

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DE VALPARAÍSO
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA DE INGENIERÍA QUÍMICA



PROYECTO PARA OPTAR AL TÍTULO DE
“INGENIERO CIVIL EN METALURGIA EXTRACTIVA”

**ANÁLISIS DE ESTRATEGIA OPERACIONAL EN
FLOTACIÓN COLUMNAR PLANTA LAS
TÓRTOLAS, DIVISIÓN LOS BRONCES
ANGLO AMERICAN**

Fabiola Valdebenito Norambuena

Profesores guías:

Amelia Dondero Carrillo

Javier Silva Campino

2011

Dedicado a mis padres, por su amor y legado de formación...

AGRADECIMIENTOS

Agradezco a mis padres Jaime y María Angélica por darme siempre su apoyo y confianza. Gracias por su legado de formación y educación, por toda la ayuda y el amor que me han brindado.

Agradezco a mi hermana Paulina por acompañarme y alegrarme durante mis últimos años de universidad.

Agradezco también a mi abuela Ema y a mi tía Jimena por entregarme todo su cariño y ayuda incondicional.

Agradezco a mi amado Andrés por estar siempre a mi lado apoyándome. Gracias por ayudarme durante este trabajo.

Agradezco a Anglo American por la oportunidad y a todas aquellas personas de Tórtolas que colaboraron en la realización del trabajo.

Agradezco finalmente a mis profesores guías Amelia y Javier, también a la comisión evaluadora por aconsejarme y brindarme su ayuda.

RESUMEN

El trabajo se desarrolló en la etapa de flotación columnar de la Planta Las Tórtolas, División Los Bronces de Anglo American Chile. La flotación columnar se encuentra en el circuito de limpieza y está compuesta por cinco columnas.

Las columnas de flotación tienen como objetivo principal la ley de cobre en el concentrado, que depende principalmente de la especie mineralógica de cobre, de la pirita y de la ganga.

La especie mineralógica de cobre es una perturbación del proceso de flotación y no depende de la operación de las plantas concentradoras. La pirita es depresada mediante la adición de cal para ajustar el pH y la ganga es controlada mediante variables operacionales tales como flujo de aire, flujo de agua de lavado, nivel de pulpa y granulometría.

El flujo de aire, el flujo de agua de lavado y el nivel de pulpa son variables de una columna que pueden corregir las desviaciones de los resultados metalúrgicos (ley y recuperación). La granulometría es una variable operacional cuyo efecto en el resultado metalúrgico es importante y puede minimizarse con una adecuada operación.

El enfoque elegido en este trabajo es analizar el impacto de estas variables en la recuperación de cobre y determinar cuál de ellas es la variable operacional de mayor influencia. Esta investigación busca generar un mayor conocimiento desde el punto de vista del análisis, posibilidades de control y optimización de la operación.

Por otra parte también se analizó el impacto de las variables manipulables para la ley de insoluble en el concentrado, ya que la ley de cobre depende de la cantidad de ganga arrastrada en la operación.

En este estudio se consideró una validación de datos del proceso y una evaluación de la instrumentación. Los datos de operación fueron obtenidos mediante el sistema en línea, análisis químico, análisis granulométrico y medición de altura de espuma en planta.

Algunos problemas identificados en la planta Las Tórtolas son la capacidad del espesador de Cu-Mo y del circuito scavenger, que en consecuencia lleva al operador a veces a tomar la decisión de optimizar la recuperación metalúrgica de cobre por sobre la ley de concentrado final en la etapa de flotación columnar.

En base a los análisis de los resultados obtenidos, se concluye que una manipulación inadecuada de las variables operacionales de la columna y/o un mal funcionamiento de la instrumentación (debido a la falta de limpieza) afecta a la ley de concentrado y a la recuperación de cobre, aunque no de forma notable, ya que un mayor efecto en la recuperación metalúrgica lo causa la granulometría.

