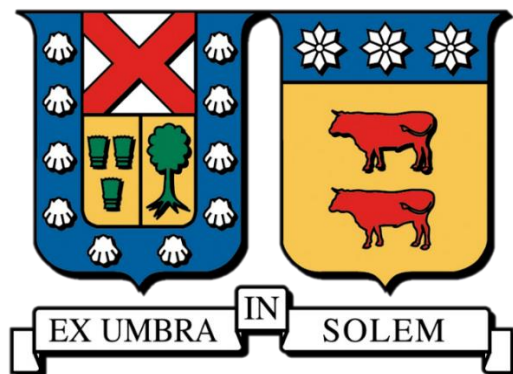


UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA QUÍMICA Y AMBIENTAL
VALPARAÍSO-CHILE



Simulador de Circuito de Columnas de Flotación de Planta N°2, Las Tórtolas, Operación Los Bronces, Anglo American Chile.

Tesis presentada por:
FRANCISCA PLAZA ENCALADA
Como requisito parcial para optar al título de:
INGENIERO CIVIL QUÍMICO
Y
Como requisito parcial para optar al grado académico de:
MAGÍSTER EN CIENCIAS DE LA INGENIERÍA QUÍMICA

Profesor guía
Dr. LUIS BERGH OLIVARES

Profesor Co-referente
Dr. CLAUDIO ACUÑA

Profesor Co-referente Externo
SERGIO RUBILAR

2 ABRIL DE 2018
VALPARAÍSO – CHILE

Título de la tesis:

SIMULADOR DE CIRCUITO DE COLUMNAS DE FLOTACIÓN DE PLANTA N°2, LAS TÓRTOLAS, OPERACIÓN LOS BRONCES, ANGLO AMERICAN CHILE.

Autor:

FRANCISCA BEATRIZ PLAZA ENCALADA

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

Dr. Luis Bergh Olivares

Dr. Claudio Acuña Pérez

M.Sc. Sergio Rubilar Puroja

Valparaíso, Marzo 2018.

AGRADECIMIENTOS

A mis padres, Natacha y Frankie, por enseñarme que con esfuerzo, perseverancia y dedicación es posible lograr con éxito todas las metas en la vida. Gracias por siempre resguardar y guiar mi corazón, mi mente y mi espíritu.

A mi hermana Vale por ser mi compañera de vida y mi mejor amiga. Gracias por las tantas veces que me alentaste a seguir luchando por mis sueños.

A mi hermana Cata por enseñarme que existe un amor más allá de todo límite. Gracias porque contigo todos los días son únicos, alegres y divertidos.

A mi mama, tata y abuelita Elba, que desde el cielo han guiado este caminar. Gracias por darme la fuerza suficiente para vencer cualquier obstáculo y seguir adelante.

A mis tías Irma, Eugenia y Angélica, por todas aquellas veces que me tendieron una mano, cuidaron y regalonearon. Gracias por tanto amor y cariño.

A mis primas y sobrinitos Paty, Golly, Isabela, Gaspar, José Francisco e Ignacio por llenar mi corazón de lindos momentos. Gracias por brindarme tanto amor del bueno.

A mis amigas de la vida, Cata y China, porque a pesar de los años, la amistad y el cariño siguen intactos.

A mi mejor amigo Nico, por siempre caminar a mi lado con el corazón abierto, llenándome de cariño y amor. Porque sin duda alguna completas mi mundo de una manera mágica e inexplicable, que nadie más que tú podría entender. Gracias por todos estos increíbles años de amistad.

A mis grandes amigos y compañeros: Javier, Reiner, Michael, Ivania, Claudia, Belén, Cami, Joshua, Fran., Kathy Mec, Manu, Marti, Angi, Maxi, Trivi, Ale y Seba porque sin ustedes, este complejo camino no hubiera sido el mismo. Gracias por siempre creer en mí.

A mí querido grupo de Alwa y Sano-San, en especial a Juanito, por llegar a mi vida de una manera extraordinaria y hermosa. Gracias a todos por colmar mi corazón de luz, amor y tranquilidad.

A mi querido Max, por abrazar mi corazón y llenarlo de amor puro y bondadoso. Gracias por siempre alentarme a ser una mejor persona.

Al profesor Luis Bergh por su siempre buena disposición para atender mis dudas y consultas. Gracias por confiar en mí para el desarrollo de este trabajo de tesis.

Agradezco a todos los que me conocieron, ayudaron y enseñaron, a todos ellos, muchas gracias.

Finalmente agradezco a dios.

RESUMEN EJECUTIVO

En el presente trabajo se desarrolla un simulador metalúrgico del circuito de columnas de flotación de la planta concentradora Las Tórtolas 2 con el objetivo de ser usado como parte del sistema de decisiones operacionales.

En primera instancia, se seleccionaron y analizaron los modelos fenomenológicos con el fin de reconocer las variables que determinan la operación del circuito de flotación columnar. Luego, se estudió la información disponible en planta con el propósito de identificar cuáles de estas variables se obtienen a partir de mediciones en planta. Dado que parte importante de la información requerida para la alimentación del simulador no se encuentra disponible en línea, la estimación de estas variables se efectúa en base a muestreos metalúrgicos, pruebas mineralógicas, ensayos químicos, pero principalmente, a partir de la simulación de la etapa de remolienda-clasificación utilizando la herramienta computacional *Molycop Tools*.

Una vez establecidas las variables, se configuró el simulador en función a las características de la planta. Sin embargo, dada la falta de información relacionada al flujo y a la ley de relave de las columnas, se parametrizó sólo en relación a la ley del concentrado final, y no respecto a la recuperación de las columnas. El ajuste consideró, también, el efecto del tipo de especie

mineralógica (calcopirita, calcosina, pirita y ganga) y el desempeño metalúrgico *rougher* del tipo de muestra mineralógica alimentada.

Se determinó, para el grupo de datos con desempeño metalúrgico *rougher* entre 80 - 85 [%], una incertidumbre de predicción de $\pm 2,90$ [%], sin embargo, se verificó que la incertidumbre de predicción disminuye a $\pm 1,56$ [%] cuando se opera con flujos de aire entre 900 a 1100 [m³/h]. Por otro lado, se observó que para el grupo de datos que considera desempeño metalúrgico *rougher* entre 70 - 80 [%], una incertidumbre de $\pm 3,45$ [%].

Las fuentes de errores que determinan la incertidumbre de predicción se encuentran relacionadas a errores de mediciones instrumentales y de estimaciones; a errores debido a problemas operacionales en el sistema de inyección de aire en las columnas provocado por el desgaste de las boquillas de los inyectores, y al sistema de distribución de agua de lavado producto del taponamiento de las canaletas de distribución causado por la mala calidad del agua de proceso; y también, a errores relacionado al ajuste de los parámetros. De estos tres tipos de errores, sólo fue posible cuantificar el error procedente a mediciones instrumentales y a estimaciones, el cual fue de $\pm 1,65$ [%] respecto a la ley del concentrado final.

Con el fin de disminuir la incertidumbre de predicción, se propuso corregir la velocidad superficial del gas en las columnas y al parámetro cinético relacionado a la recuperación máxima de la zona de colección de la pirita, dado que son los parámetros que propagan mayores errores de predicción. Sin embargo, se verificó que el efecto de otras variables involucradas en el proceso (tamaño de burbuja, distribución por clase de tamaño, entre otras), no consideradas en la modelación, pueden interferir categóricamente en el error de predicción del simulador.

Se efectuó un análisis de sensibilidad con las principales variables de operación y de alimentación del circuito de columnas de flotación, en el cual se determinó que el efecto del flujo de aire en las columnas es determinante en la operación puesto que varía alrededor de ± 1 [%] la ley del concentrado final, y entre ± 10 [%], la recuperación columnar.

El simulador puede ser empleado como una aplicación de planificación dado que permite evaluar distintas condiciones operacionales, en base a la sensibilización de una condición de operación pasada con similares características. También puede ser utilizada como parte de un sistema de

entrenamiento de operadores ya que es capaz de reproducir las tendencias de la ley y la recuperación ante diversos cambios en la operación.

Finalmente, el simulador metalúrgico se implementó en la plataforma Excel, y se desarrolló en el lenguaje de programación *Visual Basic*, dado que permite integrar rápidamente los datos procedentes del DCS a través de la plataforma *PI System*.

ABSTRACT

In the present work a metallurgical simulator of the floating column circuit of the Las Tórtolas 2 concentrator plant is developed with the aim of being used as part of the operational decision system.

In the first instance, the phenomenological models were selected and analyzed in order to recognize the variables that determine the operation of the columnar flotation circuit. Then, the information available in the plant was studied in order to identify which of these variables are obtained from plant measurements. Given that an important part of the information required for feeding the simulator is not available online, the estimation of these variables is made based on metallurgical sampling, mineralogical tests, chemical tests, but mainly, from the simulation of the stage of retrieval-classification using the computer tool Molycop Tools.

Once the variables were established, the simulator was configured according to the characteristics of the plant. However, given the lack of information related to the flow and the law of tailings of the columns, it was parameterized only in relation to the law of the final

concentrate, and not with respect to the recovery of the columns. The adjustment also considered the effect of the type of mineralogical species (chalcopyrite, chalcocite, pyrite and gangue) and rougher metallurgical performance of the type of mineralogical sample being fed.

It was determined, for the data group with rougher metallurgical performance between 80 - 85 [%], a prediction uncertainty of ± 2.90 [%], however, it was verified that the prediction uncertainty decreases to ± 1.56 [%] when operating with air flows between 900 to 1100 [m³ / h]. On the other hand, it was observed that for the group of data that considers rougher metallurgical performance between 70 - 80 [%], an uncertainty of ± 3.45 [%].

The sources of errors that determine the prediction uncertainty are related to instrumental measurements and estimates errors; to errors due to operational issues in the air injection system in the columns caused by the wear of the injectors nozzles, and by the distribution system of the washing water that is a result of the clogging of the distribution channels caused by the poor quality of the processed water; and also, to errors related to the adjustment of the parameters. Out of these three types of errors, it was possible to quantify only the error from instrumental measurements and estimates, which was ± 1.65 [%] with respect to the law of the final concentrate.

In order to reduce the uncertainty of prediction, it was proposed to correct the superficial velocity of the gas in the columns and the kinetic parameter related to the maximum recovery of the pyrite collection zone, given that they are the parameters that propagate the greatest prediction errors. However, it was verified that the effect of other variables involved in the process (bubble size, distribution by size class, among others), which were not considered in the modeling, may interfere categorically in the prediction error of the simulator.

A sensitivity analysis was carried out with the main variables of operation and of supply of the flotation column circuit, in which it was determined that the effect of air flow in the columns is a determining factor in the operation since it varies around ± 1 [%] the law of the final concentrate, and between ± 10 [%], the columnar recovery.

The simulator can be used as a planning application since it allows to evaluate different operational conditions, based on the awareness of a past operation condition with similar

characteristics. It can also be used as part of an operator training system since it is capable of reproducing the trends of the law and recovery in the face of various changes in the operation.

Finally, the metallurgical simulator was implemented on the Excel platform, and was developed in the Visual Basic programming language, since it allows the rapid integration of data from the DCS through the PI System platform.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

AGRADECIMIENTOS	iii
RESUMEN EJECUTIVO.....	v
ABSTRACT.....	vii
ÍNDICE DE CONTENIDOS	ix
ÍNDICE DE TABLAS	xiii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xv
NOMENCLATURA	xx
ORGANIZACIÓN DEL TRABAJO DE TESIS	1
CAPÍTULO 1.....	2
1.1 Antecedentes Generales	2
1.1.1 Industria del Cobre	2

1.1.2 Anglo American Sur	4
1.1.3 Descripción General Circuito de Flotación, Las Tórtolas, Operación Los Bronces, Anglo American.	6
1.2 Hipótesis	9
1.3 Objetivos	9
CAPÍTULO 2.....	10
2.1 Principios de la Flotación de Minerales.....	10
2.2 Proceso de Flotación de Minerales	12
2.2.1 Proceso de Flotación Columnar.....	13
2.2.2 Proceso de Remolienda	18
2.2.3 Proceso de Clasificación.....	20
CAPÍTULO 3.....	22
3.1 Control Circuito de Columnas de Flotación	22
3.2 Control Circuito Remolienda-Clasificación	24
3.3 Procesamiento de la Información.....	26
3.3.1 Sistema de Control Distribuido	26
3.3.2 Sistema de Información del Proceso	27
3.4 Información Disponible	28
CAPÍTULO 4.....	31
4.1 Simulación de Procesos	31
4.2 Simulación Columnas de Flotación	33
4.2.1 Modelos Fundamentales	33
4.2.2 Variables de Operación Obtenidas de Mediciones Instrumentales	36
4.2.3 Variables de Operación Obtenidas de Estimaciones	40
4.3 Simulación Remolienda-Clasificación.....	46

4.3.1 Modelos Fundamentales	47
4.3.2 Variables de Operación Obtenidas de Mediciones Instrumentales	52
4.3.3 Variables de Operación Obtenidas de Estimaciones	52
4.4 Rango de Operación del Simulador	59
4.5 Ajuste de Parámetros	61
4.5.1 Parametrización Circuito de Remolienda-Clasificación.....	61
4.5.2 Parametrización Circuito de Columnas de Flotación	63
CAPÍTULO 5.....	68
5.1 Incertidumbre de la Predicción	68
5.2 Fuentes de Error	69
5.2.1 Error Producido por Mediciones Instrumentales.....	71
5.2.2 Error Producido por Estimaciones.....	75
5.2.3 Error Producido por Problemas Operacionales	78
5.2.4 Error Producido por el Ajuste de Parámetros	79
5.2.5 Análisis Final de la Incertidumbre de la Predicción.....	79
5.3 Disminución de la Desviación del Error de la Ley del Concentrado Final	80
5.4 Error de Medición en Analizadores en Línea	85
CAPÍTULO 6.....	88
6.1 Sensibilización de Variables	88
6.1.1 Sensibilización de la Altura de Espuma	89
6.1.2 Sensibilidad del Flujo de Aire	91
6.1.3 Sensibilidad del Flujo de Agua de Lavado	92
6.1.4 Sensibilidad Gas Holdup	94
6.1.5 Sensibilidad Porcentaje de Sólidos en la Alimentación Columnas	95
6.1.6 Sensibilidad Ley de Alimentación Columnas	97

6.1.7 Sensibilidad Número de Columnas Operativas	98
CAPÍTULO 7.....	100
7.1 Implementación del Simulador en Planta	100
7.2 Aplicación del Simulador	102
CONCLUSIONES	106
RECOMENDACIONES.....	108
REFERENCIAS.....	110
ANEXO A.....	114
ANEXO B.....	122
ANEXO C	129
ANEXO D.....	134
ANEXO E	144
ANEXOS F	146
ANEXOS G	150

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 3.1 - Modo de Obtención de Variables Operacionales desde PI.	28
Tabla 4.1 - Relación Calcosina/Calcopirita de las 4 Pruebas Mineralógicas Realizadas al Concentrado Rougher.	43
Tabla 4.2 - Rango de Operación P_{80} en el Conc. Rougher y en la Alimentación Columnas.....	58
Tabla 4.3 - Rango de Variación de Variables de Operación.....	59
Tabla 4.4 - Rango de Variación de la Ley y Recuperación para cual es Válida la Simulación....	59
Tabla 4.5 - Variables de Alimentación Consideradas Constantes en la Simulación.	60
Tabla 4.6 - Distribución de Tamaño de Partículas del Concentrado Rougher Considerada en la Simulación.	60
Tabla 4.7 - Condición de Operación de Operación para cual es Válida la Parametrización.	62
Tabla 4.8 - Parámetros Modelación Circuito Remolienda-Clasificación	62
Tabla 4.9 - Distribuciones Lineales por Parámetros Cinéticos y Especies Mineralógicas.	65
Tabla 4.10 - Tipos de Muestras Mineralógicas.....	66
Tabla 4.11 - Tipos de Muestras Mineralógicas Alimentada a la Planta Las Tórtolas 2.	67
Tabla 4.12 - Parámetros Grupo 2.....	67
Tabla 4.13 - Parámetros Grupo 3.....	67
Tabla 5.1 - Rango de error admisible por variable medida y estimada.	80

Tabla 5.2 - Parámetros Cinéticos que Afectan Significativamente al Error de Predicción.	83
Tabla 6.1 - Variables de Alimentación Sensibilización por Turno.....	89
Tabla 6.2 - Variables de Operación Sensibilización por Turno.....	89
Tabla 6.3 - Variables de Alimentación Sensibilización por Turno.....	89
Tabla C.1 - Estadística Descriptiva Variables de Operación.	130
Tabla C.2 - Estadística Descriptiva Ley del Concentrado Final.	133
Tabla C.3 - Estadística Descriptiva Recuperación Columnas de Flotación.....	133
Tabla D.1 - Características Generales Tipo de Muestra A1.	135
Tabla D.2 - Características Generales Tipo de Muestra B2.....	136
Tabla D.3 - Características Generales Tipo de Muestra C1.....	137
Tabla D.4 - Características Generales Tipo de Muestra C2.....	138
Tabla D.5 - Características Generales Tipo de Muestra C3.....	139
Tabla D.6 - Características Generales Tipo de Muestra D1.	140
Tabla D.7 - Características Generales Tipo de Muestra D2.	141
Tabla D.8 - Características Generales Tipo de Muestra D3.	142
Tabla D.9 - Características Generales Tipo de Muestra E1.....	143
Tabla E.1 – Ponderación Error Instrumental y de Estimaciones.	145
Tabla F.1 - Especificaciones Generales.	149
Tabla F.2 - Especificación de Muestras Metalúrgicas.	149
Tabla F.3 - Precisiones de Análisis Típicos.....	149

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 - Aporte de Chile en la Producción Mundial del Cobre	3
Figura 1.2 - Participación de Anglo American Sur en la Producción Nacional de Cobre.....	5
Figura 1.3 - Izq: Ubicación geográfica de la Operación Los Bronces. Der: Imagen Satelital de la Planta Concentradora “Las Tórtolas”.....	6
Figura 1.4 - Proceso de Flotación de Cobre, Las Tórtolas 2.....	8
Figura 2.1 - Etapas de Proceso de Flotación.....	11
Figura 2.2 - Diseño Conceptual del Proceso.....	11
Figura 2.3 - Proceso de Flotación Simplificado.....	12
Figura 2.4 - Esquema de una Columna de Flotación.	13
Figura 2.5 - Efecto del Tamaño de Partículas en la Recuperación.	15
Figura 2.6 - Relación entre el Consumo de Energía y el Tamaño de Partícula en un Molino de Bolas versus un Molino Agitado.....	18
Figura 2.7 - Perfil de Velocidad, Molino Vertimill.	20
Figura 2.8 - Curvas de Eficiencia Real y Corregida de un Clasificador.....	20
Figura 2.9 - Representación Esquemática del Flujo Espiral de un Hidrociclón..	22

Figura 3.1 - Diagrama P&ID Columna de Flotación.....	23
Figura 3.2 - Diagrama P&ID Batería de Hidrociclones.....	25
Figura 3.3 - Diagrama P&ID Molino Vertimill.	26
Figura 3.4 - Interfaz Gráfica del Sistema de Control Distribuido.....	27
Figura 3.5 - Error Relativo entre la Ley Medida por los Analizadores vs la Ley Obtenida por Análisis Químico.	29
Figura 4.1 - Lógica de Funcionamiento Simulador Circuito Limpieza.	32
Figura 4.2 - Lógica de Funcionamiento Simulador del Circuito de Columnas de Flotación	33
Figura 4.3 - Representación de la Zona de Colección y Limpieza	34
Figura 4.4 - Modelo de Mezclado Perfecto en Columnas de Flotación (Yianatos et al., 2005)... 35	
Figura 4.5 - Variabilidad del Flujo de Aire durante el periodo de Junio a Agosto del 2017.....	37
Figura 4.6 - Variabilidad de la Altura de Espuma durante el periodo de Junio a Agosto del 2017.....	38
Figura 4.7 - Variabilidad del Flujo de Agua de Lavado durante el periodo de Junio a Agosto del 2017.....	38
Figura 4.8 - Flujo de Agua de Lavado versus Apertura de Válvula de Control.	39
Figura 4.9 - Leyes Químicas de Cobre en el Concentrado Rougher y en la Alimentación Columnas.	40
Figura 4.10 - Mineralogía en el Concentrado Rougher.	42
Figura 4.11 - Representación Gráfica de la Relación entre el Gas Holdup y el Flujo de Aire en la Planta Las Tórtolas 1.....	43
Figura 4.12 - Gas Holdup en Función a la Velocidad Superficial del Gas, Jg.	44
Figura 4.13 - Variación del bias en la planta Las Tórtolas 2.	45
Figura 4.14 - Lógica de Funcionamiento Simulador Circuito de Remolienda-Limpieza.....	46
Figura 4.15 - Dimensiones de un Hidrociclón (Cortes, 2016).	48
Figura 4.16 - Diagrama de Flujo Etapa Remolienda-Clasificación.....	53
Figura 4.17 - Variación del Porcentaje de Sólidos en la Alimentación a Hidrociclones.....	55
Figura 4.18 - Distribución de Tamaño de Partícula del Concentrado Rougher.....	56
Figura 4.19 - Distribución de Tamaño de Partícula del Overflow.....	57
Figura 4.20 - Distribución de Tamaño de Partícula del Underflow.....	57
Figura 4.21 - Distribución de Tamaño de Partícula de la Descarga Molinos.	58

Figura 4.22 - Diagrama de Flujo de una Columna de Flotación.....	63
Figura 5.1 - Distribución del error de predicción por grupos y subgrupos.....	69
Figura 5.2 - Principales Fuentes de Errores de la Predicción	70
Figura 5.3 - Efecto del error de medición en la altura de espuma en la desviación de la predicción de la ley del concentrado final, en función a distintas leyes.....	72
Figura 5.4 - Efecto del error de medición del flujo de aire en la desviación de la predicción de la ley del concentrado final, en función a distintas leyes.....	73
Figura 5.5 - Efecto del error de medición del flujo de agua de lavado en la desviación de la predicción de la ley del concentrado final, en función a distintas leyes.....	74
Figura 5.6 - Efecto del error de medición del porcentaje de sólidos en la desviación de la predicción de la ley del concentrado final, en función a distintas leyes.....	75
Figura 5.7 - Efecto del error de estimación en la ley de alimentación Columnas en la desviación de la predicción de la ley del concentrado final, en función a distintas leyes.....	76
Figura 5.8 - Efecto del error de estimación del gas holdup en la desviación de la predicción de la ley del concentrado final, en función a distintas leyes simuladas.....	77
Figura 5.9 - Efecto del error de estimación de fCRo en la desviación de la predicción de la ley del concentrado final, en función a distintas leyes.....	78
Figura 5.10 - Efecto en el error de predicción al variar los parámetros cinéticos en la calcosina: (a) Rec. Máxima de la zona de colección; (b) Rec. Máxima de la zona de espuma; (c) Cte. Cinética Máxima.....	82
Figura 5.11 - Efecto en el error de predicción al variar los parámetros cinéticos en la pirita: (a) Rec. Máxima de la zona de colección; (b) Rec. Máxima de la zona de espuma; (c) Cte. Cinética Máxima.....	82
Figura 5.12 - Efecto en el error de predicción al variar los parámetros cinéticos en la ganga: (a) Rec. Máxima de la zona de colección; (b) Rec. Máxima de la zona de espuma; (c) Cte. Cinética Máxima.....	83
Figura 5.13 – Análisis Comparativo del Error de Predicción versus el Jg y el Tipo de Mineral Alimentado a la Planta.....	84
Figura 5.14 - Ley de Concentrado Final Obtenida de Mediciones de Amdel y de Análisis Químico.....	85
Figura 5.15 - Error de medición de los Analizadores en Línea.....	86

Figura 6.1.a - Sensibilización Altura de Espuma, turno 1.	90
Figura 6.1.b - Sensibilización Altura de Espuma, turno 2	90
Figura 6.1.c - Sensibilización Altura de Espuma, turno 3.	90
Figura 6.1.d - Sensibilización Altura de Espuma, turno 4.	90
Figura 6.2.a - Sensibilización Flujo de Aire, turno 1.....	91
Figura 6.2.b - Sensibilización Flujo de Aire, turno 2.....	91
Figura 6.2.c - Sensibilización Flujo de Aire, turno 3.....	92
Figura 6.2.d - Sensibilización Flujo de Aire, turno 4.....	92
Figura 6.3.a - Sensibilización Flujo de Agua de Lavado, turno 1.	93
Figura 6.3.b - Sensibilización Flujo de Agua de Lavado, turno 2.	93
Figura 6.3.c - Sensibilización Flujo de Agua de Lavado, turno 3.	93
Figura 6.3.d - Sensibilización Flujo de Agua de Lavado, turno 4.	93
Figura 6.4.a - Sensibilización Flujo Gas Holdup, turno 1.	94
Figura 6.4.b - Sensibilización Flujo Gas Holdup, turno 2.	94
Figura 6.4.c - Sensibilización Flujo Gas Holdup, turno 3.	95
Figura 6.4.d - Sensibilización Flujo Gas Holdup, turno 4.	95
Figura 6.5.a - Sensibilización Porc, de Sólidos en la Alimentación Columnas, turno 1.	96
Figura 6.5.b - Sensibilización Porc, de Sólidos en la Alimentación Columnas, turno 2.	96
Figura 6.5.c - Sensibilización Porc, de Sólidos en la Alimentación Columnas, turno 3.	96
Figura 6.5.d - Sensibilización Porc, de Sólidos en la Alimentación Columnas, turno 4.	96
Figura 6.6.a - Sensibilización Ley Alimentación Columnas, turno 1.....	97
Figura 6.6.b - Sensibilización Ley Alimentación Columnas, turno 2.....	97
Figura 6.6.c - Sensibilización Ley Alimentación Columnas, turno 3.....	97
Figura 6.6.d - Sensibilización Ley Alimentación Columnas, turno 4.....	97
Figura 6.7.a - Sensibilización N° Columnas Operativas, turno 1.	98
Figura 6.7.b - Sensibilización N° Columnas Operativas, turno 2.....	98
Figura 6.7.c - Sensibilización N° Columnas Operativas, turno 3.	99
Figura 6.7.d - Sensibilización N° Columnas Operativas, turno 4.....	99
Figura A.1 - Diagrama de Referencia de la Ubicación del Sensor de Nivel.	115
Figura A.2 - Flujómetro Vortex, Modelo Rosemount 8800D	116

Figura A.3 - Válvula de Control, Tipo Globo.....	118
Figura A.4 - Sistema de Inyección de Aire	119
Figura A.5 - Flujómetro Magnético, Modelo FEP300 (ABB, 2010).....	120
Figura A.6 - Válvula de Control, Tipo Globo.....	121
Figura B.1 - Esquema de la Hoja de Trabajo: Data File.....	124
Figura B.2 - Esquema de la Hoja de Trabajo: Control Panel.....	125
Figura B.3 - Esquema de la Hoja de Trabajo: Reports, Circuit Mass Balance.....	126
Figura B.4 - Esquema de la Hoja de Trabajo: Reports, Classifiers Performance.	127
Figura B.5 - Esquema de la Hoja de Trabajo: Reports, Mill Performance.	128
Figura C.1 - Variabilidad del Flujo de Aire.....	130
Figura C.2 - Variabilidad del Flujo de Agua de Lavado.....	131
Figura C.3 - Variabilidad de la Altura de Espuma.....	131
Figura C.4 - Variabilidad de la Ley Conc. Rougher.	132
Figura C.5 - Variabilidad de Porcentaje de Sólidos en el Overflow.....	132
Figura D.1 - Ubicación Tipo de Muestra A1.	135
Figura D.2 - Ubicación Tipo de Muestra B2.	136
Figura D.3 - Ubicación Tipo de Muestra C1.	137
Figura D.4 - Ubicación Tipo de Muestra C2.	138
Figura D.5 - Ubicación Tipo de Muestra C3.	139
Figura D.6 - Ubicación Tipo de Muestra D1.	140
Figura D.7 - Ubicación Tipo de Muestra D2..	142
Figura D.8 - Ubicación Tipo de Muestra D3.	142
Figura D.9 - Ubicación Tipo de Muestra E1.....	143
Figura F.1 - Esquema de Diseño del Thermo Scientific AnStat.....	148
Figura G.1 - Esquema de la Hoja de Datos Excel: Llamada de Datos.	151
Figura G.2 - Esquema de la ventana al consultar por algún turno de operación.	152
Figura G.3 - Esquema de la Hoja de Datos Excel: Parámetros de Ajuste.	153
Figura G.4 - Esquema de la Hoja de Datos Excel: PFD Remolienda-Clasificación.	154
Figura G.5 - Esquema de la Hoja de Datos Excel: PFD General.	155
Figura G.6 - Esquema de la Hoja de Datos Excel: Balances.	156
Figura G.7 - Esquema de la Hoja de Datos Excel: Sensibilización.	157

NOMENCLATURA

a_1	: Parámetros de ajuste (Ecuación 4.17).
a_2	: Parámetros de ajuste (Ecuación 4.18).
a_3	: Parámetros de ajuste (Ecuación 4.20).
A_c	: Área transversal columnas de flotación.
b_{00}	: Parámetros de ajuste (Ecuación 4.33).
b_{01}	: Parámetros de ajuste (Ecuación 4.33).
b_1	: Parámetros de ajuste (Ecuación 4.32).
b_2	: Parámetros de ajuste (Ecuación 4.32).
$b_{i,j}$	: Función Distribución de Fractura.
B_{pw}	: <i>Bypass</i> de finos en el <i>underflow</i> .
B_{pf}	: <i>Bypass</i> de agua en el <i>underflow</i> .
CC	: Carga circulante circuito Remolienda-Clasificación.
d_i^*	: Tamaño de partícula promedio del intervalo de tamaño que corresponde a la clase "i".
d_i	: Tamaño de partícula del intervalo de tamaño que corresponde a la clase "i".
d_{50}^c	: Diámetro del 50% pasante corregido.
d_{80}	: Diámetro por el cual pasa el 80% de la alimentación.
d_{crit1}	: Parámetro de ajuste (Ecuación 4.30).

d_{crit2}	: Parámetro de ajuste (Ecuación 4.30).
D_c	: Diámetro de sección cilíndrica del hidrociclón.
D_i	: Diámetro de alimentación del hidrociclón.
D_o	: Diámetro de salida por tope del hidrociclón.
D_u	: Diámetro de salida por el fondo del hidrociclón.
E_i^c	: Eficiencia corregida de un ciclón.
E_i	: Eficiencia real de un ciclón.
$E(t)$	: Función de distribución de tiempos de residencia.
f_{CScv}	: Relación entre la fracción en peso de la calcosina y la fracción en peso de la calcopirita en concentrado <i>rougher</i> .
f_{CRO}	: Relación entre la fracción en peso de la calcosina y la fracción en peso de la calcopirita en concentrado <i>scavenger</i> .
f_i	: Fracción en peso de material retenido sobre la malla de tamaño “i” en la alimentación de un ciclón.
$f_i(t)$	: Fracción en peso acumulada de material retenido sobre la malla de tamaño “i” al tiempo t, en un molino.
$f_i(0)$	: Fracción en peso acumulada de material retenido sobre la malla de tamaño “i” al tiempo t = 0, en un molino.
F_A	: Flujo másico total alimentación a los hidrociclones.
F_{ARo}	: Flujo másico total alimentación <i>rougher</i> .
F_{CRO}	: Flujo másico total concentrado <i>rougher</i> .
F_{CScv}	: Flujo másico total concentrado <i>scavenger</i> .
F_D	: Flujo másico total descarga molinos Vertimill.
$F_{j,k}$	: Flujo másico de la especie mineralógica j (calcopirita, calcosina, pirita, ganga) en el flujo k.
F_O	: Flujo másico total <i>overflow</i> .
F_U	: Flujo másico total <i>underflow</i> .
g	: Aceleración de gravedad.
h	: Altura efectiva de un ciclón definida como la distancia entre el <i>vortex</i> y el <i>apex</i> .
$h(x)$	: Función que relaciona la variación entre los Jg y el error de predicción.

H_f	: Profundidad de espuma de columnas de flotación.
J_g	: Velocidad superficial de aire.
J_w	: Velocidad superficial de agua de lavado.
k_c	: Constante cinética de flotación en zona de colección.
k_r	: Constante cinética máxima (Ecuación 4.2).
L	: Distancia entre las medidas de dos sensores de presión.
m	: Coeficiente de Plitt.
Q_o	: Flujo volumétrico del overflow
Q_u	: Flujo volumétrico del underflow
Q_h	: Flujo volumétrico de la alimentación del hidrociclón
Q_f	: Flujo volumétrico de la alimentación de la columna de flotación.
Q_t	: Flujo volumétrico del relave de la columna de flotación.
Q_g	: Flujo volumétrico del gas de alimentación a la columna de flotación.
R_c	: Recuperación zona de colección de una columna de flotación.
$R_{c,j}$	: Recuperación zona de colección de una columna de flotación para la especie j .
R_r	: Recuperación máxima zona de colección columna de flotación.
R_s^c	: Recuperación total hipotética del Underflow de sólidos si la eficacia real del ciclón es la eficacia corregida.
R_F	: Recuperación de mineral en la zona de espuma columna de flotación.
$R_{F,j}$	: Recuperación zona de espuma de una columna de flotación para la especie j .
R_{Fr}	: Recuperación máxima de mineral en la zona de espuma columna de flotación.
R_j	: Recuperación global para la especie mineralógica j .
S_i	: Función Selección.
S_r	: Relación entre el flujo volumétrico del <i>underflow</i> y flujo volumétrico del <i>overflow</i> .
V_c	: Volumen de la zona de colección de la columna.
X_c	: Ley de cobre en el concentrado final.
X_{c_1}	: Ley de cobre en el concentrado neto ascendente en la interfase pulpa-espuma.
X_{c_2}	: Ley de cobre en el concentrado neto descendente en la interfase pulpa-espuma.
$X_{Cu,ARo}$	: Ley del cobre en la alimentación <i>rougher</i> .
$X_{Cu,CRo}$	: Ley del cobre en el concentrado <i>rougher</i> .

$X_{Cu,RRo}$	: Ley del cobre en el relave <i>rougher</i> .
$X_{Cu,CScv}$	: Ley del cobre en el concentrado <i>scavenger</i> .
X_F	: Ley de cobre en la alimentación de las columnas.
$X_{Fe,CScv}$	: Ley del fierro en el concentrado <i>scavenger</i> .
$X_{i,k}$	: Ley del elemento i en el flujo k.
X_T	: Ley de cobre en el relave de las columnas.
$Y_{j,k}$	: Fracción en peso de la especie mineralógica j en el flujo k.
$Y_{1,CRo}$	: Fracción en peso de la calcopirita en el concentrado <i>rougher</i> .
$Y_{2,CRo}$	: Fracción en peso de la calcosina en el concentrado <i>rougher</i> .
$Y_{3,CRo}$	: Fracción en peso de la pirita en el concentrado <i>rougher</i> .
$Y_{4,CRo}$	: Fracción en peso de la ganga en el concentrado <i>rougher</i> .
$Y_{1,CScv}$	: Fracción en peso de la calcopirita en el concentrado <i>scavenger</i> .
$Y_{2,CScv}$	: Fracción en peso de la calcosina en el concentrado <i>scavenger</i> .
$Y_{3,CScv}$	: Fracción en peso de la pirita en el concentrado <i>scavenger</i> .
$Y_{4,CScv}$	: Fracción en peso de la ganga en el concentrado <i>scavenger</i> .
$Z_{i,j}$	: Ley de cabeza del elemento i de la especie mineralógica j.
$Z_{Cu,1}$	: Ley de cabeza del cobre en la calcopirita.
$Z_{Cu,2}$	: Ley de cabeza del cobre en la calcosina.
$Z_{Fe,1}$	: Ley de cabeza del fierro en la calcopirita.
$Z_{Fe,2}$	: Ley de cabeza del fierro en la calcosina.
ΔP	: Diferencia de presión entre las medidas de dos sensores de presión.
$\%_A$	: Porcentaje de sólidos en la alimentación a las baterías de hidrociclones.
$\%_U$	: Porcentaje de sólidos en el <i>overflow</i> .
$\%_O$	: Porcentaje de sólidos en el <i>underflow</i> .
α_0	: Parámetros de ajuste (Ecuación 4.30).
α_1	: Parámetros de ajuste (Ecuación 4.30).
α_2	: Parámetros de ajuste (Ecuación 4.30).
$\varepsilon_{g,c}$	: Concentración de gas en zona de colección de la columna (gas <i>holdup</i>).
θ	: Ángulo de sección cónica de hidrociclón.

λ	: Parámetro de ajuste (Ecuación 4.22).
ρ_s	: Densidad del mineral.
ρ_{pulpa}	: Densidad de la pulpa alimentada a las columnas.
τ	: Tiempo de residencia en una columna de flotación.
τ_s	: Tiempo de residencia estanque pequeño modelo LSTS.
τ_L	: Tiempo de residencia estanque grande modelo LSTS.
τ_P	: Tiempo muerto modelo LSTS.
ϕ	: Fracción de sólidos en la alimentación ciclón, % por volumen.

ORGANIZACIÓN DEL TRABAJO DE TESIS

Con el objetivo de facilitar la lectura y comprensión de este trabajo de tesis, el documento se dividió en siete capítulos.

En el **Capítulo 1 – Introducción**, se presenta el panorama actual de la industria nacional del cobre y una breve descripción del proceso de flotación de la planta donde se desarrolló el presente trabajo de tesis. Además, se presenta la hipótesis y los objetivos del trabajo.

En el **Capítulo 2 – Fundamentos Teóricos**, se presentan los antecedentes teóricos del proceso de flotación, remolienda y clasificación del circuito de limpieza de la planta.

En el **Capítulo 3 – Equipos e Instrumentación Planta**, se describen los equipos de operación junto a sus principales lazos de control.

En el **Capítulo 4 – Simulación Metalúrgica**, se presenta la lógica de funcionamiento del simulador del circuito de limpieza y los modelos empíricos utilizados en el simulador. Se configura el simulador de acuerdo a las características de la planta.

En el **Capítulo 5 – Incertidumbre del Simulador**, se presenta la incertidumbre de predicción del simulador, y sus posibles fuentes de errores. Además, se efectúa un análisis respecto a la relevancia de alimentar el simulador con datos obtenidos de los analizadores en línea dispuestos en planta.

En el **Capítulo 6 – Análisis de Sensibilidad**, se realiza un análisis de sensibilidad de las principales variables de operación de las columnas de flotación.

En el **Capítulo 7 – Implementación del Simulador en Planta**, se describe, en forma general, la implementación del simulador efectuada en planta y su aplicabilidad en las distintas áreas del proceso.

Finalmente, se establecen las principales **Conclusiones** y **Recomendaciones**.

CAPÍTULO 1

Introducción

En este capítulo se presenta el panorama actual que enfrenta la industria nacional del cobre. Además, se desarrolla una breve descripción del proceso de flotación de la planta concentradora Las Tórtolas 2, donde se efectuó el presente trabajo de tesis.

1.1 Antecedentes Generales

1.1.1 Industria del Cobre

Chile es el principal productor de cobre en el mundo (Cochilco, 2016). Se estima que alrededor del 29[%] de las reservas mundiales de cobre se encuentran en territorio chileno (USGS, 2016). Este liderazgo se debe principalmente a su gran potencial geológico, dado que se encuentra en la zona de convergencia de las placas tectónicas de Nazca y Sudamericana, y también, a sus características morfológicas y climáticas particulares del territorio.

Según el Boletín Anual 2016 desarrollado por la Comisión Chilena del Cobre, la Gran Minería aporta alrededor de un 10[%] al PIB nacional (Cochilco, 2016). Por esta razón, es que las

fluctuaciones en las cantidades producidas y en el precio, son relevantes en el desarrollo económico del país.

Desde la Figura 1.1 se desprende que el aporte de Chile en la producción de cobre mundial cayó, entre el periodo 2007-2016, de un 35,8[%] a un 26,7[%] (Cochilco, 2016). Esta considerable disminución se debió principalmente al bajo precio en los mercados internacionales, a la caída de las leyes en las principales empresas productoras, a la escasez de agua, al aumento del costo de la energía y a la demora en la entrada en operación de algunos proyectos mineros.

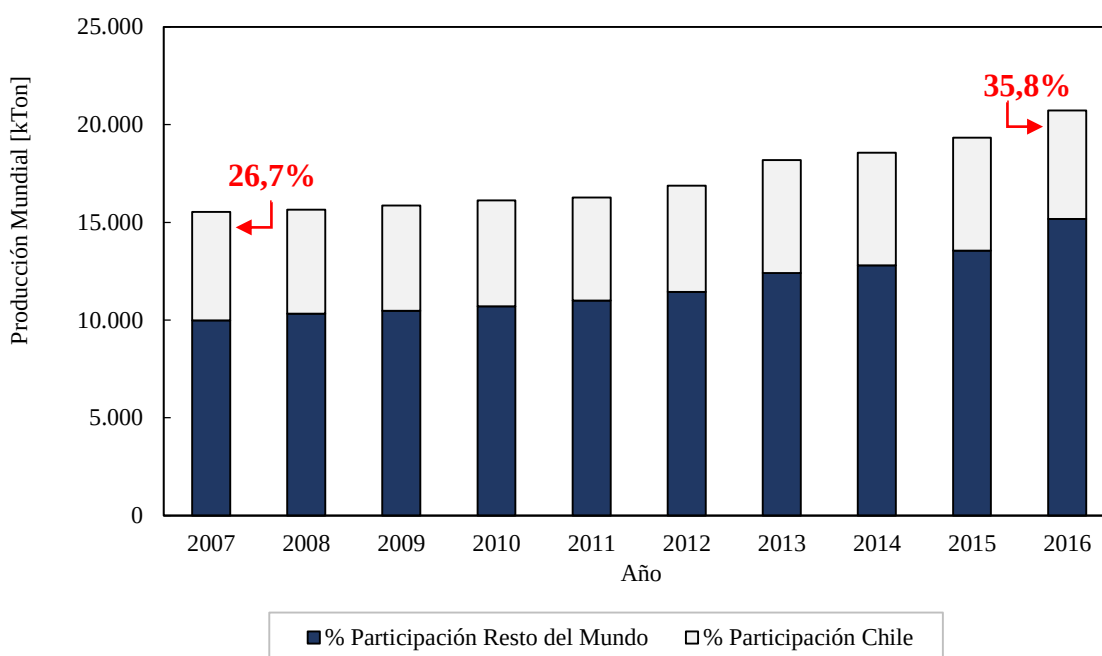


Figura 1.1 - Aporte de Chile en la Producción Mundial del Cobre

El documento “Proyección de la Producción de Cobre en Chile 2016 – 2027”, elaborado por La Comisión Chilena del Cobre, advierte que sin la inclusión de nuevos proyectos de reposición y expansión o nuevas iniciativas productivas, la producción de cobre podría caer hasta en un 34,2[%] para el año 2027. Además, se señala un factor aún más importante, el proceso natural de envejecimiento de las faenas puede producir un agotamiento del mineral explotado y una disminución de las leyes de las menas debido a asociaciones del mineral valioso con minerales más complejos. Todos estos efectos promueven a mejorar los procesos de producción.

Bajo este contexto, el desafío de la industria minera en la actualidad, se encuentra enfocada en desarrollar estrategias operacionales que fomenten procesos más eficientes, que permitan mejorar la productividad, y también, la calidad de los productos. Por este motivo, el uso de simuladores de procesos, en base a modelaciones fenomenológicas, es considerado una herramienta útil para el desarrollo de estrategias operacionales de las distintas unidades del proceso.

1.1.2 Anglo American Sur

Anglo American Sur, es una empresa minera perteneciente a la compañía minera Anglo American PLC, y la integran las operaciones Los Bronces, El Soldado y Chagres. Además, es propietaria del 44[%] de Compañía Minera Doña Inés de Collahuasi (Anglo American Sur, 2016).

Durante el año 2016, Anglo American Sur, tuvo una participación en el mercado nacional del cobre de un 6,4[%] (Cochilco, 2016), lo que corresponde a una producción de 307,2 [kTon] de cobre total producido en el año (Anglo American Sur, 2016). En la Figura 1.2 se presenta la participación de Anglo American Sur en la producción nacional de cobre, y se observa que durante los últimos 5 años ha aumentado su participación en el mercado debido a nuevos proyectos de expansión, más específicamente, a la puesta en marcha de la nueva planta de la operación Los Bronces durante el año 2011.

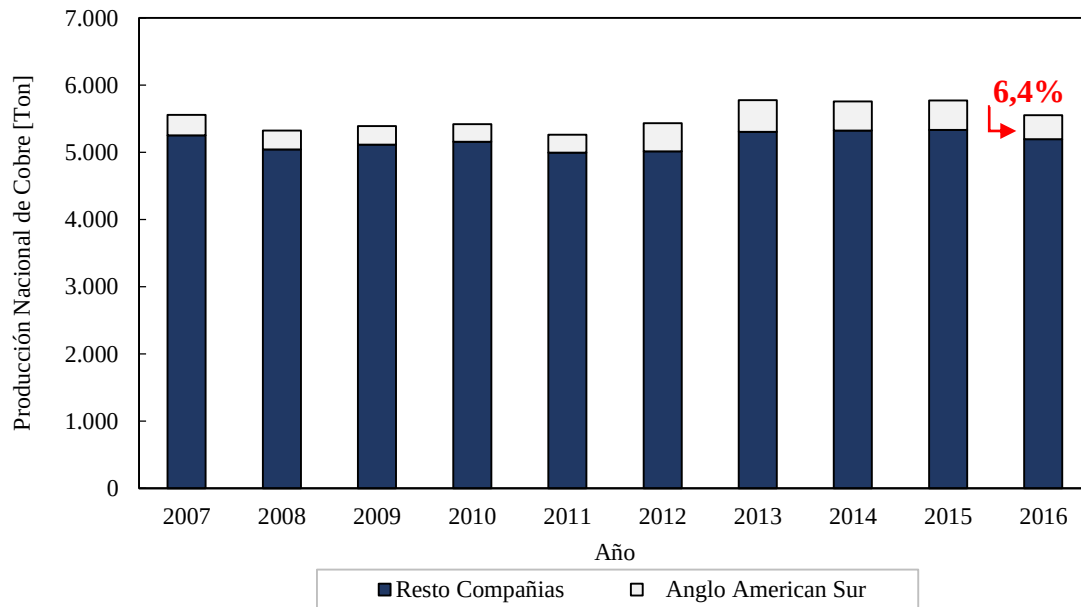


Figura 1.2 - Participación de Anglo American Sur en la Producción Nacional de Cobre

Los Bronces, cuenta con dos áreas de operación: Los Bronces y Las Tórtolas. En la primera se desarrollan los procesos de extracción, chancado y molienda del mineral, y en la segunda, el proceso de concentrado de cobre y molibdeno.

El presente trabajo de tesis se desarrolló en la planta concentradora de cobre Las Tórtolas 2, ubicada en la división Las Tórtolas, Operación Los Bronces, la cual se localiza en el valle central de la Región Metropolitana, en la comuna de Colina, aproximadamente a 30 km al norte de Santiago. En la Figura 1.3 se puede observar la ubicación de la planta y una imagen satelital de la misma.



Figura 1.3 - Izq: Ubicación geográfica de la Operación Los Bronces. Der: Imagen Satelital de la Planta Concentradora "Las Tórtolas".

1.1.3 Descripción General Circuito de Flotación, Las Tórtolas, Operación Los Bronces, Anglo American.

La Flotación en la planta Las Tórtolas 2 comienza con la alimentación desde el sistema de transporte de pulpa, mineroducto proveniente desde el sector de molienda, en Los Bronces, el cual se extiende por más de 56 [km] proveniente desde aproximadamente 3000 [m] de altura.

Como se muestra en la Figura 1.4, la pulpa, acondicionada con espumante, colector, cal, activadores y depresantes, ingresa al circuito *rougher*, que cuenta con 3 filas de 8 celdas mecánicas convencionales autoaspirantes de 257 [m³]. Los concentrados de cada línea son descargados a una canaleta común que forman el concentrado global. Las leyes en el concentrado *rougher* varían en promedio entre un 7 - 9 [%]. Por otro lado, los relaves individuales de cada línea se unen para formar un gran relave final del circuito *rougher*. Finalmente, este relave junto al relave de la etapa *scavenger*, forman el relave final que posteriormente será trasladado al tranque de relave.

El concentrado global que sale del circuito *rougher*, ingresa, junto al concentrado del circuito *scavenger* y a la descarga de los molinos de la remolienda, al cajón que alimenta a las dos baterías de hidrociclones. Los hidrociclones son los equipos que participan en el proceso de clasificación del mineral; Por la descarga o *underflow* se deposita el mineral grueso, el cual inmediatamente ingresa a los molinos Vertimill con el objetivo de continuar la reducción del material, y por la sección superior u *overflow*, sale el flujo con el mineral más fino, el cual es enviado directamente a las columnas de flotación. Las baterías cuentan con 14 ciclones de 50,8 [cm] de diámetro.

El flujo de mineral que sale del *overflow* de las baterías de hidrociclones, ingresa a la etapa de flotación columnar con el objetivo de elevar la ley, hasta alcanzar una ley de cobre final entre 25 - 27 [%]. En la planta Las Tórtolas 2 existen 4 columnas de flotación de 5 [m] de diámetro. A

cada una se le inyecta aire a presión por la parte inferior, lo que genera un flujo ascendente de burbujas que capta el mineral valioso y lo concentra en la zona de espuma. Por la zona superior, se le suministra agua con la finalidad de limpiar las partículas de ganga atrapadas entre las burbujas que no están adheridas a la superficie de estas por acción de los colectores. El concentrado obtenido es enviado a la Planta de Flotación Selectiva, mientras que el relave se envía al circuito *scavenger*.

El relave de las columnas pasa al circuito *scavenger*, en donde se recupera parte del cobre perdido en las etapas previas. Este circuito opera con una línea de 8 celdas convencionales, autoaspirantes de 257 [m³] de capacidad. El concentrado *scavenger* obtenido se recircula al estanque que alimenta la batería de hidrociclones, mientras que su relave forma parte del relave final de la planta.

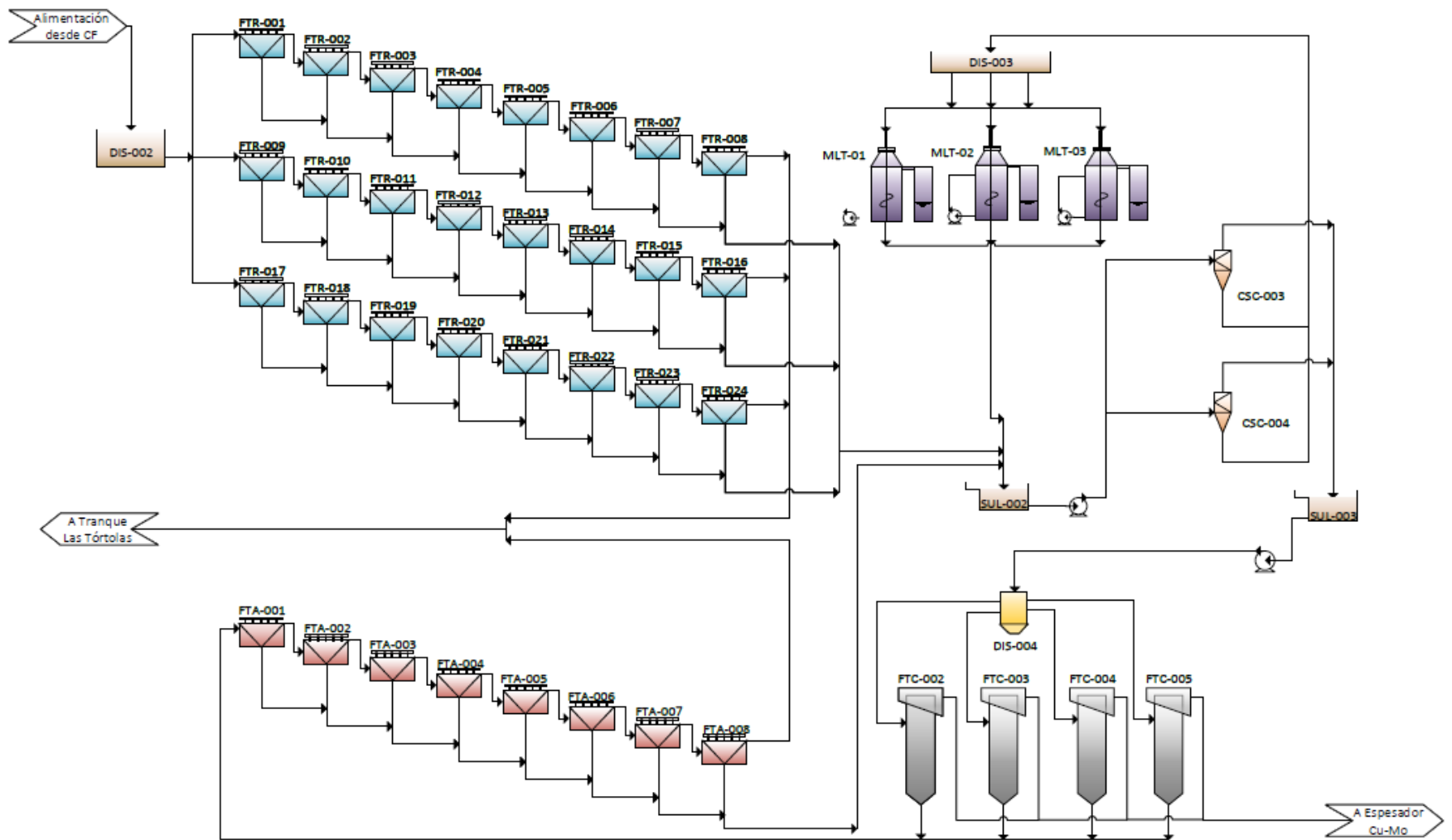


Figura 1.4 - Proceso de Flotación de Cobre, Las Tórtolas 2.

