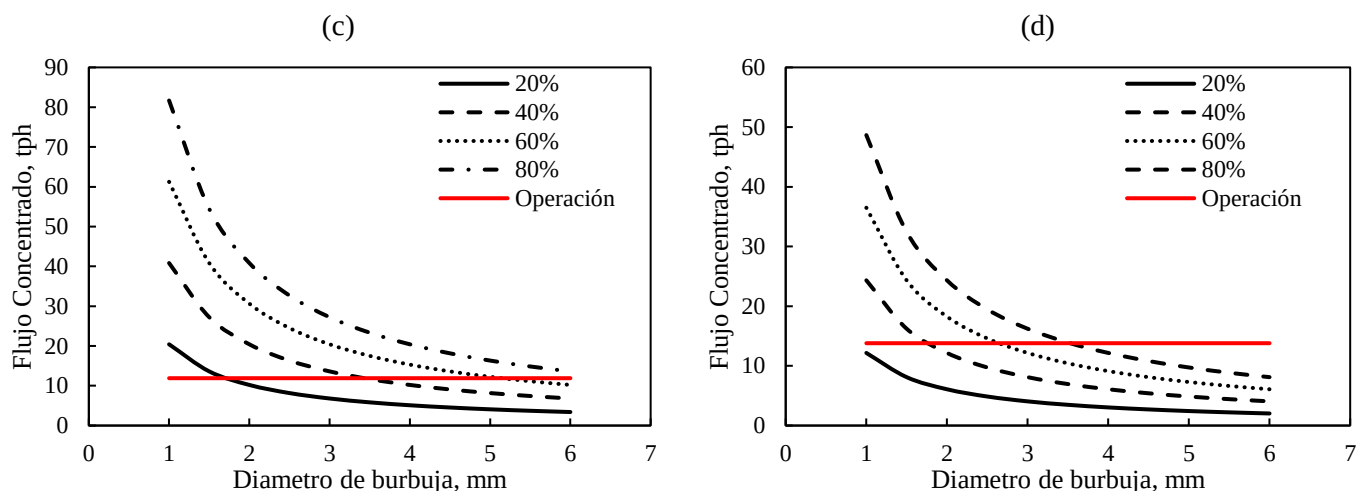


Figura 4.13 Sensibilización del flujo teórico de concentrado por columna ante cambios del diámetro de burbuja y porcentaje de cubrimiento de las burbujas en:

(a) Planta A, (b) Planta B, (c) Planta C, operación C-1 y (d) Planta C, operación C-2.

En la Planta A (Figura 4.13a), se observa que el flujo teórico de concentrado es igual al real si es que la operación cuenta con burbujas pequeñas (< 2 mm) y considerando una cobertura de burbujas superior al 40%. Pese a ser valores aceptables de diámetro de burbuja (Yianatos & Henríquez, 2007), el porcentaje de cubrimiento muestra una posible saturación de las burbujas (cubrimiento de saturación: $>60\%$). Además, el bajo J_G (0.57 cm/s) se traduce en un bajo S_B (< 30 m²/s/m²) que, según las condiciones de borde detallas en la Figura 1.9, representa una falta de capacidad de transporte de las burbujas en la columna.

En la Planta B (Figura 4.13b), el flujo de concentrado teórico es igual al real si las columnas operan con burbujas muy grandes (> 5 mm), asumiendo un porcentaje de cubrimiento superior al 40% (posible saturación de burbujas). Lo anterior, sumado al alto J_G observado (1.6 cm/s), se traduce en un valor de S_B menor a 20 m²/s/m², representando una falta de capacidad de transporte. Además, si se considera que la altura de espuma fue alrededor de los 29 cm, se obtiene una operación con espuma perturbada, causada por el ascenso de burbujas de gran tamaño a un alto J_G . Esto favorece significativamente el arrastre de ganga hacia el concentrado.

En Planta C, la condición C-1 (Figura 4.13c) muestra valores que corresponden a una operación con burbujas muy grandes (> 3 mm) asumiendo un porcentaje de cubrimiento superior al 40% (posible saturación de burbujas). Lo anterior, sumado a un J_G de 0.9 cm/s, se traduce en un S_B (< 15 m²/s/m²) que coincide con una falta de capacidad de transporte. Además, considerando una altura de espuma relativamente baja (40 cm), asume una operación al borde de la condición de espuma perturbada.

Para la condición C-2 (Figura 4.13d), la sensibilización muestra una operación abierta respecto a las posibles combinaciones de diámetro medio de burbuja (1.0-3.5 mm) y porcentaje de cobertura de burbuja (25%-80%) que permitan obtener, teóricamente, el flujo de concentrado real. Pese a lo anterior, por el bajo J_G (0.6 cm/s), el valor de S_B sería inferior a 20 m²/s/m², lo cual representa una falta de capacidad de transporte por bajo flujo de gas.

La Tabla 4.4 muestra el resumen de los resultados obtenidos del análisis de sensibilidad observado en la Figura 4.13.

Tabla 4.4 Resumen del análisis de sensibilidad del flujo de concentrado ante cambios de diámetro de burbuja y fracción de superficie de cubrimiento.

	A	B	C-1	C-2
Flujo de concentrado, tph	16	11	12	14
D_{32} , mm	1.1-1.8	5.0-6.0	3.0-5.0	1.0-3.5
ϕ_s , %	40-80	40-60	40-60	25-80
S_B , m ² /s/m ²	12-31	16-19	9-15	8-20
Condición	Baja Capacidad de Transporte y/o Burbujas Saturadas			
Causa del Problema	Bajo J_G	Alto D_{32}	Alto D_{32}	Bajo J_G

En los casos con bajo J_G , aumentar el flujo de gas evitaría la saturación de las burbujas y podría aumentar la recuperación de la etapa manteniendo la ley de Cu en su concentrado final. Además, disminuiría la carga circulante generada por el flujo de colas de la Segunda Limpieza y aumentaría la producción de la planta. En los casos con burbujas muy grandes, una mantención a los inyectores de gas instalados en cada columna mejora considerablemente la operación, tanto la recuperación (reducción de la saturación de burbujas) como la ley de concentrado final, si es que además, se aumenta la altura de espuma.