Para conseguir en forma eficiente los objetivos metalúrgicos, se recomienda una mayor limpieza de la instrumentación y que además éstos se mantengan calibrados.

Referente a los análisis granulométricos efectuados, se encontró que el circuito de limpieza de la planta Las Tórtolas opera bajo una condición de granulometría fina afectando a la recuperación. Existe una mayor recuperación de cobre para granulometrías entre $+38\mu\text{m}$ y $-53\mu\text{m}$. Con respecto al porcentaje de material -400# en la etapa de limpieza, se logran mejores recuperaciones al operar entre un 70 y 75% -400#. Se sugiere la utilización de un analizador granulométrico en línea para un mejor control de la operación, el cual de acuerdo a la evaluación económica es rentable de invertir, proporcionando grandes ganancias a la empresa.

Una consecuencia del tamaño muy reducido es el enorme aumento de la superficie y por lo tanto un mayor consumo de reactivos. Otra desventaja es el recubrimiento con lamas de las partículas minerales de tamaño apropiado, haciéndolas poco flotables (disminuye la recuperación). Éstas quedan depresadas en los relaves, pese a su adecuado tamaño. También partículas muy pequeñas son arrastradas con mayor facilidad a la espuma, éstas pueden llegar al concentrado o retornar a la zona de colección debido a la acción del agua de lavado. Sin embargo las partículas pueden ser tanto ganga como mineral valioso fino, afectando la ley y la recuperación.

Dentro de las aplicaciones de esta investigación se destaca la posibilidad de usar como variable de control el holdup de aire, ya que se posee la instrumentación adecuada. El holdup de aire es una variable de control que puede ayudar a la manipulación adecuada del flujo de aire y por lo tanto a los efectos en la ley de concentrado y en la recuperación.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

1.INTRODUCCIÓN	1
1.1OBJETIVOS	3
1.1.1Objetivo General3	
1.1.2Objetivos Específicos.....	3
2.ANTECEDENTES	4
2.1PRINCIPIOS DE LA FLOTACIÓN.....	4
2.2ORIGEN DE LA FLOTACIÓN COLUMNAR.....	6
2.3PROCESO DE FLOTACIÓN COLUMNAR.....	7
2.4VARIABLES DE LA FLOTACIÓN COLUMNAR	9
2.5SISTEMA DE CONTROL EN FLOTACIÓN COLUMNAR.....	17
3.DESCRIPCIÓN DE LA EMPRESA	18
3.1DIVISIÓN LOS BRONCES	18
3.1.1Los Bronces20	
3.1.2Las Tórtolas21	
3.2FLOTACIÓN	22
3.2.1Flotación Colectiva	22
3.2.2Flotación Selectiva	24
3.3MINERALOGÍA	26
4.TRABAJO DESARROLLADO	28
4.1INSTRUMENTACIÓN Y SISTEMA DE CONTROL	28
4.1.2Sistema de Control de Agua de Lavado	31
4.1.3Sistema de Control de Altura de Espuma.....	32
4.1.4Sistema de Control de Aire	34
4.2FUENTE DE LA INFORMACIÓN.....	38
4.3VALIDACIÓN DE LA INFORMACIÓN.....	38
4.4MEDICIÓN DE ALTURA DE ESPUMA Y CALIBRACIÓN DE TRANSMISORES DE PRESIÓN DIFERENCIAL	38
5.RESULTADOS Y ANÁLISIS.....	40
5.1OPERACIÓN DE LAS COLUMNAS DE FLOTACIÓN.....	40