1.2 Hipótesis

A partir de modelaciones fenomenológicas, usando información disponible en planta, es posible simular la operación del circuito de columnas de flotación de una planta concentradora, con una confiabilidad para predecir los efectos de las variables independientes sobre aquellas que representan los objetivos metalúrgicos.

1.3 Objetivos

❖ Objetivo General

Desarrollar un simulador metalúrgico que emule, usando la información disponible en planta, la operación del circuito de columnas de flotación de una planta concentradora de cobre, con el fin de ser usado como parte del sistema de decisiones operacionales.

❖ Objetivos Específicos

Analizar y verificar los modelos empleados en la simulación con el fin de reconocer las variables que determinan la operación.

Configurar el simulador metalúrgico de acuerdo a las características de la planta, con el objeto de evaluar, con datos operacionales disponibles en planta, la representatividad de los modelos.

Establecer cuantitativamente la incertidumbre de la simulación, con el objeto de conocer el grado de desviación de los resultados metalúrgicos obtenidos del simulador.

Proponer alternativas que permitan reducir el error de predicción del simulador.

Analizar el efecto que tienen las variables operacionales del circuito de columnas de flotación, sobre la ley en el concentrado final y la recuperación metalúrgica de las columnas.

CAPÍTULO 2

Fundamentos Teóricos

En este capítulo se desarrolla los fundamentos teóricos relacionados al proceso de flotación, clasificación y remolienda. Además, se realiza una revisión general de las principales variables de operación que participan en cada una de estas etapas.

2.1 Principios de la Flotación de Minerales

La flotación es un proceso físico-químico de separación selectiva de partículas sólidas desde una suspensión o pulpa, por medio de la adhesión colectiva de estas partículas a la superficie de la burbuja. La asociación de las partículas con las burbujas tiene directa relación con las características hidrófobas de las partículas mineralógicas, vale decir, mientras más hidrófobas son las partículas de minerales, mayor será la adhesión de la partícula. Este agregado de partícula-burbuja se logra estabilizar añadiendo reactivos químicos que modifican las propiedades superficiales de las partículas de mineral permitiendo que el mineral valioso flote. En la Figura 2.1 se puede observar un esquema del proceso de flotación, donde las partículas flotables que tienen la capacidad de adherirse a las burbujas, son colectadas y transportadas a la zona de espuma, donde forman un colchón que rebalsa como producto concentrado, mientras que el material no flotable o hidrofílico, no es colectado y pasa a formar parte de la corriente de relave.

La eficiencia del proceso dependerá de que tan efectiva sea la unión partícula-burbuja, de manera que resista el transporte desde la zona de pulpa hasta la corriente de concentrado.

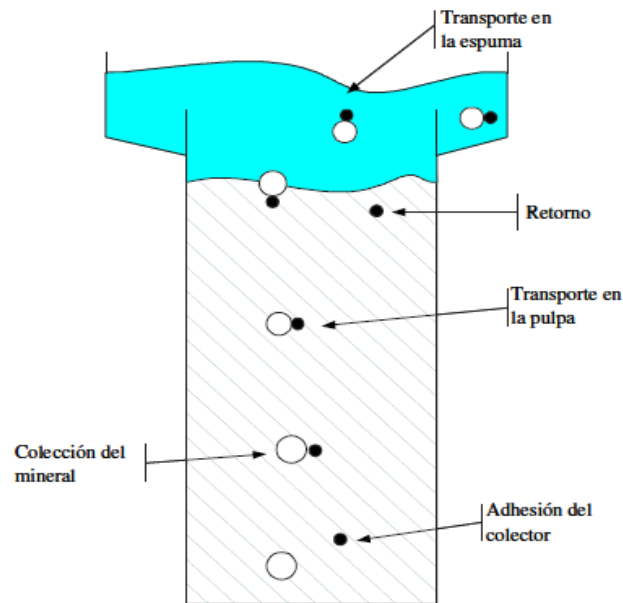


Figura 2.1 - Etapas de Proceso de Flotación (Yianatos, 2005).

De esta manera, el proceso de flotación, se puede ver como una secuencia de 2 operaciones consecutivas: Reacción y Separación.

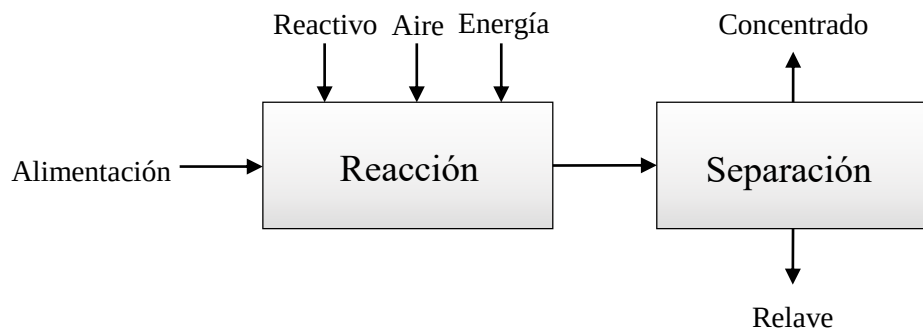


Figura 2.2 - Diseño Conceptual del Proceso (Finch & Dobby, 1990).

Como se observa en la Figura 2.2, en la etapa de Reacción, se genera la colección del mineral valioso a través del agregado burbuja-partícula. Por esta razón, al reactor (o en este caso, a las columnas) se alimenta: la pulpa que proveniente de la molienda, los reactivos necesarios para fomentar la hidrofobicidad y el aire para la generación de burbujas. En la etapa de separación, se

genera la formación de espuma, la cual tiene como principal función colectar todo el mineral para ser recuperado como producto concentrado y limpiar todo el mineral no valioso que ha sido arrastrado hacia la zona de espuma.

2.2 Proceso de Flotación de Minerales

El proceso de la flotación de minerales se realiza en etapas, cuyos objetivos dependen de la *performance* metalúrgica que se desea cumplir. En el caso de planta concentradora Las Tórtolas 2, la línea de proceso se compone de dos circuitos: el circuito *rougher* y el circuito de limpieza.

El circuito *rougher* tiene como objetivo maximizar la recuperación del mineral valioso en la corriente del concentrado y eliminar un gran porcentaje de la ganga presente en la pulpa de alimentación, por otro lado, el circuito de limpieza, busca maximizar la ley del concentrado y recuperar todo el material valioso que no pudo ser concentrado en el circuito *rougher*. Cabe mencionar que el circuito de limpieza, divide su operación en tres sub-procesos: remolienda-clasificación, flotación columnar y flotación de barrido o *scavenger*. En la Figura 2.3, se muestra un ejemplo del Proceso de Flotación Simplificado, en la cual se puede apreciar claramente las etapas principales del circuito.

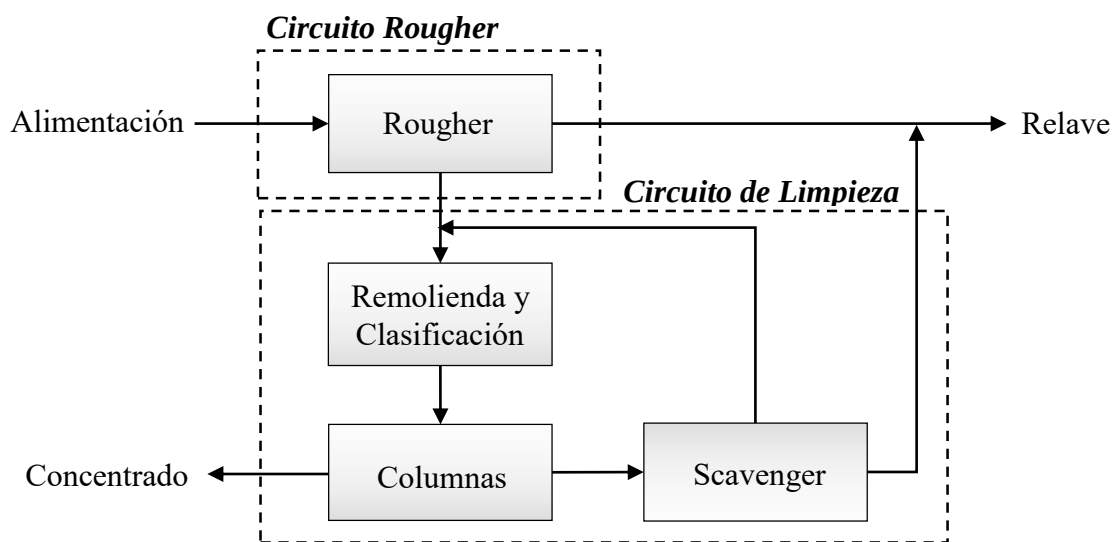


Figura 2.3 - Proceso de Flotación Simplificado

El presente trabajo se enfocará en desarrollar un simulador metalúrgico del circuito de limpieza, específicamente de la etapa de flotación columnar y remolienda-clasificación.

2.2.1 Proceso de Flotación Columnar

El proceso de flotación en una columna de flotación, considera dos zonas de operación: una zona de colección y una zona de limpieza (Yianatos, 2005). En la zona de colección, las partículas de la pulpa de alimentación se ponen en contacto a contracorriente con un enjambre de burbujas producido por un inyector de aire en la parte inferior de la columna. Las partículas hidrófobas chocan y se adhieren en la superficie de las burbujas, para luego ser transportadas a la zona de limpieza. La zona de limpieza, es un lecho de burbujas móvil, aproximadamente 1 [m] de profundidad de espuma, que se pone en contacto a contracorriente con agua de lavado. En esta etapa ocurre la separación del agregado burbuja-partícula desde la pulpa para formar la espuma, el cual rebalsa desde la columna para obtener un producto (Finch & Dobby, 1990). La Figura 2.4 presenta esquemáticamente una columna de flotación.

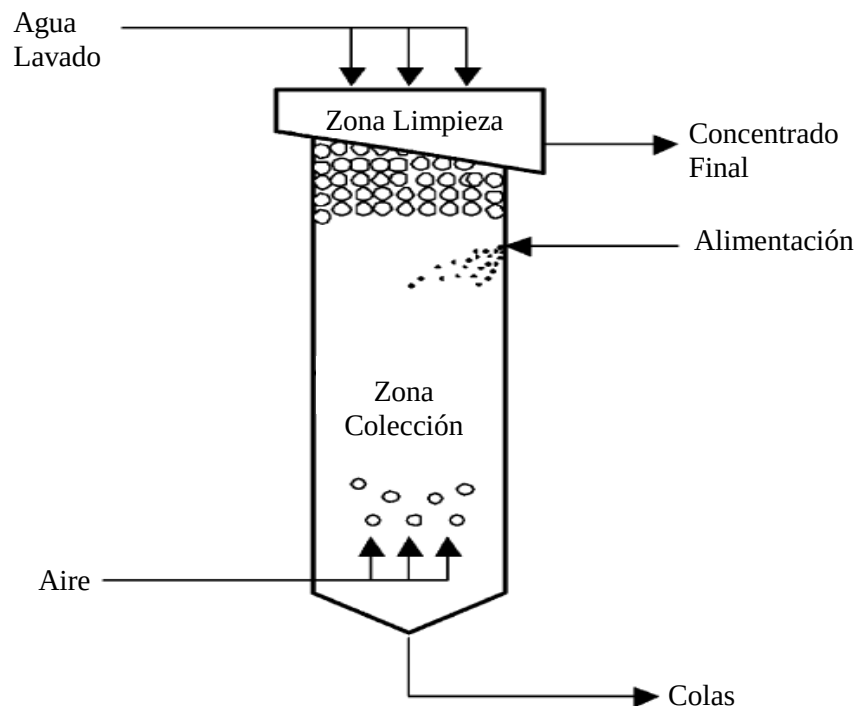


Figura 2.4 - Esquema de una Columna de Flotación (Bergh & Yianatos, 2002).

Las principales variables que afectan la recuperación en la zona de colección y en la zona de limpieza se describen a continuación.

❖ Tiempo de residencia

Es importante que la altura de la zona de colección sea suficiente para permitir que las partículas hidrófobas sean colectadas por las burbujas que ascienden. Normalmente varía ante cambios en el flujo y concentración de sólidos de la alimentación, alteraciones en el flujo de agua de lavado, y también, de altura de espuma (Yianatos, 2005). El tiempo de residencia queda determinado según la Ecuación 2.1.

$$\tau = \frac{A \cdot H_c \cdot (1 - \varepsilon_{g,c})}{Q_f} \quad (2.1)$$

Donde V_c es el volumen de la zona de colección de la columna, $\varepsilon_{g,c}$ es la concentración de aire de esta zona y Q_f es el flujo volumétrico de la alimentación columnas.

❖ Flujo de Aire

El flujo de aire es una de las variables más importantes en el control del proceso en columnas de flotación, debido a su gran influencia en la recuperación del mineral valioso. Normalmente, cuando aumenta el flujo de aire, aumenta la recuperación del mineral valioso debido principalmente al aumento del área superficial de las burbujas producidas en la columna (Yianatos, 2005). Sin embargo, un incremento excesivo del flujo de aire, puede perjudicar el proceso, ya que incrementaría la turbulencia, el arrastre de partícula de ganga entre las burbujas y también la pérdida de la interfase. La velocidad superficial del gas puede ser expresada mediante la Ecuación 2.2.

$$J_g = \frac{Q_g}{A} \quad (2.2)$$

Donde J_g corresponde a la velocidad superficial de gas en cm/s, Q_g es el flujo volumétrico de gas de alimentación a la columna en [cm³/s] y A , el área de la sección transversal efectiva de la columna en cm².

❖ Gas Holdup

Cuando se introduce gas en una columna se produce un desplazamiento de pulpa. La fracción volumétrica desplazada se denomina *holdup* de gas (Finch & Dobby, 1990). Habitualmente se

determina en la zona de colección y depende del valor del flujo de aire, tamaño de burbujas, densidad de la pulpa, carga de sólidos en las burbujas y la velocidad de descenso de la pulpa (Yianatos, 2005). El gas *holdup* se puede medir con sensores de presión, y se puede calcular utilizando la Ecuación 2.3.

$$\varepsilon_g = 1 - \frac{\Delta P}{\rho_{pulp} \cdot g \cdot L} \quad (2.3)$$

Donde ΔP corresponde a la diferencia de presión entre los dos sensores expresada en [kPa], ρ_{pulp} es la densidad de pulpa en [g/cm³], L corresponde a la distancia entre las medidas de presión en cm y g es la aceleración de gravedad expresada en [m/s²].

❖ Tamaño de Partícula

El tamaño de partícula es una variable que incide considerablemente en la recuperación del mineral valioso, debido principalmente a que las partículas de diferentes tamaños y grados de liberación flotan a diferentes velocidades (Metso Minerals, 2015). En el caso de las columnas de flotación, la recuperación varía, para un tamaño de partícula típicamente de 35-75 [μm], entre 60 - 70[%]. En la Figura 2.5, se puede apreciar el efecto que tiene el tamaño de partícula en la recuperación en la planta concentradora Las Tórtolas 2. Se observa que la recuperación en las columnas es bastante inferior a la de las celdas mecánicas para todo rango de tamaño, especialmente en partículas gruesas.

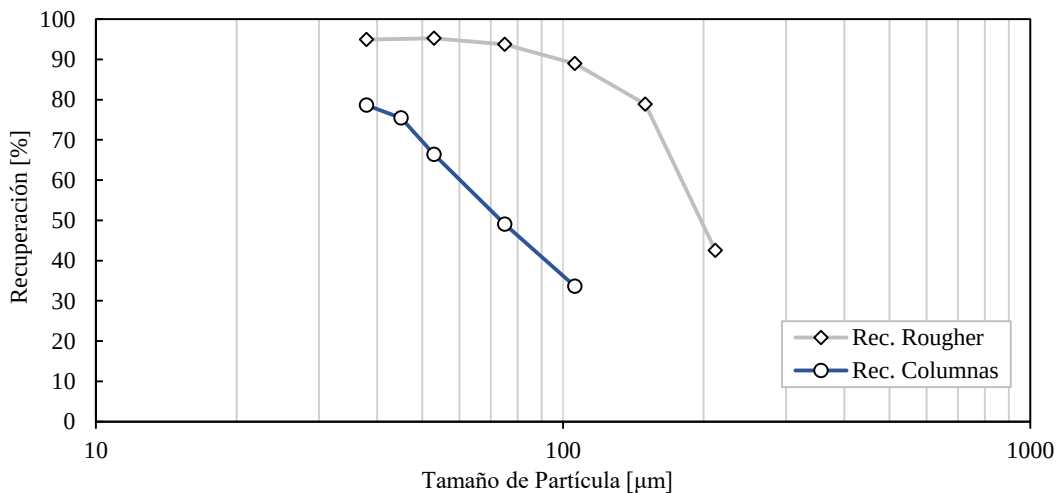


Figura 2.5 - Efecto del Tamaño de Partículas en la Recuperación.

Para partículas finas o ultra finas, es decir, menores a 20 [μm], se crean la mayor parte de los problemas de la flotación de minerales debido principalmente a su baja inercia. Como las partículas finas tienden a moverse con el fluido cuando se aproximan a una burbuja, generalmente son arrastradas por la corriente de relave. Ahora, por otro lado, las partículas más gruesas, no solo tienden a tener un menor grado de liberación y menor tiempo de residencia dentro de la zona de colección, sino que también poseen una menor eficiencia de colección debido principalmente a la ruptura del agregado burbuja-partícula.

❖ **Tamaño de Burbuja**

Una correcta distribución de tamaño de burbujas en las columnas de flotación es relevante dado a su efecto en la eficiencia de la colección y transporte de partículas. El diámetro de las burbujas depende del tipo inyector de burbujas, de su operación y mantenimiento, y sin duda, del flujo de aire. En columnas de flotación industriales, se han observado diámetros de burbuja en el rango de 0,5 a 2,0 [mm] (Yianatos, 2005).

❖ **Altura de Espuma**

Corresponde a la altura del colchón de espuma que se forma desde la interfase pulpa-espuma hasta el rebalse de la columna. La altura de espuma es una variable importante en la selectividad del proceso de flotación puesto que si aumenta, produce un mayor tiempo de residencia para el agregado burbuja-partícula. Esta situación favorece el drenaje de la ganga arrastrada, efecto que se verá reflejado finalmente en un aumento de la ley del concentrado (Yianatos, 2005).

❖ **Flujo de Agua de Lavado**

El agua de lavado generalmente se agrega en el tope de la columna, y tiene dos funciones básicas: minimizar el arrastre hidráulico de partículas hidrófilas y aumentar la estabilidad de la espuma, evitando para esto, la coalescencia de burbujas (Yianatos, 2005). La adición del agua de lavado depende del flujo y distribución homogénea del agua, pues debe abordar toda la zona de la espuma. Por lo tanto, la velocidad superficial del agua de lavado J_w , debe ser la necesaria para que el colchón de espuma sea lo más estable posible y así alcanzar una efectiva acción de limpieza.

❖ Bias

Corresponde al flujo neto de agua que descende a través de la interfase pulpa-espuma. Si el agua que ingresa a la columna excede al agua recuperada en el concentrado, se trataría de un bias positivo, puesto que el flujo neto de agua es hacia abajo, por otro lado, se trataría de un bias negativo, cuando el flujo neto de agua asciende hacia la espuma (Yianatos, 2005). Según algunos autores la operación ideal de la columna es con un valor de bias positivo (Finch & Dobby, 1990). El bias se estima comúnmente mediante la Ecuación 2.4.

$$B = Q_t - Q_f \quad (2.4)$$

Donde B es el bias, Q_f es el flujo volumétrico de la alimentación columnas y Q_t es el flujo volumétrico del relave de las columnas.

❖ Concentración de Sólido en la Alimentación

Usualmente expresada como porcentaje de sólido, la proporción de sólidos en la alimentación tiene un efecto fundamental en la recuperación. Un aumento del porcentaje de sólido en la alimentación proporciona un aumento en la recuperación debido a que hay un mayor tiempo de residencia en la zona de colección. Sin embargo, la ley disminuye debido a que con una alta colección de mineral existe mayor cantidad de material no valioso transportado hacia el concentrado ya sea asociado al mineral o por arrastre. En general, en las concentradoras de cobre en Chile, operan con un porcentaje de sólidos entre 20 - 30[%].

❖ Ley de Alimentación a las Columnas

Comúnmente expresada como porcentaje, corresponde a la cantidad de mineral valioso contenido en el flujo de alimentación columnas. La ley de concentrado de cobre final es altamente sensible a perturbaciones de leyes de alimentación, por lo que una pulpa con una ley de alimentación alta dará como resultado un concentrado de mayor calidad. En general, la ley de alimentación columnas, no es un parámetro que se mida frecuentemente, por esta razón, se realiza una estimación respecto a la ley del concentrado *rougher*. En la planta Las Tórtolas 2,

generalmente se encuentran leyes de concentrado *rougher* entre 6-12[%], sin embargo, esta variable depende rigurosamente del tipo de mineral que está siendo alimentado.

2.2.2 Proceso de Remolienda

El proceso de remolienda en circuitos de flotación permite reducir el consumo total de energía en la etapa de molienda primaria, debido a que en esta etapa no es necesario generar un producto muy fino puesto que el concentrado que produce la etapa *rougher* se vuelve a moler en la etapa de remolienda. Las otras corrientes, tales como el concentrado *scavenger*, son recirculadas a la etapa de remolienda, con el fin de lograr el tamaño de partícula requerido en el circuito de las columnas de flotación.

Existen distintos tipos de molinos, pero lo más utilizados en circuitos de flotación son dos: los molinos de bolas y los molinos agitados. La desventaja de los molinos de bolas sobre los molinos agitados es la baja eficiencia energética en operaciones de molienda fina, debido a que en los molinos de bolas, el movimiento de los medios de molienda (pulpa y bolas) es impartido por la carcasa del molino, en la cual la velocidad de rotación del molino está limitada por el peso de los medios, mientras que en los molinos agitadores, el movimiento se ejecuta por medio de un impulsor interno que mantiene la carcasa estacionaria (Yianatos et al., 2013) . En la Figura 2.6 se observa la relación entre el consumo de energía y el tamaño de partícula de un molino de bolas versus un molino agitado.

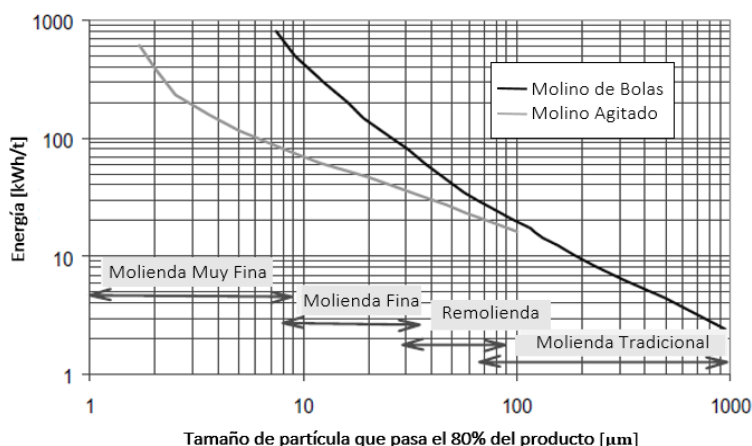


Figura 2.6 - Relación entre el Consumo de Energía y el Tamaño de Partícula en un Molino de Bolas versus un Molino Agitado (Yianatos et al., 2013).

Para efecto de este trabajo de tesis, se describirá el funcionamiento del molino utilizado en la planta concentradora Las Tórtolas 2, el molino agitado, de tipo vertical más conocido como Vertimill.

❖ Molino Vertimill

Este molino fue diseñado para operaciones de molienda fina y ultra fina, por esta razón, es el tipo de molino más utilizado en plantas concentradoras (Yianatos et al., 2013). Cuenta con dos zonas de operación, la cámara de molienda que realiza la operación de reducción de tamaño de partículas, y el sistema de clasificación integrado, conformado por un tanque de separación Vertimill que recibe el producto molino y clasifica el mineral, y una bomba de recirculación la cual recircula el mineral grueso hasta el fondo del molino donde se reprocesa (Metso Minerals, 2015).

La potencia del motor posibilita el giro del tornillo Vertimill a velocidad constante, lo cual permite mover las bolas de molienda y la pulpa. Mientras se va moliendo las partículas, la fracción de material más fino se eleva hasta la parte superior del molino y se desbordan hacia el tanque de separación. El producto sale del tanque a través de un tubo soporte y luego al cajón que alimenta los hidrociclones. La porción más gruesa se recircula nuevamente en la parte inferior del Vertimill. El sistema de recirculación permite reducir la carga circulante de manera que el molino muele la manera preferencial el material más grueso (Metso Minerals, 2015).

El tamaño de partícula de salida depende en gran medida del tiempo de residencia del molino, es decir, la reducción del tamaño de partícula está relacionada con la velocidad de flujo de la pulpa y el comportamiento de mezcla del molino (Yianatos et al., 2013). La Figura 2.7 muestra el perfil de velocidad de un molino vertical.

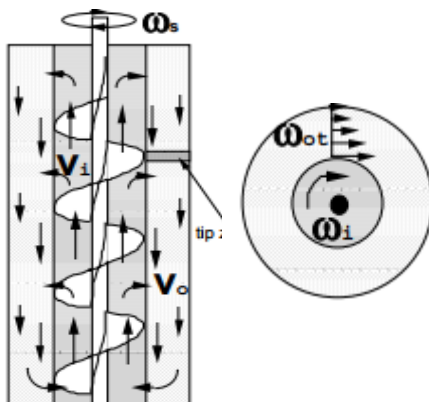


Figura 2.7 - Perfil de Velocidad, Molino Vertimill (Jankovic A. , 2010).

2.2.3 Proceso de Clasificación

La clasificación de partículas en el proceso de concentración del mineral, específicamente en la etapa de remolienda, tiene por objetivo proporcionar una alimentación cuya distribución de tamaño esté dentro de un rango óptimo de operación, de tal manera que alcance tasas de concentración superiores a las que se podrían obtener si la alimentación no hubiera sido clasificada.

Generalmente un clasificador opera en conjunto con un equipo de reducción de tamaño, donde el clasificador es el que cierra el circuito (Wills, 2016). El material proveniente del equipo de reducción de tamaños es llevado al clasificador donde se separa en dos fracciones: la fracción fina, la cual continúa al próximo circuito y la fracción gruesa, la cual es devuelta al equipo de reducción de tamaño. Por lo tanto, la finalidad de esta combinación reducción de tamaños-clasificador, es eliminar de la etapa de conminución lo más rápido posible, todas aquellas partículas que posean un tamaño adecuado, para evitar la sobre molienda del material.

La operación ideal de un equipo de clasificación considera que los productos de descarga y rebalse quedarán clasificados de manera tal que la descarga contenga todo el producto mayor a un cierto tamaño de corte (d_{50}). Sin embargo, en la práctica, esto no se puede obtener. A esta imperfección o existencia de material desclasificado en la descarga, permite establecer el concepto de eficiencia de clasificación (Sepúlveda & Gutierrez, 1986). La Figura 2.8 muestra el

aspecto típico de las curvas de eficiencia.

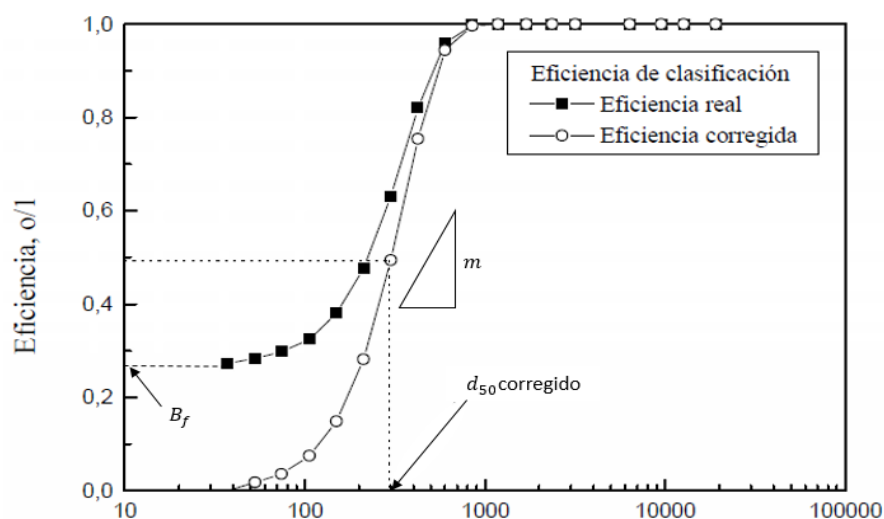


Figura 2.8 - Curvas de Eficiencia Real y Corregida de un Clasificador (Wills, 2016).

❖ Hidrociclón

En la industria minera, el hidrociclón, es probablemente el equipo clasificador más usado, debido a su simplicidad, versatilidad, reducido tamaño, y a su bajo costo de mantención. Sin embargo, las limitaciones más importantes tienen que ver con su eficiencia de separación y rango de separación de tamaño (Wills, 2016).

El principio de operación de los hidrociclones está basado en las fuerzas centrífugas generadas en su cuerpo cónico-cilíndrico, tal como se ilustra en la Figura 2.9. El movimiento rotacional del fluido se produce por la entrada tangencial del fluido al interior del hidrociclón, ayudado por la forma especial de su geometría, que en consecuencia produce que las partículas finas, junto con la mayor parte del agua, escapen por el rebose del hidrociclón, mientras que el resto de las partículas, mayoritariamente partículas los gruesas, se depositen en el fondo (Wills, 2016).

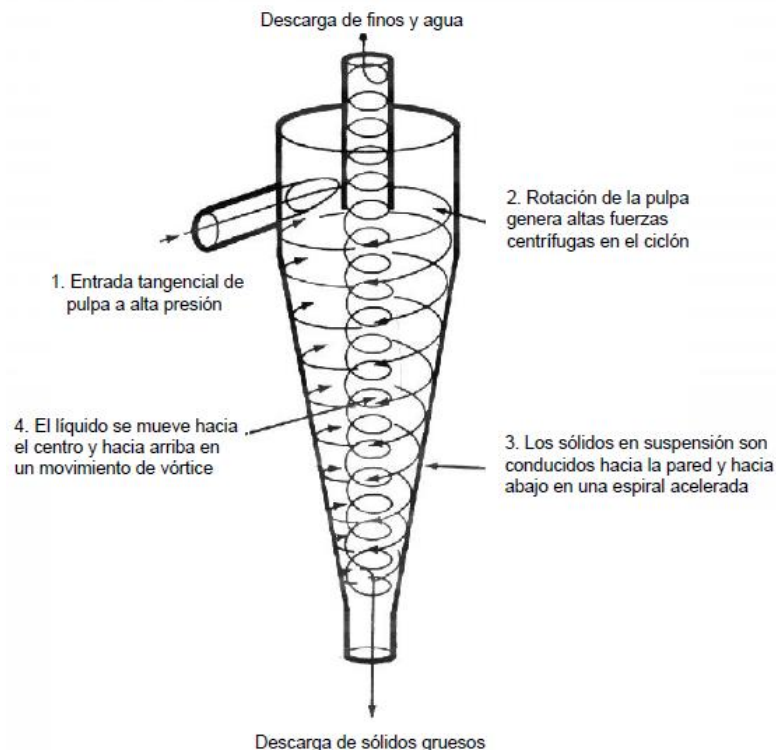


Figura 2.9 - Representación Esquemática del Flujo Espiral de un Hidrociclón (Wills, 2016).

CAPÍTULO 3

Equipos e Instrumentación en Planta

En el siguiente capítulo se desarrolla una descripción general del circuito de limpieza de la planta Las Tórtolas 2 con sus principales equipos. Además, se describen los distintos lazos de control del circuito, junto a los elementos que los constituyen. Finalmente se detalla el sistema que permite dar acceso a información y datos históricos de la operación.

3.1 Control Circuito de Columnas de Flotación

El circuito de columnas de flotación de la planta concentradora Las Tórtolas 2, cuenta con 4 columnas de 5 [m] de diámetro y 14 [m] de alto. Tal cual como se muestra en la Figura 3.1, el control de operación del circuito de columnas de flotación, contempla tres lazos de control: la

profundidad de espuma de la columna, el flujo de aire, y el flujo de agua de lavado. A continuación se describe cada uno de estos lazos.

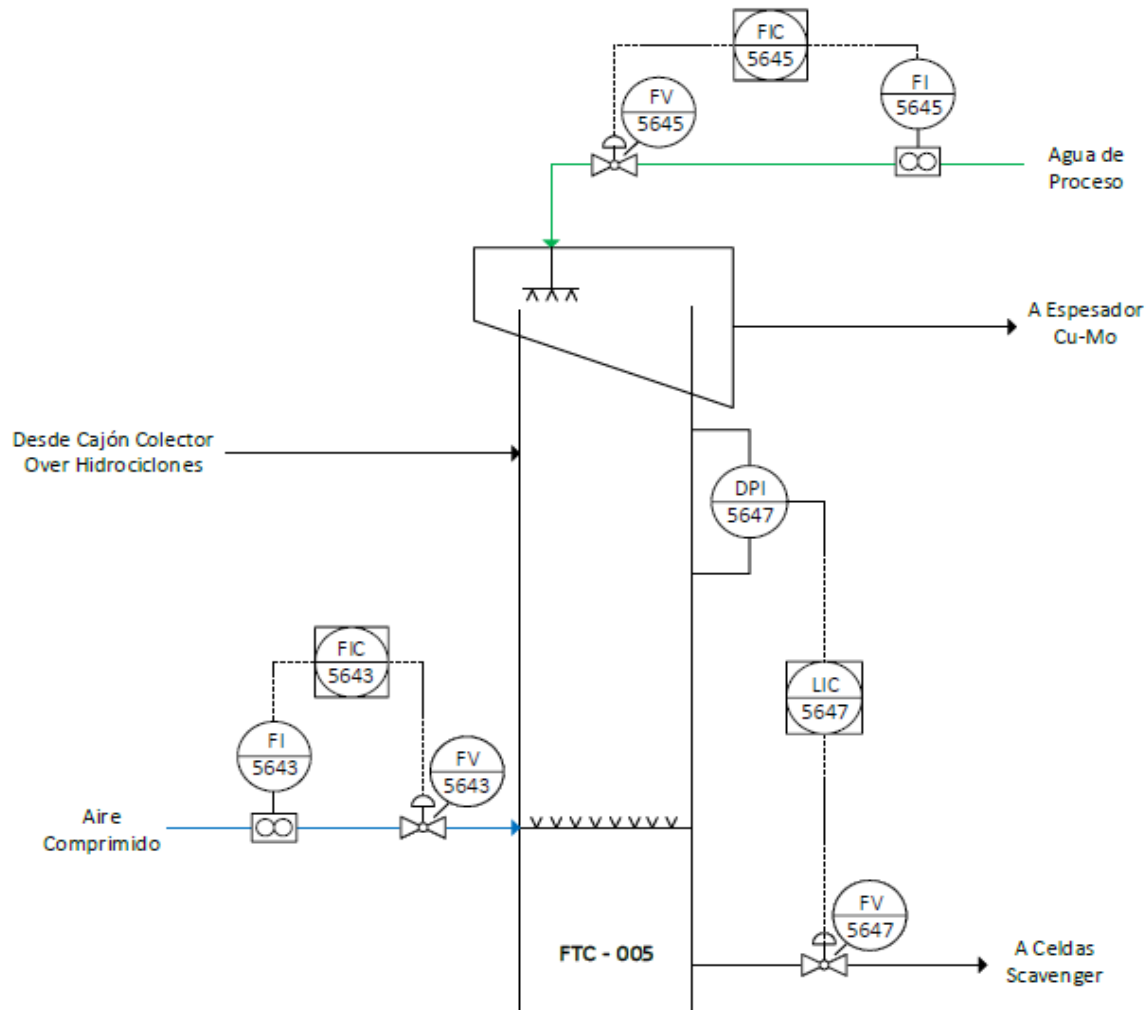


Figura 3.1 - Diagrama P&ID Columna de Flotación.

❖ Control de la Profundidad de Espuma

El control de la profundidad de espuma implementado en la planta Las Tórtolas 2 es retroalimentado, es decir, mide la altura de espuma a partir de la información obtenida del sensor diferencial de presión *DP cell*, compara este valor con el *setpoint* ingresado por el operador, y luego efectúa la corrección por medio de la válvula de colas.

La profundidad de espuma se expresa usualmente como porcentaje, en donde el cien por ciento del nivel de espuma comprende una altura de 2[m]. En Anexo A.1 se muestra un diagrama de referencia de la medición de altura de espuma.

❖ **Control del Flujo de Aire**

El flujo de aire es la variable de control más usada en el control de operación de una columna de flotación debido a su rápida respuesta ante perturbaciones.

Por esta razón, en la planta concentradora Las Tórtolas 2, la tasa de flujo de aire es medida por un flujómetro tipo *vortex* y es controlada automáticamente con una válvula de globo. El tipo de control utilizado es retroalimentado.

El aire ingresa a la columna a través de las boquillas de los inyectores de aire llamados *slamjets*.

En Anexo A.2 y Anexo A.3 se presentan las características de la válvula globo y flujómetro *vortex*, y las características y dimensiones de los *slamjets*, respectivamente.

❖ **Control del Flujo de Agua de Lavado**

El control de la adición del agua de lavado es de tipo retroalimentado, es decir, mide el flujo de agua de lavado por medio de un flujómetro magnético, la compara con el *setpoint*, y realiza la acción correctora a través de una válvula de control tipo globo con el objetivo de mantener el flujo de agua de lavado en el valor deseado.

En Anexo A.4 se presentan las características de la válvula globo y flujómetro magnético.

3.2 Control Circuito Remolienda-Clasificación

El circuito de remolienda-clasificación de la planta concentradora Las Tórtolas 2, cuenta con 3 molinos verticales Vertimill y 2 baterías de 14 hidrociclones cada una. Cada equipo cuenta con un control de operación bastante sencillo, los cuales se describirán a continuación.

❖ **Control de Operación Batería de Hidrociclones**

La presión de operación de las baterías de hidrociclones se controla de forma manual. Si bien desde el DCS es posible monitorear en línea la presión, cuando se requiere aumentar/disminuir la presión es preciso disponer de operadores en planta para efectuar la detención/puesta en marcha de los hidrociclones.

En Anexo A.5 se presentan las características de diseño de las baterías de hidrociclones.

En la Figura 3.2 se presenta el diagrama P&ID de una de las baterías de hidrociclones dispuestas en el circuito de clasificación.

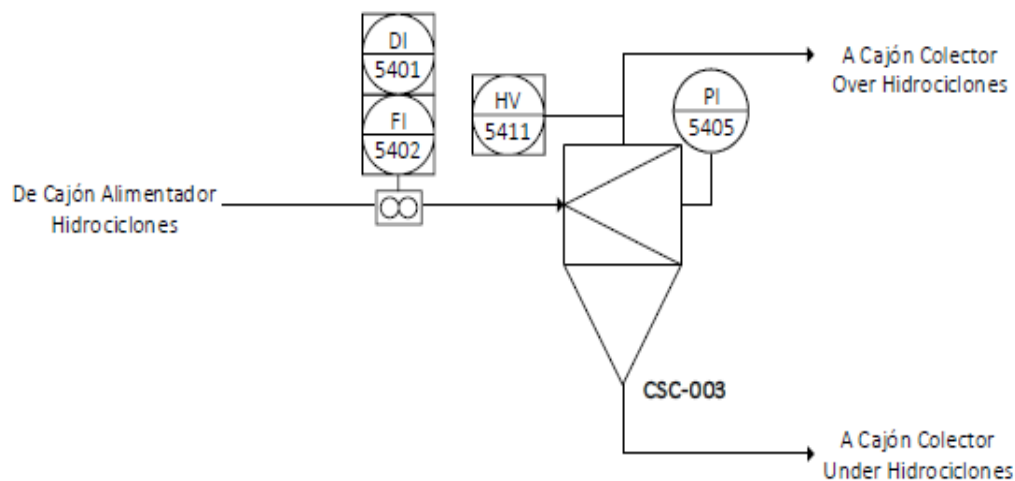


Figura 3.2 - Diagrama P&ID Batería de Hidrociclones.

❖ Control de Operación Molinos Vertimill

En cuanto a los molinos Vertimill, la potencia del molino se controla a través de un sistema de carga de bolas en forma manual. Por otro lado, la descarga del molino se controla con el nivel del estanque aledaño a los molinos.

En Anexo A.6 se presentan las características de diseño de los molinos Vertimill.

La Figura 3.3 muestra el diagrama P&ID de uno de los molinos dispuestos en el circuito de remolienda.

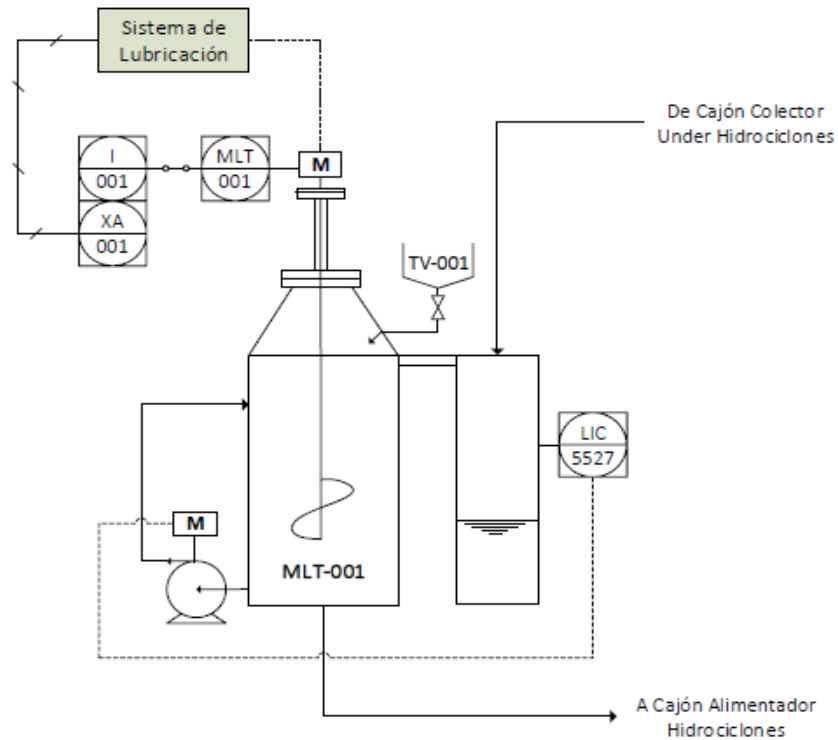


Figura 3.3 - Diagrama P&ID Molino Vertimill.

3.3 Procesamiento de la Información

3.3.1 Sistema de Control Distribuido

El sistema de control distribuido (DCS) es un Sistema de Control que permite integrar en una sola base de datos, todas las señales, variables, objetos, gráficos, mediciones y alarmas del sistema. La lógica de control y monitoreo de las variables se realiza de forma centralizada, pues todos los equipos del sistema (ordenadores, servidores, controladores) están sincronizados con las estaciones de operación mediante redes de comunicación.

El DCS permite que el operador, de manera resumida y directa, pueda visualizar como también modificar a través de una interfaz gráfica de un computador el control de la operación, modificando válvulas, bombas, conexiones, etc. Además, el operador, tendrá acceso al detalle de los equipos e instrumentos, por lo que seleccionando instrumento se desplegará un cuadro de

diálogo que detallará el estado de la variable medida, junto con el Tag asociado, el rango y la unidad de medición. En la Figura 3.4 se visualiza la interfaz gráfica del DCS del circuito de columnas de flotación de la planta Las Tórtolas 2.

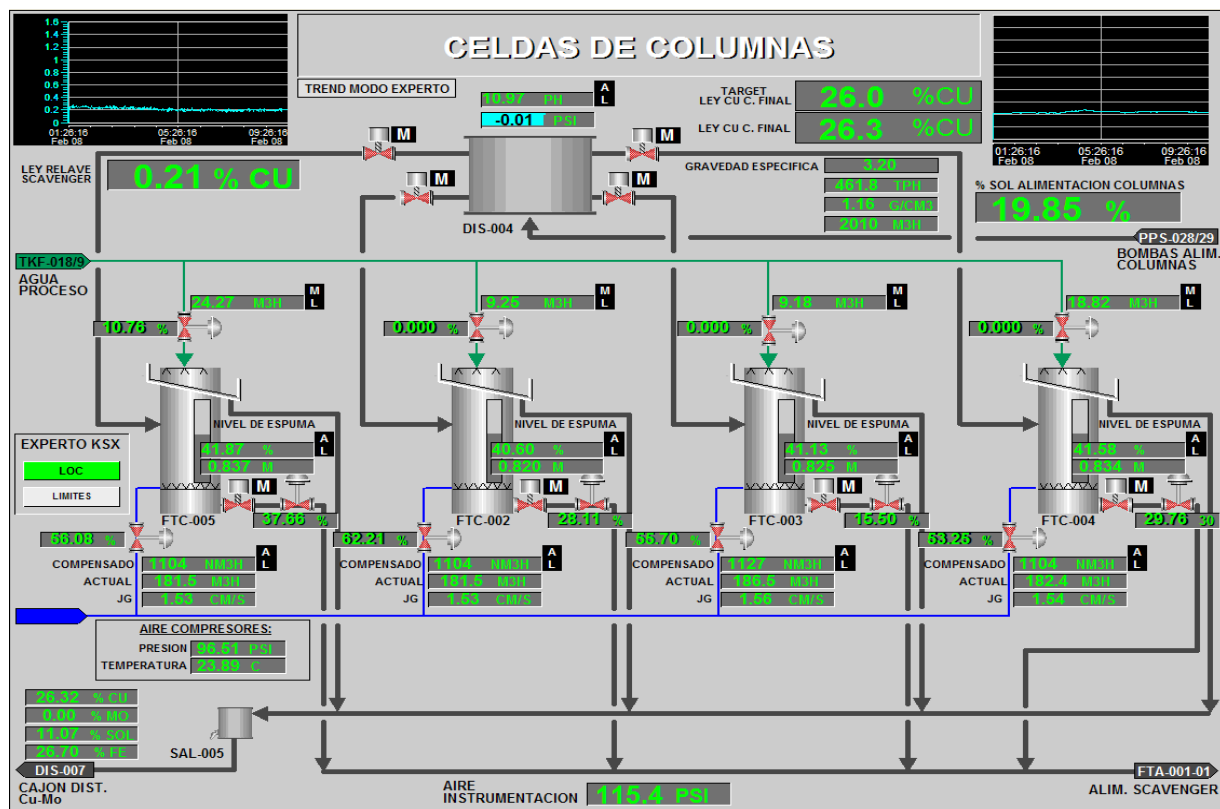


Figura 3.4 - Interfaz Gráfica del Sistema de Control Distribuido

3.3.2 Sistema de Información del Proceso

Con el objetivo de automatizar la recolección de datos, almacenamiento y presentación de la información, la Operación Los Bronces, usa como sistema de información, la plataforma *PI System* de OSIsoft Inc,

El *PI System* es un conjunto de software que genera un sistema de gestión avanzado para adquirir datos de procesos. Principalmente es usado como una plataforma de integración y desarrollo de la información, que almacena de forma organizada la información de interés para el control de procesos.

El acceso a la información se realiza a través del complemento de Microsoft Excel, *PI DataLink*, el cual permite recuperar información del PI Server directamente a una hoja de cálculo. *PI DataLink* vincula las variables de interés registradas en la planta por medio de un *Tag PI*. El uso de los *Tag PI* es esencial en el procesamiento de datos ya que asocia un determinado caudal de datos con una determinada variable.

En el simulador, el *PI System* está integrado de forma tal que, al requerir información sobre una variable en un determinado momento, es capaz de retransmitir los datos de forma rápida y fácil.

El simulador se alimenta por tres tipos de datos: datos obtenidos de variables que son medidas por un instrumento, datos obtenidos de variables que son analizadas en el laboratorio y datos obtenidos a través de variables calculadas. En la Tabla 3.1 se presenta el modo de obtención y la nomenclatura ocupada por el *PI System* en cada tipo de variable.

Tabla 3.1 - Modo de Obtención de Variables Operacionales desde PI.

TIPO DE VARIABLE	NOMENCLATURA PI	MODO DE OBTENCIÓN
<i>Variables Medidas por Instrumentos</i>	[Nombre TAG].FOX	Promedio Ponderado
<i>Variables Obtenidas por Análisis Químico</i>	[Nombre TAG].LAB	Promedio Ponderado
<i>Variables Calculadas</i>	[Nombre TAG].CAL	Promedio Ponderado

3.4 Información Disponible

El simulador se alimenta por dos tipos de datos: datos obtenidos por mediciones en línea a partir de instrumentos y datos obtenidos de análisis de laboratorio. Los datos obtenidos por mediciones en línea, permiten diagnosticar y resolver problemas de la operación, además de brindar la posibilidad de automatizar el control de procesos. Por otro lado, los datos obtenidos por análisis químicos en laboratorio permiten asegurar la calidad del producto final, dado que las mediciones son obtenidas a través técnicas analíticas confiables y normadas. Las mediciones de leyes de las corrientes principales generalmente son las que se van a análisis químicos, ya que permiten

estimar la recuperación en cada una de las etapas de la flotación y la ley del producto final con el que posteriormente será comercializado.

El monitoreo en línea de la operación es relevante para el control de procesos, es por esta razón que en las principales corrientes del proceso, se dispone de un dispositivo analizador que mide en línea leyes de cobre, molibdeno y fierro. Este instrumento posee un alto error de medición, especialmente cuando se analizan flujos de relaves y alimentaciones, es por esto que en la práctica, los analizadores en línea se dedican exclusivamente a informar tendencia de datos y verificar comportamientos en la operación ante eventuales perturbaciones.

En la Figura 3.5 se presenta el error que tienen las mediciones obtenidas por el analizador sobre las mediciones entregadas por el laboratorio. Se verifica que para flujos de relaves el error de medición se encuentra en $\pm 30\%$. Por otro lado, el analizador que mide la ley de cobre en el concentrado final, tiende a subestimarla, situación que se puede verificar al observar que la mayoría de los errores es de carácter positivo.