Como validación de esta sensibilización de flujos de concentrado, en la Planta B se realizaron mediciones no convencionales que permitieron la medición del flujo superficial de gas y tamaño de burbuja. La Tabla 4.5 muestra los resultados obtenidos en cada columna muestreada, donde se observa que el diámetro de burbuja estuvo entre 4.3 mm y 7.6 mm, rango que incluye los valores teóricos propuestos (5-6 mm) para cumplir con el flujo de concentrado obtenido en la operación de la etapa. Respecto al J_G , se observa un leve sesgo hacia valores inferiores respecto a lo estimado a partir de la información aportada por el sistema PI. Estas diferencias se pueden justificar por una descalibración de la instrumentación de la planta y/o por el sesgo de la medición en planta. Pese a esto, los valores medidos se encuentran en torno a las estimaciones propuestas, validando el análisis realizado.

Tabla 4.5 Tamaño de burbujas y velocidad superficial de gas en la Columnas 1 y 2 de Planta B.

Equipo	Réplica	D_{32} , mm	J_G , cm/s
Columna 1	1	5.55	1.49
	2	4.62	1.44
	3	4.26	1.44
Columna 2	1	6.60	-
	2	7.61	1.45
	3	4.73	1.31
	4	4.55	1.30

CAPITULO V:

Conclusiones y Recomendaciones

5.1. Conclusiones

De los resultados obtenidos a partir de muestreos metalúrgicos en tres plantas concentradoras (A, B y C) de la Segunda Región de Antofagasta, Chile, se evaluaron los rendimientos individuales y globales de las distintas etapas de cada planta.

5.1.1. Ajustes de Balance

En base a la información obtenida de muestreos desarrollados en tres plantas concentradoras, se realizaron 9 ajustes de balance globales (3 en planta A, 2 en planta B y 4 en planta C) y 8 ajustes de balance cinéticos (4 en planta A y 4 en planta C, la planta B se ajustó de forma global y cinética en conjunto). La Tabla 5.1 muestra los coeficientes de correlación obtenidos de cada ajuste de balance, donde se observa que en todos los muestreos el coeficiente se mantuvo entre 0.990 y 0.999, lo que demuestra que las leyes ajustadas no se desviaron significativamente de las leyes medidas y que la metodología de muestreo y ajuste, descritas en los puntos 2.3 (“Trabajo Experimental”) y 2.5 (“Ajuste de Balance”), fue adecuada para los distintos muestreos y conjuntos de datos ajustados.

Tabla 5.1 Coeficiente de Correlación del resultado de cada ajuste de balance realizado.

Muestreo	A	B	C
M-1	0.994	0.991	0.999
M-2	0.994	0.994	0.990
M-3	0.993		0.998
M-4			0.989

Adicionalmente, los valores entre cada muestreo no fueron significativamente diferentes entre sí, lo que permitió realizar un análisis de comparación de resultados utilizando los promedios de los muestreos de cada planta (ver Tabla 3.1).

5.1.2. Resultados

Las Figuras 5.1, 5.3 y 5.4 que se presentan en este sub-capítulo muestran gráficos radiales en los que se comparan distintos valores respecto al diseño de cada planta. La comparación se realiza a través de un “porcentaje de cumplimiento”, donde un valor de 100% significa que la variable comparada obtuvo un valor igual al diseño, representado por un polígono de color rojo.

Alimentación Planta

La Figura 5.1 muestra una comparación de los tonelajes (“Ton-A/B/C”), leyes de alimentación (“Ley-A/B/C”) y tiempos de residencia (“t-A/B/C”) obtenidos para cada planta respecto a los valores de diseño. Se observa que, en los tres casos evaluados, el tonelaje de alimentación planta fue menor a lo establecido en sus respectivos diseños. Para la ley de Cu en la alimentación, tanto planta A como C presentaron valores menores al diseño y la planta B presentó una ley similar.

Para las plantas A y B, los menores tonelajes alimentados a cada planta se tradujeron en mayores tiempos de residencia de la etapa *Rougher*. Estos mayores tiempos favorecen la flotación de Pirita, aumentando la recuperación de Fe y la razón Fe/Cu, sobre todo a pH entre 6 y 9, como ocurre en las plantas A y B.

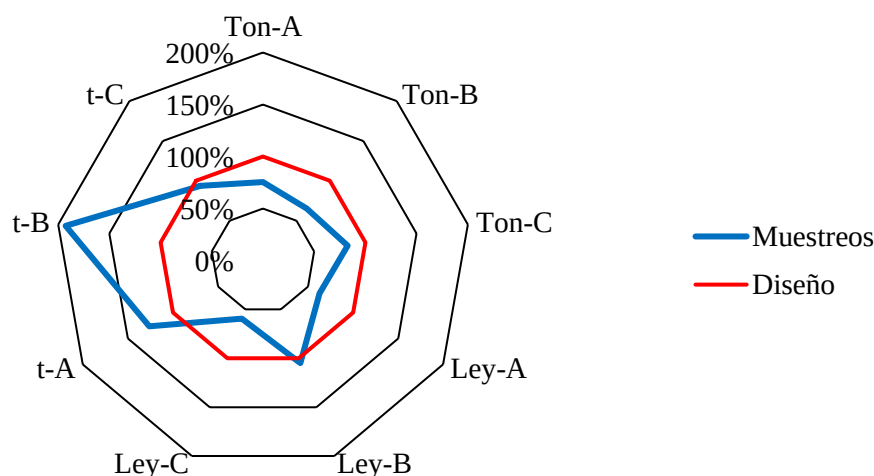


Figura 5.1 Comparación de variables de alimentación con valores de diseño (polígono rojo, 100%).

Etapas Rougher

En la etapa *Rougher*, se observó que las tres plantas obtuvieron recuperaciones de Cu menores a lo establecido en sus respectivos diseños, con diferencias (absolutas) entre 1-2% para las plantas A y C y 17% para la planta B. Para las plantas A y C, las diferencias se generan por la desaceleración de la etapa con el objetivo de enriquecer el mineral de menor ley alimentado a la planta. Pese a esto, la ley de concentrado *Rougher* fue menor al diseño en ambos casos, entre 1.3 y 1.6 veces menor. La planta B presentó una ley de alimentación similar al diseño, sin embargo, obtuvo una recuperación de 77%, considerablemente menor al diseño (90%). Esta menor recuperación fue generada, en parte, por decisiones operacionales, pero también porque el P_{80} fue 22% mayor al diseño (mineral más grueso). Esto generó una ley de concentrado de 11.7%Cu, muy superior al 3.2%Cu establecido por diseño.

Respecto a los resultados de los ajustes cinéticos, la Figura 5.2 muestra los perfiles de recuperación másica a lo largo de cada banco. Se observaron operaciones desequilibradas en las plantas A y C, con celdas que descargan mucho material y otras que prácticamente no descargan. Esto genera limitaciones al buscar un objetivo de ley de concentrado. La planta B

por su parte, presenta un perfil más equilibrado, pero con recuperaciones másicas bajo el 1% en todo el banco, lo cual limita la recuperación de minerales valiosos.