5.2 OPERACIÓN Y EVALUACIÓN DE LA INSTRUMENTACIÓN	49
5.2.1 Agua de Lavado	49
5.2.2 Altura de Espuma	51
5.2.3 Aire	53
5.2.4 Amdel	54
5.2.5 Holdup de Aire	55
5.3 EFECTO DE LAS VARIABLES MANIPULABLES DE UNA COLUMNA DE FLOTACIÓN	61
5.4 EFECTO DE LA GRANULOMETRÍA	66
6. EVALUACIÓN ECONÓMICA.....	72
7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	78
8. BIBLIOGRAFÍA.....	80
ANEXO A	82
ANEXO B.....	90
ANEXO C	94
ANEXO D	112
ANEXO E.....	115

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Interacción entre la partícula y la burbuja en la flotación.....	4
Figura 2: Ángulo de contacto.....	5
Figura 3: Esquema simplificado de una columna de flotación.....	8
Figura 4: Relación general holdup de aire y flujo de aire.....	11
Figura 5: Efecto de la reducción de tamaño en la liberación.....	15
Figura 6: Variación en la recuperación producto del tamaño de partícula en plantas concentradoras...	16
Figura 7: Vista aérea Mina Los Bronces, Anglo American.....	18
Figura 8: Localización Planta Las Tórtolas.....	19
Figura 9: Organigrama División Los Bronces.....	19
Figura 10: Diagrama operacional División Los Bronces.....	20
Figura 11: Diagrama operacional de la planta de flotación Las Tórtolas.....	21
Figura 12: Diagrama simplificado de la flotación colectiva.....	23
Figura 13: Tranque de relaves Las Tórtolas.....	24
Figura 14: Diagrama simplificado de la flotación selectiva.....	25
Figura 15: Mineralogía planta Las Tórtolas.....	26
Figura 16: Flujómetro de alimentación.....	28
Figura 17: Densímetro.....	28
Figura 18: Analizador de leyes amdel (vista 1).....	29
Figura 19: Analizador de leyes amdel (vista 2).....	29
Figura 20: pH metro.....	29
Figura 21: Sistema de control de una columna de flotación de Las Tórtolas.....	30
Figura 22: Flujómetro agua de lavado.....	31
Figura 23: Válvulas mariposa.....	31
Figura 24: Sistema agua de lavado.....	31
Figura 25: Descarga y medición de relaves.....	32
Figura 26: Medición de nivel y cálculo del holdup.....	32
Figura 27: Transmisor de nivel.....	33
Figura 28: Válvula pinch.....	33
Figura 29: Flujómetro placa orificio.....	34
Figura 30: Manómetro local.....	34

Figura 31: Transmisor de presión..	35
Figura 32: Válvulas mariposa y de bola.....	35
Figura 33: Inyectores..	35
Figura 34: Sistema de control de aire.....	35
Figura 35: Diagrama de la etapa de flotación columnar.....	36
Figura 36: Columnas de flotación Las Tórtolas.....	37
Figura 37: Vista desde arriba de columnas de flotación Las Tórtolas.....	37
Figura 38: Comportamiento flujo de alimentación en 24 h.....	42
Figura 39: Comportamiento ley CuT de alimentación en 24 h.....	43
Figura 40: Comportamiento ley CuT del concentrado en 24 h.....	43
Figura 41: Comportamiento del agua de lavado de la columna 1 en 24 h.....	44
Figura 42: Comportamiento del agua de lavado de la columna 2 en 24 h.....	44
Figura 43: Comportamiento del agua de lavado de la columna 3 en 24 h.....	44
Figura 44: Comportamiento del agua de lavado de la columna 4 en 24 h.....	45
Figura 45: Comportamiento del agua de lavado de la columna 5 en 24 h.....	45
Figura 46: Comportamiento del nivel de pulpa de la columna 1 en 24 h.....	45
Figura 47: Comportamiento del nivel de pulpa de la columna 2 en 24 h.....	46
Figura 48: Comportamiento del nivel de pulpa de la columna 3 en 24 h.....	46
Figura 49: Comportamiento del nivel de pulpa de la columna 4 en 24 h.....	46
Figura 50: Comportamiento del nivel de pulpa de la columna 5 en 24 h.....	47
Figura 51: Comportamiento del flujo de aire de la columna 1 en 24 h.....	47
Figura 52: Comportamiento del flujo de aire de la columna 2 en 24 h.....	47
Figura 53: Comportamiento del flujo de aire de la columna 3 en 24 h.....	48
Figura 54: Comportamiento del flujo de aire de la columna 4 en 24 h.....	48
Figura 55: Comportamiento del flujo de aire de la columna 5 en 24 h.....	48
Figura 56: Obstrucción del agua de lavado en una columna de flotación.....	50
Figura 57: Distribución del agua de lavado en una columna de flotación.....	50
Figura 58: Distribución altura de espuma respecto al nivel de pulpa, columna 1.....	51
Figura 59: Distribución altura de espuma respecto al nivel de pulpa, columna 2.....	51
Figura 60: Distribución altura de espuma respecto al nivel de pulpa, columna 3.....	52
Figura 61: Distribución altura de espuma respecto al nivel de pulpa, columna 4.....	52
Figura 62: Distribución altura de espuma respecto al nivel de pulpa, columna 5.....	52
Figura 63: Inyector de una columna de flotación.....	54