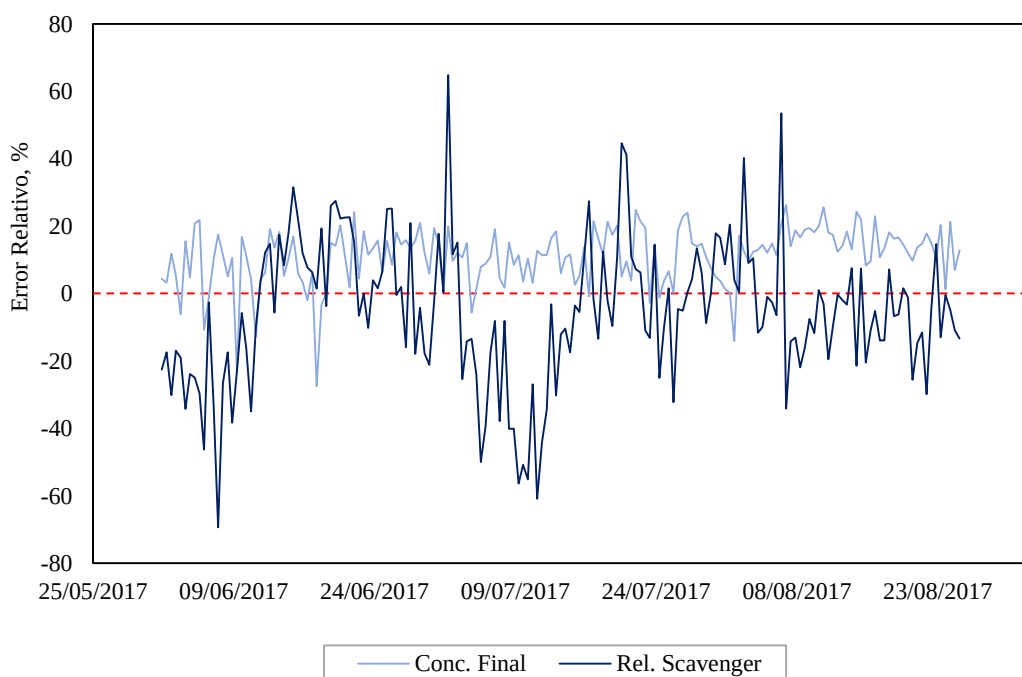


Figura 3.5 - Error Relativo entre la Ley Medida por los Analizadores vs la Ley Obtenida por Análisis Químico.

En consecuencia, debido a la alta incertidumbre que poseen los analizadores en algunas corrientes del proceso, se consideró utilizar los datos de las leyes obtenidas por análisis químico dadas por el compósito resultante del turno.

Cabe mencionar que aunque el simulador se alimente de datos obtenidos de análisis químicos, la predicción del simulador propaga errores debido a las consideraciones que se mencionan a continuación.

1. Sólo se puede utilizar información promedio del turno, de tal forma que no hay conocimiento de las desviaciones transcurridas en el periodo.
2. Cuando se generan desviaciones en un proceso no-lineal, las relaciones entre promedios introducen errores adicionales.
3. Existen variables que por su naturaleza son distribuidas, como el caso del tamaño de partícula, por lo que considerar un d_{80} promedio es doblemente inexacto para representar la granulometría.

CAPÍTULO 4

Simulación Metalúrgica

En este capítulo se presenta la lógica de funcionamiento del simulador del circuito de limpieza y se describen los modelos fenomenológicos utilizados en el simulador. Además, se realiza un reconocimiento de las variables disponibles en línea y las variables estimadas a partir de pruebas de laboratorio. Se presenta, también, el rango de operación para la cual es válida la simulación, y la configuración del simulador a las características de la planta.

4.1 Simulación de Procesos

En los últimos años, la simulación de procesos ha llegado a ser una herramienta fundamental para el diseño, caracterización, optimización y monitoreo de los procesos industriales. A través de modelaciones fenomenológicas, los simuladores, se usan para encontrar soluciones adecuadas a problemas operacionales con el fin de reducir costos, riesgos y tiempo de ejecución de las tareas.

El simulador desarrollado en el presente trabajo de tesis, busca ser una herramienta de apoyo y de fácil manejo para el usuario. Por este motivo, se programó en *Visual Basic de Microsoft*, con la finalidad de poder integrar, en un menor tiempo, los datos de la operación provenientes de la plataforma *PI System*.

En primera instancia, el simulador se diseñó con el objetivo de emular la operación del circuito de flotación columnar, sin embargo, dada la escasez de información relacionada a la caracterización de la alimentación de las columnas de flotación, se optó por desarrollar un simulador de la etapa de remolienda-clasificación. En la Figura 4.1 se puede apreciar un esquema de la lógica de funcionamiento del simulador.

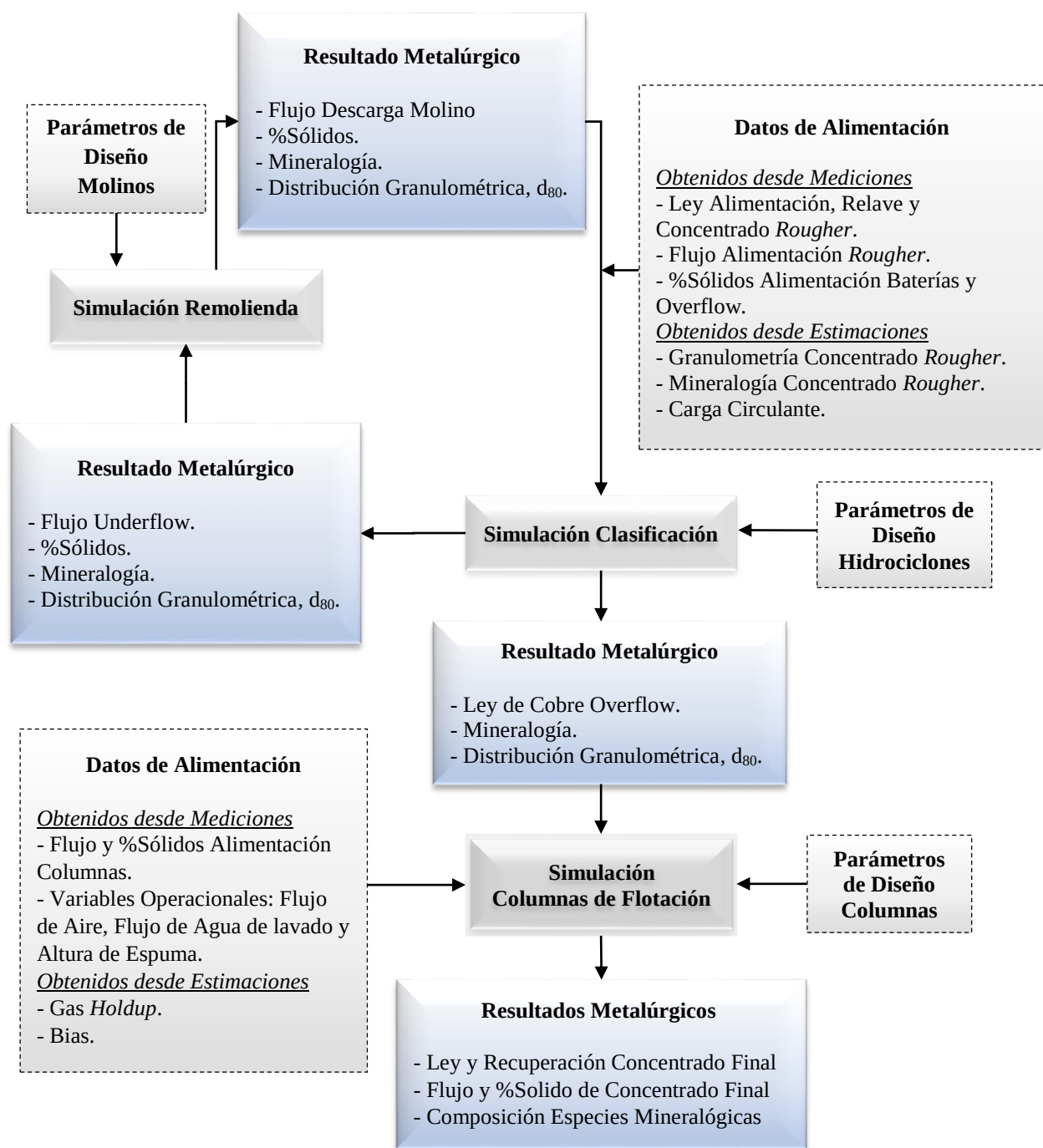


Figura 4.1 - Lógica de Funcionamiento Simulador Circuito Limpieza.

4.2 Simulación Columnas de Flotación

Los modelos fenomenológicos usados en la simulación, se deben configurar en función a las características de la operación y de diseño de los equipos. Para esto, se debe alimentar al simulador con datos obtenidos de mediciones instrumentales, de los resultados obtenidos de la simulación del circuito de remolienda-clasificación, y también, a partir de estimaciones realizadas. En la Figura 4.2 se presenta un esquema de la lógica de funcionamiento de la simulación de las columnas de flotación.

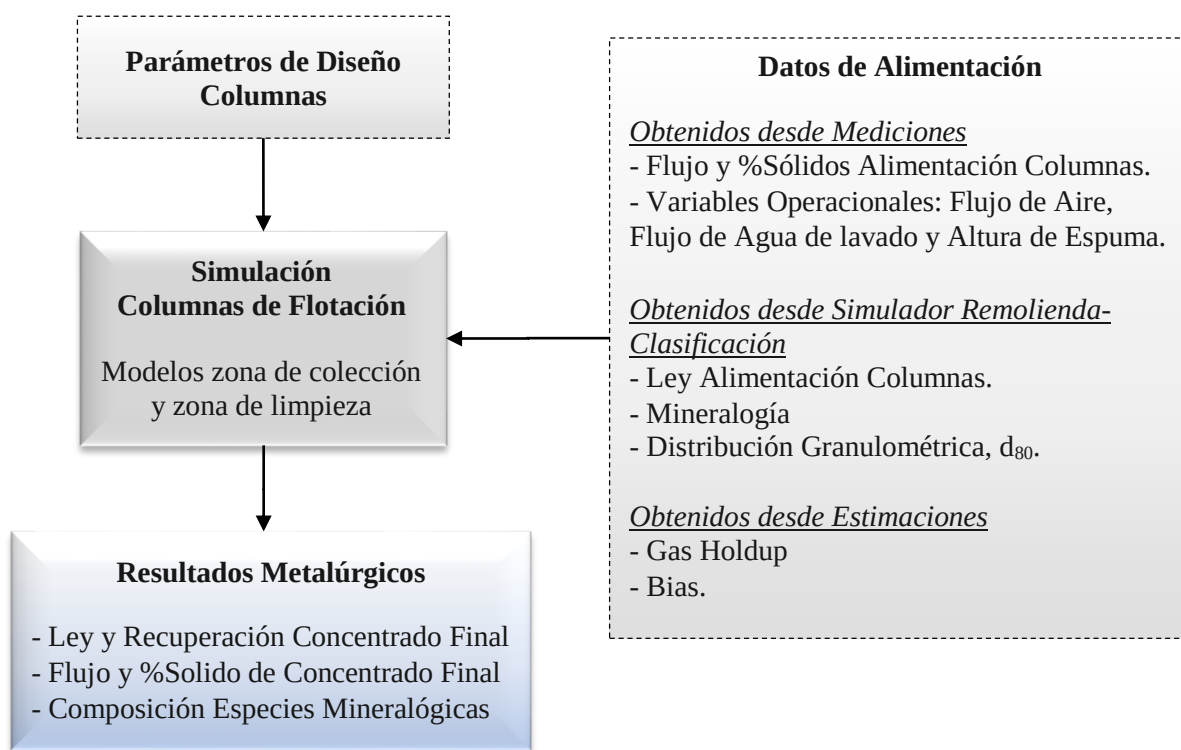


Figura 4.2 - Lógica de Funcionamiento Simulador del Circuito de Columnas de Flotación

4.2.1 Modelos Fundamentales

El proceso de flotación en una columna de flotación, considera dos zonas de operación: una zona de colección y una zona de limpieza (Yianatos, 2005). La Figura 4.3 presenta un esquema de los flujos de dichas zonas, donde R_c es la recuperación en la zona de colección y R_F es la recuperación en la zona de limpieza.

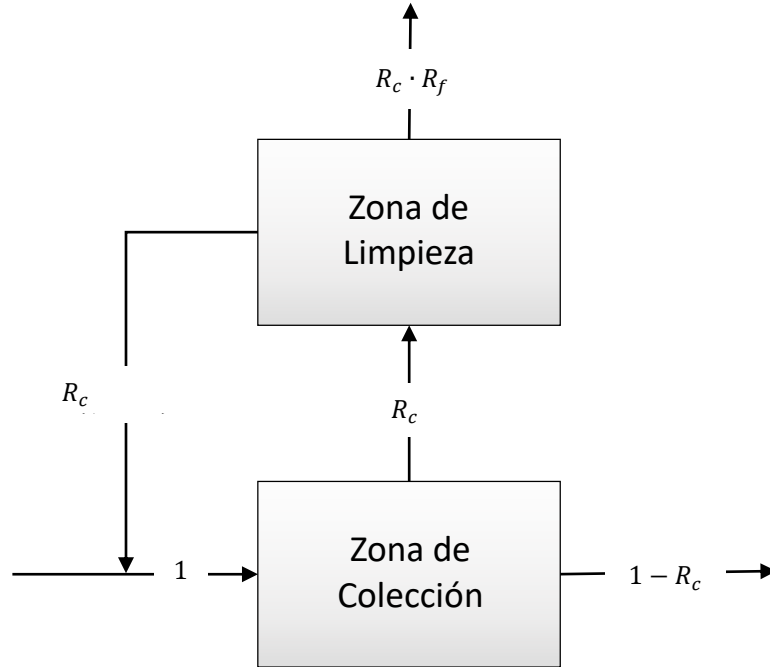


Figura 4.3 - Representación de la Zona de Colección y Limpieza

Considerando lo anterior, la recuperación global de la columna de flotación queda expresada por la Ecuación 4.1. (Finch & Dobby, 1990).

$$R_j = \frac{R_{c,j} \cdot R_{F,j}}{(1 - R_{c,j}) + R_{c,j} \cdot R_{F,j}} \quad (4.1)$$

Donde R_j es la recuperación global para la especie mineralógica j , $R_{c,j}$ es la recuperación de la zona de colección para la especie j y $R_{F,j}$ es la recuperación de la zona de limpieza para la especie j .

❖ Modelo Zona de Colección

La recuperación en la zona de colección se representa como un modelo cinético de primer orden con una distribución cinética representada en una función uniforme continua y como un modelo que se puede manifestar como una serie de estanques perfectamente agitados (Yianatos et al., 2005). La Figura 4.4 muestra un diagrama conceptual del modelo de mezclado perfecto en columnas de flotación.

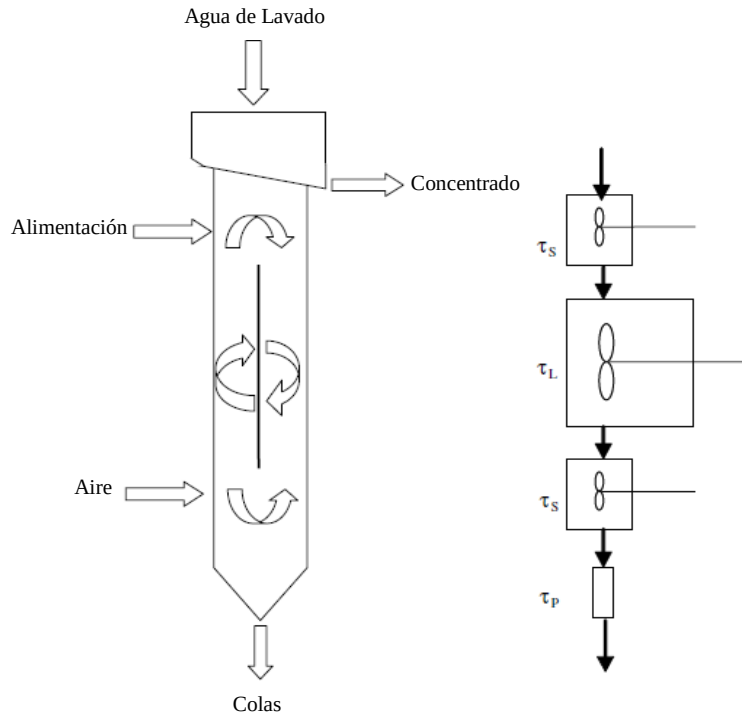


Figura 4.4 - Modelo de Mezclado Perfecto en Columnas de Flotación (Yianatos et al., 2005).

De esta forma, el modelo de flotación para la zona de colección, queda expresado por la Ecuación 4.2.

$$R_{c,j} = R_{r,j} \cdot \left(1 - \frac{4}{3 \cdot k_{c,j} \cdot \tau} \cdot \left(\frac{10}{9} \cdot \ln \left(2 \cdot \left(\frac{5 \cdot k_{c,j} \cdot \tau + 6}{k_{c,j} \cdot \tau + 12} \right) \right) - 1 + \frac{12}{k_{c,j} \cdot \tau + 1} \right) \right) \quad (4.2)$$

Donde $R_{r,j}$ es la recuperación máxima de la zona de colección que depende de la especie j , $k_{c,j}$ es la constante cinética máxima sujeta a la especie j y τ es el tiempo de residencia en la zona de colección.

El cálculo de las constantes cinéticas para la especie de mineral j queda expresada en la Ecuación 4.3 (Leiva, 1996).

$$k_{c,j} = k_{r,j} \cdot J_g^{0,75} (A + B \cdot d_{80} + C \cdot d_{80}^2) \quad (4.3)$$

Donde $k_{c,j}$ es la constante cinética máxima sujeta a la especie mineralógica j , $k_{r,j}$ es un parámetro de ajuste que depende de la especie j , d_{80} es el diámetro por el cual pasa el 80[%] de la alimentación, J_g es la velocidad superficial de aire en la columna, y A , B y C son parámetros de ajuste del modelo.

❖ Modelo Zona de Espuma

La recuperación en la zona de espuma se representa con un modelo semi-empírico que se deriva en términos de las siguientes variables operacionales: la velocidad superficial del gas J_g , la velocidad superficial del gas J_w y la profundidad de la espuma H_f , como se muestra en la Ecuación 4.4 (Yianatos et al., 1998).

$$R_{F,j} = R_{Fr,j} \cdot \exp \left[-0,0144 \cdot \frac{H_f \cdot (1+3 \cdot J_w)}{J_g} \right] \quad (4.4)$$

Donde $R_{Fr,j}$ es la recuperación máxima de la zona de espuma que depende de la especie j , J_w es la velocidad superficial de agua de lavado y H_f es la profundidad de espuma en la columna.

❖ Ley de Mineral

La ley de mineral en el concentrado final se determina a partir de la Ecuación 4.5.

$$X_{Cu,CF} = \frac{F_{1,ACol} \cdot Z_{Cu,1} \cdot R_1 + F_{2,ACol} \cdot Z_{Cu,2} \cdot R_2}{\sum_{j=1}^4 F_{j,ACol} \cdot R_j} \quad (4.5)$$

Donde $F_{j,k}$ corresponde al flujo másico de la especie mineralógica j (calcopirita, calcosina, pirita, ganga) en el flujo k .

4.2.2 Variables de Operación Obtenidas de Mediciones Instrumentales

El simulador del circuito de columnas de flotación se alimenta de las siguientes variables de operación: flujo volumétrico de alimentación a las columnas en $[m^3/h]$, flujo volumétrico de aire en $[m^3/h]$, flujo volumétrico de agua de lavado en $[m^3/h]$ y altura de espuma en $[\%]$. Las leyes que alimentan al simulador son las siguientes: ley de cobre de la alimentación *rougher*, ley de cobre del relave de cada una de las líneas del circuito *rougher*, y ley de cobre y fierro del concentrado *rougher*.

En las Figuras 4.5, 4.6 y 4.7 se presentan, respectivamente, el comportamiento del flujo de aire, la altura de espuma y el flujo de agua de lavado de cada una de las columnas.

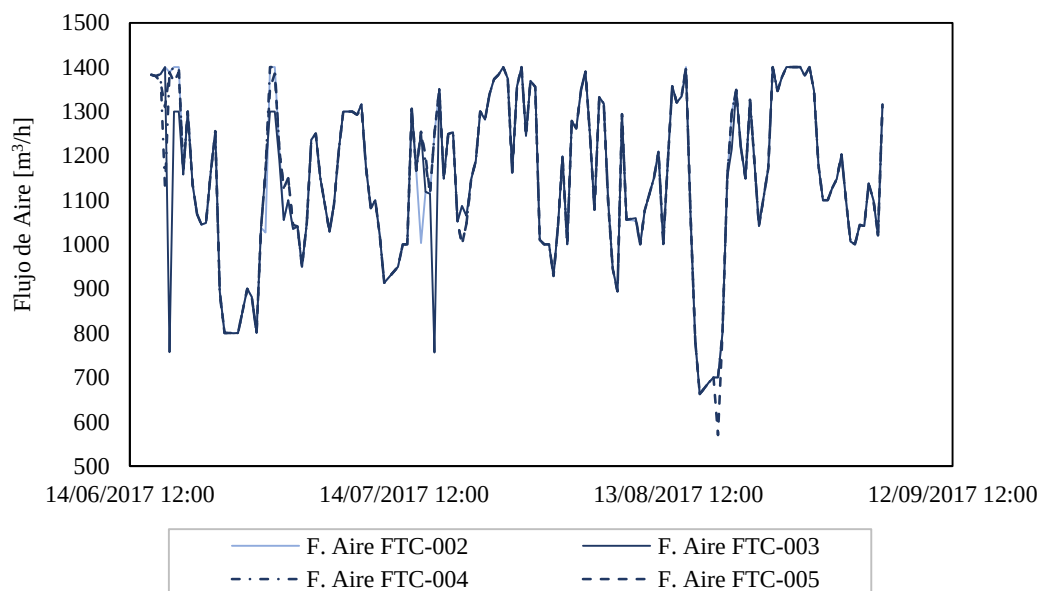


Figura 4.5 - Variabilidad del Flujo de Aire durante el periodo de Junio a Agosto del 2017.

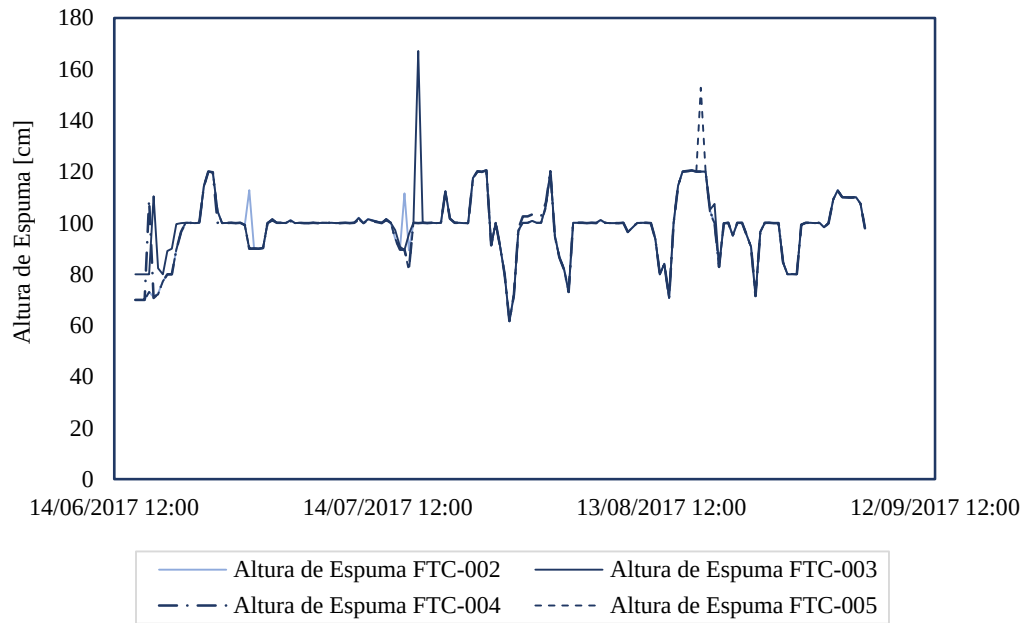


Figura 4.6 - Variabilidad de la Altura de Espuma durante el periodo de Junio a Agosto del 2017.

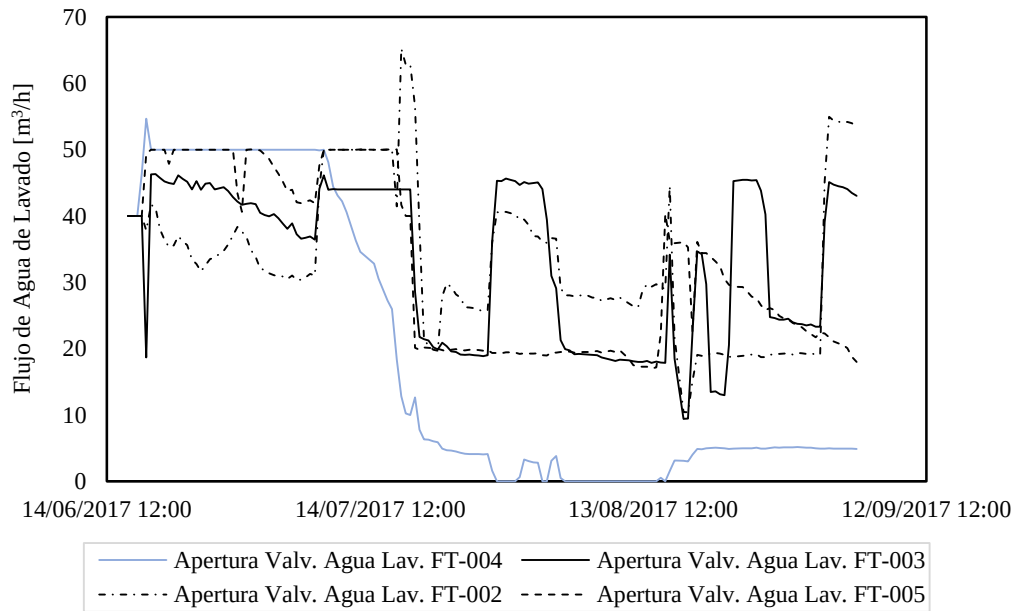


Figura 4.7 - Variabilidad del Flujo de Agua de Lavado durante el periodo de Junio a Agosto del 2017.

Tal como se muestra en las Figuras 4.5 y 4.6, el control del flujo de aire y de la altura de espuma es estable en las cuatro columnas. Sin embargo, al analizar el comportamiento del flujo del agua de lavado en las columnas, se verifica la existencia de una gran inestabilidad de su control. Este efecto se logra apreciar más detalladamente en la Figura 4.7.

La razón por la cual el flujo de agua de lavado opera bajo una condición anormal de operación (inferior a 5 [m³/h], incluso llegando a marcar 0 [m³/h] en promedio, en promedio en algunas columnas de flotación) se puede deber a problemas de saturación en la válvula de control o debido al ingreso de un flujo inadecuado en el *setpoint* del control.

En la Figura 4.8 se verifica que para una apertura de la válvula de control casi del 100% para la columna FTC-004, sólo fue posible suministrar un flujo de 5 [m³/h]. La válvula de control se satura debido a que el agua de procesos que efectúa la acción de limpieza en la espuma, presenta altas cantidades de sales y minerales que causan taponamiento en las canaletas distribuidoras el agua, y que por consecuencia, produce un control poco estable de la variable en el tiempo. De esta manera, un bajo caudal de agua, el cual es también intermitente e inestable, genera alteraciones en el régimen de burbujeo de la zona de espuma, incluyendo, fuertes canalizaciones y recirculación de mineral valioso a la zona de colección.

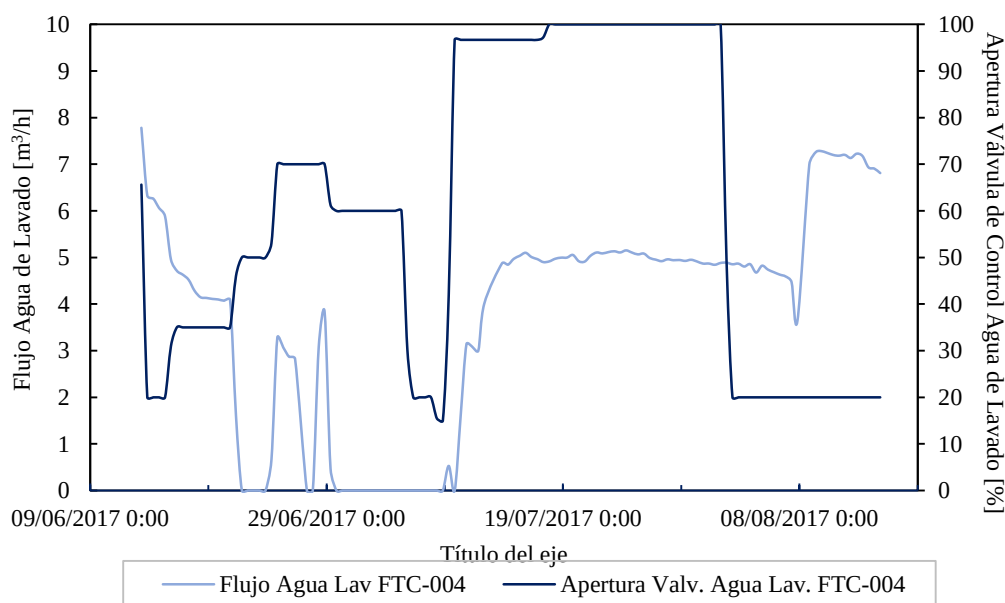


Figura 4.8 - Flujo de Agua de Lavado versus Apertura de Válvula de Control.

Como se verá en el Capítulo 6, específicamente en el análisis de sensibilidad, un buen o mal control del flujo de agua de lavado en comparación al de la altura de espuma o al del flujo de aire, no tiene un efecto realmente significativo en los resultados metalúrgicos, por esta razón es factible considerar que la operación es igual en las cuatro columnas.

4.2.3 Variables de Operación Obtenidas de Estimaciones

❖ Ley Alimentación Columnas

La ley de cobre en la alimentación columnas está determinada por las leyes de concentrado *rougher* y *scavenger*, y sus respectivos flujos, tal como se muestra en la Ecuación 4.6.

$$X_{Cu,ACol} = \frac{F_{Cu,CRO} \cdot X_{Cu,CRO} + F_{Cu,CScv} \cdot X_{Cu,CScv}}{F_{Cu,CRO} + F_{Cu,CScv}}$$

(4.6)

Dado que $F_{Cu,CRO} \gg F_{Cu,CScv}$ y considerando que $X_{Cu,CRO} \approx X_{Cu,CScv}$, es factible considerar que el efecto que tiene el flujo de concentrado *scavenger* en la ley de alimentación es despreciable respecto al flujo del concentrado *rougher*. Por esta razón se considerará que $X_{Cu,CRO} \approx X_{ACol,CRO}$. Esto se puede verificar en la Figura 4.9, donde se aprecia que la máxima desviación de la ley de alimentación columnas respecto a la ley del concentrado *rougher* fue de $\pm 0,35$ [%].

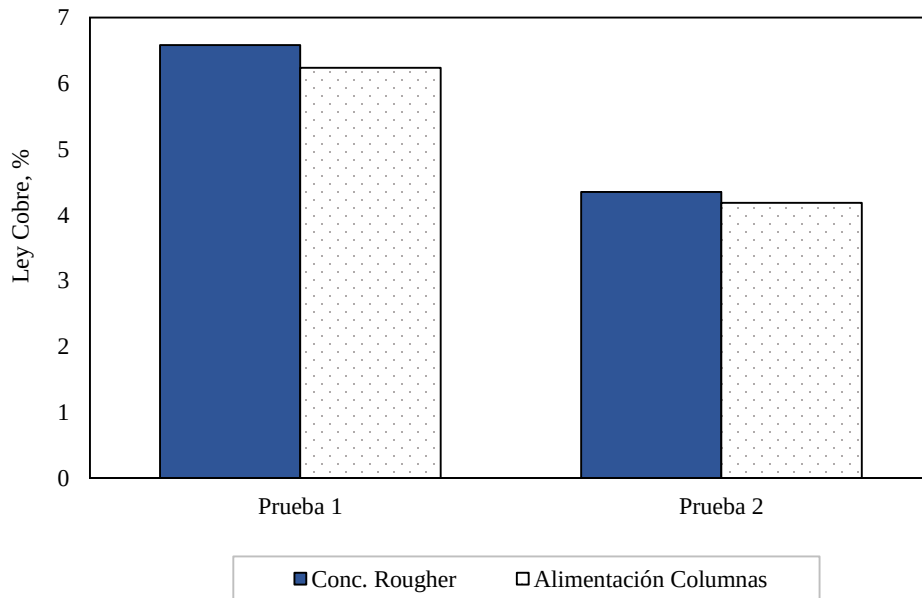


Figura 4.9 - Leyes Químicas de Cobre en el Concentrado Rougher y en la Alimentación Columnas.

La ley de cobre en la alimentación columnas se puede expresar, también, a través de las fracciones en peso de las especies mineralógicas y sus respectivas leyes de cabeza, tal como se muestra en la expresión 4.7.

$$X_{Cu,ACol} = Y_{1,ACol} \cdot Z_{1,1} + Y_{2,ACol} \cdot Z_{Cu,2} \quad (4.7)$$

Donde $X_{Cu,ACol}$ es la ley de cobre en la alimentación columnas, $Y_{1,ACol}$ y $Y_{2,ACol}$, corresponden a las fracciones en peso de la calcopirita y calcosina respectivamente, y $Z_{Cu,1}$ y $Z_{Cu,2}$ son, respectivamente, las leyes de cabeza de cobre de la calcopirita y calcosina.

Ahora, considerando que f_{Cro} es $\frac{Y_{2,Cro}}{Y_{1,Cro}}$, un factor estimado, que relaciona la fracción en peso de la calcopirita y la calcosina en el concentrado *rougher*, las fracciones de las especies mineralógicas quedan expresadas en las Ecuaciones 4.8, 4.9, 4.10 y 4.11.

$$Y_{2,ACol} = Y_{2,Cro} = \frac{X_{Cu,Cro} \cdot f_{Cro}}{Z_{Cu,1} + Z_{Cu,2} \cdot f_{Cro}} \quad (4.8)$$

$$Y_{1,ACol} = Y_{1,Cro} = \frac{X_{Cu,Cro} - Y_{2,Cro} \cdot Z_{Cu,2}}{Z_{Cu,1}} \quad (4.9)$$

$$Y_{3,ACol} = Y_{3,Cro} = \frac{X_{Fe,Cro} - Y_{1,Cro} \cdot Z_{Fe,1}}{Z_{Fe,3}} \quad (4.10)$$

$$Y_{4,ACol} = Y_{4,Cro} = 1 - Y_{1,Cro} - Y_{2,Cro} - Y_{3,Cro} \quad (4.11)$$

Las expresiones 4.12, 4.13, 4.14, y 4.15, permiten estimar respectivamente, los flujos de calcopirita calcosina, pirita y ganga que alimentan a las columnas.

$$F_{1,ACol} = F_{ACol} \cdot Y_{1,ACol} \quad (4.12)$$

$$F_{2,ACol} = F_{ACol} \cdot Y_{2,ACol}$$

(4.13)

$$F_{3,ACol} = F_{ACol} \cdot Y_{3,ACol}$$

(4.14)

$$F_{4,ACol} = F_{ACol} \cdot Y_{4,ACol}$$

(4.15)

❖ Estimación factor f_{CRo}

La Figura 4.10 muestra un resumen de la mineralogía observada en cuatro pruebas realizadas al flujo de concentrado *rougher*, entre los meses de abril a julio del presente año. Se logra apreciar que el principal mineral de sulfuro de cobre presente en el concentrado *rougher* es la calcopirita, seguido por la calcosina, en una más baja proporción. Se logra verificar, además, la presencia de un alto contenido de pirita, en la cual, en la mayoría de las pruebas supera el 35[%] de la masa total.

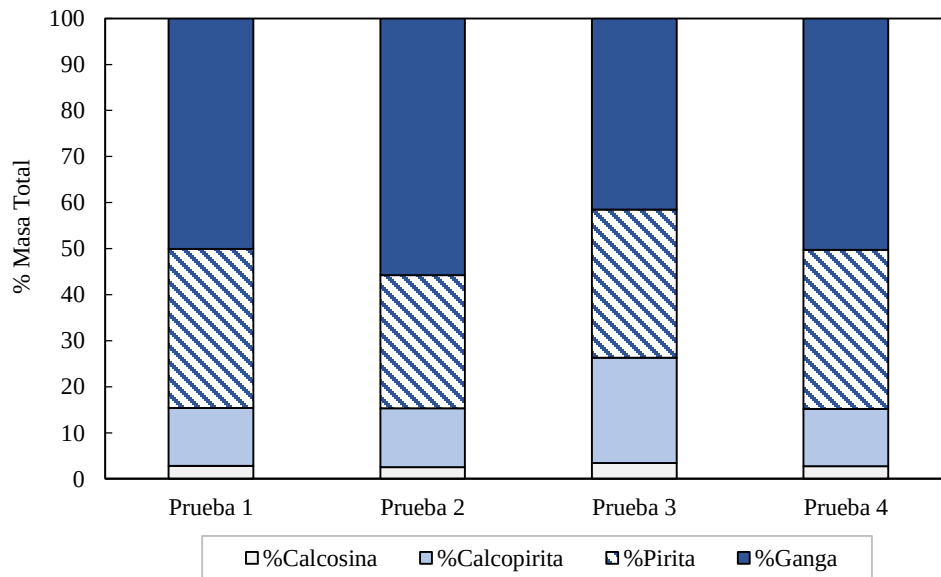


Figura 4.10 - Mineralogía en el Concentrado Rougher.

Con esta información es posible establecer una relación entre las fracciones en peso entre la calcosina y la calcopirita. En la Tabla 4.1 se presentan los distintos valores obtenidos por cada prueba mineralógica.

Tabla 4.1 - Relación Calcosina/Calcopirita de las 4 Pruebas Mineralógicas Realizadas al Concentrado Rougher.

CONCENTRADO ROUGHER	PRUEBA 1	PRUEBA 2	PRUEBA 3	PRUEBA 4
f_{CRo}	0,22	0,20	0,17	0,22

En el Capítulo 5, Sección 5.2.2, se verifica el efecto que tiene este factor en la desviación de la predicción de la ley del concentrado final.

❖ Gas Holdup

En vista que no existen mediciones en línea del gas *holdup* en la planta concentradora Las Tórtolas 2, y dado que tampoco existe información de características hidrodinámicas en las columnas de flotación que permita estimar un valor aproximado de esta variable, se estableció, a partir de pruebas realizadas en la planta Las Tórtolas 1, una correlación entre el gas *holdup* y la velocidad superficial del gas. En la Figura 4.11 se presenta esta relación.

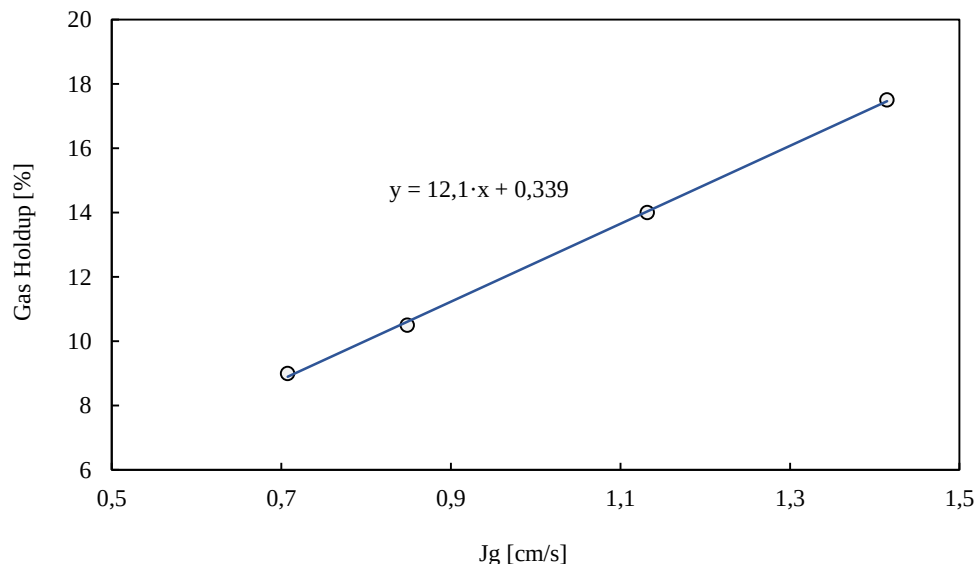


Figura 4.11 - Representación Gráfica de la Relación entre el Gas Holdup y el Flujo de Aire en la Planta Las Tórtolas 1.

Es posible extrapolar la medición del gas *holdup* cuando la velocidad superficial del aire es mayor a 1,45 [cm/s], sin embargo la estimación pierde precisión. En la Figura 4.12, se observa, que el tramo lineal se caracteriza por tener una distribución de tamaño de burbujas homogéneo y uniforme, sin embargo, a medida que incrementa el J_g , el flujo se vuelve turbulento lo que produce un aumento en la recirculación de líquido y en la coalescencia de las burbujas.

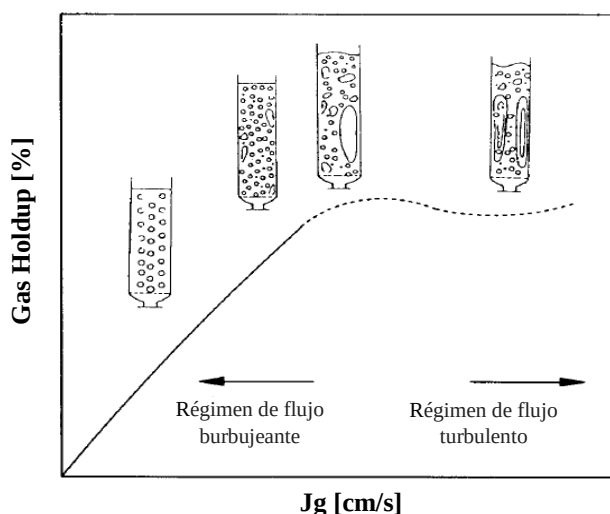


Figura 4.12 - Gas Holdup en Función a la Velocidad Superficial del Gas, J_g .

Por otro lado, dado que los tipos de inyectores de aire de las columnas de flotación en ambas plantas son diferentes (en la planta Las Tórtolas 1 los inyectores son del tipo interno y rígido fabricados en polipropileno mientras que en la planta Las Tórtolas 2 se opera con *slamjets*), la distribución de tamaño de partícula también lo será, lo cual provocará un efecto en el error de predicción de la ley del concentrado final, que se verificará en más detalle en el Capítulo 6, Sección 6.1.4.

❖ Bias

La información disponible en planta no es suficiente para determinar todas las variables del sistema (flujos y % en sólidos). Por esta razón, aunque en la planta de flotación Las Tórtolas 2 no exista un control sobre el bias, el grado de libertad dado en la simulación, para que el sistema quede totalmente determinado, es a través de esta variable. Si existiesen mediciones en línea del

porcentaje de sólidos del concentrado final o del porcentaje de sólidos del relave columnas, se podría ir calculando y evaluando el efecto de esta variable en el tiempo.

Considerando, entonces, que la planta Las Tórtolas 2 se encuentra diseñada para operar con un bias de 215 [m³/h], con el objeto de verificar el grado de desviación que tiene esta variable con respecto al valor de referencia indicado en el diseño, se efectuaron, cada 30 minutos, 8 muestreos de todos los flujos del circuito de limpieza. A todos los muestreos se les efectuaron análisis de porcentaje de sólidos y granulometría.

En la Figura 4.13 se presentan los resultados obtenidos en los muestreos realizados. Los resultados muestran un escenario completamente opuesto a lo propuesto en el diseño, puesto que el bias promediado alcanzó un valor de -488 [m³/h].

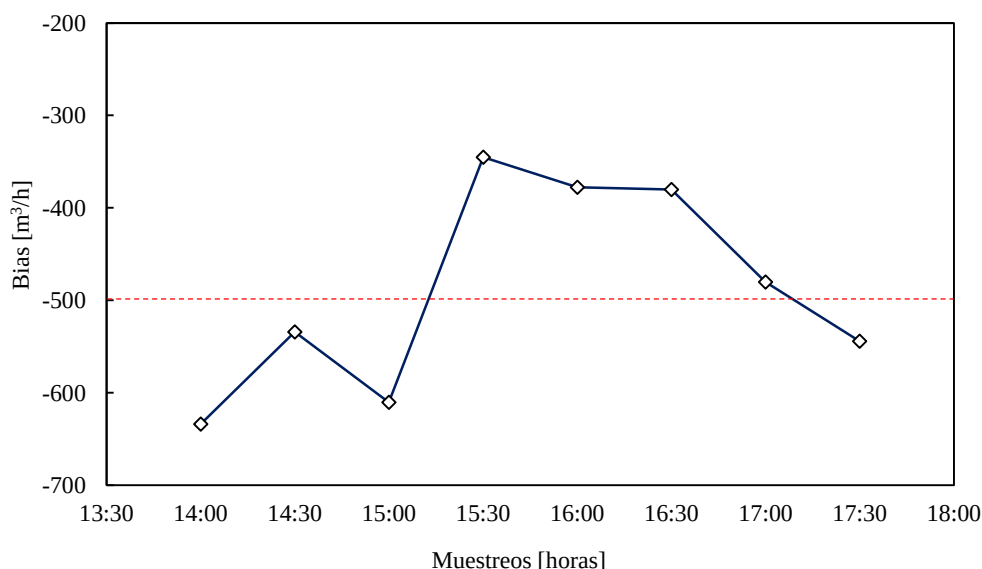


Figura 4.13 - Variación del bias en la planta Las Tórtolas 2.

La presencia de un bias negativo implica que el flujo volumétrico de alimentación a las columnas es siempre mayor al flujo volumétrico del relave, lo que en efecto produce un exceso de agua en el concentrado y una disminución en la ley del concentrado final. La formación de este bias negativo se debe, principalmente, a que el agua de lavado es un agua “dura” que forma precipitado de sales que obturan las canaletas de paso del sistema de distribución de agua, lo que causa una saturación en la válvula de control y un control irregular e inestable de la variable.

4.3 Simulación Remolienda-Clasificación

Es importante volver a mencionar que dada la escasez de información relacionada a la caracterización de la alimentación de las columnas, se debió desarrollar, en base a estimaciones y supuestos, un simulador de la etapa de remolienda-clasificación.

El simulador de remolienda-clasificación desarrollado se fundamenta, también, en modelaciones fenomenológicas, las cuales se encuentran en función a parámetros de diseño y condiciones de operación. En la Figura 4.14 se presenta un esquema de la lógica de funcionamiento de la simulación remolienda-clasificación.

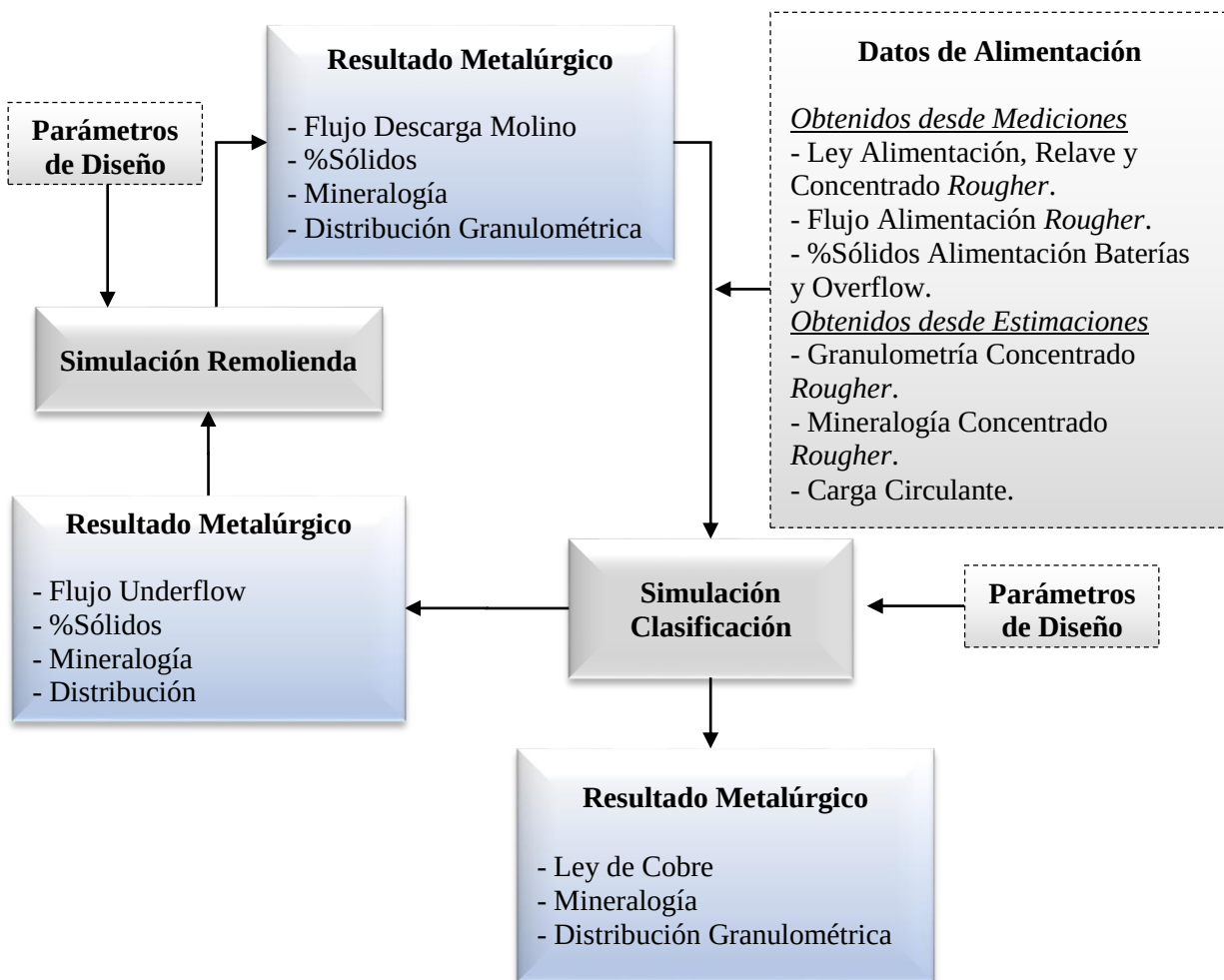


Figura 4.14 - Lógica de Funcionamiento Simulador Circuito de Remolienda-Limpieza

4.3.1 Modelos Fundamentales

❖ Modelo Clasificación

Para la modelación de hidrociclones se utilizaron formulaciones empíricas que han sido resultado de muchos trabajos de investigaciones (Plitt, 1976; Rao, 1999; Lynch, 1977; Sepúlveda & Gutierrez, 1986). Con el objetivo de describir el proceso de clasificación dentro de un hidrociclón, en todas estas formulaciones propuestas, se define una curva de eficiencia real. Esta curva es muy específica y depende de la granulometría y la fracción en peso de partículas que pasan desde la alimentación a la descarga, siempre bajo condiciones de operación estacionarias. Existe un efecto que define esta curva de eficiencia, y está relacionado con el tamaño de partícula de la alimentación. Para tamaños de partículas más gruesos, la eficiencia es casi del 100%, lo que indica que dentro de este rango de tamaño casi todas las partículas saldrán por el *underflow*, sin embargo, para un tamaño de partículas más finas, existirá una cantidad que será arrastrada, junto con el agua, hacia la descarga del clasificador. A este fenómeno se le denominará *bypass* de finos. Efectuando un balance global, considerando este efecto en el proceso se puede establecer la siguiente relación.

$$E_i = B_{pf} + (1 - B_{pf}) \cdot E_i^c \quad (4.16)$$

Donde, E_i es la eficiencia real del hidrociclón para las partículas de tamaño d_i ; E_i^c es la eficiencia corregida del hidrociclón para las partículas de tamaño d_i y B_{pf} es la fracción de la alimentación que cortocircuita directamente al *underflow*.

Para una mejor comprensión del modelo se debe tener en cuenta la geometría de un hidrociclón. La Figura 4.15 presenta un esquema con las principales variables de diseño del clasificador.