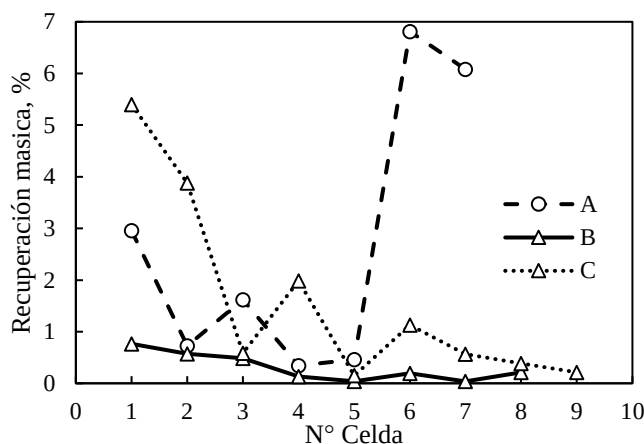


Figura 5.2 Recuperaciones másicas parciales a lo largo de cada banco *Rougher*.

Etapas de Primera Limpieza-Scavenger

La Figura 5.3 muestra la comparación de tiempo de residencia (“t-A/B/C”), ley de concentrado de Cu (“Ley-A/B/C”) y recuperación de Cu (“Rec-A/B/C”) obtenidas en las etapas de Primera Limpieza y *Scavenger* de cada planta respecto al diseño. Para la Primera Limpieza, se observa que la planta A presentó un tiempo de residencia menor, lo que sumado a una menor ley de alimentación, generó tanto una ley de concentrado como una recuperación inferiores al diseño. La planta B presentó un tiempo de residencia significativamente mayor al diseño (281% mayor), pero con una ley de alimentación menor, lo cual, comparado con la planta A, generó una menor disminución de ley y recuperación respecto al diseño. Similar a la planta A, la planta C presentó un tiempo de residencia y una ley de alimentación menor al diseño, generando una ley de concentrado menor pero una recuperación levemente superior al diseño. En general, se observó baja selectividad en esta etapa, con bajos enriquecimientos de Cu (levemente mayores a los de Fe) y recuperaciones de Fe en torno al 64% para las tres plantas.

Para la etapa *Scavenger*, se mantuvo la tendencia de los tiempos observados en la Primera Limpieza, con menores valores en las plantas A y C y mayor en Planta B (559% mayor al

diseño). La tendencia cambia respecto a las recuperaciones, ya que la planta A presentó un mayor valor respecto al diseño, lo que significó una ley de concentrado considerablemente menor. Las plantas B y C, pese a obtener menores recuperaciones, presentaron leyes de concentrado entre 3 y 4 veces menor al diseño, con enriquecimientos similares entre Cu y Fe.

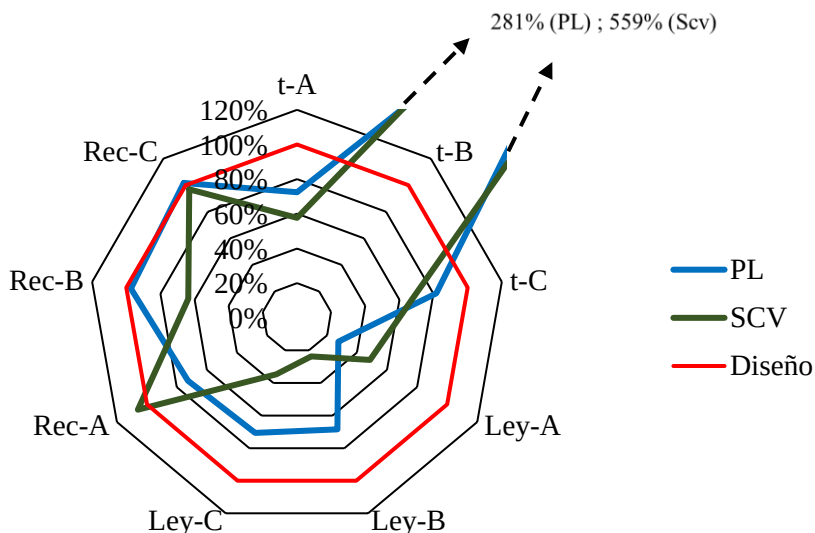


Figura 5.3 Comparación de resultados obtenidos con valores de diseño (polígono rojo, 100%) en las etapas de Primera Limpieza y *Scavenger*.

Segunda Limpieza (Columnas)

En la Segunda Limpieza, respecto al diseño, se observó un mayor tonelaje de alimentación en las plantas A y C y menor en la planta B. Además, por la menor ley de alimentación, en los tres casos se observan menores recuperaciones másicas y de Cu. Pese a esta desaceleración en busca de un mayor enriquecimiento, las leyes de concentrado (Final) estuvieron en torno a 22%Cu, menores al diseño (28% en promedio).

Cargas Circulantes

Se observó una alta carga circulante en el circuito *Scavenger* de la planta A, especialmente de Fe (638%). Además, la planta C presentó una alta carga circulante en la Segunda Limpieza (178%Cu y 198%Fe).

Análisis de Sensibilidad

Se observó que la etapa *Rougher* (más importante) y Primera Limpieza presentan mayor potencial para mejorar la recuperación de la planta, pero dados los resultados obtenidos en los muestreos, exceptuando la planta A, la etapa de Primera Limpieza ya se encuentra en los límites máximos de recuperación, por lo que se deberían evaluar mejoras en la etapa *Rougher*.

Resultados Globales Planta

En la Figura 5.4 se observa que, en general, debido a que la ley de alimentación (Figura 5.4a) fue menor al diseño, las plantas A y C presentaron menores recuperaciones (Figura 5.4b) en sus etapas buscando alcanzar una ley de concentrado final cercana al diseño. Esto no se consiguió debido a la baja eficiencia de los bancos *Rougher* y a la baja selectividad en las etapas de Primera Limpieza y *Scavenger*. Respecto a la planta B, la menor recuperación planta se debe a la baja recuperación *Rougher*. Similar a las otras dos plantas, la Planta B presentó baja selectividad en las etapas de Primera Limpieza y *Scavenger* si se comparan con el diseño.

Los bajos rendimientos de las etapas de Limpieza obligan a desacelerar (menor recuperación másica) la etapa de Segunda Limpieza, especialmente en la planta A, donde el mineral se enriquece desde una ley de Cu de 3.3% hasta 21.8%.