Figura 64: Distribución altura de espuma respecto a la presión inferior, columna 1.....	56
Figura 65: Distribución altura de espuma respecto a la presión inferior, columna 2.....	56
Figura 66: Distribución altura de espuma respecto a la presión inferior, columna 3.....	56
Figura 67: Distribución altura de espuma respecto a la presión inferior, columna 4.....	57
Figura 68: Distribución altura de espuma respecto a la presión inferior, columna 5.....	57
Figura 69: Holdup respecto al flujo de aire, columna 1.....	58
Figura 70: Holdup respecto al flujo de aire, columna 2.....	58
Figura 71: Holdup respecto al flujo de aire, columna 3.....	59
Figura 72: Holdup respecto al flujo de aire, columna 4.....	59
Figura 73: Holdup respecto al flujo de aire, columna 5.....	59
Figura 74: Efecto del flujo de aire en la ley de insoluble del concentrado.....	62
Figura 75: Efecto del agua de lavado en la ley de insoluble del concentrado.....	62
Figura 76: Efecto del nivel de pulpa en la ley de insoluble del concentrado.....	62
Figura 77: Efecto del flujo de aire en la recuperación de CuT.....	64
Figura 78: Efecto del agua de lavado en la recuperación de CuT.....	64
Figura 79: Efecto del nivel de pulpa en la recuperación de CuT.....	64
Figura 80: Recuperación individual de cada columna de flotación con respecto a la granulometría. ...	66
Figura 81: Recuperación de cobre con respecto a la granulometría.....	68
Figura 82: Distribución de la masa con respecto a la granulometría.....	68
Figura 83: Distribución de CuT con respecto a la granulometría.....	69
Figura 84: Distribución de MoT con respecto a la granulometría.....	70
Figura 85: Recuperación de CuT con respecto al porcentaje -400#.....	71
Figura 86: Rentabilidad del proyecto considerando diferentes incrementos de recuperación y precios del cobre.....	76

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Mineralogía alimentación Las Tórtolas	27
Tabla 2: Rangos de operación en el año 2010.....	40
Tabla 3: Recuperación de cobre con respecto a la granulometría.....	67
Tabla 4: Detalle capital de inversión.....	73
Tabla 6: Rentabilidad del proyecto considerando diferentes incrementos de recuperación y precios del cobre.....	75
Tabla 7: Rentabilidad del proyecto considerando incrementos de recuperación, precio del cobre y disminución del tonelaje de cobre alimentado a la planta.....	77

SIMBOLOGÍA

Alim. : Alimentación.

AsT : Arsénico total.

Col. : Columna.

Conc.: Concentrado.

CuS : Cobre soluble.

CuT : Cobre total.

DP Cell : Célula de medición de presión diferencial.