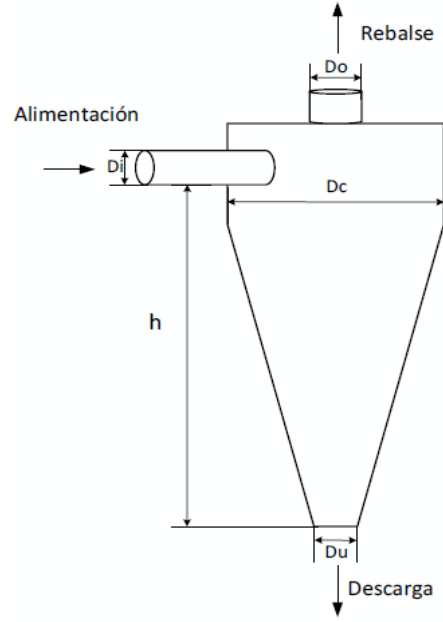


Figura 4.15 - Dimensiones de un Hidrociclón (Cortes, 2016).

El modelo utilizado en el simulador metalúrgico, que es esencialmente una variación del modelo de Plitt (Sepúlveda & Gutierrez, 1986), considera las correlaciones empíricas que se presentarán a continuación.

Correlación 1: Tamaño de corte corregido, d_{50}^c

El tamaño de corte corregido d_{50}^c se define como el tamaño de partícula que tiene la misma probabilidad (50%) de ser encontrada tanto en la descarga como en el rebose del clasificador.

$$d_{50}^c = a_1 \cdot \frac{D_c^{0,44} \cdot D_i^{0,58} \cdot D_o^{1,19} \cdot \exp^{11,12 \cdot \phi}}{D_c^{0,80} \cdot h^{0,37} \cdot Q_h^{0,44} \cdot (\rho_s - 1)^{0,5}} \quad (4.17)$$

Donde D_c es el diámetro de la sección cilíndrica del hidrociclón, D_i diámetro de la alimentación del hidrociclón, D_o diámetro de salida del tope del hidrociclón, D_u diámetro de salida del fondo del hidrociclón, h es la altura del hidrociclón entre el vortex y el ápex del hidrociclón, Q_h es el flujo volumétrico de la alimentación del hidrociclón, ρ_s es la densidad del mineral, ϕ es la fracción de sólidos en la alimentación ciclón expresado en % por volumen y a_1 parámetro del modelo.

Correlación 2: Carga Circulante Húmeda

El flujo S_r corresponde a la relación del flujo volumétrico de la corriente de descarga (*underflow*) y el flujo volumétrico de la corriente de rebose (*overflow*) del clasificador.

$$S_r = \frac{Q_u}{Q_o} = a_2 \cdot \frac{h^{0,19} \cdot \left(\frac{D_u}{D_o}\right)^{2,64} \cdot \exp^{-4,33 \cdot \phi + 8,77 \cdot \phi^2}}{h^{0,54} \cdot D_c^{0,38}} \quad (4.18)$$

Donde Q_u es el flujo volumétrico del *underflow*, Q_o es el flujo volumétrico del *overflow* y a_2 es un parámetro del modelo.

Correlación 1: Eficiencia Corregida

$$E_i^c = 1 - \exp \left[-0,693 \cdot \left(\frac{d_i}{d_{50}^c} \right)^m \right] \quad (4.19)$$

Donde m es el coeficiente de Plitt que está dado por la Ecuación 4.20.

$$m = \exp \left[a_3 - 1,58 \cdot \frac{S_r}{(S_r+1)} \right] \cdot \left[(D_c)^2 \cdot \frac{h}{Q_h} \right] \quad (4.20)$$

Donde a_3 es un parámetro de ajuste del modelo.

Correlación 4: Bypass de Finos

El *bypass* de finos que pasa por el *underflow* es directamente proporcional al *bypass* de agua, tal como se expresa en la Ecuación 4.21.

$$B_{pf} = \lambda \cdot B_{pw} \quad (4.21)$$

Por otro lado, el *bypass* de agua se obtiene por medio de la expresión 4.22.

$$B_{pw} = \frac{\frac{S_r}{S_r+1} \cdot \phi \cdot R_S^c}{1 - \phi \cdot (1 - \lambda \cdot (1 - R_S^c))} \quad (4.22)$$

Donde R_S^c es la recuperación hipotética del *underflow* si la eficiencia real del ciclón fuera la eficiencia corregida. En la Ecuación 4.23 se presenta esta relación.

$$R_s^c = \sum_{i=1}^n f_i \cdot E_i^c$$

(4.23)

Donde f_i representa la fracción en peso de partículas de tamaño d_i .

Las constantes de clasificación a_1, a_2, a_3 y λ se obtienen a partir de la simulación en estado estacionario de un turno de operación de un hidrociclón. La simulación se realiza a través de la herramienta computacional *Moly-Cop Tools* (Molycop, 2016).

Ahora bien, con las correlaciones expuestas es posible determinar la granulometría de las corrientes de rebose y descarga del hidrociclón a partir de la granulometría de la corriente de alimentación.

❖ Modelo Molienda

Para caracterizar el desempeño de un molino vertical se utilizó un modelo fenomenológico simplificado, a partir de la teoría de conminución, la cual está fundamentada en dos conceptos importantes: la velocidad específica con que las partículas de cada tamaño son fracturadas por unidad de tiempo (o por unidad de energía) y la distribución de tamaño resultante de cada partícula fracturada. Los conceptos anteriores serán representados matemáticamente a través de las siguientes funciones: la función selección S y la función distribución de fractura b .

La Ecuación 4.24, más conocida como la Ecuación General del Modelo Cinético de Conminución Batch (Nakajima & Takana, 1973; Sepúlveda & Gutierrez, 1986), es la expresión que define el proceso de reducción de tamaño de partícula.

$$f_i(t) = f_i(0) + \int_0^t \int_j^i \frac{df_i(t)}{dj} \cdot S_j \cdot b_{i,j} \quad (4.24)$$

Donde $f_i(t)$ y $f_i(0)$ son las fracciones en peso acumulada de material retenido sobre la malla de tamaño “i” al tiempo t y a $t = 0$, respectivamente.

La solución analítica de la Ecuación 4.24 se puede obtener mediante técnicas matriciales, bajo el supuesto que los parámetros S y b son invariantes con el tiempo, dando lugar a la Ecuación 4.25.

$$[f_i(t)]_{BATCH} = \sum_{j=1}^J A_{ij} \cdot \exp(-S_i \cdot t) \quad (4.25)$$

Donde A_{ij} se encuentra en función de S y b .

Así mismo, a través de la Ecuación 4.26, es posible representar un proceso de conminución continuo ya que es posible asumir un promedio de respuestas batch, ponderadas con respecto a la distribución de tiempos de residencia, tal como se presenta en la Ecuación 4.26.

$$f_p(t) = \int_0^\infty [f_i(t)]_{BATCH} \cdot E(t) dt \quad (4.26)$$

Remplazando la Ecuación 4.25 en la Ecuación 4.26, se obtiene la Ecuación 4.27.

$$f_{p_i}(t) = A_{ij} \int_0^\infty \exp(-S_i \cdot t) \cdot E(t) dt \quad (4.27)$$

La solución analítica para un modelo continuo está dado por la Ecuación 4.28.

$$f_{p_i}(t) = \sum_{j=1}^i \frac{A_{ij}}{\left[1 + \frac{\tau \cdot S_i}{N}\right]^N} \quad (4.28)$$

Donde los valores de A_{ij} se calculan por medio de la Ecuación 4.29.

$$A_{ij} = \begin{cases} \sum_{k=j}^{i-1} \frac{B_{ij} \cdot S_k}{S_i - S_j} \cdot A_{kj} & ; \text{para } i > j \\ 1 & ; \text{para } i = j \\ 0 & ; \text{para } i < j \end{cases} \quad (4.29)$$

La función Selección está definida por la Ecuación 4.30.

$$S_i = \frac{a_0 \cdot (d_i^*)^{a_1}}{\left(1 + \left(\frac{d_i^*}{d_{crit1}}\right)^{a_2}\right)} \cdot \frac{1}{\left(1 + \left(\frac{d_{crit2}}{d_i^*}\right)^{a_3}\right)} \quad (4.30)$$

Donde d_i^* es el tamaño de partícula promedio del intervalo de tamaño que corresponde a la clase "i".

$$d_i^* = (d_i \cdot d_{i+1})^{0,5} \quad (4.31)$$

La función Distribución de Fractura se encuentra determinada por la Ecuación 4.32.

$$B_{ij} = b_{0j} \cdot \left(\frac{d_i}{d_{j+1}}\right)^{b_1} + (1 - b_0) \cdot \left(\frac{d_i}{d_{j+1}}\right)^{b_2} \quad (4.32)$$

Donde $b_{0,j}$ esta dado por la Ecuación 4.34.

$$b_{0j} = b_{00} \cdot \left(\frac{d_{j+1}}{1000}\right)^{-b_{01}} \quad (4.33)$$

Con este modelo es posible determinar la granulometría de la corriente de producto que sale del molino y el que recircula al circuito. Las constantes de clasificación $\alpha_0, \alpha_1, \alpha_2, \alpha_3, b_{0j}, b_{01}, b_1, b_2, d_{crit1}$ y d_{crit2} , se obtienen a partir de la simulación en estado estacionario de un turno de operación de dos molinos Vertimill a través de la herramienta computacional *Moly-Cop Tools*. En el Anexo B se presenta más detalles del procedimiento de utilización de esta herramienta computacional.

4.3.2 Variables de Operación Obtenidas de Mediciones Instrumentales

El simulador del circuito de remolienda-clasificación se alimenta de las siguientes variables de operación: flujo volumétrico de alimentación a las baterías de hidrociclones 1 y 2 en [m³/h], flujo volumétrico de la alimentación a las columnas de flotación [m³/h], porcentaje en sólidos de la alimentación a las columnas en [%], presión de las baterías de hidrociclones 1 y 2 en [psi] y potencia de los molinos Vertimill en [kW].

4.3.3 Variables de Operación Obtenidas de Estimaciones

En el Figura 4.16 se presenta el diagrama de flujo donde se especifican todas las variables del circuito de remolienda-clasificación. A partir de los balances de materia y por componentes, se estimarán las demás corrientes del proceso.

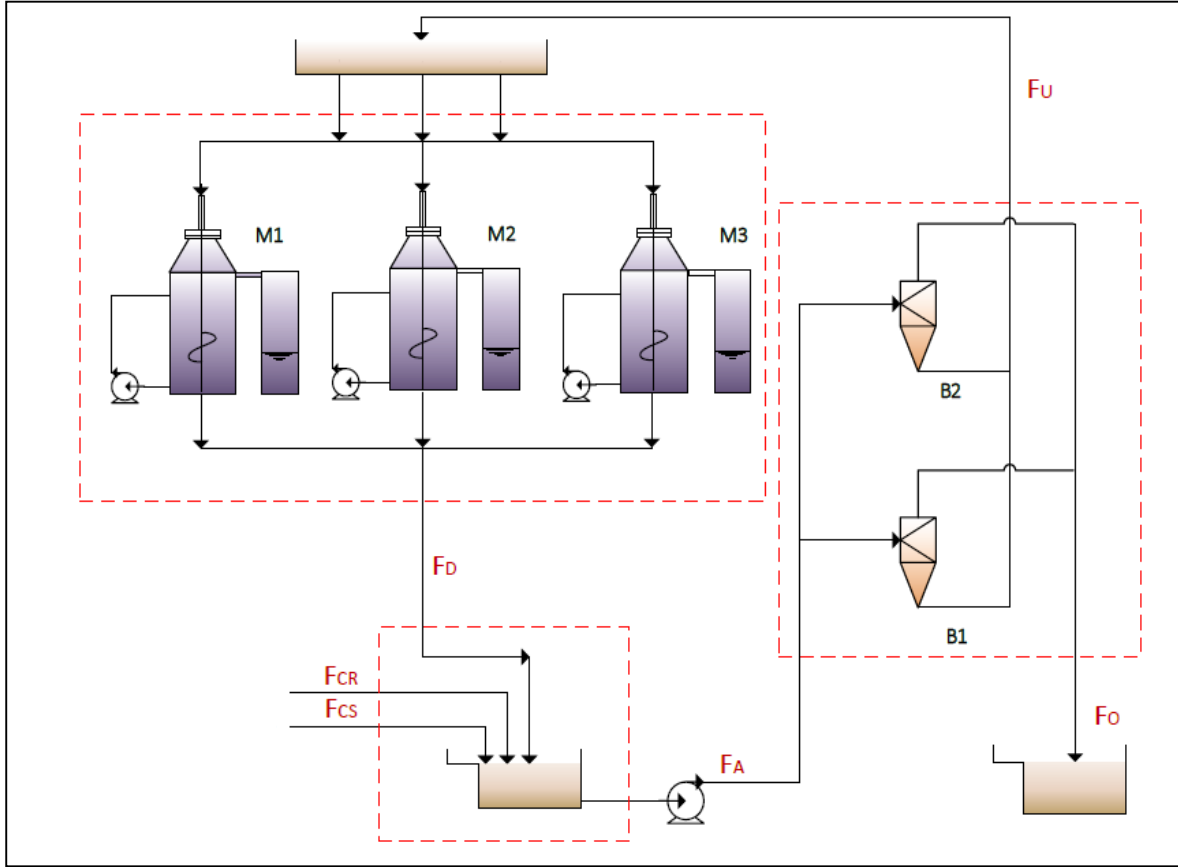


Figura 4.16 - Diagrama de Flujo Etapa Remolienda-Clasificación.

❖ Flujo Concentrado Rougher

El flujo másico de concentrado *rougher* F_{CRO} , se estima a partir del balance de finos del circuito *rougher*, tal como se muestra en la Ecuación 4.35.

$$F_{CRO} = F_{ARO} \cdot \frac{X_{Cu,ARO} - X_{Cu,RRo}}{X_{Cu,CRO} - X_{Cu,RRo}} \quad (4.34)$$

Donde F_{ARO} es el flujo másico alimentado a la etapa *rougher*, y $X_{Cu,ARO}$, $X_{Cu,RRo}$, y $X_{Cu,CRO}$, corresponden a las leyes químicas de cobre en la alimentación, relave y concentrado *rougher*, respectivamente.

❖ Flujo de Concentrado Scavenger, Descarga Molinos, Underflow y Overflow

Por balance de masa, se asume que el flujo másico medido por el sensor de flujo ubicado en el cajón de alimentación a las columnas es el mismo que sale del *overflow* de los hidrociclones. Dado lo anterior, es posible determinar el flujo másico en el *underflow*, el flujo másico del concentrado *scavenger* y el flujo másico en la descarga de los molinos Vertimill, tal como se muestra en las siguientes ecuaciones.

$$F_U = F_A - F_O \quad (4.35)$$

$$F_{CScv} = F_O - F_{CRO} \quad (4.36)$$

$$F_U = F_D \quad (4.37)$$

Donde F_U , F_D y F_{CScv} corresponden al flujo másico en el *underflow*, en la descarga de los molinos y en el concentrado *scavenger*, respectivamente.

❖ Carga Circulante

La carga circulante se estima a partir del flujo másico del *underflow* y el *overflow* de las baterías de hidrociclones.

$$CC = \frac{F_U}{F_O} \quad (4.38)$$

Donde CC es la carga circulante en el circuito de remolienda.

❖ Porcentaje de Sólidos en la Alimentación a las Baterías de Hidrociclones y en el Underflow

La Figura 4.17 muestra la variación del porcentaje de sólidos en la alimentación a las baterías de hidrociclones. Se observa que el porcentaje de sólidos promedio de la alimentación a las baterías de hidrociclones está en torno a los 40 [%].

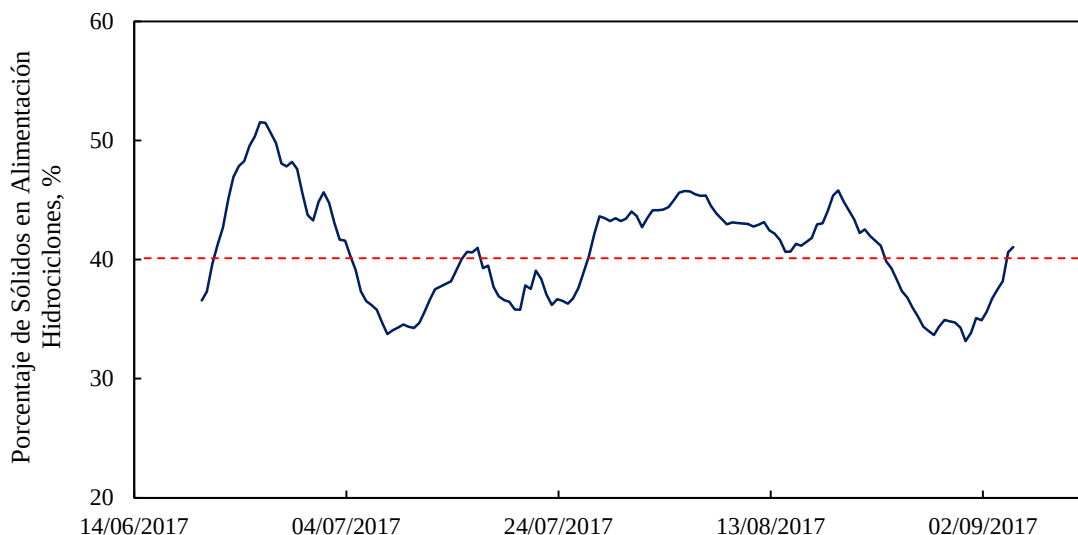


Figura 4.17 - Variación del Porcentaje de Sólidos en la Alimentación a Hidrociclones

Al considerar que el porcentaje de sólidos en la alimentación a las baterías de hidrociclones es una variable que se mantiene constante en 40[%], es posible determinar el porcentaje de sólidos en el *underflow*, tal como se muestra en la Ecuación 4.39.

$$\%_U = \frac{F_U}{\frac{F_A}{\%_A} - \frac{F_O}{\%_O}} \quad (4.39)$$

Donde $\%_A$, $\%_U$ y $\%_O$ corresponden al porcentaje de sólidos en la alimentación a los hidrociclones, en el *underflow* y en el *overflow*, respectivamente.

❖ Distribución de Tamaño de Partícula

La distribución de tamaño de partícula es determinante en el proceso de flotación pues indica el grado de liberación del mineral. Es por esto, que cada planta concentradora está diseñada para la recuperación de partículas con un rango de tamaño acotado, específicamente, entre los 40 – 100 micrones (Yianatos, 2005).

Sin embargo, dado que la distribución de tamaño de partículas del concentrado *rougher* por turno se desconoce, se determinó utilizar una distribución constante la cual fue obtenida a partir de pruebas granulométricas realizadas en el circuito de remolienda-clasificación.

Es importante mencionar que al considerar una distribución de tamaño de partícula constante del concentrado *rougher*, se está asumiendo el efecto de una clase de tamaño.

En la Figura 4.18 se presenta la distribución de tamaño de partícula del concentrado *rougher*, en la cual, se muestra que el P_{80} promedio es de 137 μm , alcanzando un máximo de 146 μm y un mínimo de 112 μm .

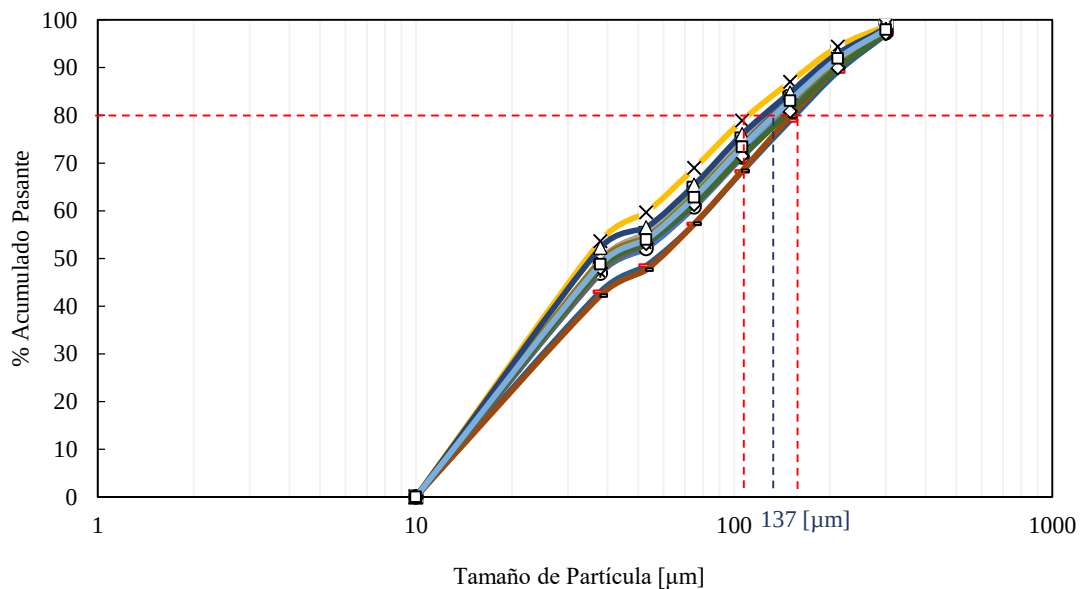


Figura 4.18 - Distribución de Tamaño de Partícula del Concentrado *Rougher*.

La Figura 4.19 presenta el perfil granulométrico del *overflow*. Se observa que el P_{80} promedio corresponde a 55 μm , con un máximo de 66 μm y un mínimo de 45 μm .

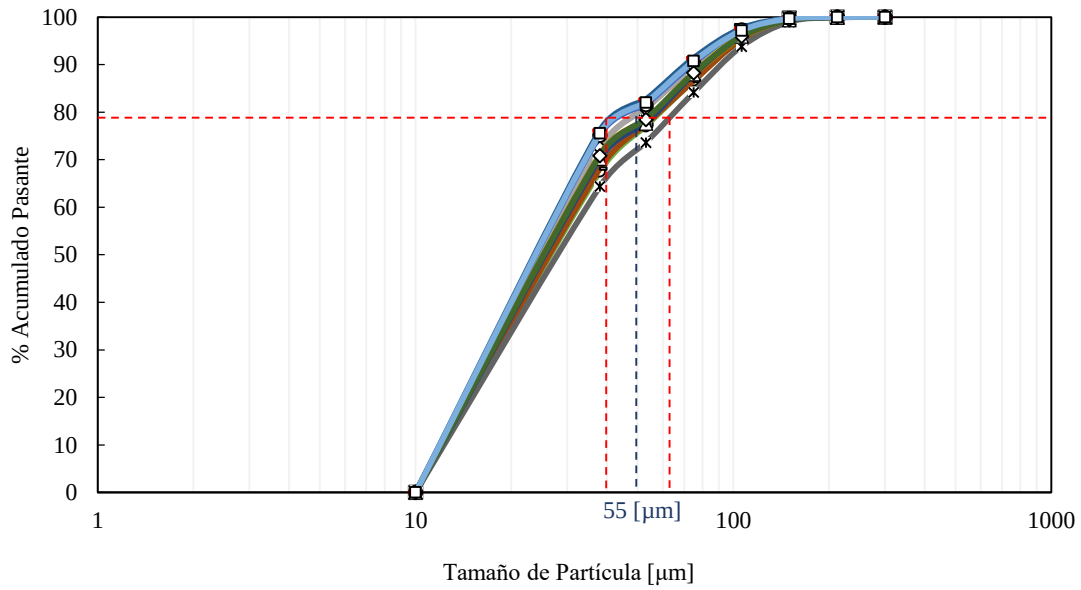


Figura 4.19 - Distribución de Tamaño de Partícula del Overflow.

La distribución granulométrica que se muestra en la Figura 4.20 corresponde al flujo de *underflow*. Se observa que el P₈₀ promedio se encuentra en torno a 130 [μm], alcanzando un máximo de 136 [μm] y un mínimo de 123 [μm].

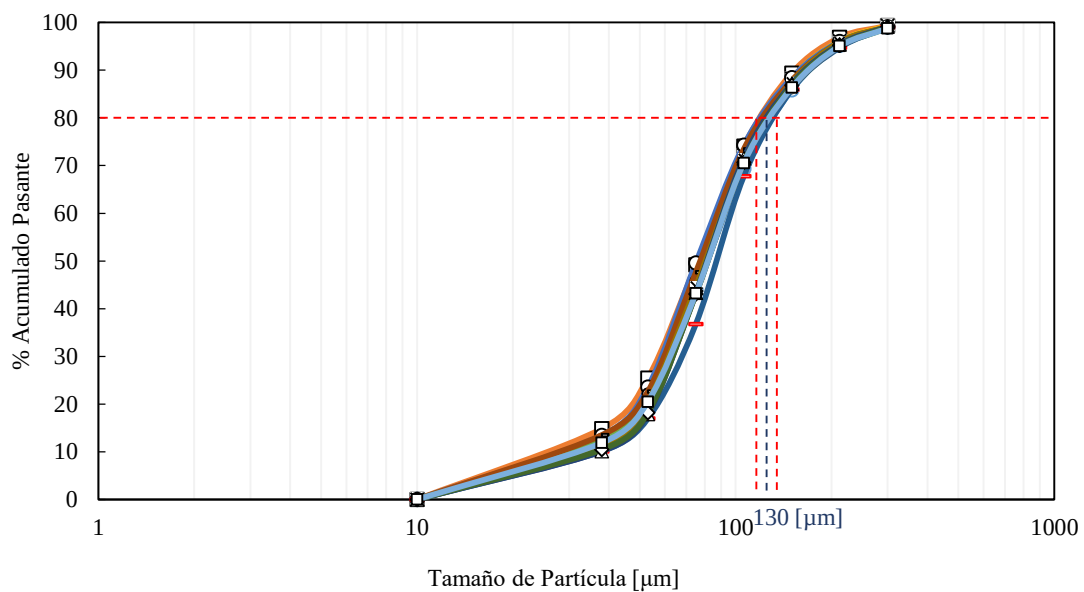


Figura 4.20 - Distribución de Tamaño de Partícula del Underflow.

Por último, en la Figura 4.21, se presenta la distribución de tamaño de partícula de la descarga de los molinos. En ella se observa que el P_{80} promedio corresponde a 111 μm , con un máximo de 115 μm y un mínimo de 105 μm .

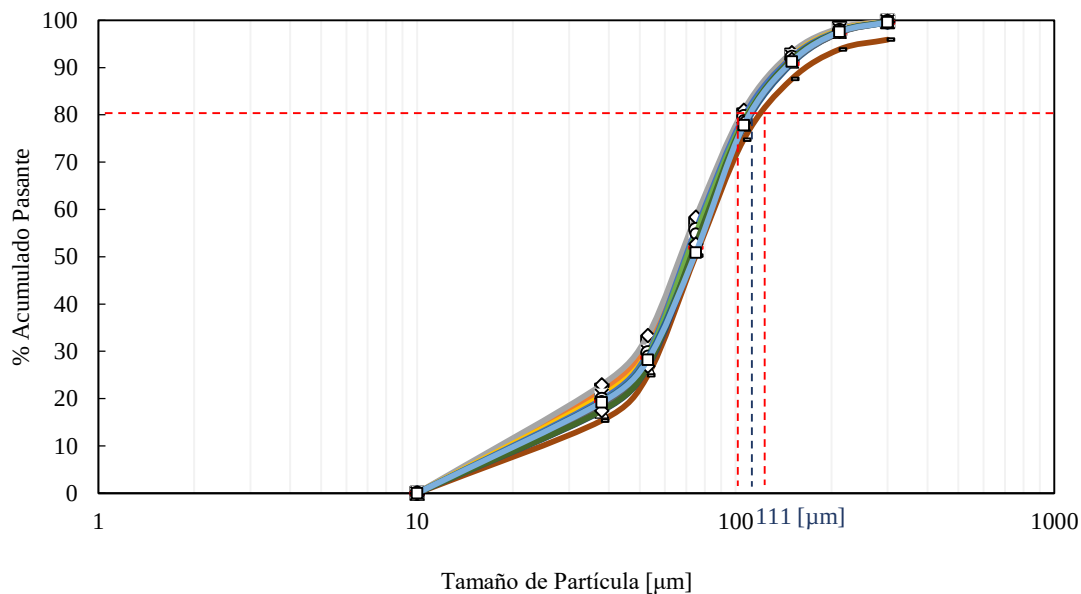


Figura 4.21 - Distribución de Tamaño de Partícula de la Descarga Molinos.

En la Tabla 4.2 se muestra un resume de lo presentado en las Figuras 4.17, 4.18, 4.19 y 4.20.

FLUJO	P_{80} [μm]		
	ÓPTIMO	MÁXIMO	MÍNIMO
<i>Concentrado Rougher</i>	137	146	112
<i>Overflow</i>	55	66	45
<i>Underflow</i>	130	136	123
<i>Descarga Molinos</i>	111	115	105

Tabla 4.2 - Rango de Operación P_{80} en el Conc. Rougher y en la Alimentación Columnas.

4.4 Rango de Operación del Simulador

En la Tabla 4.3 se presentan los rangos de operación para la cual es válida la predicción. Es importante que las variables de operación se encuentren dentro de un rango de operación establecido, ya que si están fuera de especificación, es factible que el error de predicción aumente significativamente.

Tabla 4.3 - Rango de Variación de Variables de Operación.

VARIABLES DE OPERACIÓN	VALOR MÍNIMO	VALOR MÁXIMO
<i>Número de Molinos Operativos [-]</i>	2	3
<i>Número de Hidrociclones Operativos [-]</i>	8	16
<i>Ley Concentración Rougher [%]</i>	5	12
<i>Porc. Sólidos Underflow Clasificación [%]</i>	55	86
<i>Altura de Espuma [cm]</i>	80	120
<i>Flujo de Agua de Lavado [m³/h]</i>	10	50
<i>Flujo de Aire [m³/h]</i>	800	1300
<i>Número de Columnas Operativas [-]</i>	4	

En Anexo C se muestran un resumen de los datos muestreados.

Bajo condiciones normales de operación, los resultados metalúrgicos de la planta Las Tórtolas 2 varían en torno a los valores indicados en la Tabla 4.4. Si en la simulación se obtiene una ley de concentrado final y una recuperación columnar fuera de este rango de especificación, es probable que el error de predicción aumente considerablemente.

Tabla 4.4 - Rango de Variación de la Ley y Recuperación para cual es Válida la Simulación.

KPI	VALOR MÍNIMO	VALOR MÁXIMO
<i>Ley Concentración Final</i>	21	27
<i>Recuperación Columnas [%]</i>	40	60

Del mismo modo, en la Tabla 4.5, se presentan las variables de alimentación que permanecerán constantes en la simulación. Los valores establecidos corresponden al promedio de las mediciones.

Tabla 4.5 - Variables de Alimentación Consideradas Constantes en la Simulación.

VARIABLE DE ALIMENTACIÓN	VALOR
<i>Porc. Sólidos Alimentación Columnas [%]</i>	40
<i>Factor F_{CRO} [-]</i>	0,20
<i>Bias [%]</i>	5

Por último, tal como se mencionó en la Sección 4.2.3, se utilizó una distribución constante de tamaño de partículas en el concentrado *rougher*. Se unificaron las ocho muestras en uno solo compósito, con el objetivo de establecer un perfil granulométrico único. La Tabla 4.6 se muestra la distribución granulométrica obtenida.

Tabla 4.6 - Distribución de Tamaño de Partículas del Concentrado Rougher Considerada en la Simulación.

TAMAÑO DE PARTÍCULA [μm]	PORC. ACUMULADO PASANTE [%]
300	98,0
212	91,8
150	83,0
106	73,3
75	62,8
53	53,7
38	48,3
10	0,0

4.5 Ajuste de Parámetros

La configuración del simulador a las características de la planta depende, en gran medida, de la cantidad y calidad de la información disponible en la operación. Cuando la información solicitada por los modelos no se encuentra disponible en línea, es preciso realizar campañas de muestreos que permitan reunir la información requerida. Dado lo anterior, a continuación, se detallará la información que se debió reunir para llevar a cabo la parametrización, y también, los parámetros resultantes de esta parametrización tanto del circuito de remolienda-clasificación como del circuito de flotación columnar.

4.5.1 *Parametrización Circuito de Remolienda-Clasificación*

La parametrización de los modelos de remolienda-clasificación, normalmente requiere de un importante levantamiento de información. Se deben efectuar pruebas granulométricas a todas las corrientes del circuito, por medio de técnicas de separación por tamizado y por *cyclosizer*. Comúnmente, las granulometrías se efectúan a través de tamizaje, sin embargo, la técnica de análisis granulométrico empleada por el *cyclosizer*, permite elaborar perfiles granulométricos con distribuciones de tamaño de partículas finas, lo que posibilita cuantificar la fracción de material, menor a 38 [μm], que se encuentra recirculando en el proceso. Si la técnica utilizada en los análisis granulométricos incluye solo la separación por tamizado, probablemente la curva de eficiencia real de los hidrociclones no represente fielmente la operación real de clasificación. Se precisa conocer, además, información relacionada a la cantidad de ciclones y molinos en operación, potencia de los molinos, presión de los ciclones, porcentaje de sólidos por cada corriente, densidad del mineral, flujo de concentrado alimentado al circuito y dimensiones de los equipos.

Cabe destacar, que por cada condición de operación, se requiere un set parámetros diferentes. No obstante, dado al alto requerimiento de información que se precisa, para efectos del presente trabajo de tesis, se parametrizó sólo para una condición típica de operación. En la Tabla 4.7 se presentan las variables de operación para la cual se realizó la parametrización.

Tabla 4.7 - Condición de Operación de Operación para cual es Válida la Parametrización.

VARIABLE DE OPERACIÓN	VALOR
<i>N° Baterías Operativas</i>	2 [-]
<i>N° Hidrociclones Operativos</i>	13 [-]
<i>Presión Hidrociclones</i>	19 [Psi]
<i>N° Molinos Operativos</i>	2 [-]
<i>Potencia por cada Molino</i>	1010 [kW]
<i>Flujo de Mineral en la Alimentación</i>	687,7 [ton/h]
<i>Densidad Mineral</i>	3 [ton/m ³]

Una vez ingresada la información solicitada por el programa *Moly-Cop Tools*, se obtienen los parámetros de molienda y clasificación. En la Tabla 4.8 se presentan los resultados.

Tabla 4.8 - Parámetros Modelación Circuito Remolienda-Clasificación

MODELO CLASIFICACIÓN		MODELO REMOLIENDA	
a_1	5,90	α_0	0,001
a_2	5,028	α_1	1,33
a_3	27,13	α_2	2,50
a_4	0,985	α_3	7,60
λ	1,300	d_{c_1}	50.000
B_{pf}	0,246	d_{c_2}	81
B_{pc}	0,070	β_0	0,50
d_{50_c}	49,4	β_{01}	0,60

m	3,977	β_1	0,09
		β_2	1,00

4.5.2 Parametrización Circuito de Columnas de Flotación

❖ Análisis de Grados de Libertad

Con el objeto de determinar si el balance de materia del sistema tiene suficientes variables especificadas para ser resuelto, se efectuará un análisis de grados de libertad en la etapa de flotación columnar. En el diagrama presentado en la Figura 4.21 se definen todas las variables involucradas en la operación de una columna de flotación.

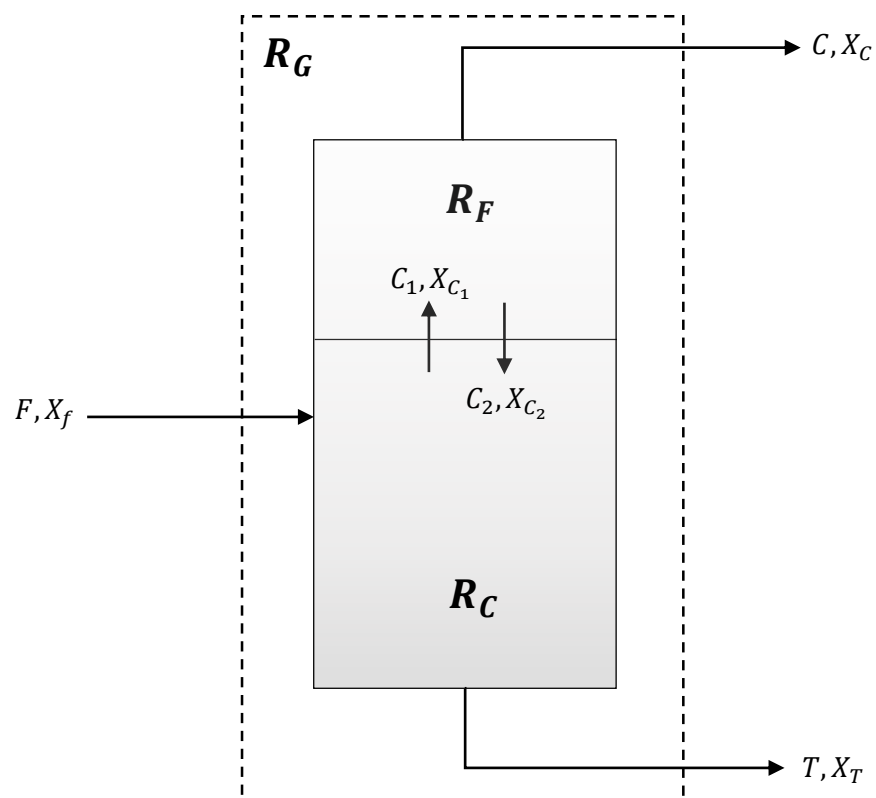


Figura 4.22 - Diagrama de Flujo de una Columna de Flotación.

A continuación se presenta el desarrollo del análisis de grados de libertad del sistema.

❖ Variables del Sistema: 13

$$C_1, X_{C_1}, C_2, X_{C_2}, C, X_C, F, X_F, T, X_T, R_G, R_F \text{ y } R_C$$

❖ Variables especificadas: 2

$$F, X_F$$

❖ Ecuaciones: 7

$$C_1 = C_2 + C \quad (4.40)$$

$$F = T + C \quad (4.41)$$

$$C_1 \cdot X_{C_1} = C_2 \cdot X_{C_2} + C \cdot X_C \quad (4.42)$$

$$F \cdot X_F = T \cdot X_T + C \cdot X_C \quad (4.43)$$

$$R_G = \frac{C \cdot X_C}{F \cdot X_F} \quad (4.44)$$

$$R_F = \frac{C \cdot X_C}{C_1 \cdot X_{C_1}} \quad (4.45)$$

$$R_C = \frac{C_1 \cdot X_{C_1}}{(F \cdot X_F + C_2 \cdot X_{C_2})} \quad (4.46)$$

❖ Grados de Libertad: 4

$$T, X_T \text{ y } C_1, X_{C_1} \text{ ó } C_2, X_{C_2}$$

Cuatro son las variables que deben especificarse para que el sistema quede totalmente determinado. En efecto, para conocer la recuperación global se deben especificar el flujo y la ley de relave de las columnas; por otro lado, para conocer la recuperación de la zona de colección y de la zona de espuma, se deben especificar el flujo y la ley del concentrado neto ascendente C_1 o el flujo y la ley del concentrado neto descendente C_2 . Considerando que esta información no se encuentra disponible en planta, la parametrización se deberá efectuar sólo en función a la ley del concentrado final.

❖ **Parametrización**

La parametrización de los modelos se efectuó en función a cuatro especies mineralógicas: calcopirita, calcosina, pirita y ganga. Cada especie mineralógica posee una cinética característica, la cual depende a su vez de tres parámetros cinéticos: un parámetro relacionado a la recuperación máxima de la zona de colección, otro relacionado a la recuperación máxima en la zona de espuma, y por último, uno asociado a la constante cinética máxima en la zona de colección.

Sin embargo, debido a la falta de información respecto a la cinética en las columnas de flotación, es conveniente establecer el siguiente alcance: todos los parámetros cinéticos que están asociados a las especies mineralógicas calcosina, pirita y ganga están en función lineal a los parámetros relacionados a la calcopirita. Esta consideración se realizó con el objeto de disminuir la cantidad de parámetros a ajustar. En las Ecuaciones 4.47, 4.48 y 4.49 se pueden observar estas consideraciones.

$$R_{r,j} = f_{r,j} \cdot R_{r,1} \quad j = 1,2,3,4 \quad (4.47)$$

$$R_{Fr,j} = f_{Fr,j} \cdot R_{Fr,1} \quad j = 1,2,3,4 \quad (4.48)$$

$$k_{r,j} = f_{k,j} \cdot k_{r,1} \quad j = 1,2,3,4 \quad (4.49)$$

Donde $f_{r,j}$, $f_{Fr,j}$, $f_{k,j}$, que dependen de la especie mineralógica j (1: calcopirita, 2: calcosina, 3: pirita, 4: ganga), son respectivamente las funciones lineales de la recuperación máxima en la zona de colección, de la recuperación máxima en la zona de espuma y de la constante cinética máxima.

En la Tabla 4.9 se muestran las distribuciones $f_{r,j}$, $f_{Fr,j}$, $f_{k,j}$, las cuales se obtuvieron a partir de datos extraídos de trabajos de investigaciones anteriores (Cortes, 2016; Pino, 2012; Yianatos et al., 2005).

Tabla 4.9 - Distribuciones Lineales por Parámetros Cinéticos y Especies Mineralógicas.

ESPECIE MINERALÓGICA	f_r	f_k	f_{Fr}
<i>Calcopirita</i>	1	1	1
<i>Calcosina</i>	1	1	1
<i>Pirita</i>	0,7	0,8	0,5
<i>Ganga</i>	0,3	0,7	0,3

Sin embargo, el ajuste de parámetros no se realizó solo en función a estas cuatro especies mineralógicas, sino también, al tipo de muestra mineralógica obtenida del yacimiento, las que se caracterizan por su ubicación, metalurgia, tipo de roca, tipo de redox y desempeño metalúrgico *rougher*. En la Tabla 4.10 se muestran los nueve tipos de muestras metalúrgicas presentes en la mina.

En Anexo D, se presenta un resumen de todos los tipos de muestras mineralógicas y sus características.

Tabla 4.10 - Tipos de Muestras Mineralógicas.

TIPO DE MUESTRA	DESEMPEÑO METALURGICO	FASE MINERALÓGICA
<i>A1</i>	>90%	Donoso
<i>B2</i>	90-85%	Infiernillo
<i>C1</i>	80-85%	Casino
<i>C2</i>	80-85%	Donoso
<i>C3</i>	80-85%	Infiernillo
<i>D1</i>	70-80%	Infiernillo y Casino
<i>D2</i>	70-80%	Infiernillo
<i>D3</i>	70-80%	Infiernillo
<i>E1</i>	<70%	Casino

Para efecto del ajuste, se utilizó la clasificación del tipo de mineral en función al desempeño metalúrgico *rougher*, puesto que integra otros factores tales como la cantidad de arcilla, silicatos u otros minerales presentes en la ganga del mineral. Esto es posible dado que la especie predominante de cobre, en este caso calcopirita, no presenta una gran variación, y también, dado que el porcentaje de ganga en el mineral es alto (superior a 45 [%] en promedio según lo establecido en la Sección 4.2.3). De esta manera, los nueve tipos de muestras mineralógicas se reagrupados en 4 grupos. En el Grupo 1 se encontrarán las muestras con desempeños mayores a 85%, en el Grupo 2 las muestras que posean un desempeño entre 85-80%, en el Grupo 3 las muestras que posean recuperaciones entre 80-70%, y en el Grupo 4 las muestras que tengan desempeño inferior a 70%. En la Tabla 4.11 se presenta la distribución de los tipos de muestras por grupos.

Tabla 4.11 - Tipos de Muestras Mineralógicas Alimentada a la Planta Las Tórtolas 2.

GRUPO	TIPO DE MUESTRA	DESEMPEÑO METALÚRGICO
1	A1, B2	>85%
2	C1,C2 y C3	85-80%
3	D1, D2 y D3	80-70%
4	E1	<70%

Es importante mencionar, además, que dado que a partir de este año la planta no se ha alimentado con muestras mineralógicas A1, B2 y E1, la parametrización se realizará solo para los Grupos 2 y 3.

Finalmente se optimizaron 3 parámetros por cada grupo (parámetros relacionados a la calcopirita, ya que los otros se encuentran en función lineal), a través de la técnica de mínimos cuadrados entre la ley de cobre real obtenida por laboratorio y la ley de cobre predicha por el simulador.

En la Tabla 4.12 se presenta los parámetros ajustados para el Grupo 2.

Tabla 4.12 - Parámetros Grupo 2.

ESPECIE MINERALÓGICA	R_r	k_r	R_{Fr}
<i>Calcopirita</i>	0,850	0,350	0,920
<i>Calcosina</i>	0,850	0,350	0,920
<i>Pirita</i>	0,595	0,280	0,460
<i>Ganga</i>	0,255	0,245	0,276

En la Tabla 4.13 se presenta los parámetros ajustados para el Grupo 3.

Tabla 4.13 - Parámetros Grupo 3.

ESPECIE MINERALÓGICA	R_r	k_r	R_{Fr}
<i>Calcopirita</i>	0,900	0,450	0,980
<i>Calcosina</i>	0,900	0,450	0,980
<i>Pirita</i>	0,630	0,360	0,490
<i>Ganga</i>	0,270	0,315	0,294

CAPÍTULO 5

Análisis del Error de Predicción

En el presente capítulo se determina la incertidumbre asociada a la predicción del simulador, y sus principales fuentes de errores. Se verifica, también, la relevancia de alimentar el simulador con datos obtenidos de los analizadores en línea presentes en las principales corrientes del circuito.

5.1 Incertidumbre de la Predicción

Como se menciona en la Sección 4.5.2, los parámetros de ajuste dependen del tipo de muestra mineralógica alimentada, por este motivo, es de esperar que el error de predicción varíe dependiendo del tipo de mineral que se alimenta a la planta.

Para la familia de datos que considera tipos de muestras mineralógicas pertenecientes al Grupo 2, se verifica que el promedio del error de predicción de la ley del concentrado final es de 0,55 [%], con una desviación estándar de 1,45 [%]. Dentro de esta misma familia, existe un subconjunto de datos, el cual se caracteriza por considerar flujos de aire entre 900 - 1100 [m³/h], que propaga un error de predicción menor, donde el promedio y la desviación estándar del error de predicción de este subgrupo son, respectivamente, 0,2 [%] y 0,78 [%].

Por otro lado, para la familia de datos que considera tipos de muestras mineralógicas pertenecientes al Grupo 3, se verifica que el promedio del error de predicción de la ley del concentrado final es de 0,8 [%], con una desviación estándar de 1,70 [%]. En la **Figura 5.1** se observa la distribución del error de predicción del Grupo 2, del Grupo 3 y del subconjunto de datos del Grupo 2.

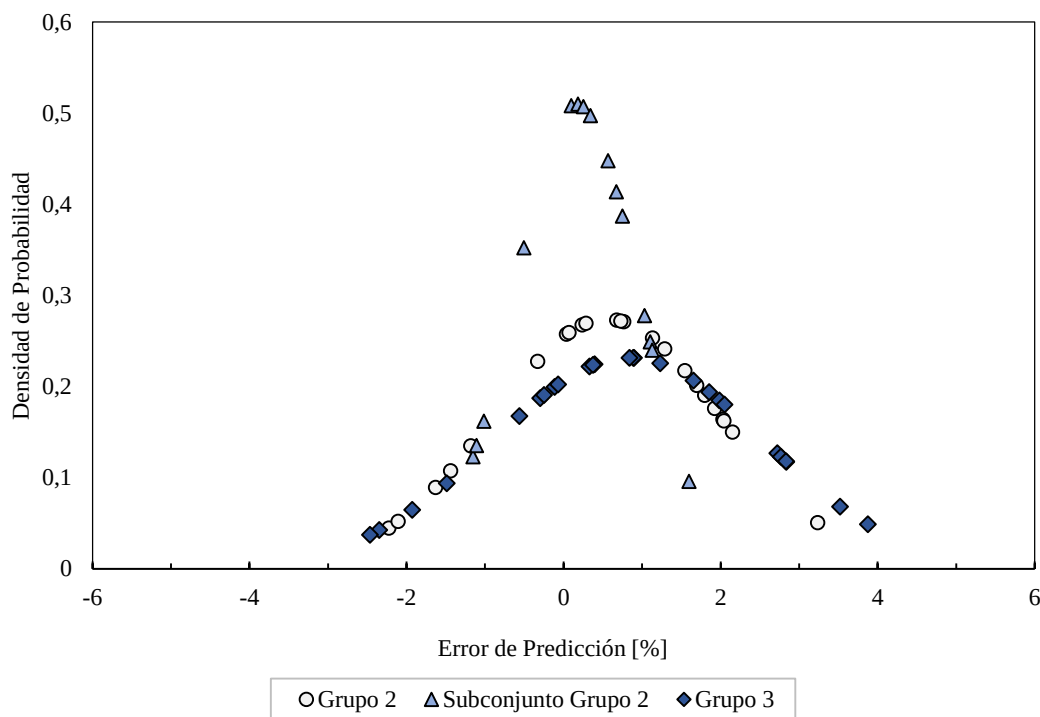


Figura 5.1 - Distribución del error de predicción por grupos y subgrupos.

Considerando que la incertidumbre de la predicción son 2 desviación estándar, la incertidumbre Grupo 2 es $\pm 2,90$ [%], del subconjunto del Grupo 2 es $\pm 1,56$ [%] y del Grupo 3 es $\pm 3,40$ [%].

5.2 Fuentes de Error

Los tipos de errores que comúnmente afectan la incertidumbre de la predicción del simulador son tres. A continuación se presenta una breve descripción de cada uno de ellos.

- ❖ **Errores de mediciones instrumentales y de estimaciones.** La incertidumbre de la predicción se ve considerablemente afectada por los errores de mediciones instrumentales y por las estimaciones efectuadas en los modelos.
- ❖ **Error debido a problemas operacionales.** El error de predicción del simulador se encuentra sujeto a problemas propios de la operación tales como la obstrucción del agua de lavado en las canaletas del sistema de distribución, ensanchamiento o bloqueo del orificio de las boquillas de los inyectores de aire en las columnas, etc.
- ❖ **Error producto al ajuste de parámetros de los modelos.** La incertidumbre de predicción también se ve afectada por los errores en el ajuste de parámetros. Considerando esto, es posible que exista más de una combinación de parámetros que emula la operación del circuito de columnas de flotación.

En la **Figura 5.2** se presenta un esquema de las principales fuentes de errores.

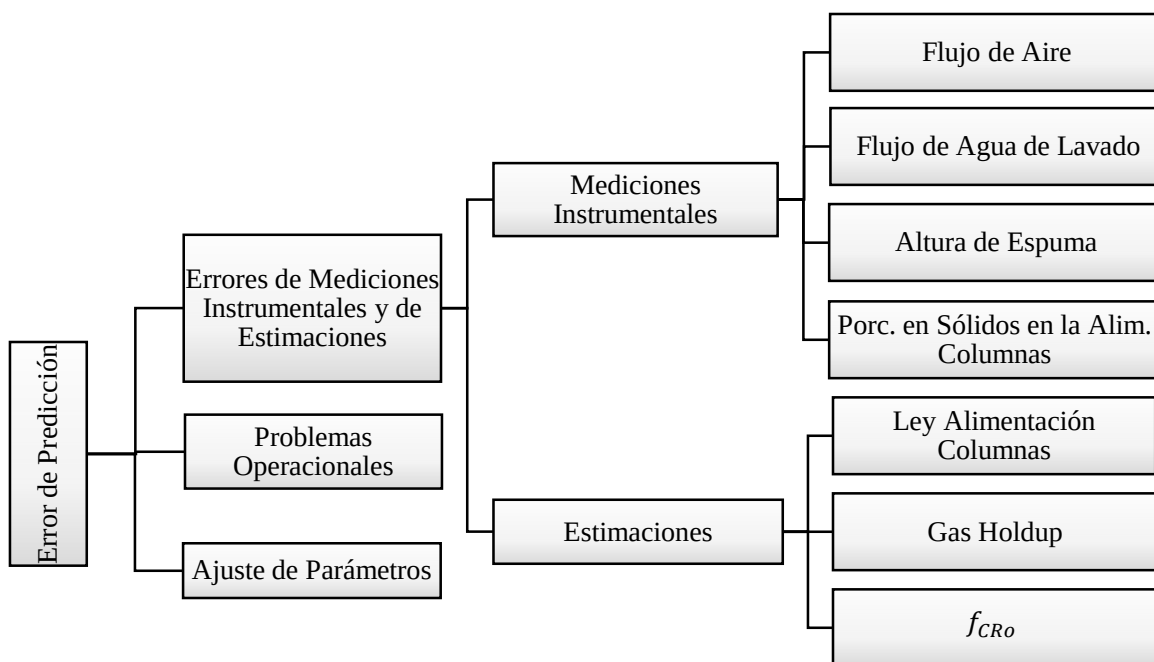


Figura 5.2 - Principales Fuentes de Errores de la Predicción

5.2.1 Error Producido por Mediciones Instrumentales

Los análisis se realizaron bajo tres consideraciones: primero, que el error de medición corresponde al ± 10 [%] del rango de operación de la variable medida; segundo, que la lectura de las variables operacionales es errónea; y tercero, que el ajuste de parámetros de los modelos simula perfectamente la operación de las columnas, tal que, la ley de cobre en el concentrado final predicha por el simulador es igual que la ley química obtenida por laboratorio. Este último alcance se realiza con el objeto de tener un punto de referencia que permita cuantificar el efecto de dicho error en la predicción.