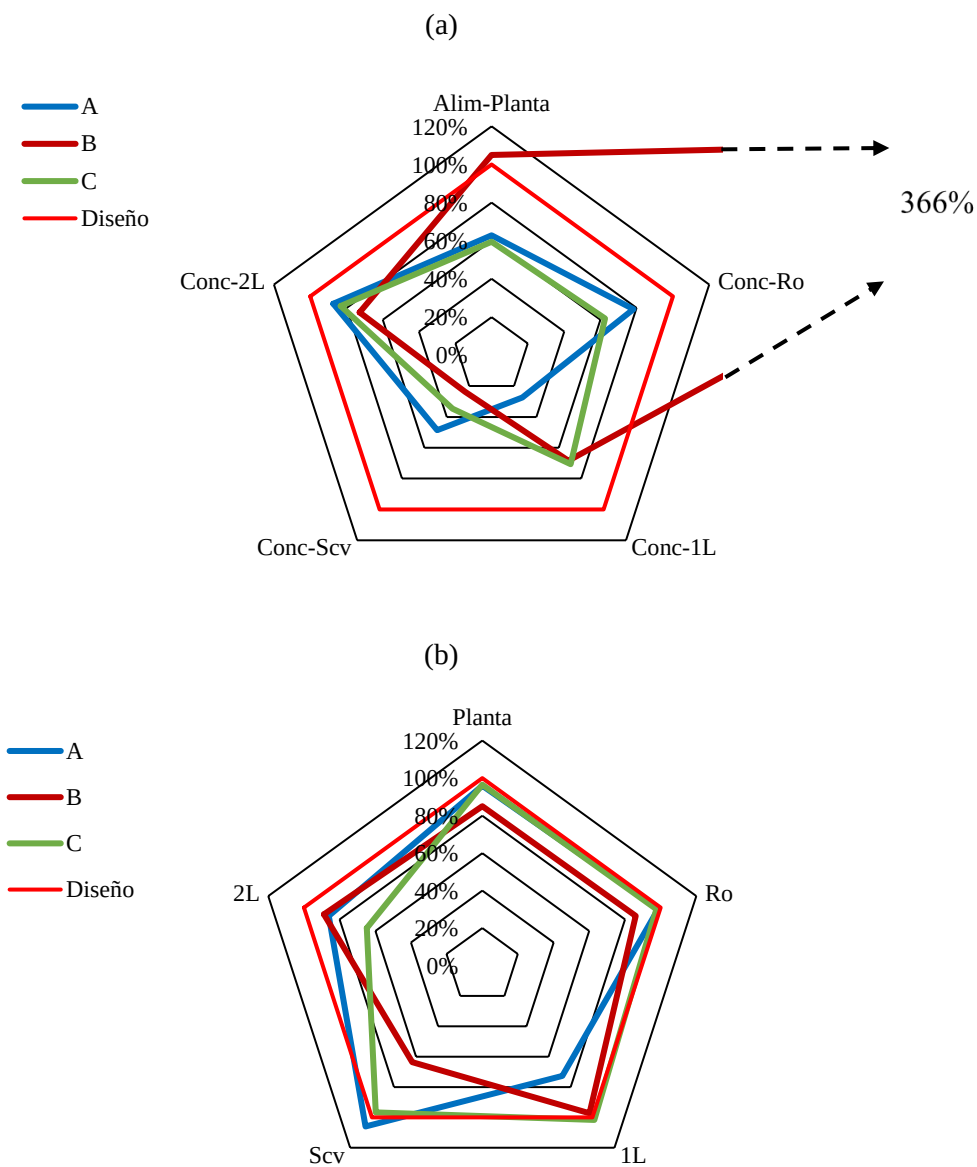


Figura 5.4 Comparación de resultados obtenidos con valores de diseño (polígono rojo, 100%) en todas las etapas de cada planta. (a) Comparación de leyes de Cu. (b) Comparación de recuperaciones de Cu.

5.1.3. Problemáticas Generales

Mineralogía

Debido a las características mineralógicas de la zona geográfica en la que se encuentran las tres plantas analizadas, se observa que a medida que avanza o se profundiza la extracción de mineral de los yacimientos, el mineral cambia desde un mayor contenido de Calcosina (79.8%Cu) a un mayor contenido de Calcopirita (34.6%Cu). Por lo tanto, para igual ley de sulfuros de Cu, se genera una disminución en las leyes de Cu que se alimentan a la planta. Otra característica de esta zona geográfica es la presencia de Pirita, la cual en presencia de iones de Cu, tiende a recuperarse por flotación verdadera, sobre todo en los pH observados en las plantas A (8.3) y B (7.5).

Agua de Mar

Se observó que en las plantas que operan con agua de mar, los valores de pH de alimentación *Rougher* fueron menores (8.3 y 7.5 en las plantas A y B) a los de una operación con agua dulce o desalada (10.6 en la Planta C). Esto se debe a que el agua de mar tiene un efecto *buffer*, que evita que se alcancen valores de pH típicos (básicos) de la flotación de sulfuros de cobre. Este menor pH generó que, en la etapa *Rougher* de la Planta A, la Calcosina se depresara y la Pirita se activara, lo cual no ocurre en la Planta C.

Debido a la interacción de los iones del agua de mar con la cal, el metabisulfito de sodio (MBS) surgió como reemplazo al tener buen efecto depresante de Pirita en valores de pH menores a 8.5, pero también depresa a los sulfuros de Cu, por lo que es más usado en etapas de Primera y Segunda Limpieza.

Operación *Rougher*

Se observó que operar el circuito *Rougher* con un perfil de recuperación másica equilibrado (disminución gradual a lo largo del banco) permite mantener la recuperación de Cu y obtener un concentrado con mayor ley de Cu.

Operación Primera Limpieza - Scavenger

Se observó una fuerte interacción entre ambas etapas, por lo que no es eficiente aumentar o disminuir simultáneamente la recuperación de ambas etapas. Para esto, a través de un análisis de sensibilidad, se identificó un rango de operación en la que se generan menores cargas circulantes y permite obtener una recuperación planta cercana a los valores de diseño. El rango obtenido significa operar la etapa de Primera Limpieza entre un 70% y 90% de recuperación de Cu y operar la etapa *Scavenger* entre un 90% y 95% de recuperación de Cu. Para el caso de la Primera Limpieza, estos valores son levemente menores respecto al diseño de las plantas B y C, pero dentro del rango de la planta A. Para la etapa *Scavenger*, la recuperación de diseño de la planta B se encuentra sobre el rango y la recuperación de diseño de la planta C bajo el rango.