DSC : Sistema de control distribuido.

FeT: Fierro total.

FIC: Controlador de flujo con indicación local.

FIT: Transmisor de flujo con indicación local.

FE : Elemento primario de medición de flujo.

FV : Válvula para el control de flujo.

“H₂O : Pulgadas de agua.

H_s: Altura del sensor superior en la columna de flotación.

HS : Selector remoto/ local.

H_i : Altura del sensor inferior en la columna de flotación.

LIC: Controlador de nivel con indicación local.

LT : Transmisor de nivel.

LV : Válvula para el control de nivel.

MIBC : Metil isobutil carbinol.

MoT: Molibdeno total.

NaSH : Sulfidrato de sodio.

P_i : Presión inferior.

P_s : Presión superior.

PI : Presión con indicación local.

PT : Transmisor de presión.

Rec. : Recuperación.

SAG : Semi-autógena.

Tag : Identificación que va asociado a un número.

Ty: Tyler

1. INTRODUCCIÓN

El proceso de flotación de minerales constituye el principal método de concentración de minerales de cobre actualmente en uso. En Chile se utiliza principalmente para el tratamiento de minerales sulfurados de cobre, de los cuales es posible obtener molibdeno como subproducto del proceso de flotación.

Dado que entre las especies de cobre, las de mayor abundancia son los sulfuros, los procesos asociados a su concentración son de una importancia crucial y cualquier mejora que se pueda incorporar implicaría un significativo aumento de las utilidades en la minería.

Para el tratamiento de minerales por flotación existen dos tecnologías de uso masivo que son complementarias: la flotación en celdas agitadas mecánicamente y la flotación en celdas columnares, siendo la primera de ellas destinada esencialmente a la recuperación de minerales y la segunda a la limpieza de los concentrados.

Durante los últimos años la tecnología de flotación ha experimentado un notable desarrollo en la invención de la columna de flotación. La columna de flotación se diferencia de la celda mecánica convencional tanto en diseño como en filosofía de la operación. Hoy en día las columnas se aplican en forma estándar para limpieza de cobre y molibdeno, y están siendo utilizadas para una amplia gama de aplicaciones, incluyendo minería metálica, no metálica y carbón, en Norteamérica y Sudamérica, Australia y África [1].

La concentración por flotación columnar es el resultado de la interacción de muchas variables, que involucran factores fisicoquímicos, operacionales y mecánicos, razón por la cual no resulta simple mantenerla bajo control. Desde el punto de vista operacional, el flujo de aire, el agua de lavado y la altura de espuma son variables que pueden ser manipuladas en la columna para conseguir los objetivos metalúrgicos (ley y recuperación). Por otra parte las perturbaciones en la alimentación al proceso de flotación afectan directamente a ley del concentrado y a la recuperación.

El enfoque elegido es estudiar mediante análisis teórico y experimental (en planta) el impacto del tamaño de la partícula y de las variables manipulables de una columna para la recuperación metalúrgica de cobre en la flotación columnar, con el objetivo de generar un mayor conocimiento desde el punto de vista del análisis, posibilidades de control y optimización de la operación.

En este trabajo la información proviene de mediciones manuales de altura de espuma en las columnas de flotación en planta, pruebas de granulometría y análisis de leyes químicas en laboratorio, además de una revisión estadística de los datos en el sistema en línea para encontrar los rangos y frecuencias de las perturbaciones principales en períodos largos de tiempo.

Se espera complementar la regulación de las columnas de flotación utilizando el holdup de aire, ya que las columnas de la planta poseen la instrumentación necesaria para poder determinarlo, referente a esto también se obtienen análisis de los resultados. El holdup de aire es una variable de control que puede ayudar a la manipulación adecuada del flujo de aire y por lo tanto a los efectos en la ley de concentrado y en la recuperación.