❖ Altura de Espuma

El instrumento que mide la altura de espuma en la columna es un medidor diferencial de presión, más conocido como *DP Cell*. La calibración de este instrumento es vital para obtener mediciones confiables, puesto que con el paso del tiempo es probable que el nivel de referencia se encuentre desviado respecto a la referencia original, por lo que es factible que la lectura del medidor de nivel no indique precisamente la altura real de la interface.

Por otro lado, dado que la dispersión del agua de lavado no es homogénea en toda la superficie de la espuma, es razonable considerar que existirá hundimiento de la espuma en algunas zonas, por tanto, sería apropiado asumir que la medición de la altura de espuma se encuentra desviada un ± 10 [%]. Considerando esto último, y dado que el rango operacional de la altura de espuma está entre 80 a 120 [cm], la desviación máxima de la altura de espuma varía entre 8 a 12 [cm] respecto a la medición real. La Figura 5.3, muestra el efecto que tiene la desviación de medición de la altura de espuma, en la predicción de la ley de cobre en el concentrado final.

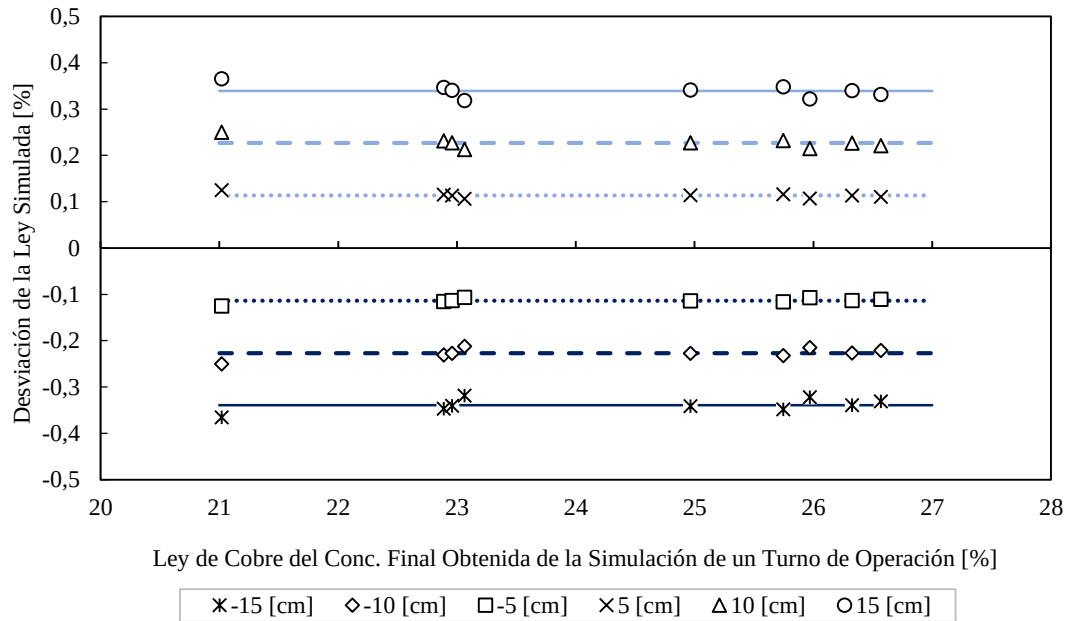


Figura 5.3 - Efecto del error de medición en la altura de espuma en la desviación de la predicción de la ley del concentrado final, en función a distintas leyes.

De la Figura 5.3 se desprende, además, que el efecto en la desviación de la ley del concentrado final, en términos de magnitud, es la misma, tanto cuando se sobreestima como cuando se subestima la medición.

❖ Flujo de Aire

El instrumento que mide el flujo de aire es un flujómetro tipo *vortex*. Dado que no existe información de contrastación o pruebas hidrometalúrgicas en el que se verifique el grado de desviación del flujo de aire medido respecto a la medición real, es razonable admitir una desviación de ± 10 [%] en la medición. En efecto, dado que el rango de variación de la medición está en torno a 800 y 1400 [m³/h], es considerable asumir una desviación del flujo de aire de alrededor de 80 a 140 [m³/h]. En la Figura 5.4, se muestra el efecto del error en la medición del flujo de aire en la predicción de la ley de cobre en el concentrado final.

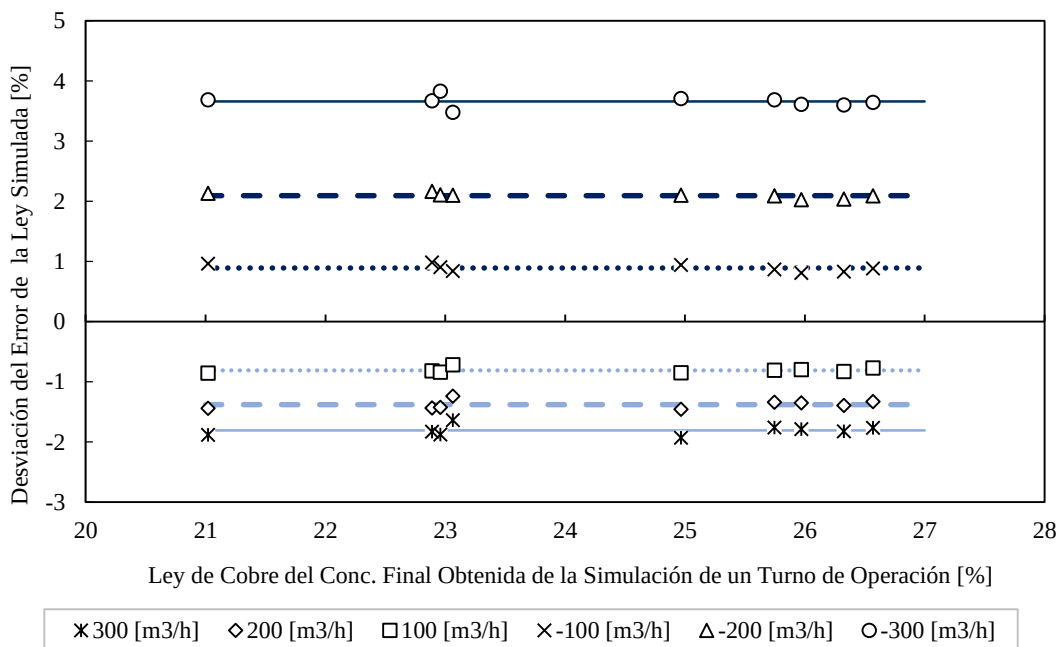


Figura 5.4 - Efecto del error de medición del flujo de aire en la desviación de la predicción de la ley del concentrado final, en función a distintas leyes.

Tal como se muestra en la Figura 5.4, el efecto en la desviación de la ley del concentrado final es mayor cuando se sobreestima la medición del flujo del aire, ya que al considerar una mayor distribución de aire en las columnas, se está asumiendo también, una mayor distribución de tamaño de burbuja, lo que produce, en efecto, una disminución en la eficiencia en la zona de colección de partículas, principalmente en la colección de partículas de tamaño más fino.

❖ Flujo de agua de lavado

El instrumento que mide el flujo de agua de lavado es un flujómetro magnético. Al igual que en las demás variables, dado que no existe información de contrastación que permita verificar el grado de desviación de la medición del flujo de agua de lavado respecto a la medición real, es considerable admitir que la medición se encuentra desviada ± 10 [%]. Considerando que el rango de variación del agua de lavado está entre 10 a 50 [m³/h], es razonable admitir una desviación máxima entre 1 a 5 [m³/h]. En la Figura 5.5, se presenta la relación entre el error de medición del flujo de agua de lavado y la variación de la predicción de la ley del concentrado final.

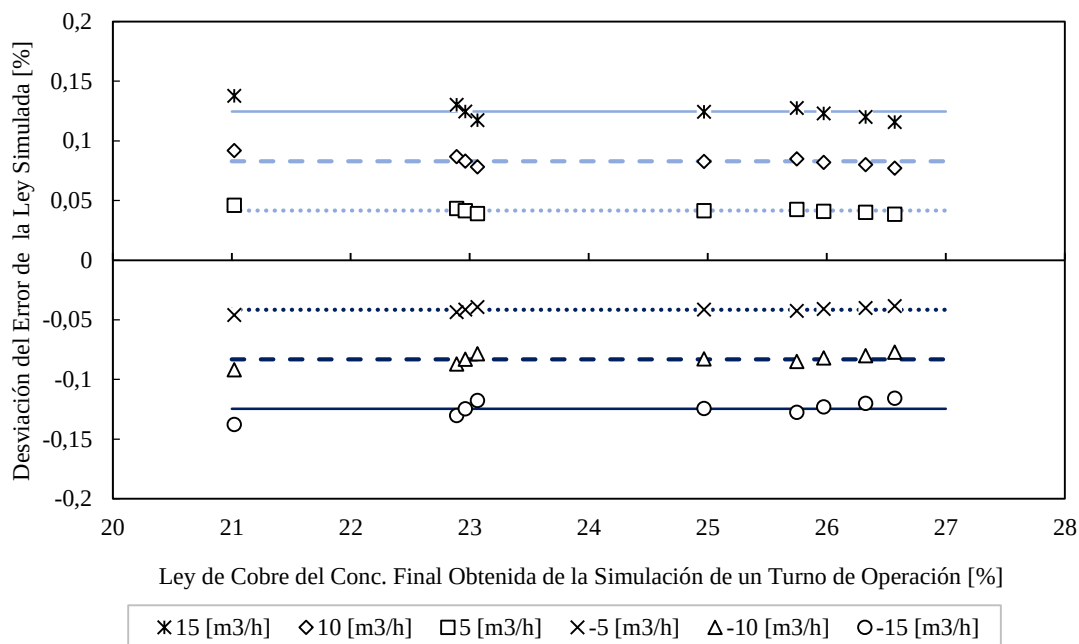


Figura 5.5 - Efecto del error de medición del flujo de agua de lavado en la desviación de la predicción de la ley del concentrado final, en función a distintas leyes.

Tal como se observa en Figura 5.5, para que la desviación de la medición del flujo de agua de lavado afecte de manera significativa a la desviación de la predicción de ley del concentrado final, es necesario que el flujo de agua de lavado se encuentre sobrestimado en más de 15 [m³/h]. Esto es debido a que un mayor flujo de agua de lavado implicaría una condición de mezclado en la espuma que es mayor a la real, lo que podría desencadenar, en consecuencia, una ley del concentrado final bastante menor a la que realmente tiene el concentrado. Por esta razón, la sensibilidad del flujo del agua de lavado es muy baja en comparación a variables como el flujo de aire.

❖ Porcentaje en Sólidos en la Alimentación a las Columnas

El porcentaje en sólidos en la alimentación de las columnas, depende directamente del medidor de flujo se encuentra en el cajón de alimentación a las columnas. Como el error de la medición se encuentra asociada a la *performance* del medidor, en este caso, a un flujómetro tipo magnético, es razonable admitir que el error instrumental permisible de ± 10 [%]. En tal caso, dado que el rango de variación de la medición está entre 21 a 27 [%], es factible asumir una desviación en la

medición entre 2,1 a 2,7 [%]. En la Figura 5.6 se presenta el efecto de la desviación de la medición en la predicción de la ley de cobre en el concentrado final.

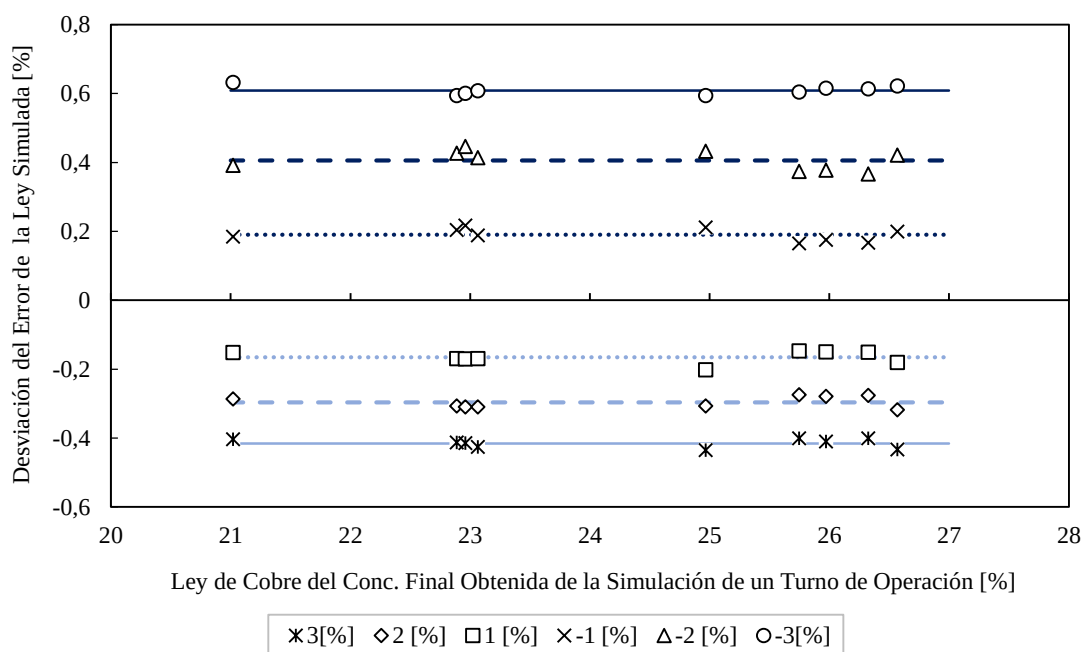


Figura 5.6 - Efecto del error de medición del porcentaje de sólidos en la desviación de la predicción de la ley del concentrado final, en función a distintas leyes.

De la Figura 5.6, se observa que el efecto en la desviación de la predicción es mayor que cuando se sobreestima la medición. Si la medición del porcentaje de sólidos en la alimentación a las columnas es mayor al valor real, se está asumiendo un mayor tiempo de residencia en la colección de las partículas, y en efecto, una ley de concentrado final menor a la real.

5.2.2 Error Producido por Estimaciones

En esta sección se analizará el grado de desviación de la predicción, al considerar estimaciones en la ley de alimentación columnas, gas *holdup* y en la relación de las fracciones en peso de la calcosina y la calcopirita en el concentrado *rougher*.

❖ Ley de Alimentación Columnas

Dada la consideración efectuada en Sección 4.2.3 del Capítulo 4, en la cual se establece que la desviación máxima admisible de la ley de alimentación a las columnas es $\pm 0,35$ [%], respecto a

la ley del concentrado *rougher*, en la Figura 5.7 se presenta el efecto de la desviación de la estimación de la ley de alimentación columnas en la predicción de la ley de cobre en el concentrado final.

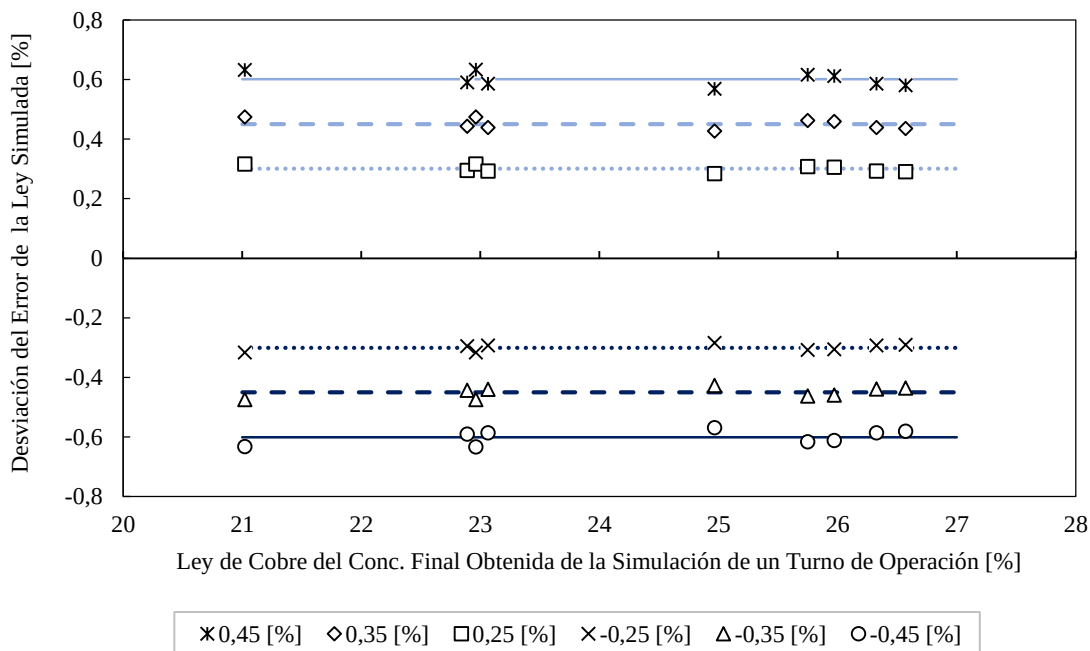


Figura 5.7 - Efecto del error de estimación en la ley de alimentación Columnas en la desviación de la predicción de la ley del concentrado final, en función a distintas leyes.

De la Figura 5.7 se observa que el efecto en la desviación de la ley del concentrado final, en términos de magnitud, es la misma, tanto cuando se sobreestima como cuando se subestima la medición.

❖ Gas Holdup

Dado que el gas *holdup* se estima a partir de una relación lineal obtenida de la operación de las columnas de la planta Las Tórtolas 1, puesto que no existen mediciones de gas *holdup*, ni tampoco de otros parámetros hidrodinámicos en las columnas de la planta Las Tórtolas 2, es admisible considerar la existencia de una desviación en esta estimación de ± 10 [%]. Considerando que el rango de variación del holdup en una columnas de flotación se encuentra entre 15 a 20 [%], es razonable admitir una desviación máxima entre 1,5 a 2 [%].

En la Figura 5.8 se verifica el efecto de la desviación en la estimación del gas *holdup* en la predicción de la ley de cobre en el concentrado final.

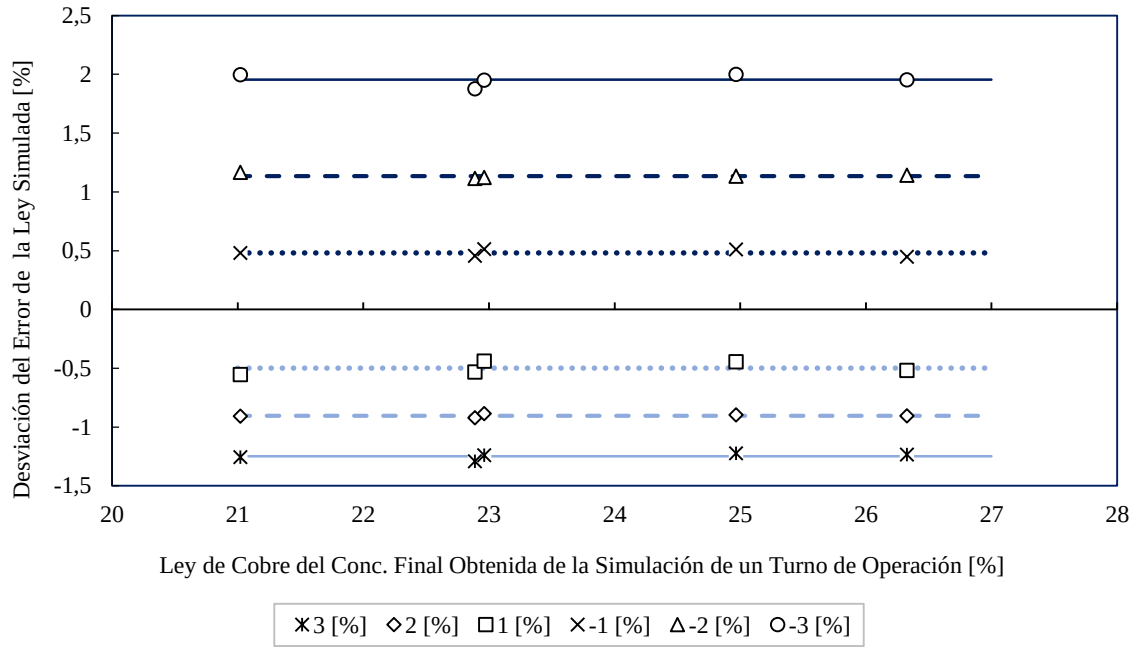


Figura 5.8 - Efecto del error de estimación del gas *holdup* en la desviación de la predicción de la ley del concentrado final, en función a distintas leyes simuladas.

De la Figura 5.8 se desprende, al igual que el flujo de aire, que el efecto en la desviación de la ley del concentrado final es mayor cuando se sobreestima la medición del gas *holdup*.

❖ Fracción en peso de las especies mineralógicas en el Concentrado Rougher - f_{CRo}

A partir de pruebas mineralógicas realizadas al flujo de concentrado *rougher*, fue posible determinar una relación entre las fracciones en peso de las especies calcosina y calcopirita. Basándose en la consideración realizada en la Sección 4.2.3 del Capítulo 4, y dado que el valor f_{CRo} máximo y mínimo es, respectivamente, 0,22 y 0,17, es factible asumir una desviación máxima de $\pm 0,05$. En la Figura 5.9, se verifica el efecto de la desviación de la estimación del factor f_{CRo} en la predicción de la ley de cobre en el concentrado final.

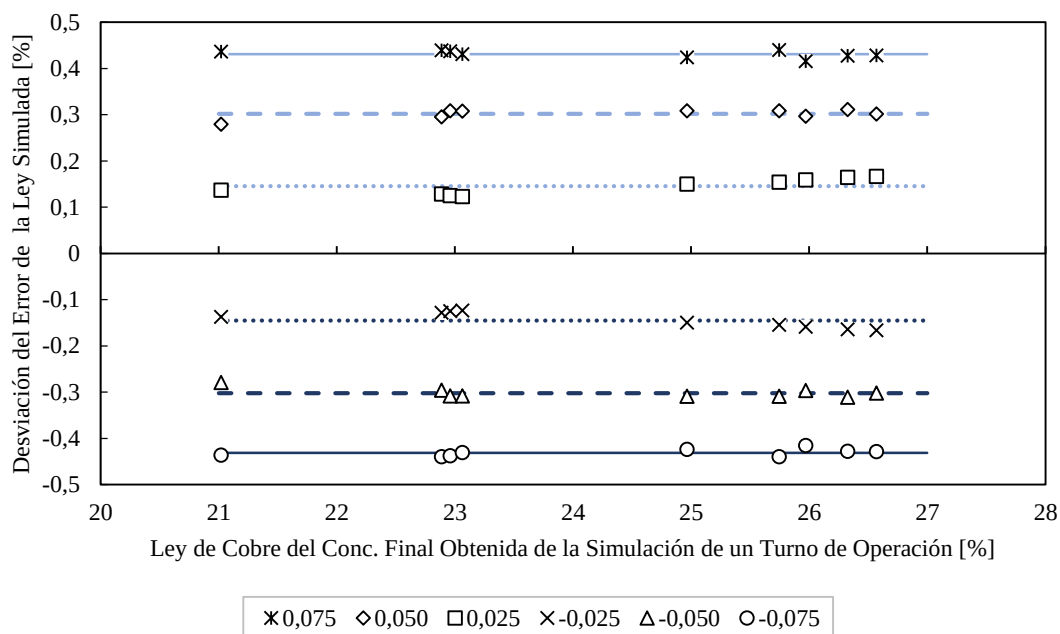


Figura 5.9 - Efecto del error de estimación de f_{CRO} en la desviación de la predicción de la ley del concentrado final, en función a distintas leyes.

De la Figura 5.9 se desprende, que el efecto de la desviación de la estimación del factor f_{CRO} , en términos de magnitud, es la misma, tanto cuando se sobreestima como cuando se subestima la medición.

5.2.3 Error Producido por Problemas Operacionales

La mayoría de las veces, el error producido por problemas operacionales en las columnas de flotación, no puede ser cuantificable puesto que la modelación fenomenológica supone que los equipos trabajan bajo condiciones normales de operación. Por esta razón, para efectos de esta tesis, sólo se podrá asumir la existencia de un error, no determinado, asociado a estos efectos. A continuación se describirán los principales problemas operacionales observados en las columnas de flotación de la planta Las Tórtolas 2.

❖ Sistema de Distribución de Agua de Lavado

Como se ha mencionado, los efectos producidos por la mala calidad del agua de procesos (“agua dura”, formada principalmente por sales y minerales que obstaculizan el paso por las canaletas) genera, en primer lugar, la saturación de la válvula de control, lo cual produce un caudal de agua

bajo, y por lo tanto, un control inestable e irregular. A su vez, un caudal de agua de lavado bajo produce el efecto de un “bias negativo”, lo que finalmente se traduce en una disminución de la ley del concentrado. Por último, una distribución de agua de lavado poco pareja e irregular produce hundimiento de la espuma, y por lo tanto lecturas erróneas de la altura de espuma.

❖ Sistema de Inyección de Aire

El principal problema de operación del sistema de inyección de aire es causado por el desgaste de las boquillas de los inyectoros de aire o *slamjets*. El deterioro de las boquillas provoca un aumento en la distribución de tamaño de burbujas que se traduce en una reducción de la eficiencia en la zona de colección de partículas, principalmente de tamaño más fino.

5.2.4 Error Producido por el Ajuste de Parámetros

Dadas las consideraciones efectuadas en la parametrización como por ejemplo considerar cuatro tipos de especies mineralógicas, establecer que los parámetros cinéticos asociados a las especies calcosina, pirita y ganga están en función lineal a los parámetros relacionados a la calcopirita por no contar con información suficiente referente a la cinética de las columnas, o parametrizar en función a la ley y no a la recuperación de las columnas debido a la falta de información del flujo y ley de relaves en las columnas, es admisible considerar un error, no menor, relacionado a estas estimaciones. Sin embargo, al igual que el error producido por problemas operacionales, para efectos de esta tesis, sólo se podrá asumir la existencia de un error no determinado, asociado a estas consideraciones.

5.2.5 Análisis Final de la Incertidumbre de la Predicción

Para efecto de este trabajo de tesis, la incertidumbre de la predicción considerará sólo los errores de mediciones instrumentales y estimaciones, puesto que no es posible cuantificar los errores relacionados a los problemas operacionales y al ajuste de parámetros. No se considera, en el cálculo de la incertidumbre, el error de medición del flujo de lavado puesto que afecta mínimamente al error de predicción, en comparación a las demás variables. En la Tabla 5.1 se presenta un resumen de las desviaciones admisibles para cada variable de operación.

Tabla 5.1 - Rango de error admisible por variable medida y estimada.

VARIABLE DE OPERACIÓN	DESVIACIÓN MÁXIMA ADMISIBLE	VARIACIÓN LEY DE CONCENTRADO FINAL
<i>Altura de Espuma</i>	± 12 [cm]	$\pm 0,23$ [%]
<i>Flujo de Aire</i>	± 140 [m ³ /h]	$\mp 0,90$ [%]
<i>% Sólido Alimentación Columnas</i>	$\pm 2,7$ [%]	$\mp 0,61$ [%]
<i>Ley Alimentación Columnas</i>	$\pm 0,35$ [%]	$\pm 0,45$ [%]
<i>Gas Holdup</i>	± 2 [%]	$\mp 1,10$ [%]
<i>Factor f_{CRO}</i>	$\pm 0,05$ [-]	$\pm 0,30$ [%]

Ponderando todos los errores procedentes de la altura de espuma, flujo de aire, porcentaje de sólidos en la alimentación, ley de la alimentación columnas, gas holdup y factor f_{CRO} se establece que la incertidumbre de las mediciones instrumentales y de estimaciones es de $\pm 1,65$ [%]. En el Anexo E se muestra más en detalle el procedimiento utilizado en la ponderación de este error.

En consecuencia, solamente el subconjunto del Grupo 2 considera una incertidumbre menor a $\pm 1,65$ [%]. Considerando esta situación, en caso que el error de predicción del turno de operación simulado sea mayor a $\pm 1,65$ [%], se deberá efectuar un ajuste a la velocidad superficial del gas o al parámetro cinético relacionado a la recuperación máxima de la pirita, el cual se verá con más detalle en la **Sección 5.3**.

5.3 Disminución de la Desviación del Error de la Ley del Concentrado Final

La posibilidad de disminuir el error en la predicción es fundamental para darle una buena aplicación al simulador. Por esta razón, cuando el error de predicción es superior a $1,65$ [%], se efectuará un ajuste en función al flujo de aire o al parámetro cinético de recuperación máxima de la pirita. En la siguiente sección, se describirán dos formas posibles para atenuar el error de predicción.

❖ Variación del Flujo de Aire.

El flujo de aire, y por lo tanto, también el gas *holdup*, son las variables de operación que afectan más significativamente la ley del concentrado final y la recuperación en las columnas. Por esta razón, se consideró modificar esta variable con el propósito de disminuir el error de predicción del simulador. El flujo de aire puede presentar una desviación máxima de ± 140 [m³/h], mientras que el *holdup* de aire presenta una variación ± 2 [%]. En vista que la variación del gas *holdup* depende, también, de otras variables tales como el tamaño de burbuja, el flujo y las características de la pulpa, es que el ajuste se efectuará en función al flujo de aire.

Para esto, en primer lugar se debe simular el turno de operación a distintos flujos de aire. Se varía cada 20 [m³/h], dentro de un rango comprendido entre +140 [m³/h] a los -140 [m³/h] y se escoge el flujo de aire que resulte con el menor error de predicción. Esta alternativa de mitigación es válida sí solo si, el error de predicción se encuentra entre 1,65 [%] y 2 [%], puesto que si el error es mayor a este rango, el flujo de aire se tendría que ajustar sobre los 140 [m³/h] para disminuir el error de predicción del simulador a $\pm 1,65$ [%].

❖ Variación del Parámetro Cinético Relacionado a la Recuperación Máxima de la Zona de Colección de la Pirita

Otra alternativa con el objeto de disminuir el error de predicción del simulador, consiste en modificar las funciones lineales propuestas en la parametrización de los modelos. Como se mencionó en la Sección 4.5, los parámetros relacionados a la cinética de las especies mineralógicas calcosina, pirita y ganga, se encuentran en función lineal a los parámetros relacionados a la cinética de la calcopirita. Por esta razón, en esta sección, se verificará el efecto, en el error de predicción del simulador, de variar en $\pm 0,10$ las funciones lineales asociados a los parámetros cinéticos de las especies mineralógicas calcosina, pirita y ganga.

En las Figuras 5.10.b, 5.10.c y 5.12.c, se verifica que al modificar las funciones lineales de los parámetros cinéticos relacionados a la recuperación máxima en la zona de espuma de la calcosina, a la constante cinética máxima en la calcosina, y a la constante cinética máxima de la ganga, respectivamente, la predicción no se ve afectada en gran medida. Por otro lado, de las Figuras 5.11a, 5.11.b y 5.11.c, se desprende que las funciones lineales de los parámetros relacionados a la cinética de la pirita son los que mayormente afectan la predicción de la ley del concentrado final. De forma similar ocurre con los parámetros cinéticos relacionados a la recuperación máxima en la zona de colección de la calcosina, la recuperación máxima en la zona

de colección de la ganga y la recuperación máxima en la zona de espuma de la ganga, tal como se muestran en las Figuras 5.10.a, 5.12.a y 5.12.b, respectivamente.

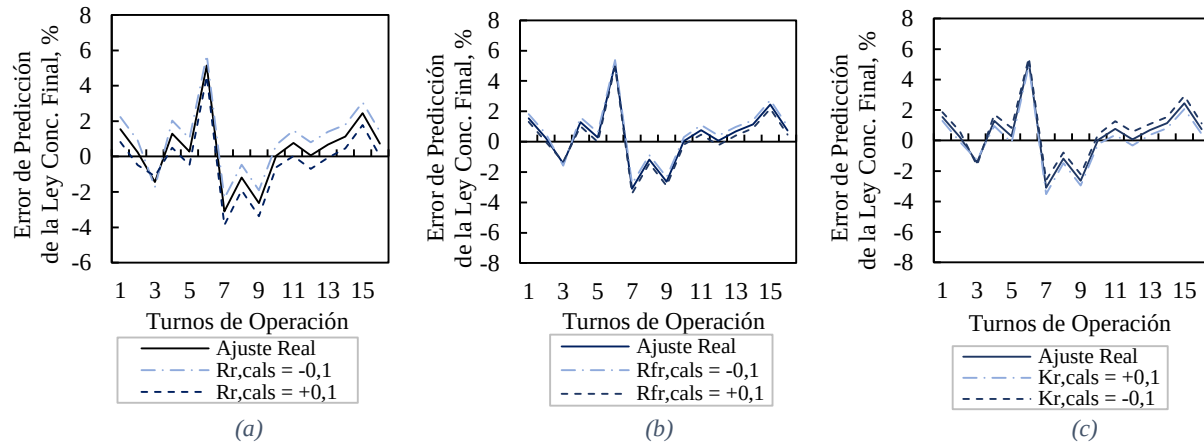


Figura 5.10 - Efecto en el error de predicción al variar los parámetros cinéticos en la calcosina: (a) Rec. Máxima de la zona de colección; (b) Rec. Máxima de la zona de espuma; (c) Cte. Cinética Máxima.

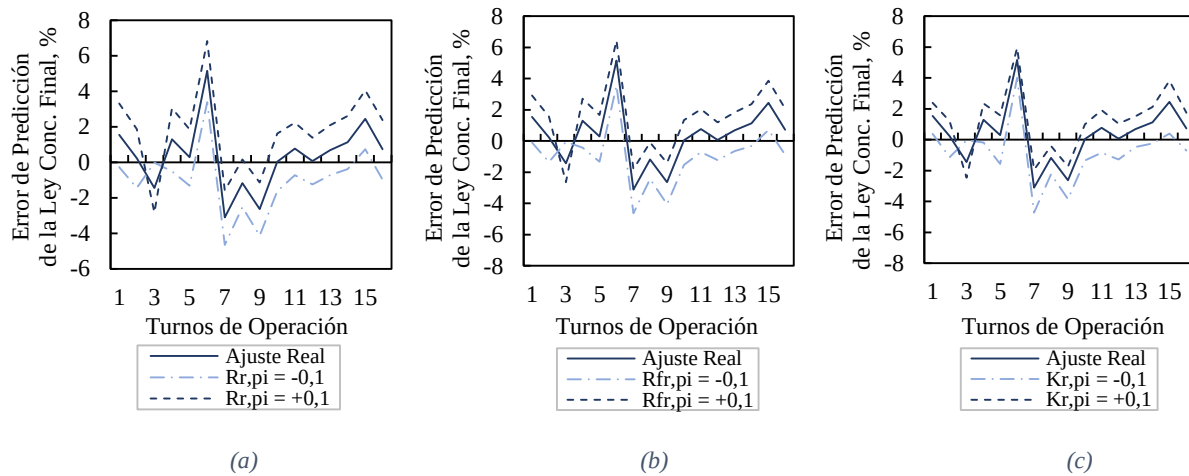


Figura 5.11 - Efecto en el error de predicción al variar los parámetros cinéticos en la pirita: (a) Rec. Máxima de la zona de colección; (b) Rec. Máxima de la zona de espuma; (c) Cte. Cinética Máxima.

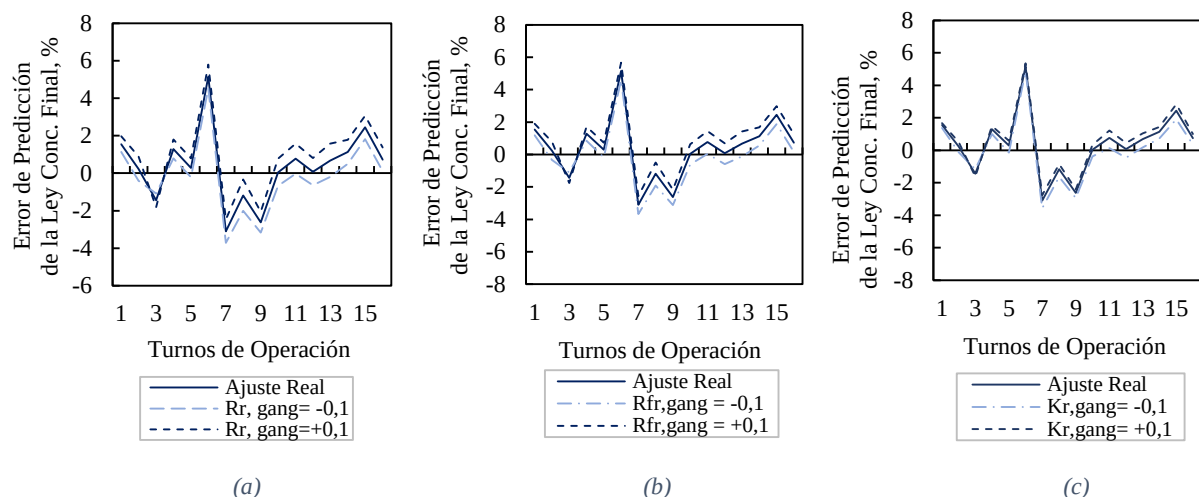


Figura 5.12 - Efecto en el error de predicción al variar los parámetros cinéticos en la ganga: (a) Rec. Máxima de la zona de colección; (b) Rec. Máxima de la zona de espuma; (c) Cte. Cinética Máxima.

La información obtenida de las gráficas presentadas permite estimar cualitativamente cuales son las funciones lineales de los parámetros que afectan mayormente al error de predicción de la ley del concentrado final, sin embargo, es necesario realizar un análisis complementario, con la finalidad de conocer, pero ahora cualitativamente, cuáles de éstas son las que afectan más a la predicción del simulador. La Tabla 5.2 se muestra el promedio y la desviación estándar del error de predicción considerado en 16 turnos de operación.

Tabla 5.2 - Parámetros Cinéticos que Afectan Significativamente al Error de Predicción.

PARÁMETROS	$R_{r,2}$		$R_{r,3}$		$R_{fr,3}$		$k_{r,3}$		$R_{r,4}$		$R_{fr,4}$	
	+0,1	-0,1	+0,1	-0,1	+0,1	-0,1	+0,1	-0,1	+0,1	-0,1	+0,1	-0,1
Promedio	0,72	-0,69	-1,56	1,60	-1,28	1,52	-0,97	1,36	-0,66	0,64	-0,55	0,58
Desviación Estándar	0,05	0,05	0,13	0,16	0,08	0,12	0,11	0,16	0,12	0,13	0,10	0,11

Según lo observado en la Tabla 5.3 se vuelve a constatar que las funciones lineales de los parámetros relacionados a la cinética de la pirita, especialmente la relacionada a la recuperación máxima en la zona de colección, son las que influyen más significativamente en la predicción de la ley de concentrado final.

Con el objetivo de corroborar el efecto de estas dos variables en el error de predicción del simulador, se efectuó un análisis comparativo tal como se muestra en la Figura 5.13. Se analizaron los turnos de operación que obtuvieron errores de predicción mayores a $\pm 1,65$ [%]. En los casos 1, 2, 3 y 4 fue posible determinar que el error de predicción proviene del efecto de estas variables, sin embargo, en los casos 5 y 6, no se determinó ninguna razón que pudiera explicar estos errores, dado que las variables de operaciones (tales como la altura de espuma, agua de lavado, porcentaje de sólidos en la alimentación, etc.) no presentaron ningún cambio drástico, fuera de lo común, que pudiera explicar tales errores. De esta manera, es factible concluir la existencia de otro error, no menos importante, relacionado a variables no consideradas en la modelación (tales como tamaño de burbuja, distribución de tamaño de partícula por clases, entre otras), pueden interferir categóricamente en el error de predicción del simulador.

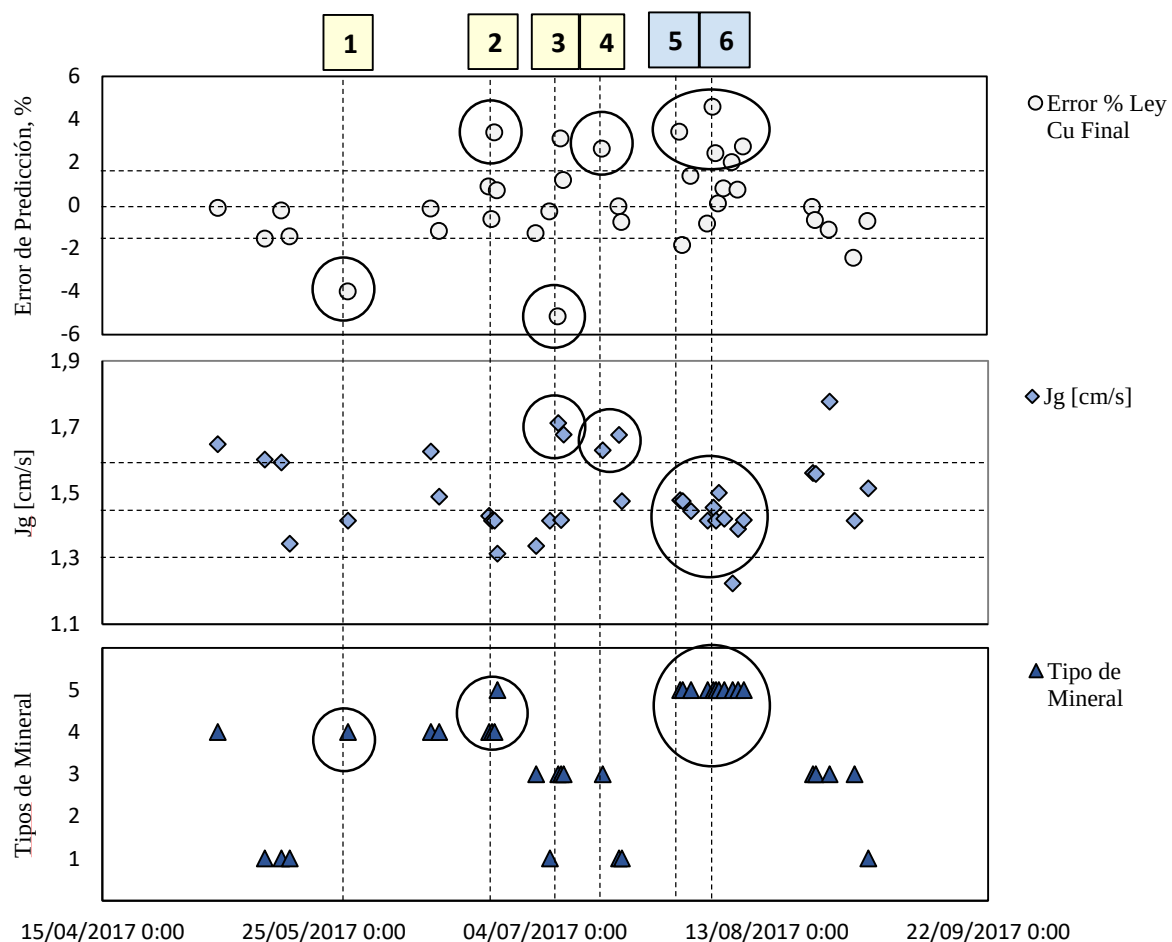


Figura 5.13 – Análisis Comparativo del Error de Predicción versus el Jg y el Tipo de Mineral Alimentado a la Planta.

5.4 Error de Medición en Analizadores en Línea

Tal como se mencionó en el Capítulo 3, específicamente en la Sección 3.4, debido al importante error instrumental que presentan los analizadores en línea (Amdel), se determinó que los datos de alimentación al simulador se deben obtener de análisis químicos. El principal problema de esta situación radica en que esta información demora alrededor de 12 horas en estar disponible en el *PI System*, es decir, todo un turno de operación. Por esta razón, el uso práctico del simulador se ve limitado, puesto que se imposibilita realizar una acción correctiva de la operación, en el momento.

En la Figura 5.13 se muestra que en la mayoría de los turnos, excepto cuando se efectúan las mantenciones semestrales de la planta, tal como ocurre a comienzos de febrero y julio del 2017, la ley del concentrado final obtenida de los analizadores casi siempre se encuentra subestimada en relación a la ley obtenida por análisis químico.

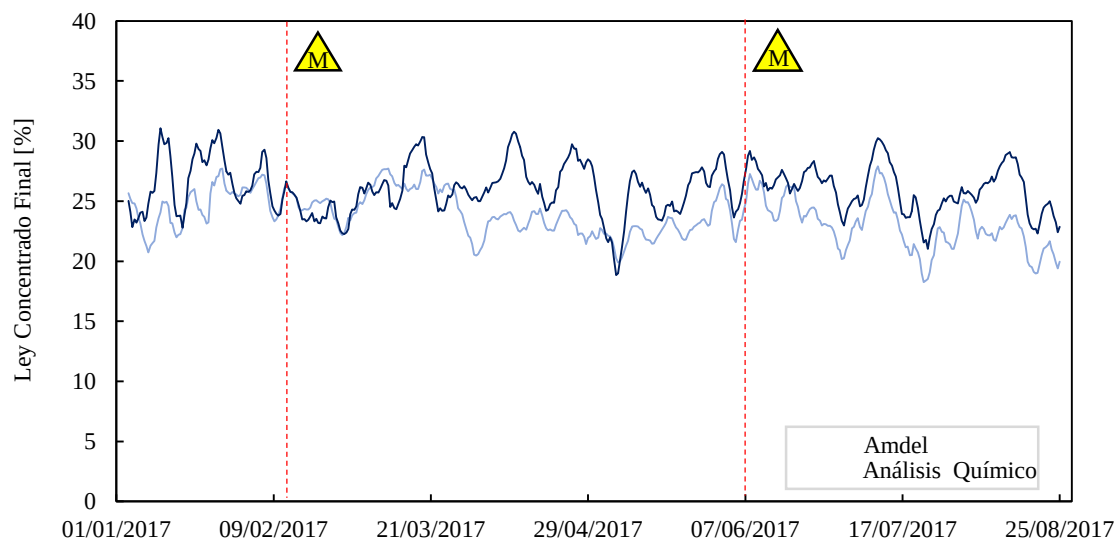


Figura 5.14 - Ley de Concentrado Final Obtenida de Mediciones de Amdel y de Análisis Químico.

Por otro lado, en la Figura 5.14, se muestra que el error de medición de los Amdel se encuentra subestimado en promedio 2,9 [%] con una desviación estándar de 2,2 [%].

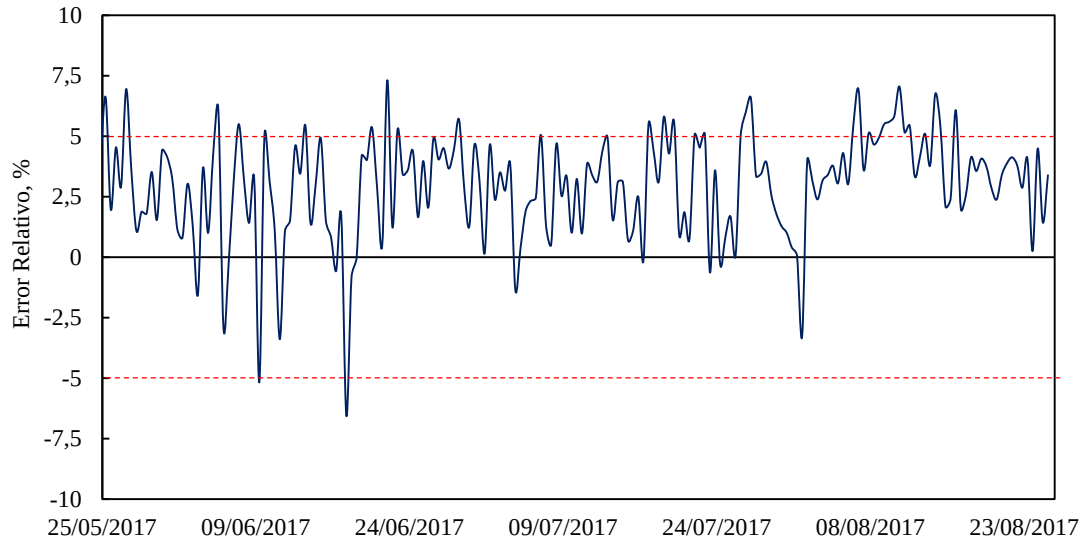


Figura 5.15 - Error de medición de los Analizadores en Línea.

La primera alternativa de solución para disminuir el error de los Amdel, consiste en mejorar el método de calibración del instrumento. La sensibilidad de medición del instrumento depende en gran medida de las consideraciones realizadas en la calibración del instrumento, por esta razón, es preciso, durante el periodo de calibración, efectuar los siguientes pasos:

1. Equipo y recursos necesarios para la calibración.
2. Toma de muestras.
3. Preparación de las muestras, filtrado y secado.
4. Ensayo químico de las muestras de calibración.
5. Entrada de los datos para el análisis con el programa de software RARP.
6. Ejecución de regresiones para encontrar las mejores ecuaciones de calibración.
7. Uso de la ecuación de calibración en línea.
8. Revisión de la exactitud y confiabilidad de la ecuación de calibración.

Las muestras que se destinan a la calibración deben cubrir el rango completo de las condiciones de operación de la planta, puesto que si se encuentra una nueva serie de condiciones, la precisión de la calibración fallará. Además, las muestras, deben ser recolectadas y analizadas con el máximo cuidado para evitar errores en la ecuación de calibración. Por lo general, para encontrar la mejor ecuación de calibración, el programa de regresión pasa por un ciclo a través de todas las combinaciones validas de ecuaciones basadas en los datos de la serie de muestras de calibración. Esta información es presentada al usuario quien puede comparar o escoger los términos de la

ecuación, basándose en la comparación del error RMS, coeficiente de correlación, error relativo y la cantidad de términos utilizados en la ecuación. En el caso de la planta de flotación las Tórtolas 2, el término fundamental para medir el concentrado de cobre es el $\text{CuK}\alpha$. También se deben considerar los efectos producidos por el tipo de mineral alimentado a la planta y por la condición de operación de la planta.

Una vez calibrado el sistema, se deben efectuar inspecciones diarias, semanales, mensuales y semestrales, con el objetivo de identificar fallas y desperfectos tales como: filtración del nitrógeno líquido por pérdida de vacío en la sonda analizadora, contaminación de la ventanilla de la sonda analizadora, acumulación de humedad en los circuitos electrónicos, cortadores de muestras y agitadores en mal estado, entre otras. En Anexo F se muestra con más detalle la configuración del Amdel.

Además de mejorar el error instrumental de los Amdel a través del ajuste del método de calibración del modelo (utilizando análisis de residuos, regresiones, etc.) y por medio de mantenimientos adecuados a la fuente de radiación, celda, y electrónica, entre otros, es posible usar la información disponible desde análisis químico para hacer correcciones en línea. Esto ayudaría a poder usar el simulador en línea en base a un punto de operación obtenido de información confiable. En caso que la frecuencia de la comparación sea insuficiente se deberá considerar otras formas más rápidas de comparación, quizás habilitando un medidor portátil de Amdel.

Por otro lado, dado que el ajuste se efectúa sólo en función a la ley del concentrado final y no en relación a la recuperación de las columnas, mejoraría sustancialmente la toma de decisiones si se dispone de la medición en línea de la ley del relave de las columnas. De esta forma se podría medir la recuperación del circuito de columnas de flotación.