Operación Segunda Limpieza

Finalmente, en las columnas de la Segunda Limpieza, se observó que en las tres plantas existe una pérdida de mineral valioso por baja capacidad de transporte de las burbujas, ya sea por bajo flujo de gas o por burbujas de gran tamaño (>5 mm).

5.2. Recomendaciones

- Para plantas que utilizan agua “dulce” o agua de mar desalinizada, se debe evitar la flotación con pH inferior a 9 para reducir la recuperación de Pirita.
- Para plantas que utilizan agua de mar, se debe regular el pH de flotación entre 8.5 y 9.5 usando Cal en etapas *Rougher* y *Scavenger* y Metabisulfito de Sodio (MBS) en etapas de Primera y Segunda Limpieza.
- Realizar un estudio que permita esclarecer el comportamiento de la liberación de los minerales valiosos ante cambios en el contenido de Calcosina y Calcopirita.
- Dada la alta sensibilidad de la planta ante variaciones en la etapa *Rougher*, se debería maximizar la recuperación de Cu manteniendo una adecuada ley de Cu en el concentrado. Si se desea enriquecer aún más el mineral, se debería desacelerar la

etapa de Primera y/o Segunda Limpieza donde sus corrientes de cola no son parte del relave final de la planta.

- En función de los resultados observados en cada muestreo, se debería operar la primera celda *Rougher* a una recuperación de Cu entre el 60% y 70% de la recuperación máxima del mineral (parámetro estimado en flotaciones *batch* predictivas de cada planta), permitiendo que las siguientes celdas cuenten con mineral flotable suficiente para aumentar gradualmente la recuperación del banco. El hecho de operar la primera celda de los bancos con baja recuperación provoca que las celdas siguientes del banco no sean capaces de alcanzar una recuperación adecuada, sin disminuir la ley del concentrado global de la etapa.
- Implementar un sistema de control eficiente, para lograr un perfil equilibrado de recuperación másica, que disminuya gradualmente aguas abajo en los bancos de flotación. Lo anterior evita celdas sin descarga o con arrastre excesivo de ganga.
- Operar la etapa de Primera Limpieza entre un 70% y 90% de recuperación de Cu y la etapa *Scavenger* entre un 90% y 95%, con el fin de alcanzar una adecuada recuperación planta, sin generar altas cargas circulantes dentro del circuito de Limpieza.
- Implementar programas de mantención periódicos a los sistemas de generación de burbujas en las columnas de flotación, para evitar la operación con burbujas de gran tamaño que limiten la capacidad de transporte del proceso.
- Implementar un sistema de control de flotación columnar que regule las variables operacionales (flujo de aire, nivel de pulpa y agua de lavado) de manera acotada (rangos de operación) y coordinada.

REFERENCIAS

Bergh & Yianatos, 2002. Flotation column automation: state of the art. Control Engineering Practice, pp. 67-72.

Bulatovic, 2007. Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice Flotation of Sulfide Ores. s.l.:Elsevier.

Camus, 2003. Geología de los Sistemas Porfíricos en los Andes de Chile. Servicio Nacional de Geología y Minería, p. 267.

Carrillo, 2012. Estudio de la flotación a escala laboratorio del mineral de Andacollo en agua de mar. Trabajo de Título, Universidad de Concepcion.

Castro, 2012. Challenges in Flotation of Cu-Mo Sulfide Ores in Sea Water. Water in Mineral Process, pp. 29-40.

COCHILCO, 2018. www.cochilco.cl. [En línea] Available at: www.cochilco.cl.

Cropp, Goodwall & Bradshaw, 2013. The Influence of Textural Variation and Gangue Mineralogy on Recovery of Copper by Flotation from Porphyry Ore – A Review. Second AusIMM International Geometallurgy Conference, Brisbane.

Finch & Dobby, 1991. Column flotation: A selected review. Part I. International Journal of Mineral Processing, pp. 343-354.

FLSmidth, 2014. www.flsmidth.com. [En línea].

Gharai & Venugopal, 2016. Modeling of Flotation Process - An Overview of differt Approaches. Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, pp. 120-133.

GlencoreTechnology, 2019. www.glencoretechnology.com. [En línea] [Último acceso: 2019].

Hadler, Smith & Cilliers, 2010. Recovery vs mass pull: the link to air recovery. Minerals Engineering, pp. 994-1002.

Harbort, Bono, D., Carr & Lawson, 2003. Jameson Cell fundamentals—a revised perspective. Minerals Engineering, pp. 1091-1101.

Laskowski & Castro, 2008. Flotation in concentrated electrolyte solutions. International Journal of Mineral Processing, pp. 50-55.

Lotter & Laplante, 2007. The campaign survey model – A case study at Raglan mine, Québec. Minerals Engineering, pp. 480-486.

Maldonado, Araya & Finch, 2011. Optimizing flotation bank performance by recovery profiling. Minerals Engineering, pp. 939-943.

Morales, 2017. Estudio del Efecto de las Interacciones del Sistema ‘Agua de Mar – Cal’ en Procesamiento de Minerales. Trabajo de Título ed. Santiago: Universidad de Chile.

Morar, 2006. A comparison of flotation froth stability measurements and their use in the prediction of concentrate grade. IMPC 2006 - Proceedings of 23rd International Mineral Processing Congress.

OUTOTEC, 2016. www.outotec.com. [En línea].

Reyes, Lin, Cilliers & Neethling, 2018. Quantifying mineral liberation by particle grade and surface exposure using X-ray. *Minerals Engineering*, pp. 75-82.

Runge, Crosbie, McMaster & Rivett, 2009. The impact of the froth zone on metallurgical performance in a 3m³ RCS flotation cell. *Flotation '09*, pp. Cape Town, South Africa.

Santos, 2018. Modelling flotation per size liberation class – Part 3 – Modelling recoveries. *Minerals Engineering*, pp. 15-23.

Singh & Finch, 2014. Bank profiling and separation efficiency. *Minerals Engineering*, pp 191-196.

Smith, Neethling & Cilliers, 2008. Air-rate profile optimisation: from simulation to bank improvement. *Minerals Engineering*, pp. 973-981.

Vallejos, Yianatos, Vinnett & Bergh, 2018. Characterization of the industrial flotation process based on size-liberation. *Minerals Engineering*, pp. 189-195.

Veliz & Camacho, 2003. Antecedentes Geologicos del Yacimiento Escondida. Congreso Geologo Chileno, Concepción.