1.1 OBJETIVOS

1.1.1 Objetivo General

Determinar la variable operacional de mayor influencia para la recuperación de cobre en la flotación columnar, con el objeto de optimizar la operación. Las variables operacionales analizadas son flujo de aire, nivel de pulpa, flujo de agua de lavado y granulometría.

1.1.2 Objetivos Específicos

1. Estudiar el proceso de flotación de la planta Las Tórtolas, enfocándose en la flotación columnar.
2. Evaluar instrumentación y validar información obtenida en línea.
3. Analizar los efectos de las variables manipulables: flujo de aire, nivel de pulpa y flujo de agua de lavado en el insoluble del concentrado.
4. Analizar los efectos de las variables operacionales: flujo de aire, nivel de pulpa, flujo de agua de lavado y granulometría en la recuperación de cobre.
5. Proponer una mejora que optimice la operación y evaluar económicamente.

2. ANTECEDENTES

2.1 PRINCIPIOS DE LA FLOTACIÓN

La colección de partículas sólidas mediante burbujas de aire en la flotación ocurre por el encuentro y colisión entre la partícula y la burbuja, la adhesión y finalmente su ascenso estable (la no separación), (Figura 1).

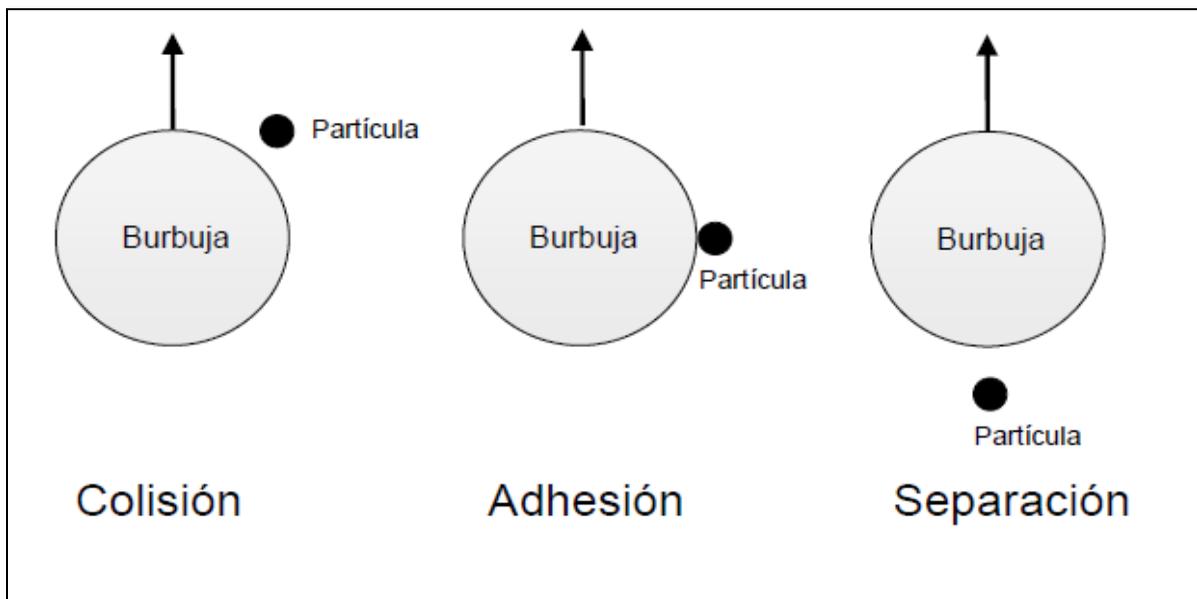


Figura 1: Interacción entre la partícula y la burbuja en la flotación.

Este encuentro se encuentra determinado por la dinámica del movimiento de la burbuja y la partícula, y por la hidrodinámica del fluido en que se desarrolla el proceso [2].