CAPÍTULO 6

Análisis de Sensibilidad

En el presente capítulo se verifica el efecto que tiene modificar, en un rango de operación factible, las variables del circuito de columnas de flotación, tales como: la altura de espuma, flujo de aire, flujo de agua de lavado. También se analiza el efecto de cambiar la ley de alimentación columnas, el porcentaje de sólidos en la alimentación columnas y el número de columnas operativas, en la ley del concentrado final y en la recuperación.

6.1 Sensibilización de Variables

El análisis de sensibilidad se efectuó en función a cuatro turnos de operación. Los turnos escogidos para el análisis presentan condiciones de operación similares para poder efectuar las comparaciones respectivas. En las Tablas 6.1, 6.2 y 6.3 se presentan la condición de operación de cada uno de los turnos.

Tabla 6.1 - Variables de Alimentación Sensibilización por Turno.

VARIABLES DE ALIMENTACIÓN	Turno 1	Turno 2	Turno 3	Turno 4
<i>Porcentaje de Sólidos en la Alimentación, [%]</i>	21,2	20,7	22,3	24,2
<i>Número de Columnas Operativas, [-]</i>	4	4	4	4
<i>Ley Alim. Columnas, [%]</i>	6,0	6,0	7,7	11,2

Tabla 6.2 - Variables de Operación Sensibilización por Turno.

VARIABLES DE OPERACIÓN	Turno 1	Turno 2	Turno 3	Turno 4
<i>Altura de Espuma, [cm]</i>	100	100	100	100
<i>Flujo de Aire, [m³/h]</i>	1000	1030	990	1000
<i>Flujo de Agua de Lavado, [m³/h]</i>	30	38	33	40
<i>Gas Holdup, [%]</i>	17,5	17,8	17,5	17,5

Tabla 6.3 - Variables de Alimentación Sensibilización por Turno.

RESULTADOS METALÚRGICOS	Turno 1	Turno 2	Turno 3	Turno 4
<i>Ley de Concentrado Final, [%]</i>	21,0	22,9	25,0	26,3
<i>Recuperación Columnas, [%]</i>	57,7	54,3	52,5	54,1

6.1.1 Sensibilización de la Altura de Espuma

El análisis de sensibilidad consideró una variación de la altura de espuma de 60, 80, 100, 120 y 140 [cm]. A partir de los resultados que se presentan en las Figuras 6.1.a, 6.1.b, 6.1.c y 6.1.d. se observa que al aumentar la altura de espuma, aumenta, también, la selectividad de la flotación y con ello la ley de cobre. Esto es debido a que a mayor profundidad de espuma, es más probable eliminar el arrastre de partículas no flotables que son transportadas a la zona de espuma. Sin embargo, esta situación también tiene un efecto adverso, puesto que también puede considerar una pérdida de mineral valioso en el concentrado, que se traduce en una disminución de la recuperación.

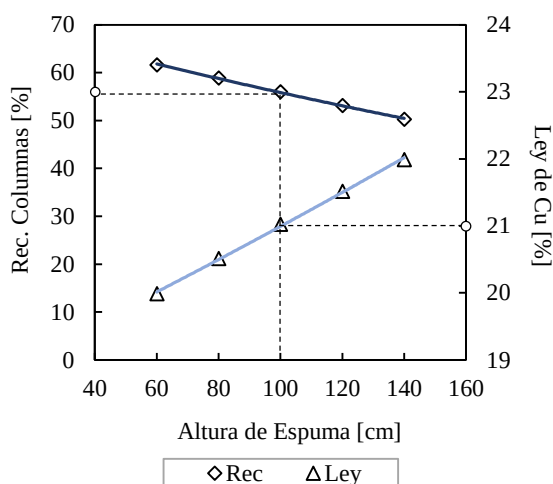


Figura 6.1.a - Sensibilización Altura de Espuma, Ley de Conc. Final 21 [%].

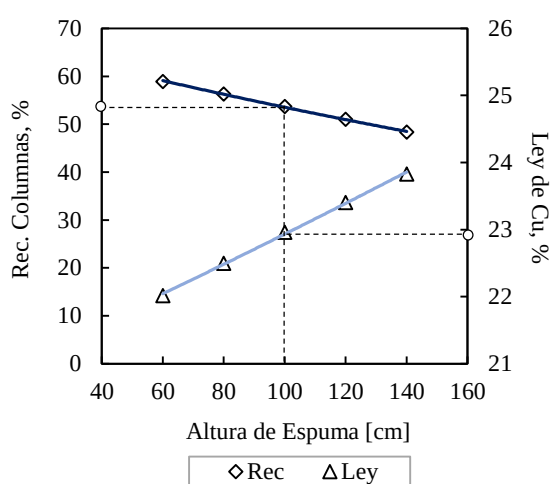


Figura 6.1.b - Sensibilización Altura de Espuma, Ley de Conc. Final 23 [%].

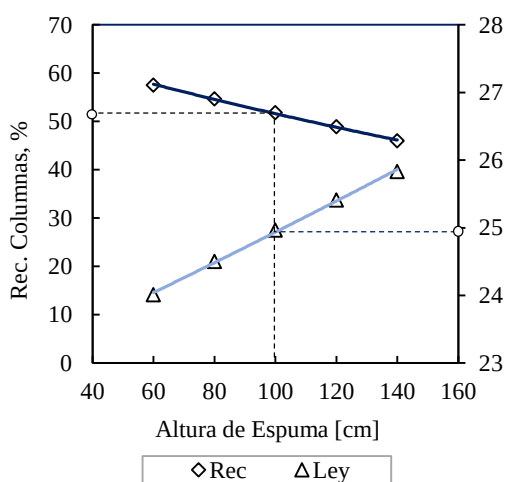


Figura 6.1.c - Sensibilización Altura de Espuma, Ley de Conc. Final 25 [%].

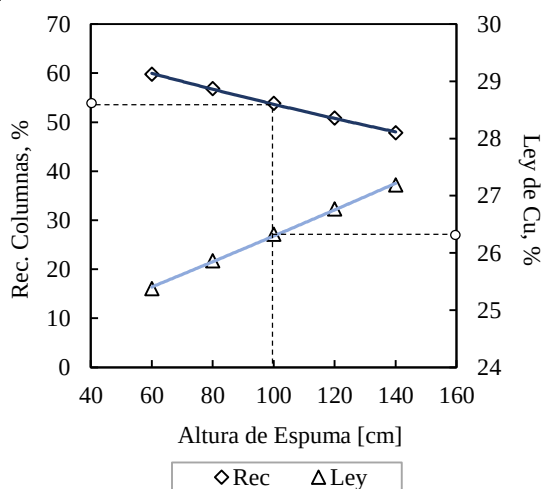


Figura 6.1.d - Sensibilización Altura de Espuma, Ley de Conc. Final 26,3 [%].

Además, se muestra que el efecto de modificar la altura de espuma produce una tasa de cambio no lineal en la ley del concentrado final y en la recuperación metalúrgica de las columnas, vale decir, si la altura de espuma aumenta de 80 a 100 [cm], la ley del concentrado final aumentaría alrededor de 0,5 [%], mientras que la recuperación disminuiría cerca de 3[%]; por otro lado, si la altura de espuma aumenta de 100 a 120 [cm], la ley final del concentrado aumentaría sólo 0,48 [%], y la recuperación disminuiría sólo en 2,8 [%].

Por otro lado, la tasa de cambio de la ley del concentrado final se ve fuertemente influenciada por el flujo de agua de lavado. Cuando el flujo de agua de lavado está por debajo de 50 [m³/h], la

tasa de cambio de la ley de concentrado final aumenta sólo en un 2 [%], al variar de 60 [cm] a 140 [cm] la altura de espuma. Por el contrario, si el flujo de agua de lavado está sobre los 100 [m³/h], considerando la misma variación en la altura de espuma, la ley del concentrado en las columnas aumentaría en alrededor de 3,5 [%].

Por esta razón, el efecto de modificar la altura de espuma, en base a las condiciones típicas de operación de la planta, no afecta en gran medida los resultados metalúrgicos de la operación.

6.1.2 Sensibilidad del Flujo de Aire

La sensibilización de esta variable se efectuó considerando distintos tipos de flujos: 800, 900, 1000, 1100 y 1200 [m³/h]. De los resultados que se presentan en las Figuras 6.2.a, 6.2.b, 6.2.c y 6.2.d se aprecia que al aumentar el flujo de aire, aumenta la carga de burbujas en la columna. Si aumenta la carga de burbujas se transportará una mayor cantidad de partículas a la zona de espuma, tanto de mineral valioso como de no valioso, por esta razón, existe una importante alza en la recuperación, y por el contrario, ocurre una drástica disminución de la ley del concentrado, ya que el concentrado se va contaminando cada vez más.

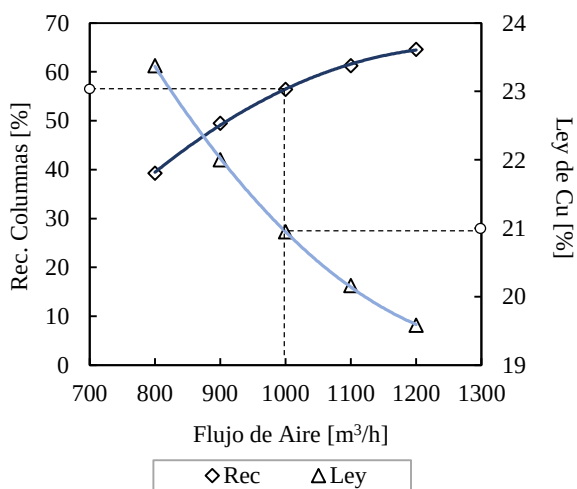


Figura 6.2.a - Sensibilización Flujo de Aire, turno 1.

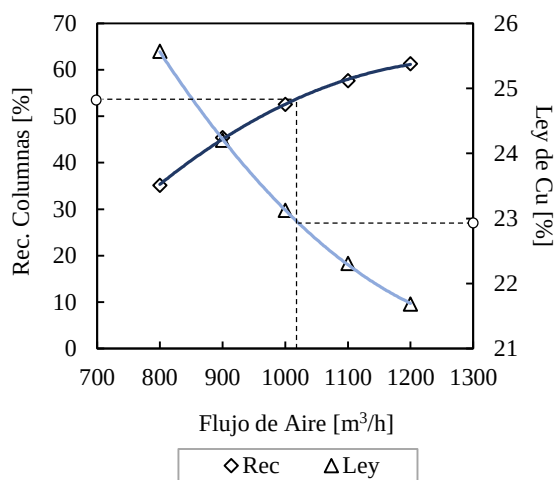


Figura 6.2.b - Sensibilización Flujo de Aire, turno 2.

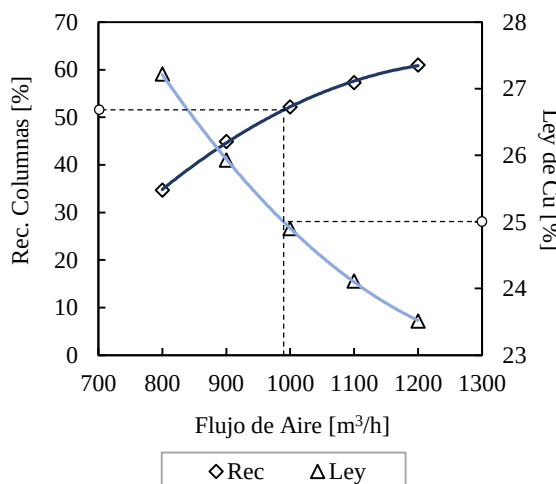


Figura 6.2.c - Sensibilización Flujo de Aire, turno 3.

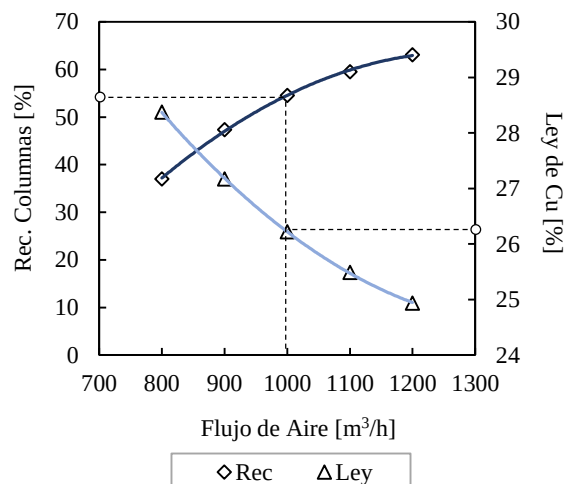


Figura 6.2.d - Sensibilización Flujo de Aire, turno 4.

Variar la tasa de flujo de aire, en la ley del concentrado final y recuperación metalúrgica de las columnas, obedece un comportamiento no lineal, vale decir, si el flujo de aire, en un turno cualquiera de operación, cambia de 800 a 900 [m³/h], la ley del concentrado final disminuiría en 1,4 [%] mientras que la recuperación experimentaría un aumento en torno a los 10 [%]; por otro lado, en el caso que el flujo de aire variará de 900 a 1000 [m³/h] la ley del concentrado final no disminuiría 1,4 [%], si no 1,1 [%], y la recuperación no aumentaría en 10 [%], sino en un 7 [%].

Dado lo anterior, se deduce, que el flujo de aire es una de las variables que afectan más significativamente los resultados metalúrgicos de la operación de las columnas.

6.1.3 Sensibilidad del Flujo de Agua de Lavado

El presente análisis de sensibilidad consideró una variación del flujo de agua de lavado de 10, 30, 50, 70 y 90 [m³/h]. De los resultados que se presentan en las Figuras 6.3.a, 6.3.b, 6.3.c y 6.3.d se observa que al aumentar el flujo de agua de lavado, aumenta la ley del concentrado final debido a que el agua limpia la espuma y evita el arrastre de material no valioso que ha sido transportado a esa zona. Por otro lado, el agua de lavado permite, también, dar estabilidad a la espuma ya que reduce el fenómeno de coalescencia de las burbujas. Ahora, con respecto a la recuperación, al aumentar la velocidad superficial del agua de lavado, se experimenta una disminución ya que si

bien limpia la espuma de cualquier mineral no valioso, también retorna a la pulpa mineral valioso que podría ser flotado.

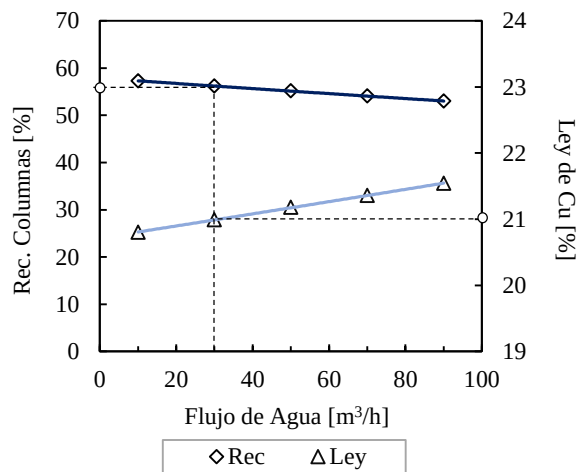


Figura 6.3.a - Sensibilización Flujo de Agua de Lavado, turno 1.

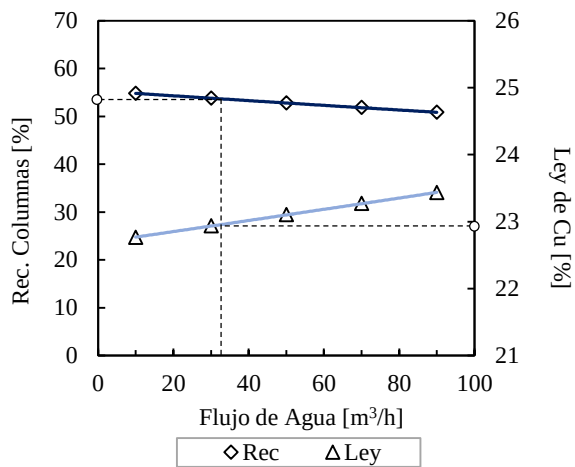


Figura 6.3.b - Sensibilización Flujo de Agua de Lavado, turno 2.

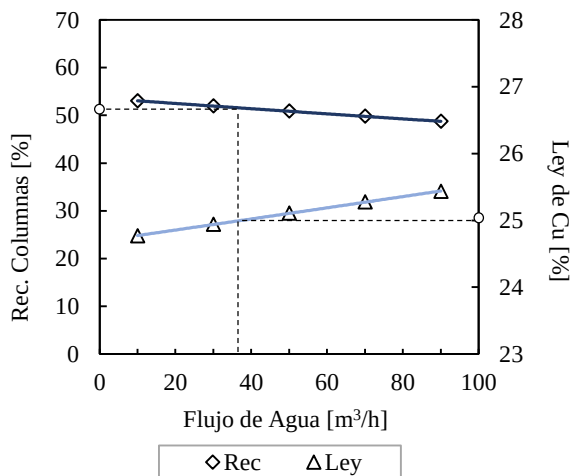


Figura 6.3.c - Sensibilización Flujo de Agua de Lavado, turno 3.

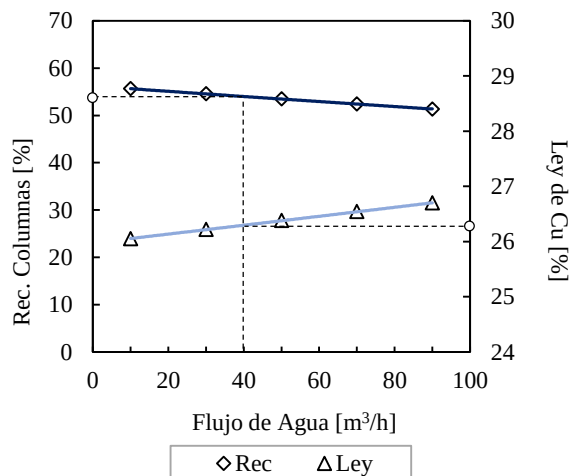


Figura 6.3.d - Sensibilización Flujo de Agua de Lavado, turno 4.

Por otro parte, se observa, que al variar el flujo de agua de lavado producirá una tasa de cambio no lineal en la ley del concentrado final y en la recuperación, por ejemplo, si se modificara el flujo de lavado de 10 a 30 [m³/h], la ley del concentrado final aumentaría alrededor de 0,171 [%] y la recuperación disminuiría en alrededor de 1 [%]; al contrario, si el flujo de lavado cambia de 30 a 50 [m³/h], la ley aumentaría 0,168 [%] y la recuperación disminuiría en 0,98 [%].

Se concluye que si bien el flujo de agua de lavado es una de las variables de operación que menos altera la ley del concentrado final y la recuperación metalúrgica de las columnas, es importante que el sistema de distribución del agua de lavado sea opere correctamente, dado que una mala distribución, como se ha mencionado, puede generar problemas de hundimiento en la espuma, y por consecuencia, errores en la lectura del nivel de espuma.

6.1.4 Sensibilidad Gas Holdup

El presente análisis de sensibilidad consideró una variación del flujo de agua de lavado de 14, 15.8, 17.5, 19.2 y 20.9 [%].

De las Figuras 6.4.a, 6.4.b, 6.4.c y 6.4.d se observa que al aumentar la velocidad superficial de aire, aumenta el gas *holdup* en la pulpa, lo que en efecto que se traduce en un aumento en la recuperación de las columnas dado que aumenta la cantidad de burbujas por unidad de área en la pulpa. Por otro lado, mientras el *holdup* de aire aumenta en la pulpa, disminuye en la espuma, produciendo una disminución de la ley del concentrado final.

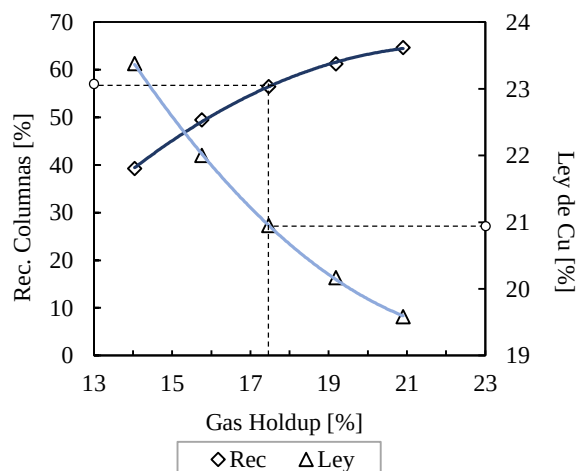


Figura 6.4.a - Sensibilización Flujo Gas Holdup, turno 1.

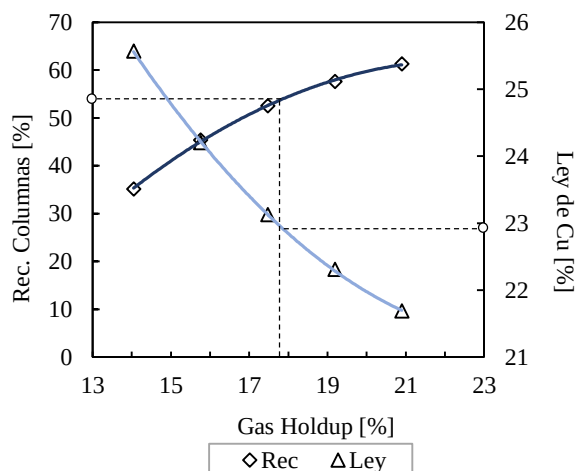


Figura 6.4.b - Sensibilización Flujo Gas Holdup, turno 2.

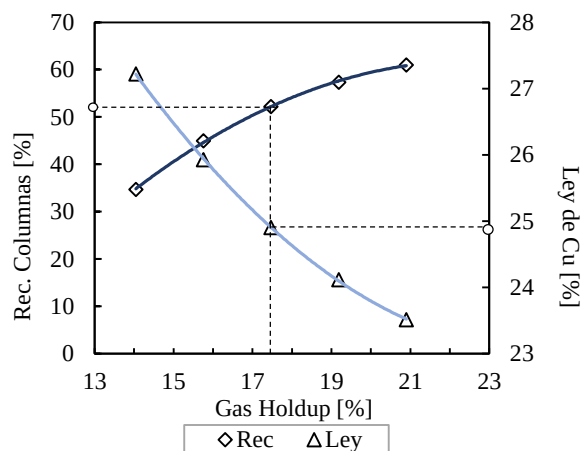


Figura 6.4.c - Sensibilización Flujo Gas Holdup, turno 3.

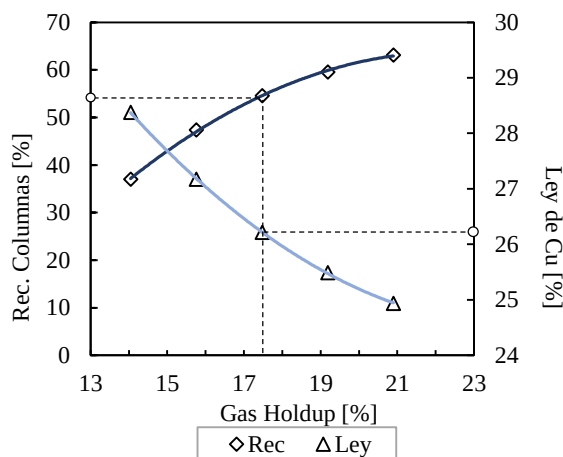


Figura 6.4.d - Sensibilización Flujo Gas Holdup, turno 4.

La tasa de cambio de la ley del concentrado final, al modificar el gas *holdup*, es no lineal y alta en relación a otras variables. Por ejemplo, si el gas *holdup* aumenta de 15 a 16 [%], la ley del concentrado final disminuiría aproximadamente de 0,6 [%], mientras que la recuperación columnar aumentaría de 6 [%]; por otro lado, si el gas *holdup* aumenta de 17 a 18 [%], la ley del concentrado disminuiría alrededor 0,5 [%] y recuperación disminuía en un 5 [%].

6.1.5 Sensibilidad Porcentaje de Sólidos en la Alimentación Columnas

El presente análisis de sensibilidad consideró una variación en el porcentaje de sólidos en la alimentación en 17, 19, 21, 23 y 25 [%]. En general, de los resultados que se presentan en las Figuras 6.5.a, 6.5.b, 6.5.c y 6.5.d se desprende que al aumentar el porcentaje de sólidos en la alimentación columnas, aumenta la densidad de la pulpa. Como la alimentación es más densa, y considerando un flujo de mineral constante, disminuye el flujo volumétrico de pulpa. Si disminuye el flujo volumétrico de pulpa, el tiempo de residencia en la zona de colección aumenta y con esto la recuperación. Sin embargo, la ley disminuye debido a que con una alta colección de mineral existe mayor cantidad de material no valioso transportado hacia el concentrado ya sea asociado al mineral o por arrastre.

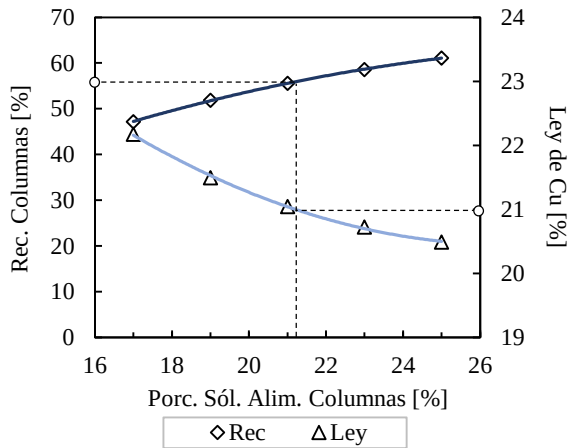


Figura 6.5.a - Sensibilización Porc, de Sólidos en la Alimentación Columnas, turno 1.

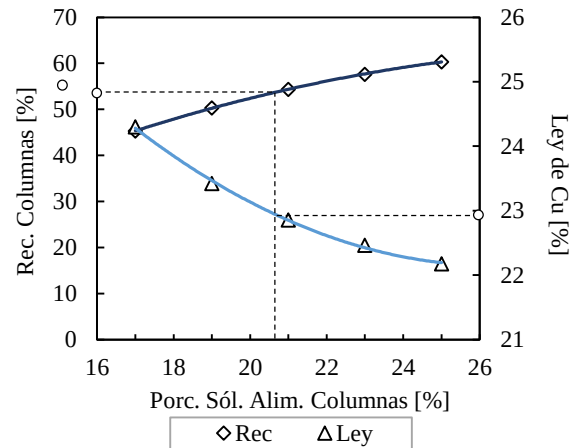


Figura 6.5.b - Sensibilización Porc, de Sólidos en la Alimentación Columnas, turno 2.

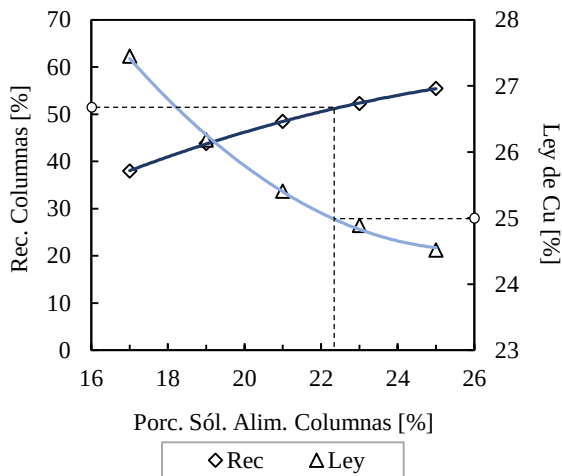


Figura 6.5.c - Sensibilización Porc, de Sólidos en la Alimentación Columnas, turno 3.

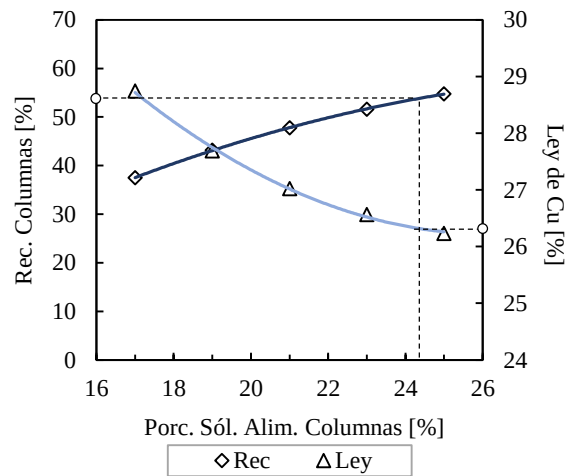


Figura 6.5.d - Sensibilización Porc, de Sólidos en la Alimentación Columnas, turno 4.

Al igual que la sensibilización del flujo de aire, al cambiar en cierta cantidad el porcentaje de sólido en la alimentación columnas, el efecto de esta perturbación no produciría una tasa de cambio lineal en la ley del concentrado final y en la recuperación metalúrgica de las columnas. Por ejemplo, si el porcentaje de sólidos en la alimentación a las columnas varía de 22 a 24 [%], la ley del concentrado final disminuiría 0,28 [%], y por otro lado, la recuperación, aumentaría 2,8 [%]; en caso contrario, si la variación en el porcentaje de sólidos en la alimentación a las columnas fuese de 24 a 26 [%], se produciría una disminución de 0,21 [%] en la ley del concentrado final y un aumento de 2,3[%] en la recuperación en las columnas.

6.1.6 Sensibilidad Ley de Alimentación Columnas

El presente análisis de sensibilidad consideró una variación en la ley de alimentación a las columnas en 6, 7.5, 10 y 12.5 [%]. De los resultados que se presentan en las Figuras 6.6.a, 6.6.b, 6.6.c y 6.6.d se desprende que al aumentar la ley de alimentación a las columnas, aumenta la ley del concentrado final debido a que existe una mayor proporción de mineral valioso para flotar. Por otro lado, la recuperación se mantiene constante puesto que el aumento en la cantidad de cobre en la alimentación es proporcional a la cantidad de cobre del concentrado final.

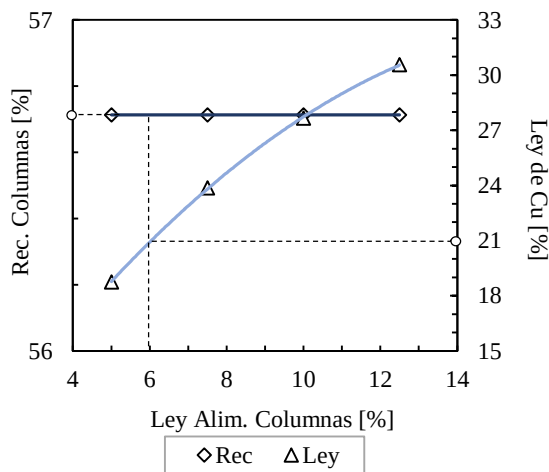


Figura 6.6.a - Sensibilización Ley Alimentación Columnas, turno 1.

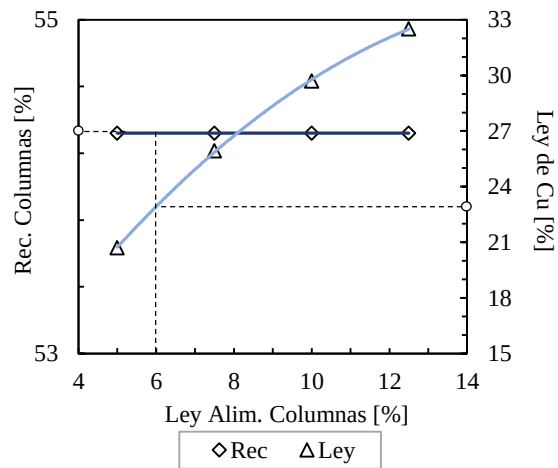


Figura 6.6.b - Sensibilización Ley Alimentación Columnas, turno 2.

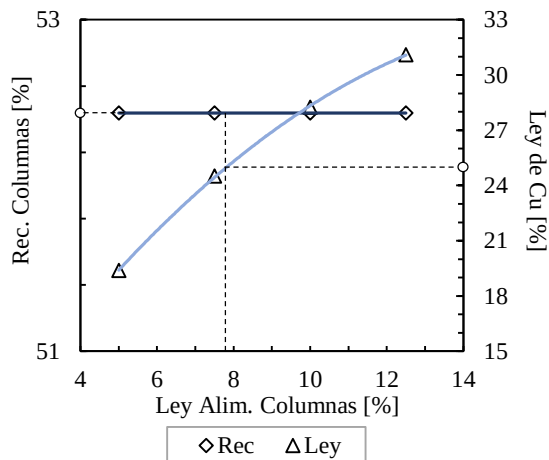


Figura 6.6.c - Sensibilización Ley Alimentación Columnas, turno 3.

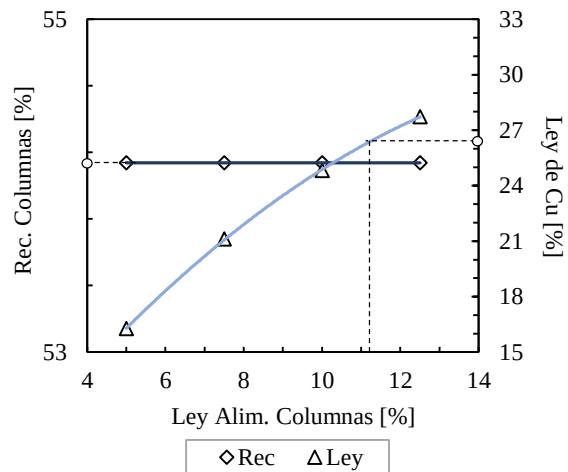


Figura 6.6.d - Sensibilización Ley Alimentación Columnas, turno 4.

Al variar la ley de alimentación columnas no se produce una tasa de cambio lineal en la ley del concentrado final y en la recuperación. Por ejemplo, si en un turno cualquiera de operación, se cambia la ley de la alimentación a las columnas de 5 a 7 [%], la ley del concentrado final experimentaría un aumento de 3,5 [%]; por otro lado, en el caso que el flujo de aire variará de 7 a 9 [%], la ley del concentrado final aumentaría sólo en un 3 [%]. La recuperación en este caso, no experimenta variación.

Con lo anterior se verifica que la ley de alimentación columnas, junto con el flujo de aire, son las variables que afectan mayormente los resultados metalúrgicos de la operación de las columnas.

6.1.7 Sensibilidad Número de Columnas Operativas

De los resultados que se presentan en las Figuras 6.7.a, 6.7.b, 6.7.c y 6.7.d se muestra que al disminuir el número de columnas en la operación de 4 a 3, disminuye drásticamente la recuperación puesto que se verificaría un aumento en el flujo volumétrico que pasa por cada una de las columnas. Un aumento del flujo volumétrico, se traduce en una disminución del tiempo de residencia, lo que provoca una disminución drástica de la recuperación en la zona de colección. Por otro lado, la ley aumenta debido a que con una baja colección existe menos material no valioso transportado hacia el concentrado.

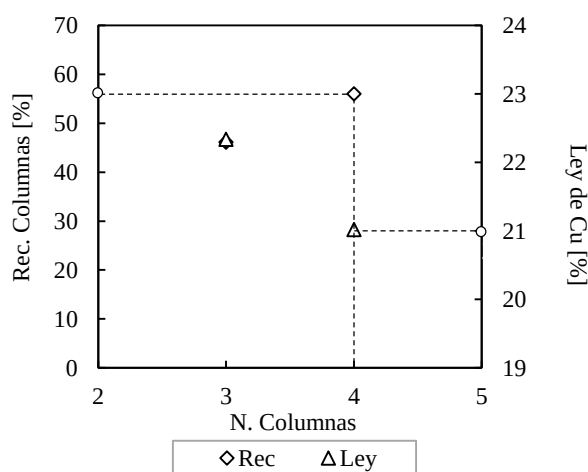


Figura 6.7.a - Sensibilización N° Columnas Operativas, turno 1.

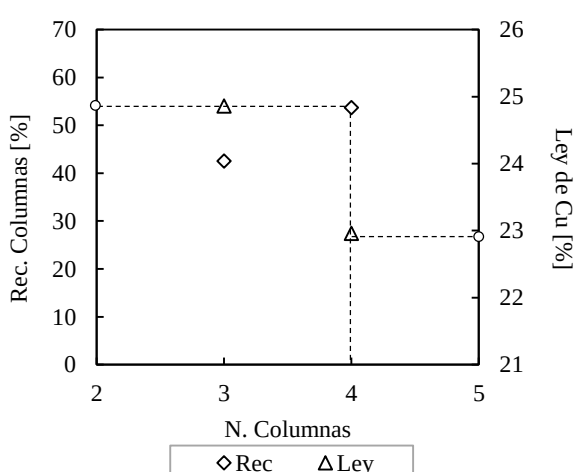


Figura 6.7.b - Sensibilización N° Columnas Operativas, turno 2.

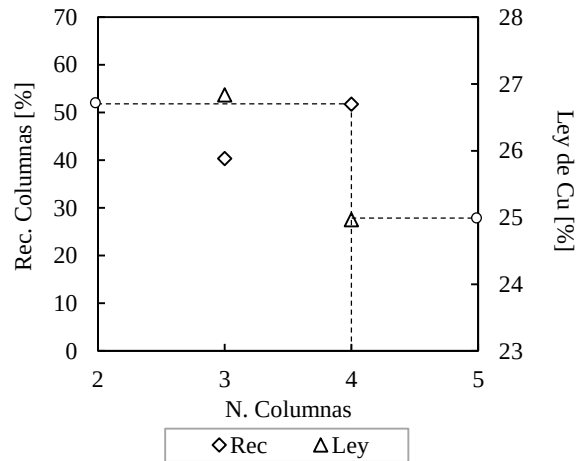


Figura 6.7.c - Sensibilización N° Columnas Operativas, turno 3.

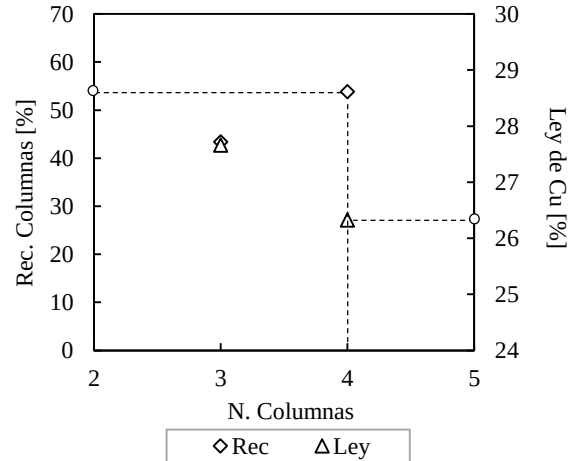


Figura 6.7. d - Sensibilización N° Columnas Operativas, turno 4.

La elección de operar con 3 o 4 columnas depende netamente del tipo de muestra mineralógica alimentado a la planta. Como el presente simulador se configuró para tipos de muestras con bajos desempeños metalúrgicos *rougher* (entre 85 a 70 [%]), y en vista que la operación con 3 columnas aumenta a lo más en 2 [%] la ley del concentrado final, y disminuye, entre 8 a 10 [%] la recuperación en las columnas de flotación, no se recomienda trabajar con 3 columnas ya que si la recuperación columnar es baja, posiblemente, en la etapa *scavenger*, no se logre recuperar todo el mineral remanente, generando un cuello de botella que podría producir una reducción de la eficacia en la operación.

CAPÍTULO 7

Implementación del Simulador

En este capítulo se presenta una descripción general de la implementación del simulador metalúrgico en planta. Además, se presentan las posibles aplicaciones de esta herramienta computacional en la operación.

7.1 Implementación del Simulador en Planta

El sistema de control distribuido (DCS) permite el envío de señales a los actuadores y el registro de las señales de los sensores las que son digitalizadas y puestas a disposición del usuario a través de la plataforma *PI System*.

Por esta razón, el simulador metalúrgico, se desarrolló en el lenguaje de programación *Visual Basic*, de *Microsoft*, dado que permite integrar rápidamente los datos provenientes del DCS a través de la plataforma *PI System*.

El simulador se implementó con la finalidad de que el usuario pueda ingresar la fecha del turno de operación que desea consultar, y se ejecute, sin la necesidad de efectuar una llamada de los datos, de forma independiente, a través de los *Tag PI*.

Del mismo modo, con el objetivo de presentar los resultados de la simulación de la forma más sencilla y clara posible para el usuario, es que en la misma planilla *Excel* donde se desarrolla el

programa, se crearon distintas hojas de trabajo donde se muestran entre otras cosas, la llamada de datos *PI System*, los parámetros de ajuste del simulador, el *flowsheet* del circuito de remolienda-clasificación y flotación columnar, balances de materias y cálculos complementarios, análisis de sensibilidad de variables, etc. A continuación se describe cada una de ellas.

❖ **Llamada de Datos**

En esta hoja de trabajo se ingresa manualmente la fecha del turno de operación que se desea simular, para luego llamar, desde la plataforma *PI System*, todos los datos necesarios para efectuar la simulación. Posteriormente, se debe ejecutar la simulación de la operación del circuito, para finalmente, verificar que la condición de operación del turno consultado se encuentre dentro de los rangos de operación para cual es válida la simulación.

❖ **Ajuste de Parámetros**

En esta hoja se visualizan los parámetros de ajuste de los modelos. En caso que el error de predicción de la ley del concentrado final sea superior a la incertidumbre del simulador, se deberá efectuar un ajuste en relación al J_g o al parámetro cinético relacionado a la recuperación máxima de la zona de colección de la especie pirita.

❖ **Flowsheet Circuito Remolienda-Clasificación y Flotación Columnar**

En estas hojas de trabajo se muestran las representaciones gráficas del proceso de remolienda-clasificación, y del proceso de flotación Columnar, junto a los principales flujos y condiciones de operación.

❖ **Balances**

En esta hoja se visualiza toda la información correspondiente a balances de materia, flujos, porcentaje de sólidos, mineralogía, ley de cobre del concentrado final y la recuperación de las columnas de flotación.

❖ **Sensibilidad de Variables del Circuito de Columnas de Flotación**

En esta hoja se desarrolla la sensibilización de las variables de operación y de alimentación del circuito de columnas de flotación, tales como: alta de espuma, flujo de aire, gas holdup, flujo de agua de lavado, ley de alimentación, porcentaje de sólidos y número de columnas operativas.

Finalmente se desarrolla un **Informe Final**, donde se generan todos los resultados finales de la simulación.

En la Figura 7.1 se presenta el algoritmo efectuado en la implementación del simulador.

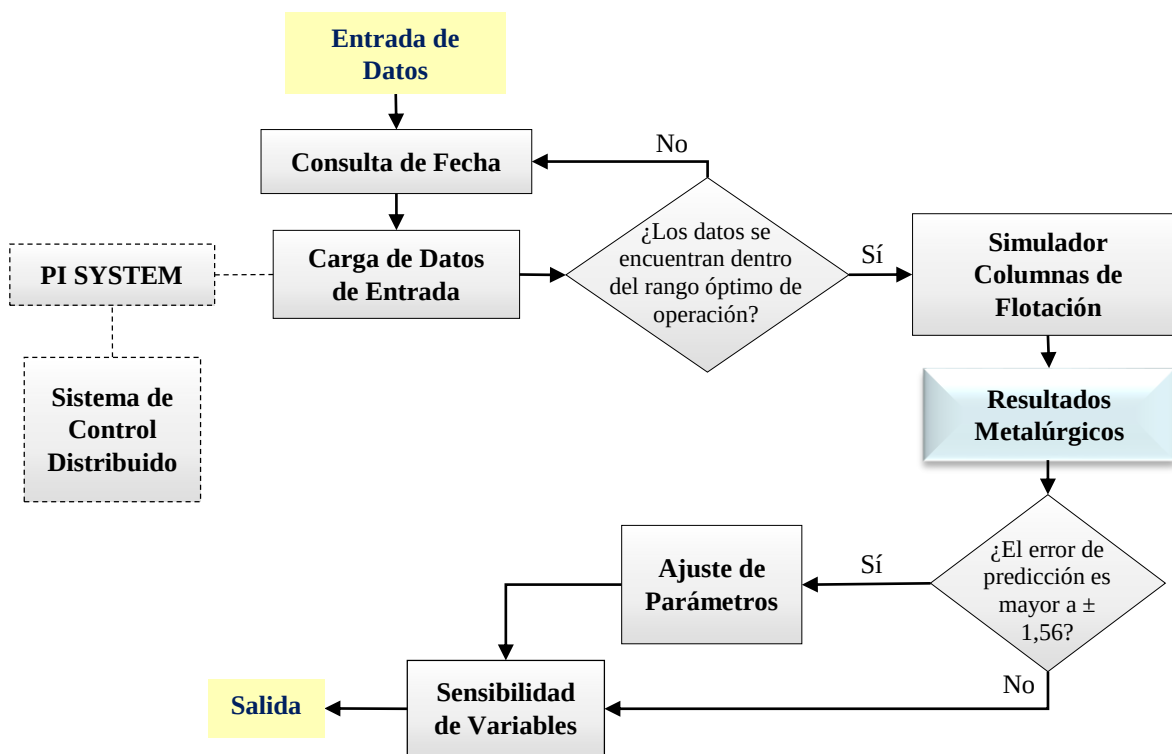


Figura 7.1 - Algoritmo de Implementación del Simulador.

En Anexo G se presenta el manual de uso del simulador, en el cual se visualizan más en detalle las planillas creadas.

7.2 Aplicación del Simulador

El simulador es una herramienta que puede ser usado en el área de planificación o como parte de un sistema de entrenamiento de operadores de procesos.

❖ Planificación de Operación

El simulador es una herramienta útil para evaluar estrategias operacionales en el circuito de columnas de flotación, ya que en el caso que se presente, en tiempo real, una condición de

operación similar a los turnos analizados, permite efectuar mejoras en los objetivos metalúrgicos realizando una acción correctiva de la variable manipulada sobre la variable controlada

De esta forma, con la información obtenida de las simulaciones, es posible generar una base de datos que podría ser usada como base del desarrollo de un control prealimentado.

El control prealimentado utiliza la información relacionada con una o más condiciones que pueden alterar la variable controlada para realizar una acción correctiva que busca disminuir las desviaciones de la variable controlada.

En mecanismo de acción del control prealimentado consiste en medir las perturbaciones, y considerando el valor deseado de la variable controlada, se calcula el de valor la variable manipulada para evitar la desviación de la variable controlada.

Para desarrollar este tipo de estrategia es importante tener un amplio conocimiento de los efectos que tienen las variables de perturbación, e incluso, de la variable manipulada sobre la variable controlada, por esta razón, generalmente, no se implementa de manera individual si no que va acompañada de un lazo de control retroalimentado. La aplicación en conjunto del control retroalimentado y prealimentado ha sido ampliamente aceptada en la industria debido a su versatilidad y complementación.

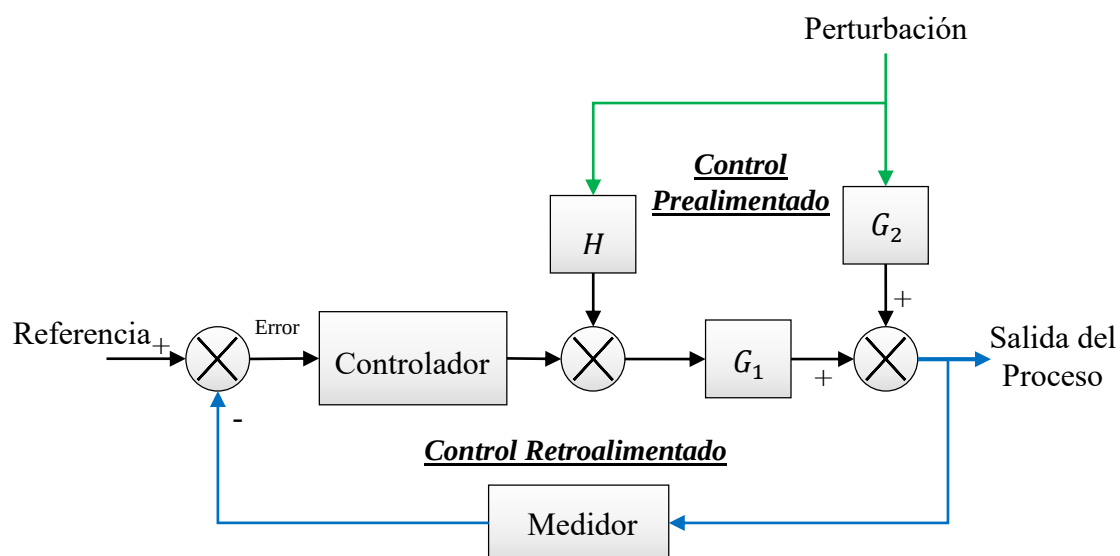


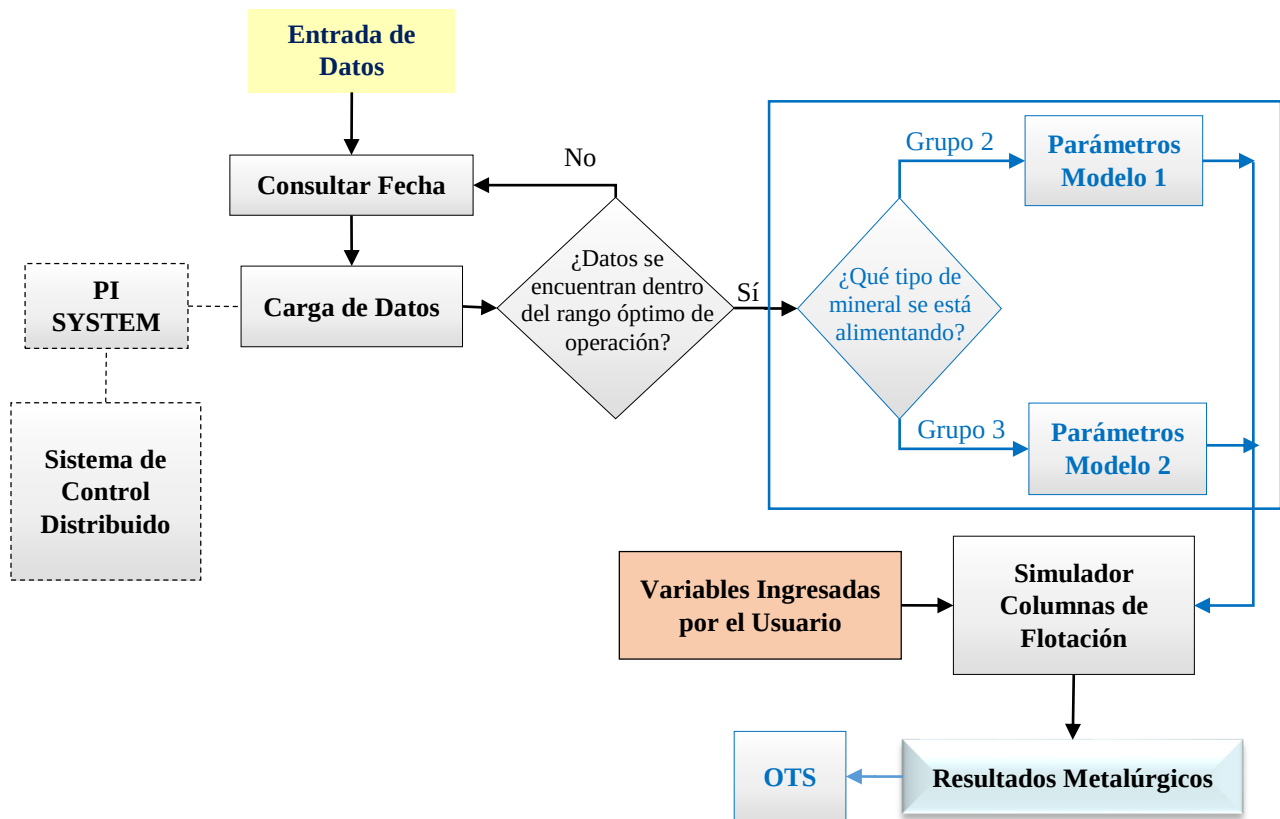
Figura 7.2 - Diagrama de Bloques Control Retroalimentado y Prealimentado

❖ Sistema de Entrenamiento de Operadores

La productividad de las plantas de proceso depende del correcto funcionamiento de sus sistemas de control, los cuales, normalmente se encuentran centralizados en las salas de control, gracias a los sistemas de control distribuido (DCS). Por esta razón, disponer de operadores perfectamente entrenados, es determinante en asegurar la producción.