Vinnet, Contreras & Yianatos, 2009. Bubble size analysis and boundary conditions for automatic control of industrial flotation cells. IFAC'09 Workshop on Automation in Mining, Viña del Mar, Chile, pp. 14-16.

Vinnett, Yianatos & Alvarez, 2014. Gas dispersion measurements in mechanical flotation cells: Industrial. *Minerals Engineering*, pp. 12-15.

Vinnett, Yianatos & Flores, 2016. On the mineral recovery estimation in Cu/Mo flotation plants. *Minerals and Metallurgical Processing*, pp. 97-106.

Voigt, Szargan & Suoninen, 1994. Interaction of Copper(II) Ions with Pyrite and its Influence on Ethyl Xanthate Adsorption. *Surface and Interface Analysis*, pp. 526-536.

Wong, Lascelles & Finch, 2002. Quantifying accidental activation. Part II. Cu activation of pyrite. *Minerals Engineering*, pp. 573-576.

Yianatos, 2007. Fluid flow and kinetic modelling in flotation related processes. Columns and mechanically agitated cells. *Chemical Engineering Research and Design*, pp. 1591-1603.

Yianatos & Bergh, 1992. RTD studies in an industrial flotation column: use of the radioactive tracer technique. *International Journal of Mineral Processing*, pp. 81-91.

Yianatos, Bergh & Aguilera, 2000. The effect of grinding on mill performance at Division Salvador, Codelco-Chile. *Minerals Engineering*, pp. 485-495.

Yianatos, Bergh & Cortes, 1998. Froth zone modelling of an industrial flotation column. *Minerals Engineering*, pp. 423-435.

Yianatos, y otros, 1994. Measurement of residence time distribution of the gas phase in flotation columns. Minerals Engineering, pp. 333-334.

Yianatos & Contreras, 2010. On the Carrying Capacity Limitation in Large Flotation Cells. Canadian Metallurgical Quarterly, Volumen 352, p. 345.

Yianatos & Henriquez, 2007. Boundary conditions for gas rate and bubble size. Minerals Engineering, pp. 625-628.

Yianatos & Vinnett, 2015. Flotación de Minerales. Valparaiso: Editorial USM.

Zheng, Franzidis & Manlapig, 2004. Modelling of froth transportation in industrial flotation cells Part I. Development of froth transportation models for attached particles. Minerals Engineering, pp. 981-988.

ANEXOS

A. Reactivos de Flotación

- **Colectores:** Son sustancias orgánicas que se usan para aumentar la hidrofobicidad de un mineral de manera selectiva, otorgándole una condición repelente al agua, lo cual favorece la adhesión del mineral a las burbujas de gas que ascienden en la pulpa (Yianatos & Vinnett, 2015). Por ejemplo, un colector comúnmente utilizado en la flotación de minerales sulfurados es el Xantato Isopropílico de Sodio.
- **Espumantes:** Son sustancias orgánicas utilizadas para favorecer la dispersión del gas y evitar la coalescencia de las burbujas generadas en el interior del equipo. Esto último evita el aumento de tamaño de las burbujas, lo que provoca una disminución de la superficie de contacto gas-sólido (Yianatos & Vinnett, 2015). El espumante modifica las propiedades superficiales de las burbujas, aumentando la resistencia de la película que rodea a las burbujas de gas, proporcionando así, una mayor estabilidad, menor tamaño y mayor adhesión de las partículas minerales (Bulatovic, 2007). Otra ventaja del uso de espumante es que, al interactuar con el agua, mejora la estabilidad de la espuma, la cual se debilita con el drenaje de agua desde la superficie hacia la interfase pulpa-espuma, efecto acentuado a lo largo del banco al ir disminuyendo la cantidad de sólidos que le dan estabilidad a la espuma. Por ejemplo, un espumante comúnmente utilizado es el Metil Isobutil Carbinol ($C_6H_{13}OH$), conocido como MIBC.
- **Reguladores:** Se utilizan para modificar la acción del colector en la superficie de los minerales y mejorar la selectividad de la flotación. En presencia de los reguladores, el colector se adsorbe preferentemente sobre la superficie del mineral que se desea recuperar. Se denomina *Activante* si el regulador mejora las condiciones de superficie del mineral para la adsorción del colector. Si se busca inhibir la capacidad de adsorción del colector en la superficie del mineral, entonces el reactivo se denomina *Depresante*. Por

ejemplo, comúnmente se utilizan reguladores de pH, como la Cal o el ácido sulfúrico, que favorecen la selectividad del colector en la superficie del mineral valioso.