La colisión puede ser definida como el instante en que las fuerzas superficiales comienzan a funcionar cuando una partícula se acerca a una burbuja. Las partículas se mueven a esta distancia principalmente bajo acción de fuerzas hidrodinámicas, fuerzas gravitacionales, fuerzas de inercia de la partícula, fuerzas de fricción y la flotabilidad estática del líquido [3].

El proceso de adhesión y transporte se basa en la diferencia de propiedades físico-químicas en la superficie de las partículas de distintos minerales. Para que ocurra la flotación, la partícula debe ser capaz de adherirse a la burbuja y ésta transportarla hacia la superficie. Por este motivo el proceso puede aplicarse sólo a partículas relativamente finas, ya que si la partícula es muy grande, la fuerza de adhesión entre la partícula y la burbuja será menor que la fuerza ejercida por su peso, impidiendo que permanezcan adheridas.

Las burbujas de aire sólo pueden adherirse a las partículas de mineral, si logran desplazar el agua de la superficie del mineral, por lo que es necesario que la especie de interés sea de alguna manera repelente al agua o hidrofóbica (ya sea por un efecto natural del mineral o por la adición de reactivos). Alcanzada la superficie, las burbujas de aire sólo pueden continuar soportando a las partículas de mineral si éstas forman una espuma estable, si no, estallarán y el mineral caerá nuevamente dentro de la celda [4].

En la Figura 2 se muestran las fuerzas que tienden a separar a la partícula de la burbuja. Las fuerzas de tensión llevan a un ángulo entre la superficie del mineral y de la burbuja, que se denomina ángulo de contacto. Mientras más alto es el ángulo de contacto mayor es la adhesión entre la partícula y la burbuja.

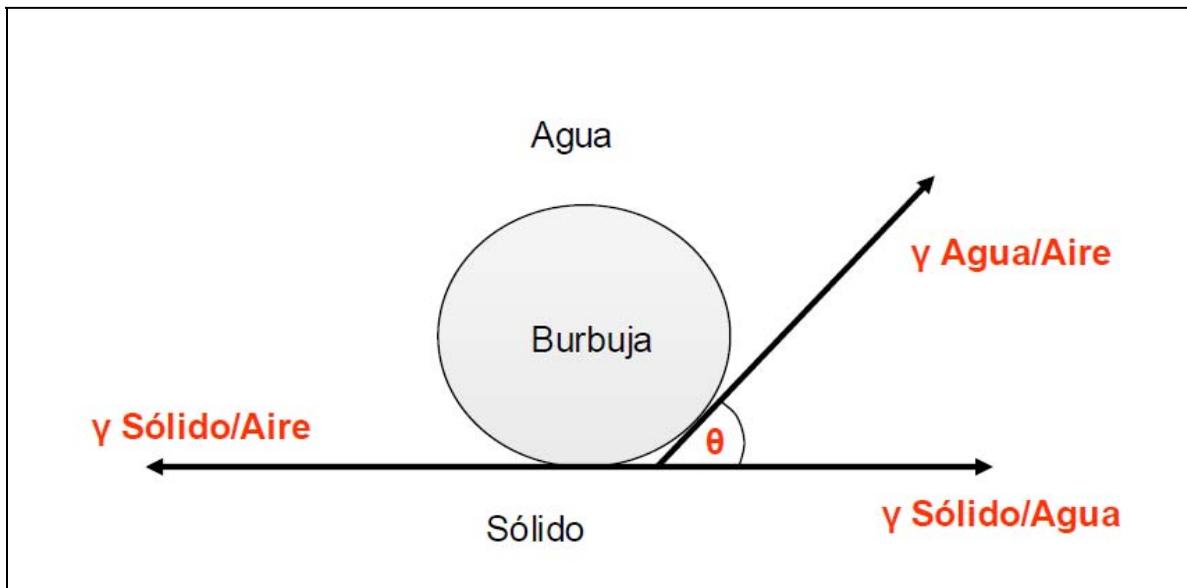


Figura 2: Ángulo de contacto.