Bajo este contexto, el simulador puede ser usado para el entrenamiento de operadores de proceso, dado que es capaz de reproducir las tendencias de las respuestas de los minerales ante diversos cambios en la operación.

En la Figura 7.2 se presenta la subrutina que se efectuará en el caso que el simulador sea utilizado para un sistema de entrenamiento.



Finalmente, el simulador puede ser integrado al **sistema de control de proceso en línea**, solo si se corrige el error de medición de los analizadores en línea (Amdel) dispuestos en planta. Este error se puede reducir efectuando un ajuste en el método de calibración, realizando los mantenimientos adecuados a todas las partes del equipo o utilizando la información disponible desde análisis químico para hacer correcciones en línea.

CONCLUSIONES

La hipótesis planteada al inicio del presente trabajo se acepta, pero no en su totalidad, dado que si bien se utilizan mediciones en línea para simular la operación del circuito de columnas de flotación, fue necesario integrar información adicional, que no se encuentra especificada en la operación, de variables tales como el holdup de aire, d_{80} , ley de alimentación columnas, ley de relaves de las columnas, porcentaje de sólidos en el concentrado final, entre otras.

El estudio y análisis de los modelos fenomenológicos empleados en la simulación permitió reconocer las variables que determinan la operación del circuito de flotación columnar.

La configuración del simulador metalúrgico, de acuerdo a las características de la planta, se efectuó de manera óptima, a partir de datos operacionales disponibles en línea y de estimaciones efectuadas en base a muestreos metalúrgicos, pruebas mineralógicas, ensayos químicos, pero fundamentalmente, a partir de la simulación de la etapa de remolienda-clasificación a través de la herramienta computacional *Molycop Tools*.

La incertidumbre de la predicción fue $\pm 1,56$ [%] respecto a la ley de concentrado final, solo para un subconjunto de datos, con características de operación y de alimentación específicas entre las cuales se destaca un flujo de aire entre 900 a 1100 [m³/h] y una alimentación con tipos de muestras mineralógicas con desempeños metalúrgicos *rougher* entre 80 - 85 [%].

Se demostró que el error de predicción del simulador no sólo está relacionado a problemas operacionales, a errores de mediciones instrumentales o al tipo de mineral alimentado a la planta, si no que también, a variables que no están consideradas en los modelos

Se verificó que al corregir la velocidad superficial del gas en las columnas o al parámetro cinético relacionado a la recuperación máxima de la zona de colección de la pirita, disminuye el error de predicción del simulador. Sin embargo, se observó que el efecto de otras variables involucradas en el proceso, no consideradas en la modelación, tales como el tamaño de burbuja, distribución por clase de tamaño, entre otras, también intervienen en el error de predicción.

El análisis de sensibilidad permitió reconocer que flujo de aire en las columnas es determinante en la operación ya que varía alrededor de $\pm 1,4$ [%] la ley del concentrado final, y entre ± 10 [%], la recuperación columnar.

Finalmente se concluye que la implementación del simulador en planta, a través de la plataforma *PI System*, permite evaluar y estudiar distintas estrategias operacionales del circuito de columnas de flotación, como también, ser usada en capacitaciones y entrenamiento de operadores puesto que es capaz de reproducir las tendencias de las respuestas de los minerales ante diversos cambios en la operación. El simulador podrá ser integrado al sistema de control de proceso en línea, si solo si, se reduce el error de medición de los analizadores en línea dispuestos en planta, efectuando un ajuste al método de calibración, cumpliendo los programas de mantenimientos indicados por el fabricante o realizando correcciones en línea a partir de la información procedente de análisis químico de los turnos anteriores.

RECOMENDACIONES

Se recomienda estudiar el impacto de considerar una distribución de mineral por clase de tamaño, puesto que desde el simulador no es posible conocer la caracterización del mineral bajo el 80% del mineral pasante.

Con el objetivo de verificar la calidad de las mediciones instrumentales en las columnas, se recomienda realizar campañas de contrastación de mediciones que permitan caracterizar hidrodinámicamente la operación de las columnas. Esta campaña debe incluir mediciones de gas *holdup*, profundidad de espuma, velocidad superficial del gas y tamaño de burbuja.

Por otro lado, se recomienda efectuar una campaña de muestreo que permita caracterizar todas las corrientes del circuito de columnas de flotación (flujo, ley y porcentaje de sólidos) con el fin de poder parametrizar los modelos no sólo en relación a la ley del concentrado final, sino también, con respecto a la recuperación de las columnas.

En cuanto a los problemas operacionales de las columnas, se proponen las siguientes recomendaciones:

- Dado que el principal problema del sistema de distribución de agua de lavado y de la presencia de bias negativo, es la calidad del agua de proceso alimentada, se recomienda abastecer el sistema con agua proveniente de la red de agua fresca (desde los pozos de Quilapilún) o de agua potable.

- Con relación al sistema de inyección de aire, en vista del desgaste de las boquillas de los *slamjets*, se recomienda, en primera instancia, inspeccionar semanalmente las boquillas de los inyectores con el objetivo diseñar un programa de mantención basado tanto en las recomendaciones del fabricante como en las observaciones percibidas en las mismas inspecciones. Se recomienda, también, evaluar la posibilidad de instalar un sistema de monitoreo y detección de fallas en línea, controlado desde el DCS.
- En cuanto a la altura de espuma, se recomienda realizar campañas de contrastaciones periódicas con el objetivo de verificar que la referencia, la cual originalmente se encuentra a 2 [m] desde el tope hacia el fondo de la columna, no se encuentre desviada.
- Dado que el gas *holdup* afecta de manera significativa al error de predicción del simulador, se propone instalar un sensor diferencial de presión u otro dispositivo que permita al menos medirla *off-line* cada cierto tiempo, y de esta forma considerar el efecto de la distribución de tamaño de burbuja.

Se recomienda utilizar la información disponible desde análisis químico para hacer correcciones en línea de las mediciones del Amdel. Esto ayudaría a poder usar el simulador en línea en base a un punto de operación obtenido de información confiable. En caso que la frecuencia de la comparación sea insuficiente se deberá considerar otras formas más rápidas de comparación, quizás habilitando un medidor portátil de Amdel.

Dado que las leyes de concentrado final obtenidas de los Analizadores en línea (Amdel) posee un grado de desviación menor que las leyes de alimentación, relave y concentrado de la etapa *rougher*, se recomienda realizar un ajuste en la programación del simulador, de tal forma de poder calibrar el simulador en función a la ley del concentrado final, y no en función a la ley del concentrado *rougher*, que es el punto de referencia utilizado en este trabajo de tesis.

REFERENCIAS

ABB, 2010. *Especificación Técnica ProcessMaster FEP300* [En línea]. Disponible: https://library.e.abb.com/public/afcb0ee7cfaba135c1257b0c005510e8/DS_FEP300-ES-F-12_2010.pdf [Último acceso: Diciembre 2017].

Anglo American Sur, 2016 [En línea]. Disponible: http://www.angloamerican-chile.cl/operaciones?sc_lang=es-ES [Último acceso: Noviembre 2017].

Barona, F., 2007. *Influencia de la Distribución de Tamaño de Burbuja en la Recuperación de la Flotación de Minerales de Cobre*. Tesis de Magister Universidad de Chile, Santiago.

Bergh, L., Yianatos, J., & Carrasco, C., 2011. Operation of Rougher Flotation Circuits Aided by Industrial Simulator. *The International Federation of Automatic Control*. Milano.

Bergh, L., Yianatos, J., 2002. Flotation column automation: state of the art. *Control Engineering Practice*, Volume 11, pp. 67-72.

Bradley, D. (1965). *The Hidrocyclone*. Oxford: Pergamon Press.

Cochilco. 2016. *Anuario de Estadísticas del Cobre y Otros Minerales 1997-2016* [En línea]. Disponible: <https://www.cochilco.cl/Lists/Anuario/Attachments/17/Anuario-%20avance7-10-7-17.pdf> [Último acceso: Diciembre 2017].

Cochilco, 2016. *Proyección de la producción esperada de cobre en Chile 2016 – 2027* [En línea]. Disponible:

<https://www.cochilco.cl/Mercado%20de%20Metales/2016%2011%2023%20Proyecci%C3%B3n%20de%20producci%C3%B3n%20esperada%20de%20cobre%202016%20-%202027%20Vfinal.pdf> [Último acceso: Diciembre 2017].

Cortes, C., 2016. *Operación híbrida de una planta piloto de flotación RCS*. Tesis de Magister UTFSM, Valparaíso.

Emerson, 2017. *Product Data Sheet: Rosemount 8800D Series Vortex Flowmeter*. [En línea]. Disponible: <http://www.emerson.com/documents/automation/product-data-sheet-rosemount-8800d-series-vortex-flowmeter-en-73468.pdf> [Último acceso: Diciembre 2017].

Emerson, 2017. Manual de instrucciones: Válvula de control Fisher EZ [En línea]. Disponible: http://www.documentation.emersonprocess.com/groups/public/documents/instruction_manuals/d100401x0es.pdf?_ga=2.234472089.602126900.1519784495-1464503224.1509742008 [Último acceso: Diciembre 2017].

Eriez Flotation Division, 2007. *Gas Sparging System: Installation, Operating & Maintenance Manual*. Delta: Canadian Process Technologies Inc.

Finch, J. & Dobby, G., 1990. *Column Flotation*. Oxford: Pergamon Press.

Jankovic, A., 2003. Variables affecting the fine grinding of minerals using stirred mills. *Minerals Engineering*, Volume 16, pp. 337–345.

Jankovic, A., 2010. *A review of regrinding and fine grinding technology - the facts and myths* [En línea]. Disponible: [http://www.metso.com/miningandconstruction/mct_service.nsf/WebWID/WTB-120106_22576-8888C/\\$File/038.pdf](http://www.metso.com/miningandconstruction/mct_service.nsf/WebWID/WTB-120106_22576-8888C/$File/038.pdf) [Último acceso: Diciembre 2017].

Komar Kawatra S., 2006. *Advances in Comminution*. Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.

Leiva, C. A., 1996. *Simulación del uso de Lógica Difusa como Control Supervisor*. Memoria para Optar al Título de Ingeniero Civil Químico UTFSM: Valparaíso

Met Minerals, 2015. *Stirred Milling: Vertimill Grinding Mills & Stirred Media Detritor* [En línea].Disponible:

http://www.infomine.com/suppliers/PublicDoc/Metso/Stirred_Mills_Brochure-2011_LR.pdf.

[Último acceso: Diciembre 2017].

Molycop, 2016. *Moly-Cop Tools* (Versión 3.0) [Software].

Orozco, Y., 2012. *Estudio del Efecto del Tipo y Concentración de Espumante en la Selectividad del Proceso de Flotación a Escala Laboratorio*. Tesis Magister Universidad de Chile, Santiago.

Rahal, D., Erasmus, D., Major, K., 2011. Knelson-Deswik Milling Technology: Bridging the Gap between Low and High Speed Stirred Mills. *Canadian Mineral Processors, Ottawa*.

Samson, 2016. *Technical Data Sheet T 8012 Series 3240 Globe Control Valve* [En línea]. Disponible: <https://www.samson.de/document/t80120ca.pdf> [Último acceso: Diciembre 2017].

Sepúlveda, J. & Gutierrez, L., 1986. *Dimensionamiento y optimización de plantas concentradoras mediante técnicas de modelación matemática*. Santiago: Centro de Investigación Minera y Metalúrgica.

Thermo Fisher, 2011. *AnStat-230: Installation, Operation and Maintenance Manual*. Australia: Thermo Fisher Scientific.

USGS, 2016. *Mineral Commodity Summaries 2016*. Reston, Virginia: U.S. Geological Survey.

Weir Minerals, 2003. *Manual de Operación y Mantenimiento de la Bateria de Ciclones Cavex*. Santiago, Chile.

Wills, B. A., 2016. *Wills' Mineral Processing Technology (Eighth Edition)*. Boston: Butterworth-Heinemann.

Yianatos, J., 2005. *Flotación de Minerales*, Valparaíso: Universidad Técnica Federico Santa María.

Yianatos, J., Bucarey, R., Larenas, J., Henriquez, F., & Torres, L., 2005b. Collection zone kinetic model for industrial flotation columns. *Minerals Engineering*, Volume 18, pp. 1373-1377.

Yianatos, J., Bergh, L. & Cortes, G., 1998. Froth zone modelling of an industrial flotation column. *Minerals Engineering*, Volumen 11, pp. 423-435.

Yianatos, J., Bergh, L., Vinnett, L. & Díaz, F., 2013. Modeling of residence time distribution in regrinding Vertimill. *Minerals Engineering*, Volume 53, pp. 174-180.

Yianatos, J., Carrasco, C., Bergh, L., Vinnett, L., Torres, C., 2012. Modelling and simulation of rougher flotation circuits. *Minerals Processing*, Volumes 112-113, pp 63-70.

ANEXO A

Equipos e Instrumentación Planta

ANEXO A.1 – Referencia Sensor de Nivel

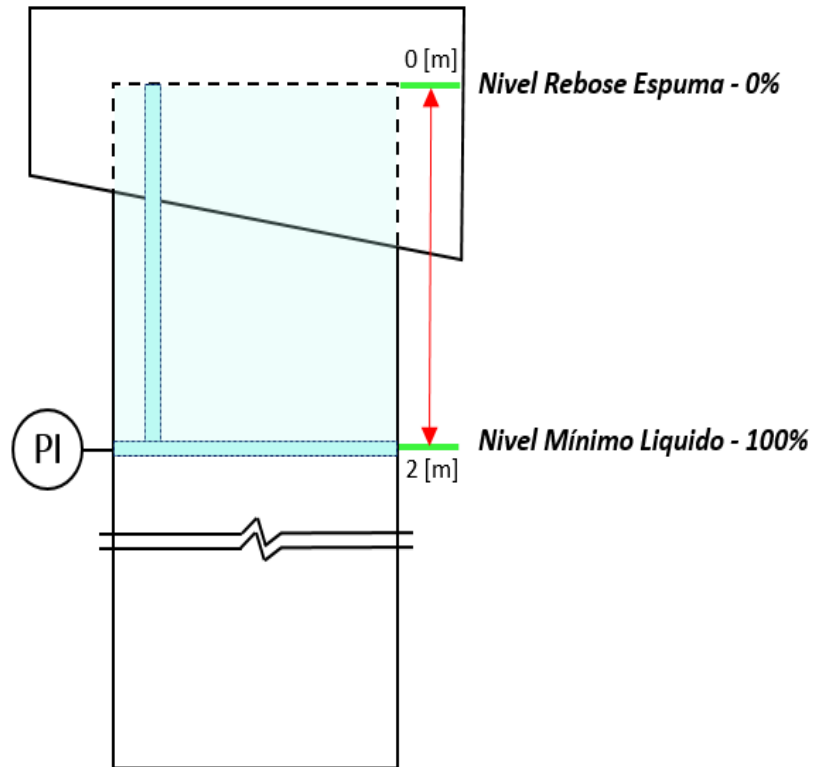


Figura A.1 - Diagrama de Referencia de la Ubicación del Sensor de Nivel.

ANEXO A.2 – Instrumentación Lazo de Control del Flujo de Aire

❖ Flujómetro Tipo Vortex

Tabla A.1 - Especificación Técnica Flujo Vortex.

FLUJÓMETRO VORTEX	
<i>Fabricante</i>	Emerson
<i>Tipo/Modelo</i>	Rosemount 8800D
<i>Rango de Temperaturas de Operación</i>	-200 a 427 °C
<i>Diámetro Nominal</i>	2 pulgadas
<i>Caudal Máximo</i>	1500 [m ³ /h]
<i>Corriente Output</i>	4-20 [mA]



Figura A.2 - Flujómetro Vortex, Modelo Rosemount 8800D. (Emerson, 2017)

❖ Válvula de Control Tipo Globo

Tabla A.2 - Especificación Técnica Válvula Globo.

VÁLVULA GLOBO	
<i>Fabricante</i>	Emerson
<i>Tipo/Modelo</i>	Válvula Tipo EZ
<i>Tipo de Accionamiento</i>	Neumático, de Diafragma.
<i>Rango de Temperaturas de Operación</i>	-29 to 149 °C
<i>Característica de la válvula</i>	Igual Porcentaje
<i>Diámetro Nominal</i>	2 pulgadas
<i>Material del Cuerpo de la Válvula</i>	Acero Inoxidable
<i>Presión Nominal (ANSI)</i>	CL #150
<i>Corriente Output</i>	4 a 20 [mA]



Figura A.3 - Válvula de Control, Tipo Globo. (Emerson, 2017).

ANEXO A.3 – Características de Diseño Slamjets

Tabla A.3 - Especificación Técnica Slamjets.

SLAMJETS	
<i>Fabricante</i>	Eriez Flotation Division
<i>Tipo/Modelo</i>	SLJ-50
<i>Slamjet por Columna</i>	30 [unidades]
<i>Tipo de Flujo</i>	Gas
<i>Orificio de la Boquilla</i>	5,08 [mm]
<i>Rango de Presión de Operación</i>	200 a 600 [kPa]
<i>Material Boquilla Slamjet</i>	Cerámica

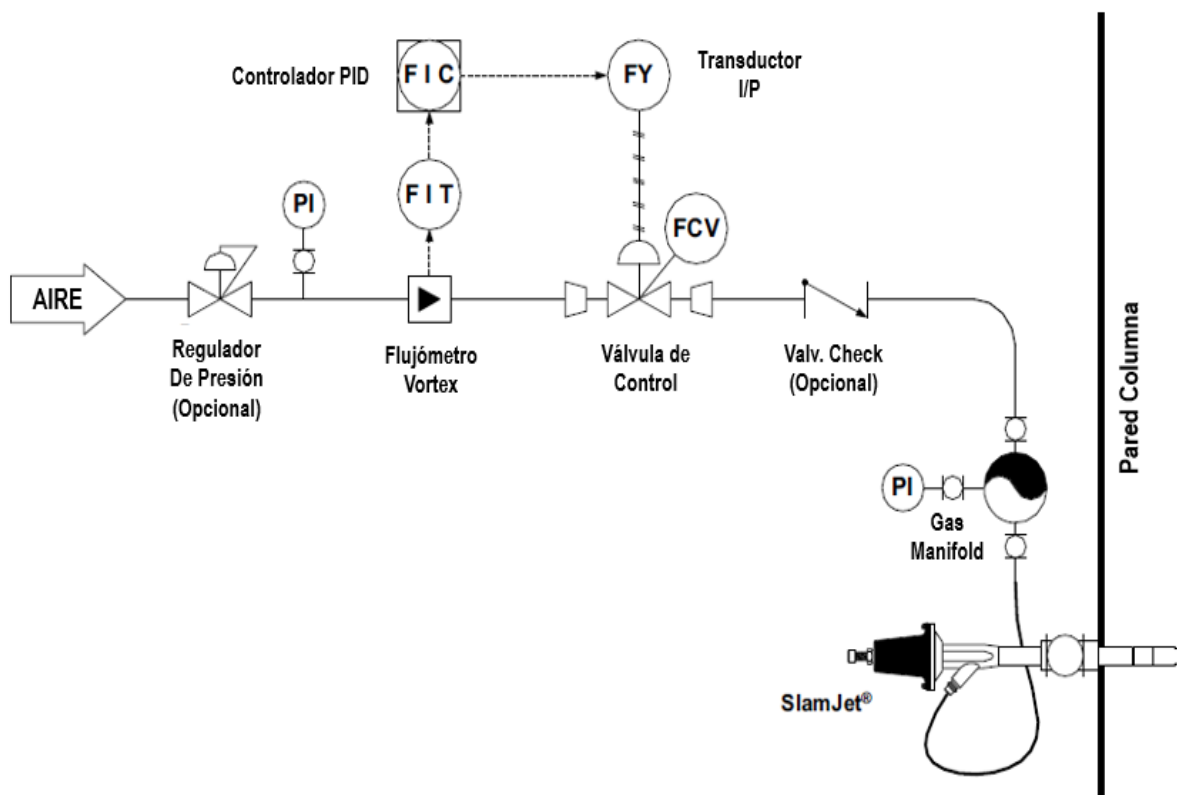


Figura A.4 - Sistema de Inyección de Aire. (Eriez Flotation Division, 2007)

ANEXO A.4 – Instrumentación Lazo de Control del Flujo de Agua de Lavado

❖ Flujómetro Tipo Magnético

Tabla A.4 - Especificación Técnica Flujo Magnético.

FLUJÓMETRO MAGNÉTICO	
<i>Fabricante</i>	ABB
<i>Tipo/Modelo</i>	FEP300
<i>Temperatura medida máxima</i>	130 °C
<i>Diámetro Nominal</i>	4 pulgadas
<i>Caudal Máximo</i>	240[m ³ /h]
<i>Corriente Output</i>	4 a 20 [mA]



Figura A.5 - Flujómetro Magnético, Modelo FEP300 (ABB, 2010).

❖ Válvula de Control Tipo Globo

Tabla A.5 - Especificación Técnica Válvula Globo.

VÁLVULA GLOBO	
<i>Fabricante</i>	Samson
<i>Modelo Válvula</i>	3241/3271 (241-1)
<i>Tipo de Accionamiento</i>	Neumático, de Diafragma.
<i>Rango de Temperaturas de Operación</i>	−196 °C a 427 °C
<i>Característica de la válvula</i>	Igual Porcentaje
<i>Diámetro Nominal</i>	4 pulgadas
<i>Flow direction (standard)</i>	F.O
<i>Material del Cuerpo de la Válvula</i>	Acero Inoxidable
<i>Ranking de Presión (ANSI)</i>	CL #150

<i>Corriente Output</i>	4 a 20 [mA]
-------------------------	-------------



Figura A.6 - Válvula de Control, Tipo Globo. (Samson, 2016)

ANEXO A.5 – Características de Diseño Batería de Hidrociclones

Tabla A.6 - Especificación Técnica Batería de Hidrociclones.

BATERÍA DE HIDROCICLONES	
<i>Fabricante</i>	Weir Minerals
<i>Tipo/Modelo</i>	500 CVX
<i>Baterías en el Circuito</i>	2
<i>Ciclones por Batería</i>	14
<i>Presión Alimentación</i>	76 [kPa]
<i>Diámetro de Alimentación, D_i</i>	145 [mm]
<i>Diámetro Orificio Vortex, D_c</i>	225 [mm]
<i>Diámetro Orificio Apex, D_u</i>	120 [mm]

<i>Sección Cilíndrica - Diámetro x Largo</i>	500 [mm] x 594 [mm]
<i>Sección Cónica - Angulo x Largo</i>	18° x 1415 [mm]

ANEXO A.6 – Características de Diseño Molinos Vertimill

Tabla A.7 - Especificación Técnica Molino Vertimill.

MOLINO VERTIMILL	
<i>Fabricante</i>	Metso Minerals
<i>Potencia del Molino</i>	1500 hp (1120 kW)
<i>Tipo/Modelo</i>	VTM-1500-WB
<i>Molinos Vertimill en el Circuito</i>	3
<i>Velocidad de Tornillo</i>	18.9 [RPM]
<i>Medios de Molienda</i>	Bolas de acero
<i>Capacidad</i>	311 [ton/h]
<i>Peso Total Molino</i>	143.305 [kg]
<i>Peso Carga de Bolas</i>	127.005 [kg]

ANEXO B

Moly-Cop Tools

A continuación se detallará el procedimiento utilizado en la ejecución del programa *Moly-Cop Tools*.

1. Requerimiento de Datos.

La mayoría de los datos requeridos por el modelo deben definirse en las celdas que se encuentran en fondo blanco de la hoja de trabajo adjunta llamada *Data File*. Las celdas de fondo gris contienen los resultados de la fórmula correspondiente allí definida y están protegidas para evitar cualquier edición accidental. En la Figura B.1 se muestra un esquema de la hoja de trabajo *Data File*.

Moly-Cop Tools™ (Version 3.0)

VertiMillParam_Reverse : Simultaneous Mass Balance Closure and Grinding Parameters Estimation.

Sample N° 1

Remarks Las Tortolaz II Regrid Circuit

Mill Dimensions and Operating Conditions							
Mills	Chamber	Chamber	Screw	Screw	Balls	Wall/Screw	
Number	Diameter, m	Height, m	Diameter, m	Speed, rpm	Filling, %	Gap, m	
2,00	4,55	3,78	3,30	23,1	40,0	0,6	
		rpm		113			

Power			
Constant	Ball	Overfilling	Slurry
83,4	112	0	0
	303		
	10,0		
	2020		

Charge				Mill Charge Weight, tons		Apparent Density	
Volume, m³	Ball	Slurry	Charge	Interstitial	Excess		ton/m³
63,50	295,30	41,35	0,00	0,00	5,30		

Cycloase Dimensions (inches) and Operating Pressure (psi)	
Number	Diameter
13	29,3
	73,1
	5,71
	5,51
	3,13
	19,00

Default Values:	
Inlet	Vortex
89,7	7,5
	10,5
	5,2

Net Power (by mill)			
Gross kW	Feedrate, ton/hr (dry)	Ore Density, ton/m³	Balls Density, ton/m³
	687,7	2,80	7,75
			25,40

EXPERIMENTAL SIZE DISTRIBUTIONS																		
i	Mesh	Opening	Mid-Size	Fresh Feed (Conc Ro)			Mill Discharge			Cycloase Feed			Cycloase U'flow			Cycloase O'flow		
				ton/hr	% Retained	% Passing	ton/hr	% Retained	% Passing	ton/hr	% Retained	% Passing	ton/hr	% Retained	% Passing	ton/hr	% Retained	% Passing
1	3	6700		0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00
2	4	4750	5641	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00
3	6	3350	3383	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00
4	8	2360	2812	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00
5	10	1700	2003	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00
6	14	1180	1416	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00
7	20	850	1001	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00
8	28	600	714	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00
9	35	425	505	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00
10	48	300	357	15,13	2,20	98	6,08	0,54	93	21,21	1,17	98,83	3,63	0,86	99	0,00	0,00	100,00
11	65	212	252	48,14	7,00	91	22,53	2,00	97	70,67	3,30	94,33	43,33	3,30	95	0,00	0,00	100,00
12	100	150	178	62,72	3,12	82	56,32	5,00	92	119,04	6,56	88,37	109,72	3,74	85	4,55	0,66	93
13	150	106	126	65,61	3,54	72	126,16	11,20	81	191,77	10,57	77,80	199,38	17,70	68	21,78	3,17	96
14	200	75	83	64,78	3,42	63	225,23	20,00	61	290,07	15,33	61,81	263,83	23,36	44	27,57	4,01	92
15	270	53	63	55,71	8,10	55	225,23	20,00	41	280,39	15,43	46,32	242,86	21,56	22	41,35	6,01	86
16	400	38	45	34,39	5,00	50	56,32	5,00	36	90,71	5,00	41,32	67,59	6,00	16	62,03	3,02	77
17		23	33	46,15	6,71	43	63,12	5,60	31	109,27	6,02	35,23	33,38	2,96	13	41,35	6,01	71
18		21	25	34,57	5,03	38	21,12	1,88	23	55,63	3,07	32,22	7,42	0,66	13	34,46	5,01	66
19		15	18	36,55	5,31	33	15,28	1,36	27	51,82	2,86	29,37	4,63	0,41	12	41,35	6,01	60
20		11	13	19,86	2,83	30	7,37	0,65	27	27,23	1,50	27,86	2,12	0,19	12	27,57	4,01	56
21	0	0	5	204,12	23,68	0,00	301,33	26,76	0,00	505,45	27,86	0,00	135,60	12,04	0,00	385,70	56,08	0,00
Totals				687,72	100,00		1126,21	100,00		1813,93	100,00		1126,21	100,00		687,72	100,00	
% Solids						18,00			60,00			38,00			60,00			20,20
Slurry Density, ton/m³						1,131			1,628			1,323			1,628			1,143
Weighting Factor						1,000			1,000			1,000			1,000			1,000

Figura B.1 - Esquema de la Hoja de Trabajo: Data File.

2. Ejecución del Programa

La información restante requerida para ejecutar el programa se ingresa en la hoja de trabajo *Control Panel*, donde se solicita al usuario que proporcione una aproximación inicial de los parámetros de molienda y clasificación mencionados anteriormente.

Para ejecutar el programa, seleccione la celda *Obj. Function* de la hoja *Control Panel*, luego, desde el Menú de Datos, seleccione *Solver*, la opción minimizar cambiando las celdas correspondientes a los parámetros α_0 , α_1 , α_2 , α_3 , β_1 , β_2 , β_0 , β_{01} ,

d_{crit1} , d_{crit2} , d_{50c} , B_{pf} , B_{pc} , d_{50c} y m . Desde la Figura B.2 se observa, en recuadros azules, los parámetros de clasificación y molienda que se deberán minimizar.

El *Solver* debe ejecutarse cada vez que se modifique cualquier elemento de los datos de entrada, de lo contrario, las salidas no son válidas.

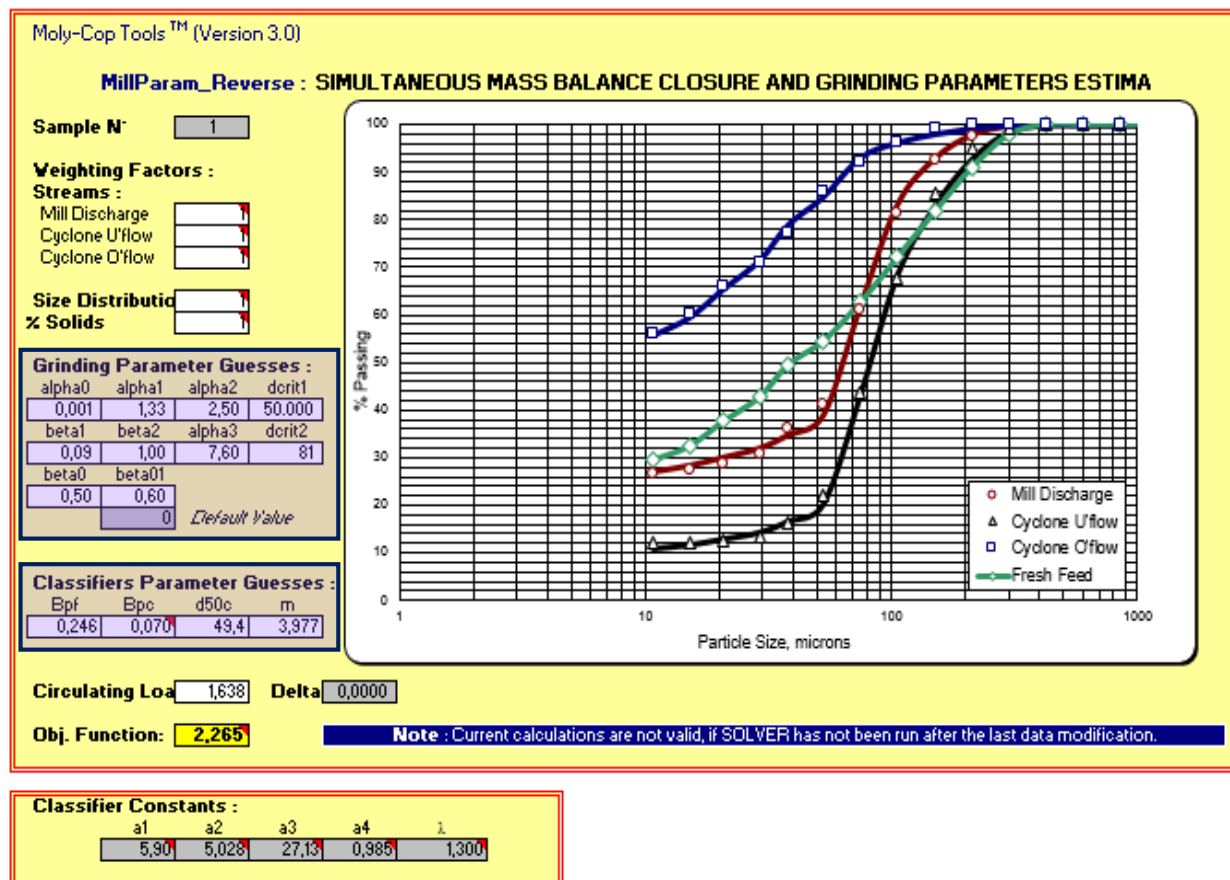


Figura B.2 - Esquema de la Hoja de Trabajo: Control Panel.

3. Resultados

Los resultados de los cálculos se presentan en la hoja de trabajo *Reports*. En la Figura B.3 muestra el balance de masa del circuito, además de la distribución de tamaño de partícula de cada flujo junto a cada D80 propio del flujo.

Remarks: Las Tortolas II Re grind Circuit

CIRCUIT MASS BALANCE

	Fresh Feed	Mill Feed	Mill Discharge	Sump Water	Cyclone Feed	Cyclone U'flow	Cyclone O'flow
Ore, ton/hr	688	1.126	1.126	-	1.814	1.126	688
Water, m³/hr	3.133	623	751	(592)	3.292	623	2.669
Slurry, ton/hr	3.821	1.749	1.877	(592)	5.106	1.749	3.357
Slurry, m³/hr	3.379	1.025	1.153	(592)	3.940	1.025	2.915
Slurry Dens., ton/m³	1	2	2	1	1	2	1
% Solids (by volume)	7	39	35	-	16	39	8
% Solids (by weight)	18	64	60	-	36	64	20

Particle Size Distributions (Cumulative % Passing)									
	Mesh	Opening							
1	3	6700	100,00	100,00	100,00	-	100,00	100,00	100,00
2	4	4750	100,00	100,00	100,00	-	100,00	100,00	100,00
3	6	3350	100,00	100,00	100,00	-	100,00	100,00	100,00
4	8	2360	100,00	100,00	100,00	-	100,00	100,00	100,00
5	10	1700	100,00	100,00	100,00	-	100,00	100,00	100,00
6	14	1180	100,00	100,00	100,00	-	100,00	100,00	100,00
7	20	850	100,00	100,00	100,00	-	100,00	100,00	100,00
8	28	600	100,00	100,00	100,00	-	100,00	100,00	100,00
9	35	425	100,00	100,00	100,00	-	100,00	100,00	100,00
10	48	300	97,80	98,51	99,74	-	99,01	98,51	99,82
11	65	212	90,80	92,75	97,83	-	95,16	92,75	99,11
12	100	150	81,68	82,93	92,84	-	88,61	82,93	97,90
13	150	106	72,14	68,56	83,20	-	79,01	68,56	96,12
14	200	75	62,72	43,41	61,90	-	62,21	43,41	93,00
15	270	53	54,62	20,47	38,88	-	44,85	20,47	84,76
16	400	38	49,62	16,80	34,65	-	40,32	16,80	78,84
17	0	29,1949	42,91	14,49	31,90	-	36,07	14,49	71,42
18	0	20,8799	37,88	13,12	29,99	-	32,98	13,12	65,51
19	0	15,0594	32,57	11,84	28,20	-	29,86	11,84	59,36
20	0	10,7171	29,68	11,09	26,93	-	27,97	11,09	55,63
D ₉₀ , microns			141,53	140,47	101,24	-	110,08	140,47	40,63

Specific Energy Consumption :	2,94	kWh/ton (Gross)
Operational Work Index :	4,03	kWh/ton

Figura B.3 - Esquema de la Hoja de Trabajo: Reports, Circuit Mass Balance.

En la Figura B.4 muestra la *performance* de clasificación del circuito, además de la eficiencia de clasificación tanto real como corregida, y también, las constantes de clasificación.

CLASSIFIERS PERFORMANCE

Number of Cyclones	13	Operating Conditions	
Cyclone Dimensions, in :		Feed Flowrate, m ³ /hr	3939,6
Diameter	29,90	Pressure, psi	19,0
Height	73,10	d ₈₀ , microns	49,4
Inlet	5,71	Water By-Pass, %	18,9
Vortex	5,51	Solids By-Pass, %	24,6
Apex	3,13	Plitt's Parameter	3,98
Ore Density, ton/m ³	2,80	Circulating Load, %	164

Mass Balance around the Classifiers

i	Size Distributions, % Passing						Classifier Efficiency	
	Mesh	Opening	Mid-Size	Feed	U'flow	O'flow	Actual	Corrected
1	3	6700	5641	100,00	100,00	100,00	0,930	1,000
2	4	4750	3989	100,00	100,00	100,00	0,930	1,000
3	6	3350	2812	100,00	100,00	100,00	0,930	1,000
4	8	2360	2003	100,00	100,00	100,00	0,930	1,000
5	10	1700	1416	100,00	100,00	100,00	0,930	1,000
6	14	1180	1001	100,00	100,00	100,00	0,930	1,000
7	20	850	714	100,00	100,00	100,00	0,930	1,000
8	28	600	505	100,00	100,00	100,00	0,930	1,000
9	35	425	357	100,00	100,00	100,00	0,930	1,000
10	48	300	252	99,01	98,51	99,82	0,930	1,000
11	65	212	178	95,16	92,75	99,11	0,930	1,000
12	100	150	126	88,61	82,93	97,90	0,930	1,000
13	150	106	89	79,01	68,56	96,12	0,930	0,999
14	200	75	63	62,21	43,41	93,00	0,820	0,839
15	270	53	45	44,85	20,47	84,76	0,504	0,377
16	400	38	33	40,32	16,80	78,84	0,338	0,135
17	0	29,1949	25	36,07	14,49	71,42	0,275	0,043
18	0	20,8799	18	32,98	13,12	65,51	0,254	0,012
19	0	15,0594	13	29,86	11,84	59,36	0,248	0,003
20	0	10,7171	5	27,97	11,09	55,63	0,246	0,000
Ore, ton/hr				1813,9	1126,2	687,7	Classifier Constants	
Water, m ³ /hr				3291,8	622,7	2669,1	a1	5,902
Slurry, ton/hr				5105,7	1748,9	3356,8	a2	5,028
Slurry, m ³ /hr				3939,6	1025,0	2914,7	a3	27,126
Slurry Dens., ton/m ³				1,296	1,706	1,152	a4	0,985
% Solids (by volume)				16,4	39,2	8,4	lamda	1,300
% Solids (by weight)				35,5	64,4	20,5	Bpc	0,070

Figura B.4 - Esquema de la Hoja de Trabajo: Reports, Classifiers Performance.

La Figura B.5 presenta la *performance* de los molinos operativos del circuito, la condición de operación de cada uno y los parámetros de molienda relacionados a la función selección y a la función de rotura.

MILL PERFORMANCE

Eff. Diameter, ft	4,5	Mill Power, kW (Gross)	2020
Eff. Length, ft	9,8	Mill Power, kW (Net)	909
Speed, % Critical	3,3	Throughput, ton/hr	1126,2
App. Density, ton/m ³	5,30	% Solids (by weight)	60,0
Charge Level, %	29,1	Sp. Energy, kW/h/ton	1,79
Balls Filling, %	40,0	Reduction Ratio	1,39
Lift Angle, (°)	83,4	Arbiter's Flow Numbe	2,08

Size Distributions, % Passing					
	Mesh	Opening	Mid-Size	Mill Feed	Mill Discharge
1	3	6700	5641	100,00	100,00
2	4	4750	3989	100,00	100,00
3	6	3350	2812	100,00	100,00
4	8	2360	2003	100,00	100,00
5	10	1700	1416	100,00	100,00
6	14	1180	1001	100,00	100,00
7	20	850	714	100,00	100,00
8	28	600	505	100,00	100,00
9	35	425	357	100,00	100,00
10	48	300	252	98,51	99,74
11	65	212	178	92,75	97,83
12	100	150	126	82,93	92,84
13	150	106	89	68,56	83,20
14	200	75	63	43,41	61,90
15	270	53	45	20,47	38,88
16	400	38	33	16,80	34,65
17	0	29,1949	25	14,49	31,90
18	0	20,8799	18	13,12	29,99
19	0	15,0594	13	11,84	28,20
20	0	10,7171	5	11,09	26,93
D ₉₀ , microns				140	101

Selection Function Parameters				Breakage Function Parameters			
alpha0	alpha1	alpha2	Dcrit	Beta00	Beta01	Beta1	Beta2
0,0010	1,33	2,50	50.000	0,50	0,60	0,09	1,00

Figura B.5 - Esquema de la Hoja de Trabajo: Reports, Mill Performance.

ANEXO C

Rangos de Operaciones

ANEXO C.1 – Variabilidad Variables de Operación

Tabla C.1 - Estadística Descriptiva Variables de Operación.

ESTADÍSTICA	% SÓL. OVERFLO W [%]	ALTURA ESPUMA [cm]	FLUJO AGUA LAVADO [m³/h]	FLUJO AIRE [m³/h]	LEY CONC. ROUGHER [%]
<i>Promedio</i>	21	100	30	1100	8,5
<i>Desviación Estándar</i>	2,5	10	10	150	2
<i>Intervalo Superior</i>	16	120	50	1400	12,5
<i>Intervalo Inferior</i>	26	80	10	800	4,5

Las Figuras C.1, C.2, C.3, C.4 y C.5 muestran, respectivamente, la variabilidad en el tiempo que han tenido variables de operación tales como el flujo de aire, flujo de agua de lavado, altura de espuma, ley de concentrado *rougher* y porcentaje de sólidos en el *overflow*.

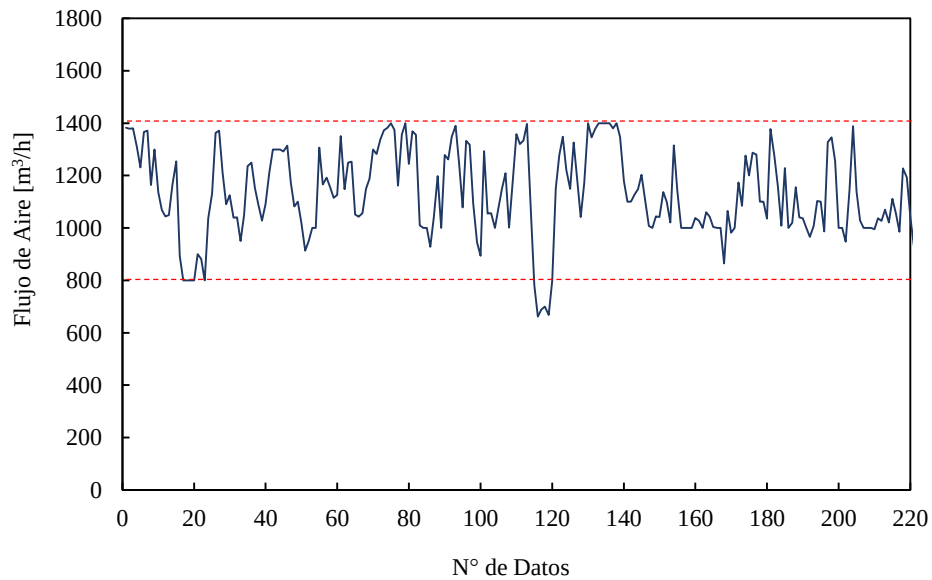


Figura C.1 - Variabilidad del Flujo de Aire

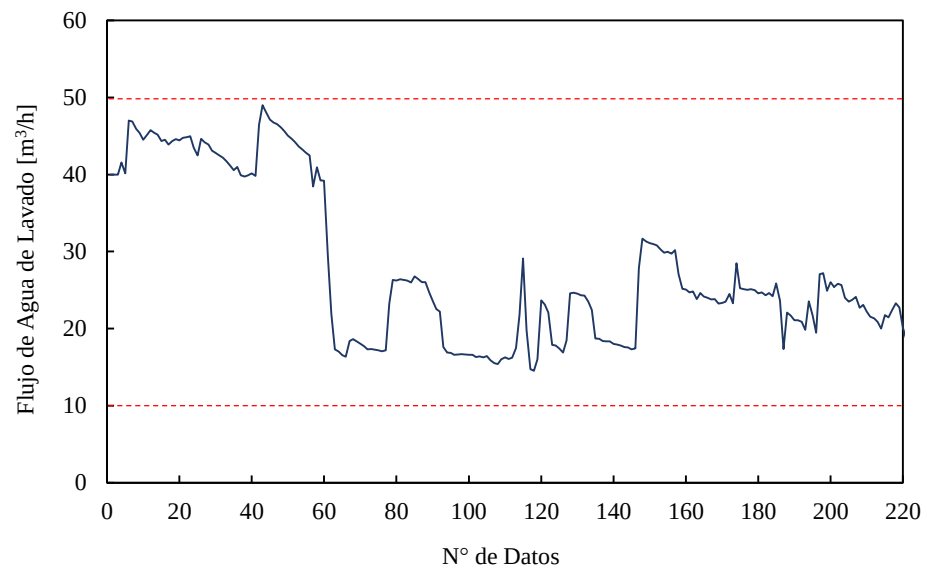


Figura C.2 - Variabilidad del Flujo de Agua de Lavado.

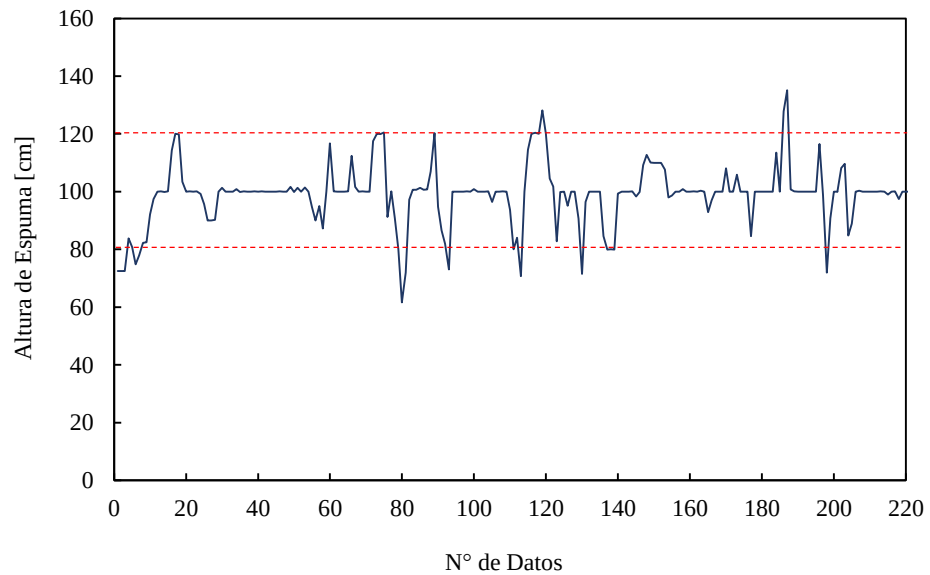


Figura C.3 - Variabilidad de la Altura de Espuma.

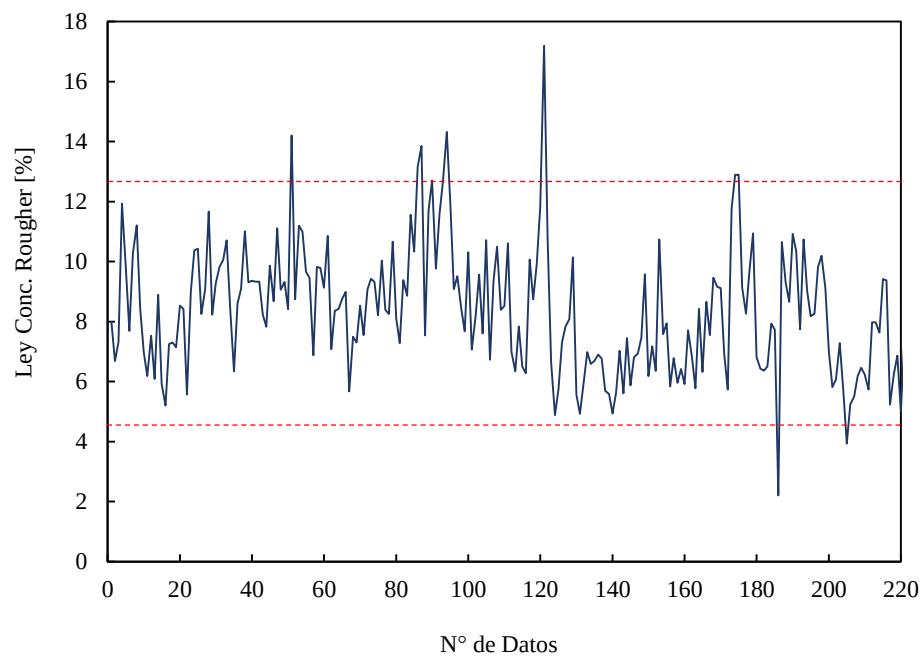


Figura C.4 - Variabilidad de la Ley Conc. Rougher.

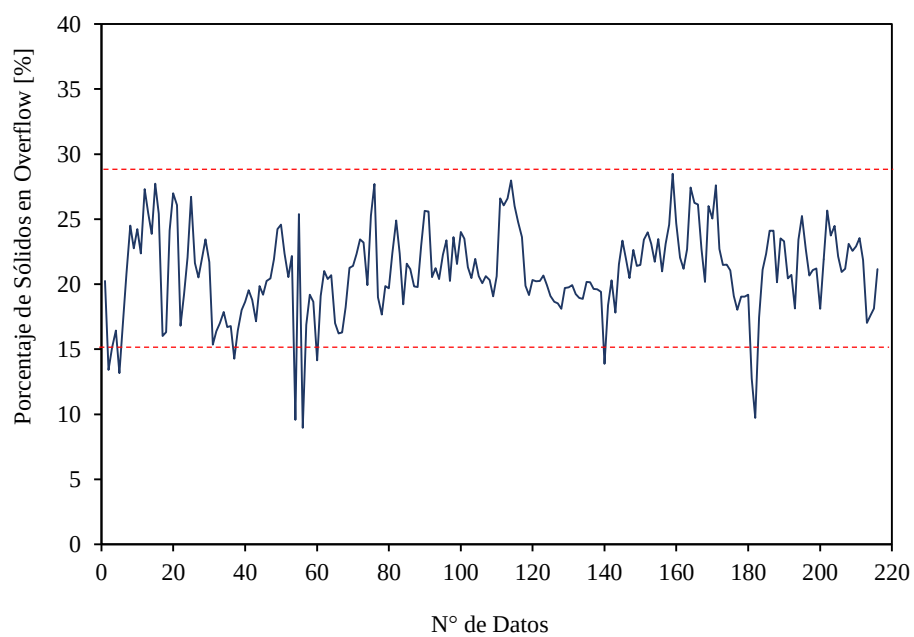


Figura C.5 - Variabilidad de Porcentaje de Sólidos en el Overflow

ANEXO C.2 – Variabilidad Ley Concentrado Final y Recuperación Columnas de Flotación

Se analizó la variabilidad de la ley del concentrado final de todos los turnos con tipos de muestras C1, C2, C3, D1 y D2. Los resultados se presentan en la Tabla C.2.

Tabla C.2 - Estadística Descriptiva Ley del Concentrado Final.

ESTADÍSTICA	LEY DE CONCENTRADO FINAL [%]
<i>Promedio</i>	24
<i>Desviación Estándar</i>	1,5
<i>Valor Máximo</i>	27
<i>Valor Mínimo</i>	21

Por otro lado, con respecto a la recuperación columnar, dado que no es una variable medible en planta, se efectuó una campaña de muestreo con el objeto de verificar la variación del desempeño metalúrgico de las columnas. Los resultados se observan en la Tabla C.3.

Tabla C.3 - Estadística Descriptiva Recuperación Columnas de Flotación

ESTADÍSTICA	LEY DE CONCENTRADO FINAL [%]
<i>Promedio</i>	50
<i>Desviación Estándar</i>	5
<i>Valor Máximo</i>	40
<i>Valor Mínimo</i>	60

ANEXO D

Tipos de Muestras Mineralógicas en la Operación

ANEXO D.1 – Muestra A1

Tabla D.1 - Características Generales Tipo de Muestra A1.

CARACTERÍSTICAS GENERALES	
<i>Ubicación y características metalúrgicas</i>	La ubicación de estas muestras está localizada en el sector Norte de la fase Donoso. El rango de recuperación es >90%.
<i>Tipo de rocas</i>	Brecha Donoso, caracterizada por matriz de turmalina, sulfuros, cuarzo y anhidrita. Con clastos angulosos principalmente de cuarzo-monzonita.
<i>Alteración</i>	Alteración dominante es cuarzo sericitica y la intensidad varía entre media a alta.
<i>Mineralización</i>	Los contenidos de sulfuros, total >5%: Pirita y Calcopirita de tamaño grueso en cúmulos dentro de la matriz y rellenando espacios abiertos. Típicamente presenta un desarrollo muy incipiente de mineralización secundaria, determinando una característica mineralógica primaria. La formación de óxido de Cu también es notablemente baja.
<i>Redox</i>	La brecha Donoso se encuentra en un ambiente predominantemente primario.