B. Diagrama de Nodos de la Planta B

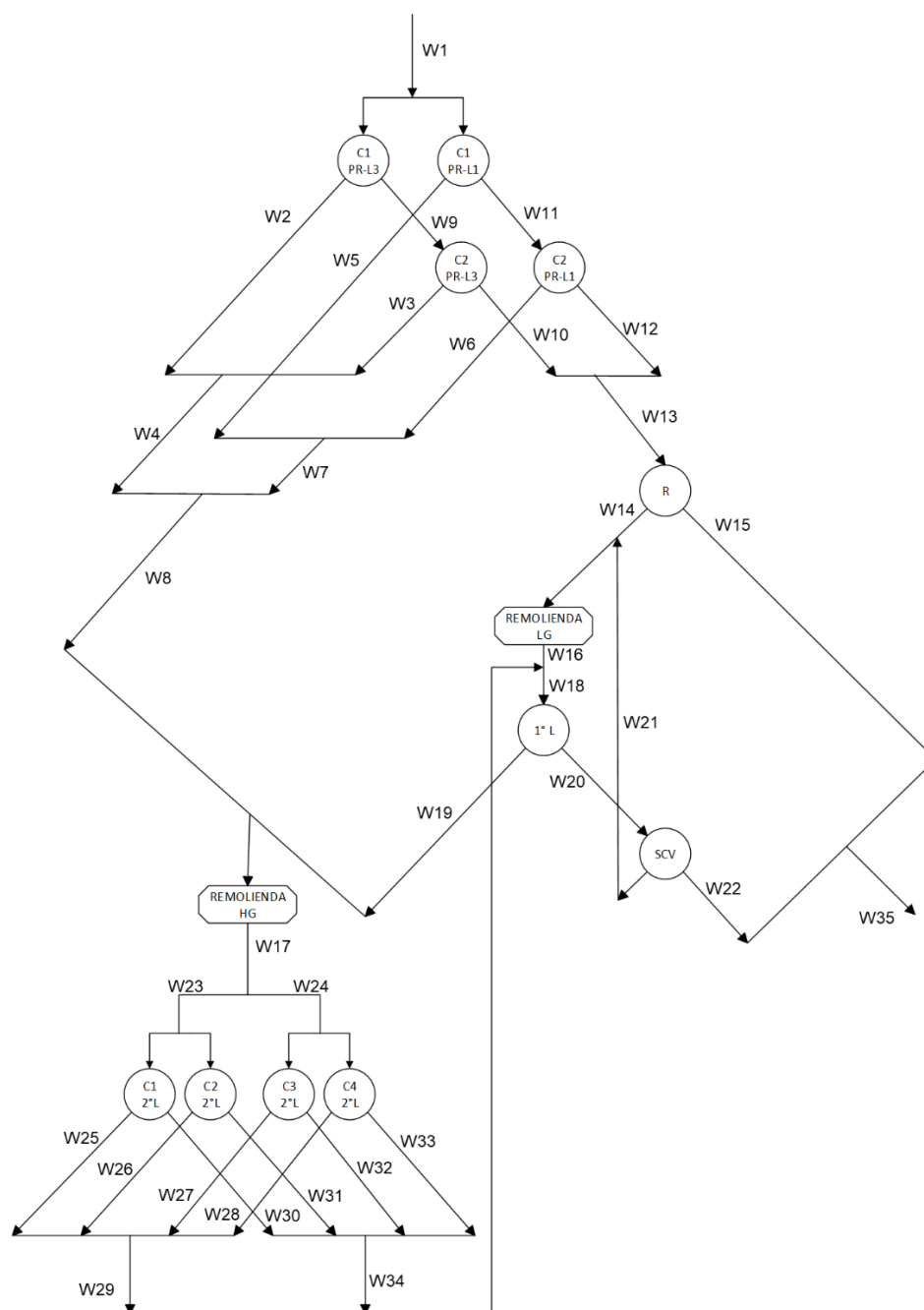


Figura B.1 Diagrama de nodos utilizado para el balance global de Planta B

C. Resultados de Ajustes de Balance

Figura C.1 Resultados del ajuste de balance global en tres muestreos realizados en la Planta A. (a) Muestreo M1, (b) Muestreo M2, (c) Muestreo M3.

Figura C.2 Resultados del ajuste de balance global en tres muestreos realizados en la Planta B. (a) Muestreo M1, (b) Muestreo M2.

Figura C.3 Resultados del ajuste de balance global en tres muestreos realizados en la Planta C. (a) Muestreo M1, (b) Muestreo M2, (c) Muestreo M3, (d) Muestreo M4.

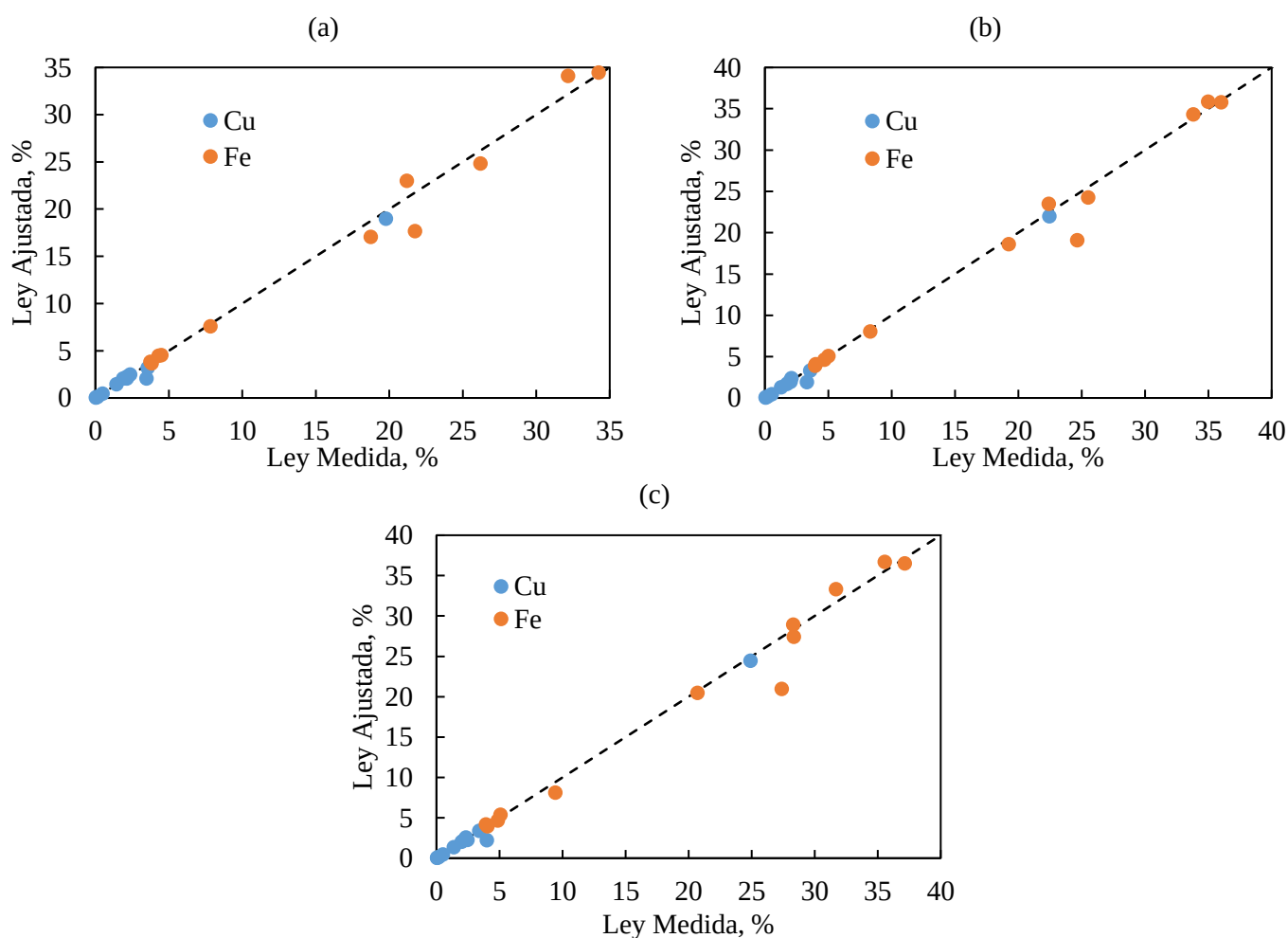


Figura C.1 Resultados del ajuste de balance global en tres muestreos realizados en la Planta A. (a) Muestreo M1, (b) Muestreo M2, (c) Muestreo M3.

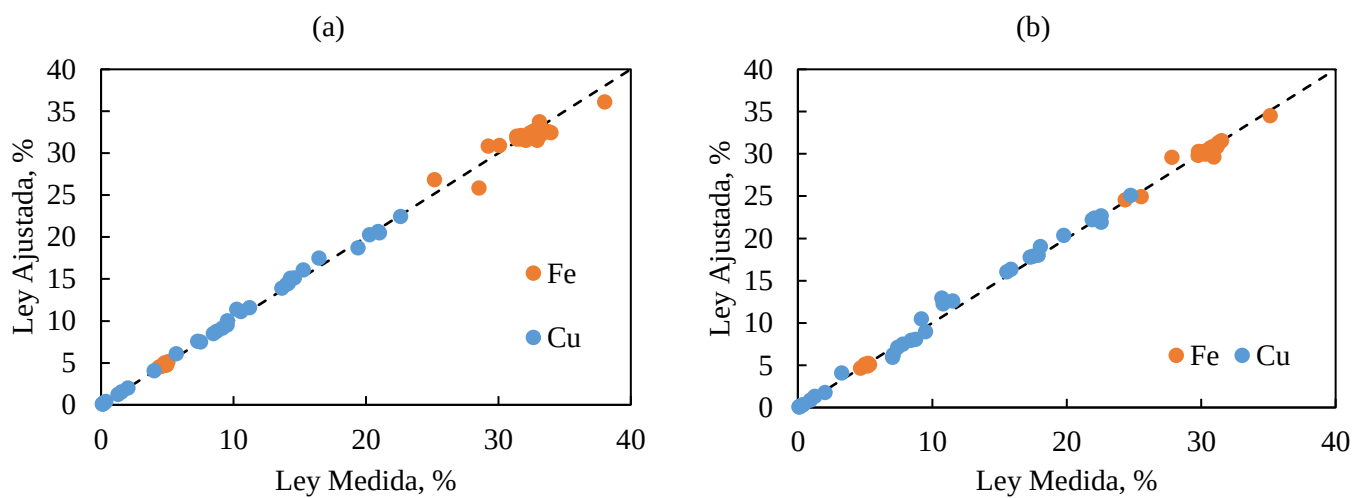


Figura C.2 Resultados del ajuste de balance global en dos muestreos realizados en la Planta B. (a) Muestreo M1, (b) Muestreo M2.

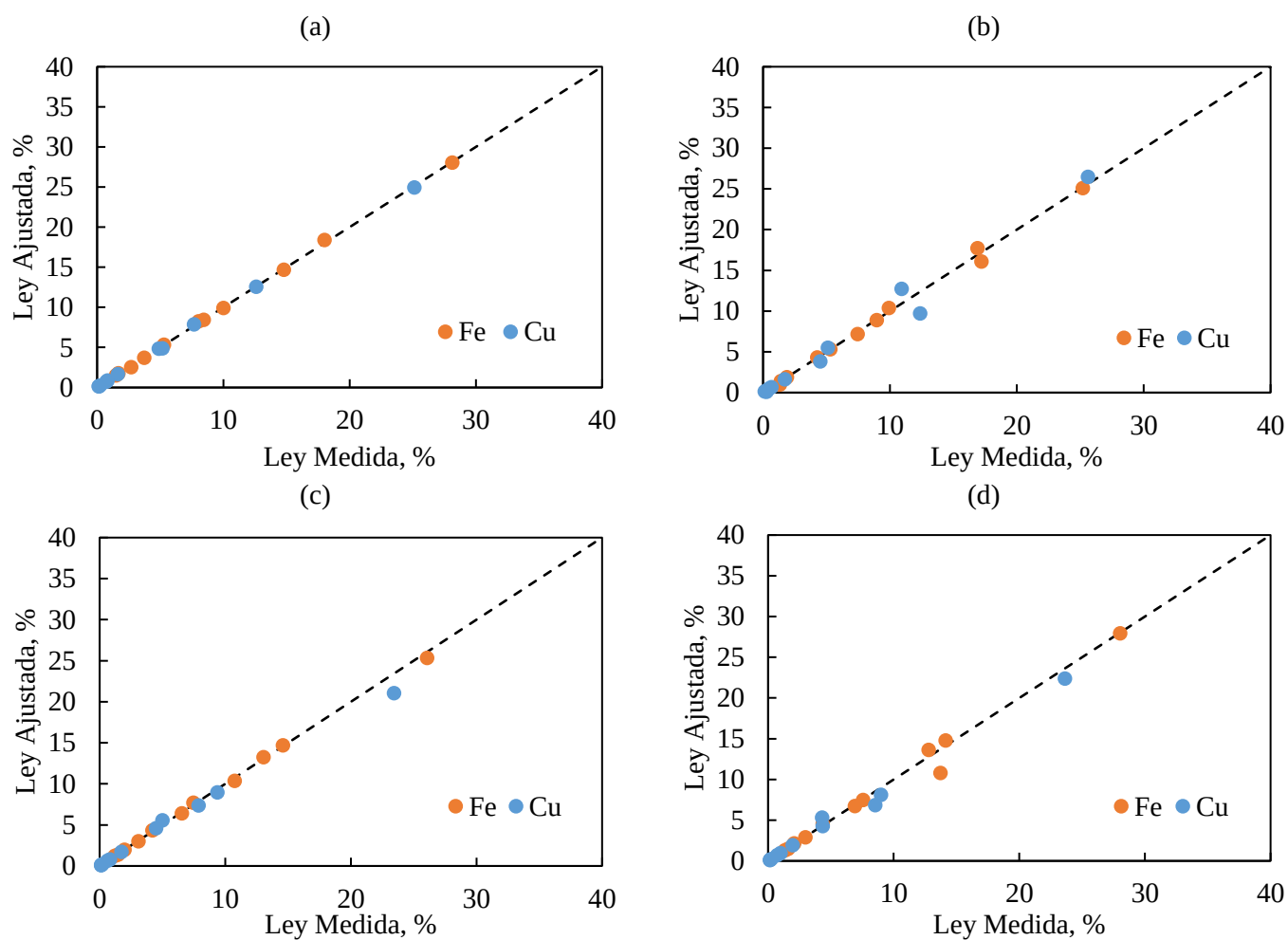


Figura C.3 Resultados del ajuste de balance global en cuatro muestreos realizados en la Planta C.
(a) Muestreo M1, (b) Muestreo M2, (c) Muestreo M3, (d) Muestreo M4.