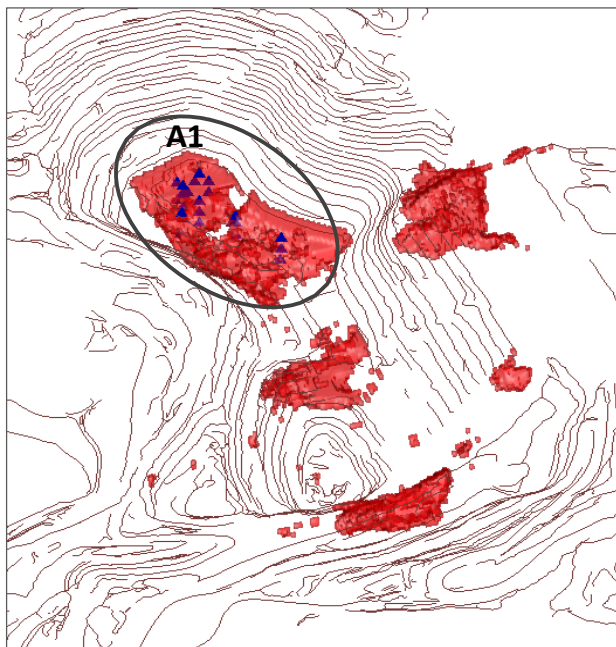


Figura D.1 - Ubicación Tipo de Muestra A1.

ANEXO D.2 – Muestra B2

Tabla D.2 - Características Generales Tipo de Muestra B2.

<i>CARACTERÍSTICAS GENERALES</i>	
<i>Ubicación y características metalúrgicas</i>	La ubicación de estas muestras está localizada en el sector central y sur del rajo Infiernillo, dentro de la fase homónima. El rango de recuperación es de 85-90%. Ambiente secundario con ocurrencia menor de CuS y óxidos de Fe
<i>Tipo de rocas</i>	Se reconoce en el sector principalmente rocas intrusivas del tipo cuarzo-monzonita de grano y ocurrencia menor de brechas de turmalina.
<i>Alteración</i>	Alteración dominante es la potásica biotítica de intensidad moderada y localmente fuerte, con sobreimposición de cuarzo-sericita-clorita débil a moderada.
<i>Mineralización</i>	Los contenidos de sulfuros, total 1-2%. La mineralización oxidada (total <3%): hematita, principalmente en vetas y fracturas, en menor cantidad limonitas, localmente es abundante la gohetita.
<i>Redox</i>	Las muestras se localizan un ambiente redox secundario, bordeando el límite primario-secundario. Esta zona se caracteriza por el reemplazo selectivo parcial de sulfuros primarios por calcosina y menor covelina. Presencia menor de óxidos de Cu chalcantita-antlerita. Limonitas menores presentes en fracturas, principalmente gohetita y ocurrencia local de yeso.

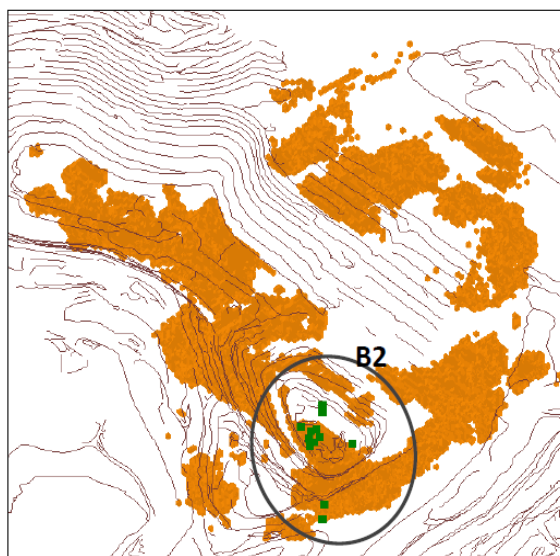


Figura D.3 - Ubicación Tipo de Muestra B2.

ANEXO D.3 – Muestra C1

Tabla D.3 - Características Generales Tipo de Muestra C1.

<i>CARACTERÍSTICAS GENERALES</i>	
<i>Ubicación y características metalúrgicas</i>	La ubicación de estas muestras está localizada en el sector Oeste de la fase Casino. El rango de recuperación es de 80-85%. Geológicamente caracterizado por intrusivos con mineralización en vetillas y diseminado, ambiente secundario con ocurrencia menor y variable de CuS y óxidos de Fe. Localmente se reconocen vetas con contenidos de sales de Cu-As
<i>Tipo de rocas</i>	Se reconoce en el sector principalmente rocas intrusivas del tipo cuarzo-monzonita de grano medio y fino de textura preservada.
<i>Alteración</i>	Alteración Potásica biotítica de intensidad débil a moderada, con biotita fina diseminada, con sobreimposición de sericita-clorita selectivas. Se reconoce además alteración cuarzo-sericita-clorita débil, vetillas de turmalina y especularita.
<i>Mineralización</i>	Los contenidos de sulfuros: Pirita>>Calcopirita y menor de Calcosina (total de sulfuros <1-2%) en vetillas>>diseminado. La mineralización oxidada (total 3-10%): hematita principalmente en vetas y fracturas. Escasos óxidos de Cu.
<i>Redox</i>	La muestra se localiza en un ambiente redox secundario, caracterizado por el reemplazoselectivo parcial de sulfuros primarios por calcosina y menor covelina. Alto fracturamiento de la roca y presencia de óxidos de hierro en vetillas y fracturas.

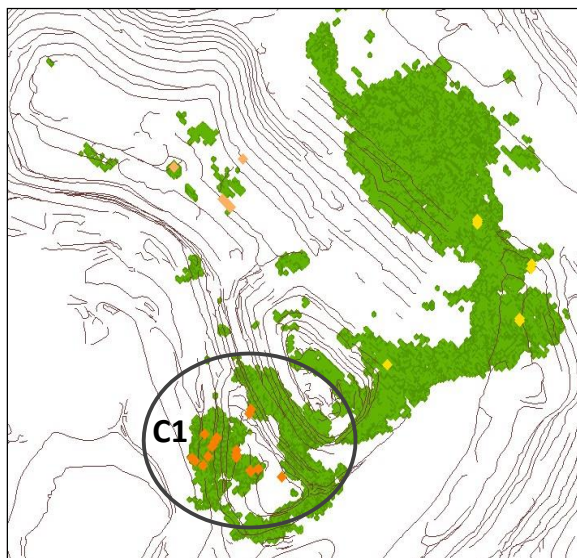


Figura D.5 - Ubicación Tipo de Muestra C1.

ANEXO D.4 – Muestra C2

Tabla D.4 - Características Generales Tipo de Muestra C2.

CARACTERÍSTICAS GENERALES	
<i>Ubicación y características metalúrgicas</i>	La ubicación de estas muestras está localizada en el sector Sur de la fase Donoso. El rango de recuperación es de 80-85%. Geológicamente, se localiza en un sector estructural complejo por presencia de fallas y corresponde a un área de contactos litológicos. Ambiente secundario moderadamente desarrollado con ocurrencia menor y variable de CuS y óxidos de Fe.
<i>Tipo de rocas</i>	Se reconocen principalmente brechas de turmalina, turmalina-sulfuros, Brecha Central y Brecha Occidente, menor Brecha Donoso. La composición de los clastos de brechas corresponde predominantemente a intrusivos cuarzomonzoníticos y en menor cantidad pórfidos.
<i>Alteración</i>	Estas brechas se encuentran alteradas por cuarzo-sericita con intensidad moderada a fuerte, se reconoce presencia local de arcillas, obliterando la textura original de los clastos asociada con zonas estructurales.
<i>Mineralización</i>	Los sulfuros (total 1-2%) reconocidos corresponden a: Pirita (60-80%) >Calcopirita en vetillas y diseminado. Reemplazo selectivo parcial de sulfuros primarios por calcosina y menor covelina.
<i>Redox</i>	La muestra se localiza en el ambiente redox secundario, caracterizado por el reemplazo selectivo parcial de sulfuros primarios por calcosina y menor covelina. Alto fracturamiento de la roca y presencia de óxidos de hierro en vetillas y fracturas.

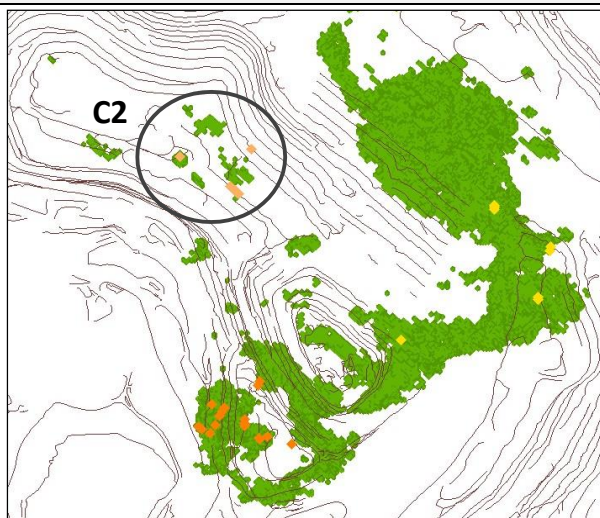


Figura D.7 - Ubicación Tipo de Muestra C2.

ANEXO D.5 – Muestra C3

Tabla D.5 - Características Generales Tipo de Muestra C3.

CARACTERÍSTICAS GENERALES	
<i>Ubicación y características metalúrgicas</i>	La ubicación de estas muestras está localizada en el sector Sur-Este de Infiernillo. El rango de recuperación es de 80-85%. Geológicamente, se localiza en un sector estructural complejo por presencia de fallas y corresponde a un área de contactos litológicos. Ambiente secundario moderadamente desarrollado con ocurrencia variable de CuS y óxidos de Fe.
<i>Tipo de rocas</i>	Las rocas de este sector y muestreadas corresponden a: Andesita y cuarzomonzonita brechizada, y Brecha Occidente.
<i>Alteración</i>	Dominantemente clorita-sericita-cuarzo de intensidad moderada, localmente argilización selectiva y yeso relictos en fracturas.
<i>Mineralización</i>	Los contenidos de sulfuros: Pirita>Calcopirita con pátinas de Calcosina. Se identifica en la mineralización oxidada de hierro (total <5%): hematita, hematita-especular < gohetita + jarosita (jarositas anaranjadas?); oxidados de cobre (total 1%): chalcantita + antlerita, trazas de delafosita y cuprita.
<i>Redox</i>	La muestra se localiza en un ambiente redox secundario dominante y menor ambiente parcial lixiviado, caracterizado por el reemplazo selectivo parcial de sulfuros primarios por calcosina y menor covelina. Presencia menor de óxidos de Cu chalcantita- antlerita. Limonitas presentes en fracturas. Alto fracturamiento de la roca y presencia de óxidos de hierro en vetillas y fracturas.

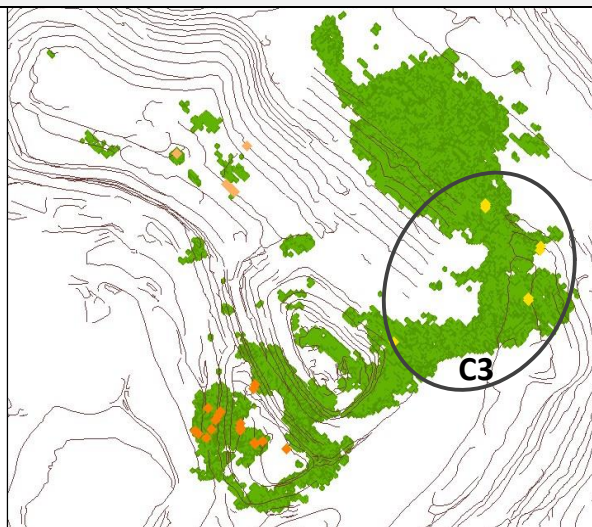


Figura D.9 - Ubicación Tipo de Muestra C3.

ANEXO D.6 – Muestra D1

Tabla D.6 - Características Generales Tipo de Muestra D1.

CARACTERÍSTICAS GENERALES	
<i>Ubicación y características metalúrgicas</i>	La ubicación de estas muestras está localizada en el sector Oeste de Infiernillo. El rango de recuperación es de 70-80%. Mineralogía secundaria con ocurrencia variable de Cu soluble. Hidróxidos de Fe importantes.
<i>Tipo de rocas</i>	Se reconoce en el sector principalmente la Cuarzomonzonita de grano medio y fino de textura preservada, la cual corresponde a la roca muestreada.
<i>Alteración</i>	Alteración Potásica de intensidad débil, con biotita fina diseminada, vetillas tipo E y EB, con sobreimposición de clorita>sericita. También se reconoce alteración cuarzo-sericita débil y moderada en vetas con especularita. Alteración supérgena importante, con presencia de óxidos-hidróxidos de Fe.
<i>Mineralización</i>	Los contenidos de sulfuros: Pirita>>Calcopirita-Calcosina (total de sulfuros 1.5-2%). Se identifica en la mineralización oxidada de fierro (total ~5%): hematita-hematita especular>jarosíta (ghoetita); sulfatos de cobre chalcantita y antlerita. Trazas de cuprita, tenorita, delafossita y Cu nativo.
<i>Redox</i>	La muestra fue colectada desde una zona con ambiente redox transicional entre ambiente parcial lixiviado y ambiente secundario. Típicamente caracterizado por presencia abundante de limonitas supérgenas en fracturas, sulfuros secundarios reemplazando parcialmente a la mineralogía primaria, presencia local y variable de óxidos de Cu tales como chalcantita, antlerita. A nivel de traza se reconoce presencia de cuprita, tenorita, delafossita, Cu nativo. La zona se caracteriza por un fuerte fracturamiento de la roca.

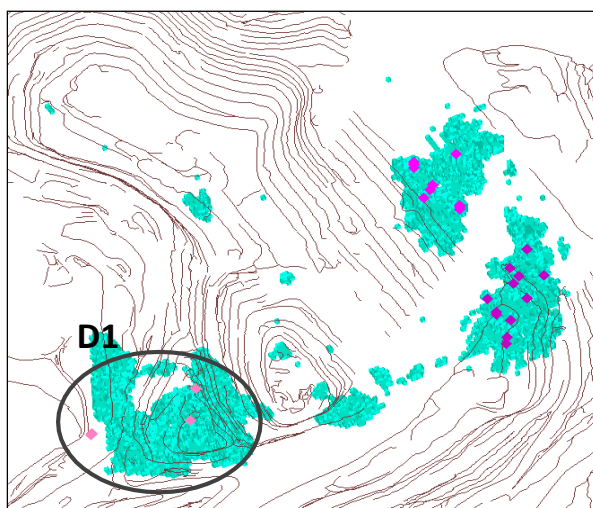


Figura D.11 - Ubicación Tipo de Muestra D1.

ANEXO D.7 – Muestra D2

Tabla D.7 - Características Generales Tipo de Muestra D2.

CARACTERÍSTICAS GENERALES	
<i>Ubicación y características metalúrgicas</i>	La ubicación de estas muestras está localizada en el sector Este de Infiernillo. El rango de recuperación es de 70-80%. Mineralogía primaria + secundaria con ocurrencia variable de Cu soluble. Hidróxidos de Fe importantes.
<i>Tipo de rocas</i>	Se reconoce en el sector Cuarzomonzonitas, Porfidos Cuarzomonzoníticos, Andesitas en la superficie, Brechas Ígnea, las que fueron representadas en el muestreo.
<i>Alteración</i>	Se reconoce la sericita-clorita con trazas de epidota, con intensidad variable de débil a fuerte, magnetita finamente diseminada. Localmente se reconoce alteración argílica selectiva. Trazas de carbonatos (calcita). Alteración supérgena importante, con presencia de óxidos - hidróxidos de Fe.
<i>Mineralización</i>	Los sulfuros reconocidos corresponden a: Pirita+(Calcopirita)+Trazas de Calcosina (total 2%) en vetillas y diseminado. Se identifican óxidos de fierro, cobre y molibdeno. Fierro <10%; trazas de cuprita, delafosita y ferrimolibdita diseminada.
<i>Redox</i>	La muestra se localiza en un ambiente redox transicional entre ambiente parcial lixiviado y ambiente secundario. Típicamente caracterizado por presencia abundante de limonitas supérgenas en fracturas, sulfuros secundarios reemplazando parcialmente a la mineralogía primaria, presencia local y variable de óxidos de Cu tales como chalcantita, antlerita. Fuerte fracturamiento de la roca.

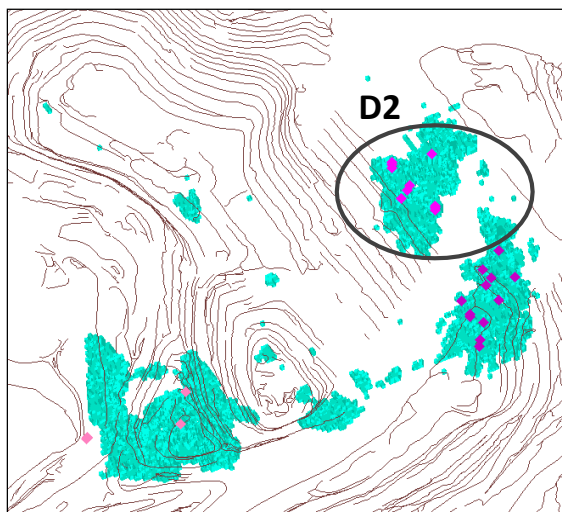


Figura D.13 - Ubicación Tipo de Muestra D2.

ANEXO D.8 – Muestra D3

Tabla D.8 - Características Generales Tipo de Muestra D3.

CARACTERÍSTICAS GENERALES	
<i>Ubicación y características metalúrgicas</i>	La ubicación de estas muestras está localizada en el sector Sur-Este de Infiernillo. El rango de recuperación se encuentra entre 70-80%. Mineralogía primaria + secundaria con ocurrencia variable de Cu soluble.
<i>Tipo de rocas</i>	Las rocas de este sector corresponden a: Brechas de turmalina (Casino) de roca; Cuarzomonzonita de grano media y fino, Pórfido Cuarzomonzonítico.
<i>Alteración</i>	Con alteración cuarzo-sericita, sericita-clorita de intensidad moderada, con presencia de arcillas selectivas, turmalina diseminada, vetillas y pequeños cúmulos, particularmente se identifica magnetita muy fina diseminada. Se reconoce carbonatos en fracturas.
<i>Mineralización</i>	Los contenidos de sulfuros: Pirita>Calcopirita en vetillas y diseminado, muy localmente trazas de Calcosina reemplazando mineralogía primaria. Se identifica en la mineralización oxidada de fierro (total >5%): hematita-hematita especular>jarosita; oxidados de cobre (total 1%): chalcantita + antlerita, trazas de delafosita y cuprita. También se reconocen en algunas muestras trazas de óxidos de molibdeno.
<i>Redox</i>	La muestra se localiza en un ambiente redox transicional entre ambiente parcial lixiviado y ambiente secundario. Típicamente caracterizado por presencia abundante de limonitas supérgenas en fracturas, sulfuros secundarios reemplazando parcialmente a la mineralogía primaria, presencia local y variable de óxidos de Cu tales como chalcantita, antlerita. Fuerte fracturamiento de la roca.

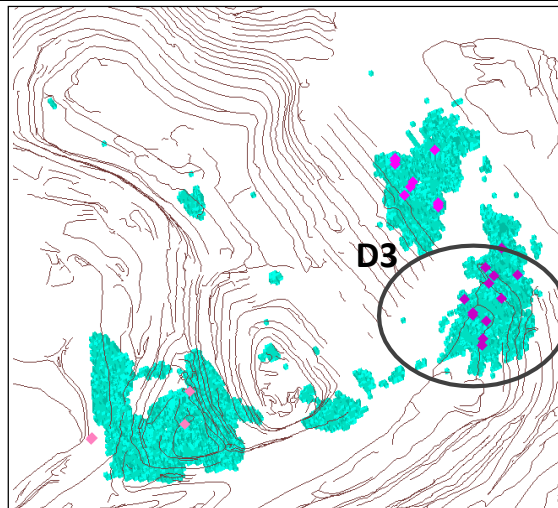


Figura D.15 - Ubicación Tipo de Muestra D3.

ANEXO D.9 – Muestra E1

Tabla D.9 - Características Generales Tipo de Muestra E1.

CARACTERÍSTICAS GENERALES	
<i>Ubicación y características metalúrgicas</i>	La ubicación de estas muestras está localizada en el sector Sur-Oeste de Infiernillo. El rango de recuperación es menor a 70%. Históricamente el peor desempeño en el proceso de recuperación.
<i>Tipo de rocas</i>	Se reconoce en el sector principalmente el intrusivo Cuarzomonzonita de variedad granulométrica desde medio a fino y porfídico, la cual corresponde a la roca muestreada.
<i>Alteración</i>	Con alteración potásica biotítica débil a la que se sobreimpone predominantemente la fílica tipo sericita- clorita y cuarzo-sericita, ambas de intensidad moderada. Alteración supérgena importante, caracterizada por abundantes limnitas y subordinadamente arcillas supérgenas.
<i>Mineralización</i>	Los contenidos de sulfuros: Piritita>Calcopirita-Calcosina (total de sulfuros<1%). Se identifica en la mineralización oxidada de Fe (total ~5%); hematita-hematita especular- ghoetita +- jarosita; sulfatos de cobre presentes en concentración variable, del tipo Chalcantita - antlerita. Ocurrencia local de cobre nativo, cuprita y delafossita.
<i>Redox</i>	La muestra se localiza en el ambiente parcial lixiviado y secundario, representa una zona límite óxido- reducción. Zona de roca muy fracturada, abundantes limonitas en fracturas, sulfuros primarios y secundarios relictos. Localmente se reconocen sulfatos del tipo antlerita-chalcantita.

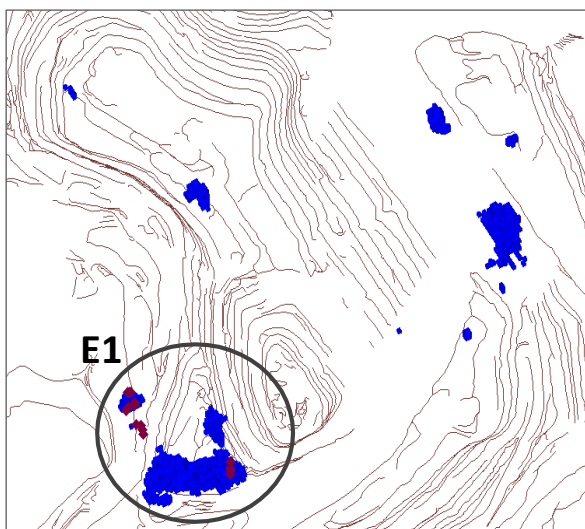


Figura D.16 - Ubicación Tipo de Muestra E1.

ANEXO E

Errores Instrumentales y de Estimaciones

En la Tabla E.1 se presentan los turnos de operación y las respectivas desviaciones en la ley del concentrado final, al considerar el efecto de errores instrumentales o de estimaciones.

Tabla E.1 – Ponderación Error Instrumental y de Estimaciones.

VARIABLES DE OPERACIÓN	DESVIACIÓN DEL ERROR	TURNOS SIMULADOS								
		1	2	3	4	5	6	7	8	9
<i>Altura de Espuma</i>	-12 [cm]	-0,25	-0,23	-0,23	-0,21	-0,23	-0,23	-0,21	-0,23	-0,22
	+12 [cm]	0,25	0,23	0,23	0,21	0,23	0,23	0,21	0,23	0,22
<i>Flujo de Aire</i>	-140 [m3/h]	0,96	0,98	0,90	0,84	0,94	0,87	0,81	0,83	0,89
	+140 [m3/h]	-0,85	-0,82	-0,84	-0,72	-0,85	-0,81	-0,80	-0,83	-0,77
<i>% Sólido Alimentación Columnas</i>	-2,7 [%]	-0,46	-0,44	-0,47	-0,44	-0,43	-0,46	-0,46	-0,44	-0,44
	+2,7 [%]	0,47	0,44	0,47	0,44	0,43	0,46	0,46	0,44	0,44
<i>Ley Alimentación Columnas</i>	-0,35 [%]	1,16	1,11	1,12	1,15	1,13	1,14	1,13	1,14	1,12
	+0,35 [%]	-0,91	-0,92	-0,89	-0,90	-0,90	-0,92	-0,93	-0,90	-0,89
<i>Gas Holdup</i>	-2 [%]	-0,28	-0,30	-0,31	-0,31	-0,31	-0,31	-0,30	-0,31	-0,30
	+2 [%]	0,28	0,30	0,31	0,31	0,31	0,31	0,30	0,31	0,30
<i>Factor F_{cro}</i>	-0,050	-0,25	-0,23	-0,23	-0,21	-0,23	-0,23	-0,21	-0,23	-0,22
	0,050	0,25	0,23	0,23	0,21	0,23	0,23	0,21	0,23	0,22
<i>Ponderación final</i>	±1,66									

ANEXOS F

Analizadores en Línea

Thermo Scientific AnStat-230

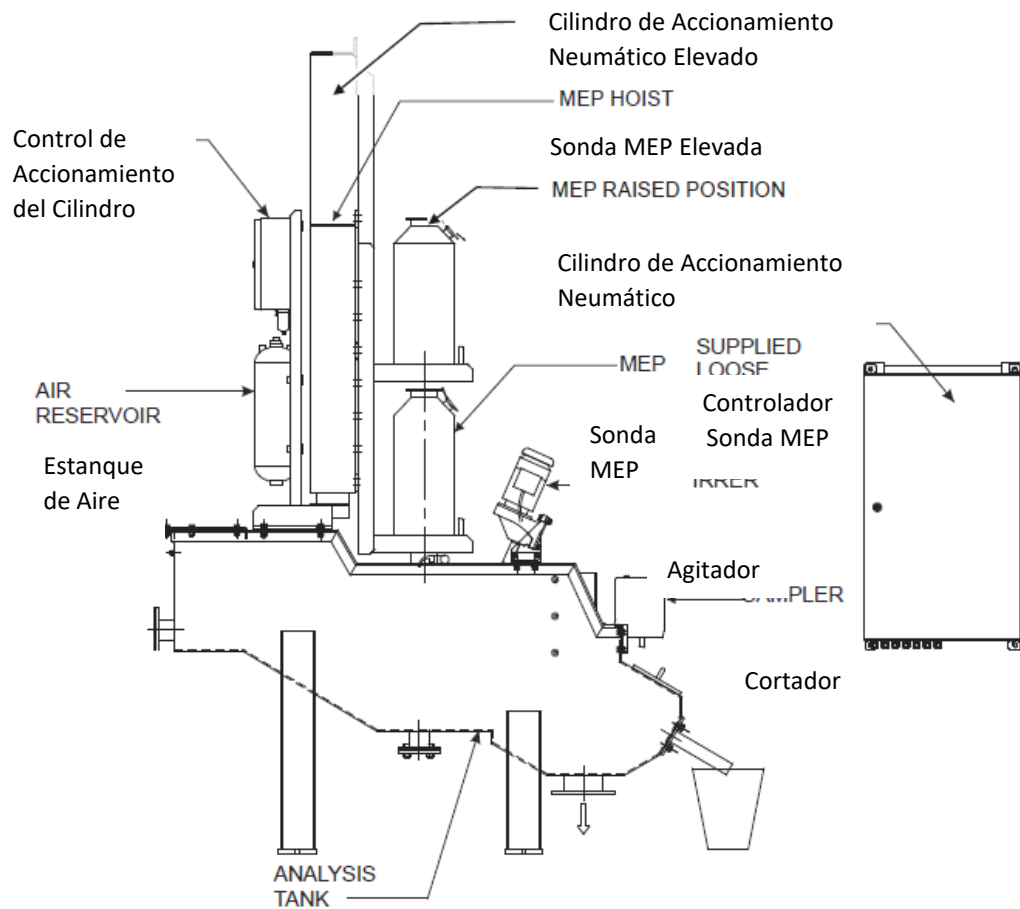
ANEXO F.1 - Configuración General *Thermo Scientific AnStat-230*

Thermo Scientific AnStat-230 es un equipo de control ocupado en plantas de procesamiento de minerales, que facilita análisis a tiempo real de elementos y de densidad, a través de una sonda de elementos múltiples XRF (MEP). (Thermo Fisher, 2011)

La sonda de análisis de multielemento (MEP) es un dispositivo fluorescente de dispersión de energía (XRF) de alta sensibilidad y selectividad, el cual es capaz de medir hasta 20 elementos y densidad simultáneamente. El MEP utiliza un detector de rayos X de estado sólido de Si (Li) refrigerado con nitrógeno líquido cuya sensibilidad permite la medición de concentraciones muy bajas de elementos, como los que se encuentran en las corrientes de relaves. Cada elemento en la suspensión emite rayos X fluorescentes de una energía e intensidad que es característica de ese elemento y su concentración. Los rayos X fluorescentes inciden sobre el detector para producir pequeños pulsos eléctricos que se forman y se amplifican. La amplitud máxima del pulso es proporcional a la energía de la radiación incidente. La cantidad de rayos X es proporcional a la concentración elemental en la suspensión.

Thermo Scientific AnStat está diseñado para entregar al analizador una muestra representativa de la corriente. Para esto, el tanque de análisis *Thermo Scientific AnStat* se encuentra diseñado especialmente para desairar y mezclar de manera homogénea la pulpa, con el fin de generar un muestreo característico. Por otro lado, el sistema de muestreo considera dos etapas. La primera etapa es un sistema de corte fijo y la segunda etapa es una muestra de corte transversal que se encuentra en la salida del tanque de análisis. El cortador de muestras permite efectuar cortes manuales de muestras, cortes automáticos y cortes remotos.

Los componentes típicos del sistema de análisis y muestreo en línea se muestran en la Figura F.1.



Tanque

Figura F.2 - Esquema de Diseño del Thermo Scientific AnStat. (Thermo Fisher, 2011)

ANEXO F.2 - Especificación Técnica *Thermo Scientific AnStat-230*

Tabla F.1 - Especificaciones Generales.

ESPECIFICACIONES GENERALES	
<i>Cantidad de corrientes</i>	Una (análisis continuo).
<i>Tiempo de actualización de análisis</i>	Típicamente 1 minuto
<i>Sistema de detección</i>	Detector de estado sólido Si (Li), refrigerado por LN2.
<i>Capacidad de medición</i>	Todos los elementos con número atómico superior a 20.

Tabla F.2 - Especificación de Muestras Metalúrgicas.

MUESTREO	
<i>Metodología de diseño</i>	El diseño del muestreador es proporcional y continuo e integra todas las etapas de muestreo. Un mínimo de 5 cortadores verticales muestrean la corriente homogeneizada en un vertedero de desbordamiento. Se toma una fracción mínima del 4% en cada etapa.
<i>Flujo de corriente</i>	Acomoda flujos de 4 a 23,800 m ³ / h (disponible en 1 a 4 etapas, en función del caudal). Anchuras estándar del tanque y combinaciones usadas. Tanque diseñado para asegurar la desaireación de la lechada antes de la zona de análisis de la sonda.
<i>Muestreo - Fase final</i>	Se instala un pequeño muestreador transversal para cortar la muestra final. Esto se puede programar para cortar muestras para calibración o cambiar muestras compuestas.

Tabla F.3 - Precisiones de Análisis Típicos.

RANGO DEL ENSAYO (% ELEMENTO POR PESO)	ERROR RELATIVO
0,05 – 0,2	4 – 6%
0,2 – 1.0	3 – 5%
1,0 – 10	2 – 4%
10 – 80	1 – 2%

ANEXOS G

Manual del Simulador

A continuación se detallará el procedimiento que se deberá utilizar para ejecutar el simulador desde *Excel*.

1. Llamada de Datos

Tal como se presenta en la Figura G.1, en la primera hoja de datos nombrada **Llamada de Datos**, se efectúa el vínculo entre los datos de operación desde la plataforma *PI System* y el simulador metalúrgico. A continuación se detallará el procedimiento de uso del simulador.

1. Oprimir Botón **Actualizar Fecha**. Se ingresará el turno de operación que se desea consultar. Ver Figura G.2.
2. Oprimir Botón **Llamada de Datos**. Se llamará, desde la plataforma *PI System*, todos los datos necesarios para efectuar la simulación.
3. Oprimir Botón **Simular**. Se simulará la operación del circuito de remolienda-clasificación y columnas de flotación.
4. Oprimir Botón **Rango Óptimo**. Se verificará si el turno de operación se encuentra dentro del rango válido de operación de la simulación.

LLAMADA DE DATOS

2 Llamada de Datos

3 Simular

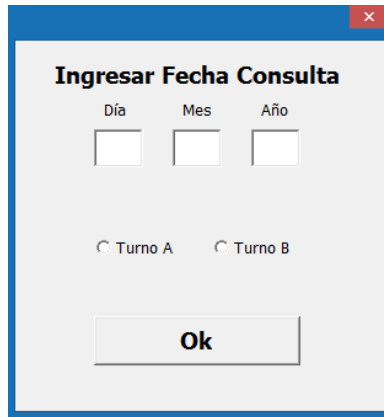
4 Rango Óptimo

Fecha Inicio	07-08-17 08:00:00
Fecha Fin	07-08-17 20:00:00

1 Actualizar Fecha

RANGO DE OPERACIÓN			
Variables	Min	Max	Turno de Operación
Tipo de Muestra			D2
Ley Conc. Rougher [%]	5	12	9,46
Porc. Sólidos Underflow [%]	55	86	57
Porc. Sólidos Overflow [%]	16	26	27
Flujo de Aire [m ³ /h]	800	1400	1065
Nivel de Espuma [%]	40	60	50
Flujo de Agua de Lavado [m ³ /h]	10	50	23
N° de Columnas Operativas	4		4

Figura G.2 - Esquema de la Hoja de Datos Excel: Llamada de Datos.



The image shows a software window titled "Ingresar Fecha Consulta". It features a blue border and a red close button in the top right corner. The main area is light gray and contains three input fields for "Día", "Mes", and "Año". Below these fields are two radio buttons labeled "Turno A" and "Turno B". At the bottom is a large "Ok" button.

Figura G.3 - Esquema de la ventana al consultar por algún turno de operación.

2. Ajuste Simulador

Tal como se presenta en la Figura G.3, en la segunda hoja de datos nombrada **Parámetros de Ajuste**, se realiza el ajuste del simulador con el efecto de acotar la incertidumbre de predicción. A continuación se detallará el procedimiento de su utilización.

1. Oprimir Botón **Ajuste**. Se efectuará el ajuste correspondiente, o al flujo de aire o a la recuperación máxima de la zona de colección de la pirita, si el error del simulador es mayor a 1,65 [%].
2. Oprimir Botón **Volver a Simular**. Se volverá a ejecutar la simulación, pero ahora considerando los ajustes correspondientes.

1

Ajuste

2

Volver a Simular

Fecha Inicio

13-06-17 08:00:00

Fecha Fin

13-06-17 20:00:00

Parametros Modelo - Columna	Cpy	Cals	Pi	Gang
S (R max, Rec Colección)	0,90	0,90	0,63	0,27
Kr (k max, Cinética)	0,45	0,45	0,36	0,32
PRf (R maz, Rec. Espuma)	0,98	0,98	0,49	0,29

Variables	Valor Simulador	Valor Planta	Error, %
Ley Cu Final, %	26,94	25,59	-1,35

Figura G.6 - Esquema de la Hoja de Datos Excel: Parámetros de Ajuste.

3. Visualización Operación Circuito Remolienda-Clasificación

En la Figura G.4 se presenta la tercera hoja de datos nombrada **PFD Remolienda-Clasificación**. En ella se muestra una representación gráfica del proceso de remolienda-clasificación.

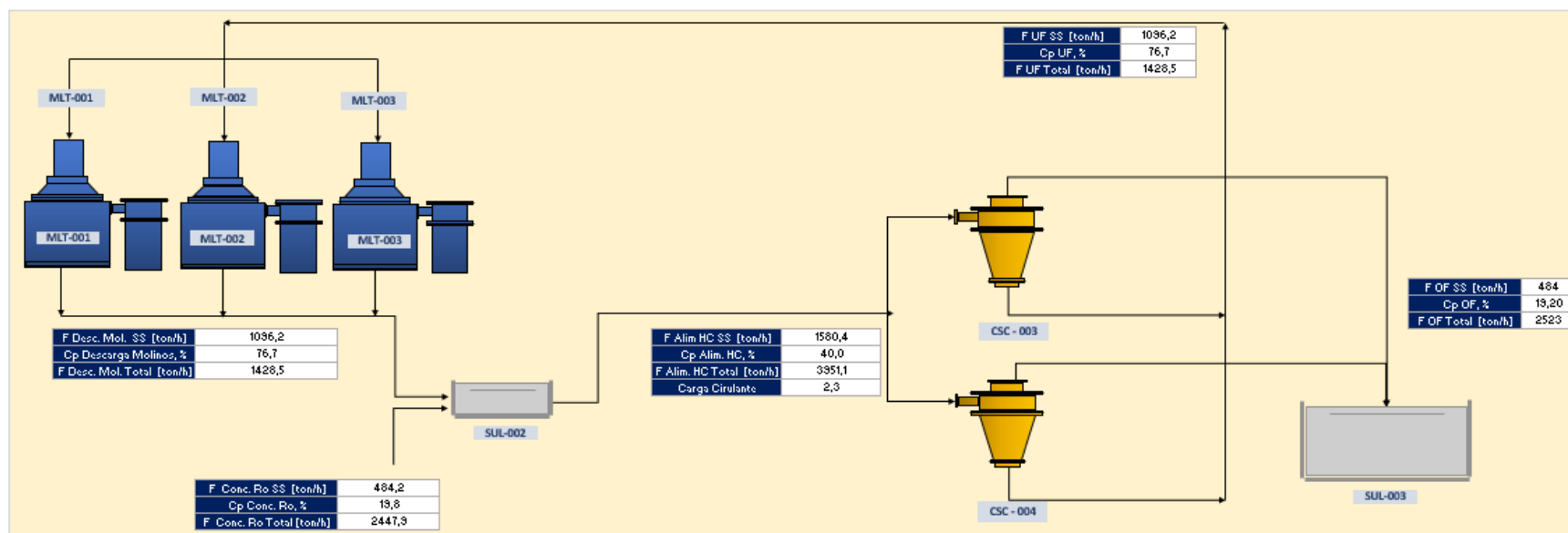


Figura G.7 - Esquema de la Hoja de Datos Excel: PFD Remolienda-Clasificación.

4. Visualización Operación Circuito Remolienda-Clasificación

En la Figura G.5 se presenta la cuarta de datos nombrada **PFD General**. En ella se muestra una representación gráfica del proceso de remolienda-clasificación y de flotación columnar.

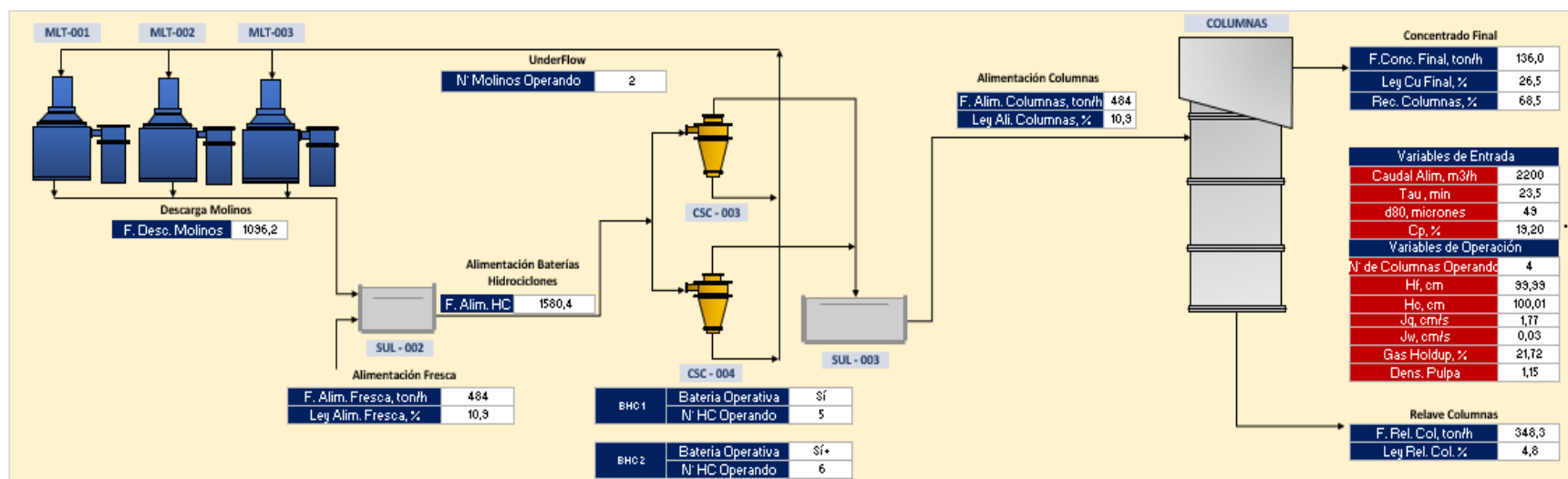


Figura G.8 - Esquema de la Hoja de Datos Excel: PFD General.

5. Visualización Balances

En la Figura G.6 se muestra la quinta hoja de datos llamada **Balances**. En ella se indican todos los resultados provenientes de los balances (de masa global, por componente, de finos) ocupados en el simulador.

BALANCES REMOLIENDA									
MINEROLOGÍA		BALANCES DE MASA CIRCUITO REMOLIENDA							
Alim. Fresca		Etapa: Remolienda	Alim. Fresca	Molino Alim.	Molino Descarga	Ciclón Alim.	Ciclón UF	Ciclón OF	Agua de Procesos
Flujo de Calcopirita, ton/h	104,4	Flujo Min., ton/hr	484,2	1096,2	1096,2	1580,4	1096,2	484,2	
Flujo de Calcosina, ton/h	20,9	Agua, m³/hr	1963,7	332,2	332,2	2370,6	332,2	2038,4	74,7
Flujo de Pirita, ton/h	150,8	Pulpa, ton/hr	2447,9	1428,5	1428,5	3951,1	1428,5	2522,6	74,7
Flujo de Gang, ton/h	208,2	Pulpa, m³/hr	2125,1	697,7	697,7	2897,4	697,7	2199,8	74,7
Flujo Min. Alim. Fresca, ton/h	484,2	Dens. Pulpa, ton/m³	1,2	2,0	2,0	1,4	2,0	1,1	1,0
% Solido Alim. Fresca	19,8	% Solidos (en peso)	19,8	76,7	76,7	40,0	76,7	19,2	
Flujo Min. Alim. Fresca	2397,7	D80, micrones	136,5	119,4	84,0	98,0	119,4	49,4	

BALANCES COLUMNAS									
Condiciones de Operación		Índices de Producción							
D80, micrones	49,4	Ley Concentrado Columnas	26,5						
Ley Alim Columnas, %	10,9	Recuperación Columnas	68,5						
Caudal Alim Columnas, m³/h	549,9								
Tiempo de Residencia, min	23,5								

BALANCES DE MASA CIRCUITO LIMPIEZA									
MINEROLOGÍA		Etapa: Limpieza	Alim. Columnas	Colas	Concentrado				
Alim. Columnas									
Flujo de Calcopirita, ton/h	104,4	Flujo Min., ton/hr	484,2	348,3	136,0				
Flujo de Calcosina, ton/h	20,87	Agua, m³/hr	2038,4	1823,4	236,8				
Flujo de Pirita, ton/h	150,8	Flujo Total, ton/hr	2522,6	2171,7	372,8				
Flujo de Gang, ton/h	208,2	Pulpa, m³/hr	2200	1940	372				
Flujo Min. Alim. Col., ton/h	484,2	Dens. Pulpa, ton/m³	1,15	1,12	1,32				
% Solido Conc. Ro	19,2	% Solidos (en peso)	19,2	16,0	36,5				
Flujo Min. Conc. Ro	2522,6	Ley Cu	10,9	4,76	26,5				

Figura G.9 - Esquema de la Hoja de Datos Excel: Balances.

6. Sensibilidad de Variables de Operación del Circuito de Columnas de Flotación

En la Figura G.7 se muestra la sexta hoja de datos llamada **Sensibilidad**. En ella se ejecuta la sensibilización de las variables de operación propias de una columna de flotación, tales como: alta de espuma, flujo de aire, flujo de agua de lavado, ley de alimentación, porcentaje de sólidos y número de columnas operativas.

Al oprimir el Botón **Sensibilización**, inmediatamente se efectuará la sensibilización de la respectiva variable, arrojando un gráfico con las respectivas variaciones en la ley del concentrado final y la recuperación columnar.

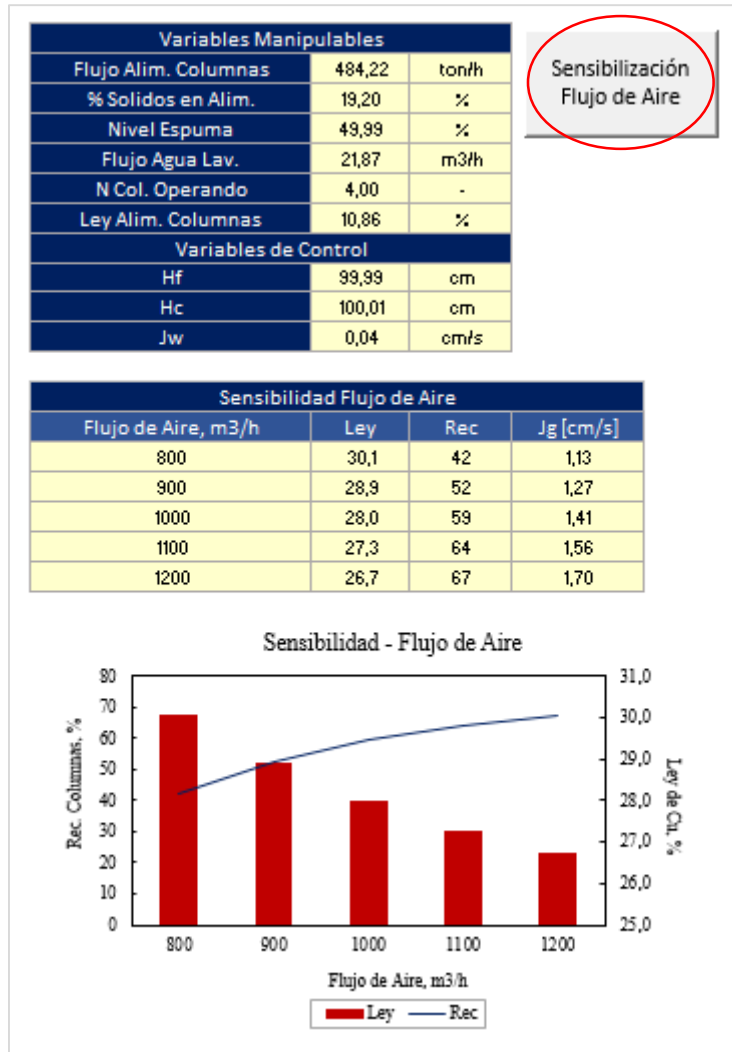
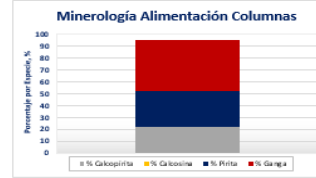


Figura G.10 - Esquema de la Hoja de Datos Excel: Sensibilización.

7. Entrega de Informe Final

En la Figura G.8 se presenta un informe final el cual muestra todas las condiciones de operación de la simulación como también los resultados metalúrgicos finales y el error de predicción de la simulación.

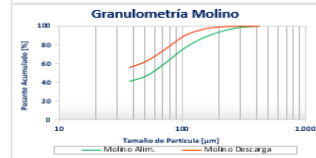
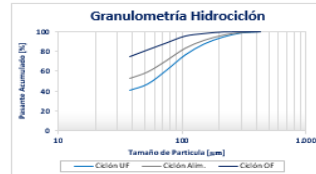
MINEROLOGÍA ALIMENTACIÓN FRESCA	
Especie Mineralógica	Alim. Columnas
% Calcopirita	22
% Calcocina	0,01
% Pirita	31
% Ganga	43
Ley de Cu, %	10,9
Flujo Mía., ton/hr	494



REMOLIENDA

CONDICIONES DE OPERACIÓN - HIDROCICLONES	
N. Baterías Operando	2
N. Cicloses Operando	11
N. Cicloses Disponibles	0
Presión Cicloses	20

CONDICIONES DE OPERACIÓN - MOLINOS	
N. Molinos Operando	2
Potencia Neta por Molino	900
Carga Cícloste d50c	2,26



BALANCE DE MASA - REMOLIENDA							
Etapas: Remolienda	Alim. Fresca	Molino Alim.	Molino Descarga	Ciclón Alim.	Ciclón UF	Ciclón OF	Agua de Procesos
Flujo Mía., ton/hr	494	1096	1096	1580	1096	494	0
Agua, m³/hr	1964	332	332	2311	332	2030	75
Pulpa, ton/hr	2448	1428	1428	3351	1428	2523	75
Pulpa, m³/hr	2125	698	698	2897	698	2200	75
Dens. Pulpa, ton/m³	1	2	2	1	2	1	1
% Sólidos (en peso)	20	77	77	40	77	19	0
D80, micrones	137	119	84	38	119	4,9	0

COLUMNAS

CONDICIONES DE OPERACIÓN - COLUMNAS	
D80, micrones	59
Ley Alim. Columnas, %	5,4
Caudal Alim. Columnas, m³/h	595
Tiempo de Residencia, min	24

BALANCE DE MASA - COLUMNA			
Etapas: Limpieza	Alim. Columnas	Colas	Concentrado
Flujo Mía., ton/hr	494	349	136
Agua, m³/hr	2038	1823	237
Pulpa, ton/hr	2523	2172	373
Pulpa, m³/hr	2200	1940	372
Dens. Pulpa, ton/m³	1,1	1,3	
% Sólidos (en peso)	19	36	36
Ley de Cu, %	10,9	4,0	26,5

Índices de Producción	
Ley Cu Final	26,5
Recuperación Columnas	68,5

ERRORES Y SENSIBILIDADES COLUMNAS

Variables	Valor Simulador	Valor Planta	Error %
Ley Cu Final, %	26,5	25,6	-0,3

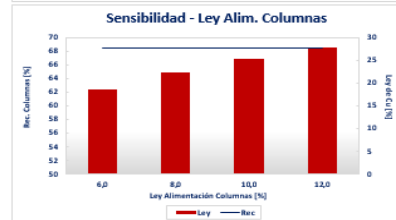
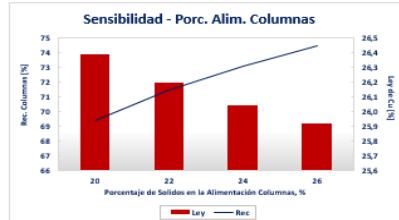
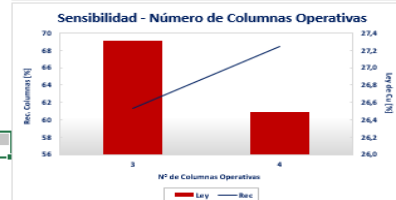
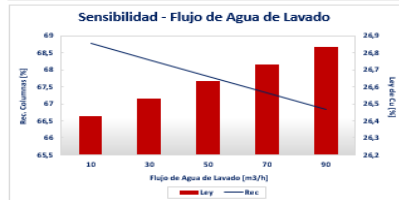
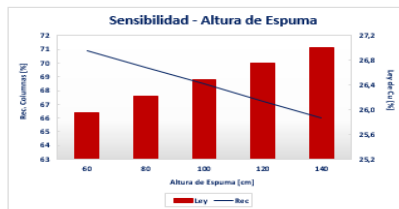


Figura G.11 - Esquema de la Hoja de Datos Excel: Informe Final.