2.2 ORIGEN DE LA FLOTACIÓN COLUMNAR

La columna de flotación fue inventada en Canadá en 1962 para minerales de hierro, pero estuvo en desarrollo experimental hasta 1968, cuando logró los primeros resultados industriales. Sin embargo, después del fracaso en aplicaciones para cobre en Perú, el proyecto fue retomado en 1975, pero no fue hasta 1979 cuando se proclamó el éxito industrial de las columnas en la mina Gaspé-Canadá reemplazando varias etapas de limpieza de flotación de molibdeno. Chile reaccionó rápido en transferir y perfeccionar esta tecnología emergente. La primera columna para molibdeno se instaló en la planta de molibdenita de Chuquicamata en 1982. Paralelamente, para limpieza de cobre se evaluaron unidades de prueba en Disputada Las Condes (Los Bronces) en 1983 y posteriormente en Andina, en 1987.

De esta forma fue en la década de los 90, cuando se produjo la incorporación definitiva de columnas en Chile para la flotación de minerales de cobre y molibdeno. La planta de Escondida en 1990 fue el primer proyecto en cobre en el mundo que se diseñó con celdas en columna. Además, introdujo el concepto de limpieza única en celdas columnares y ratificó la necesidad de complementar la baja recuperación de las columnas con un circuito scavenger [5].

Es así como muchas plantas del país poseen columnas en sus operaciones, por ejemplo la División El Teniente y Los Bronces, dado que la flotación en columnas puede lograr una mayor calidad de producto con respecto a las celdas convencionales de flotación. Esto se debe a la ausencia de turbulencia en la interfase pulpa-espuma, la elevada altura de la capa de espuma lo que favorece el drenaje de la ganga a la pulpa, así como también la utilización del agua de lavado, que permite la eliminación de partículas hidrófilas arrastradas. Otras ventajas que presenta la flotación en columnas frente a celdas convencionales es la reducción del consumo específico de energía, la simplificación de los circuitos de flotación de las plantas concentradoras y disminución de puntos de control.

2.3 PROCESO DE FLOTACIÓN COLUMNAR

El proceso de flotación columnar se usa en un gran número de concentradoras de minerales sulfurados, sobre todo en etapas de limpieza, dado que puede lograr una mayor calidad de producto respecto a las celdas mecánicas de flotación.

Las columnas de flotación son largas celdas verticales que se alimentan continuamente con pulpa consistente en finas partículas de minerales valiosos y ganga. Los principales aspectos que distinguen la columna de una celda mecánica convencional son el agua de lavado, la ausencia de agitación mecánica, sistema de generación de burbujas (distribuidor de aire) y geometría [6].

Una columna de flotación presenta dos zonas principales; la zona de colección (o zona de pulpa) bajo la interfase y la zona de limpieza (o zona de espuma) sobre la interfase, ver Figura 3. En la zona de colección, las partículas de la pulpa de alimentación se contactan en contracorriente con un enjambre de burbujas, generadas por un distribuidor de aire ubicado en el fondo de la columna. Las partículas hidrófobas colisionan y se adhieren a las burbujas formando el agregado partícula-burbuja, luego son transportadas a la zona de limpieza. El mineral valioso (partículas hidrófobas) es recuperado por rebalse para convertirse en el producto final, mientras que las partículas hidrófilas y menos hidrófobas son retiradas por el fondo de la columna. En la zona de limpieza se agrega agua cerca del tope de la columna, generándose un flujo neto descendiente denominado bias que permite reducir el arrastre hidráulico de partículas de ganga a la zona de limpieza.

Este tipo de flotación se denomina flotación directa. Existen casos en que el mineral valioso es recuperado en el flujo inferior; esto se conoce como flotación inversa o en otros casos tanto el tope como el fondo son valiosos y la columna de flotación se utiliza como un proceso de separación [7]. Este trabajo se centrará en la flotación directa.

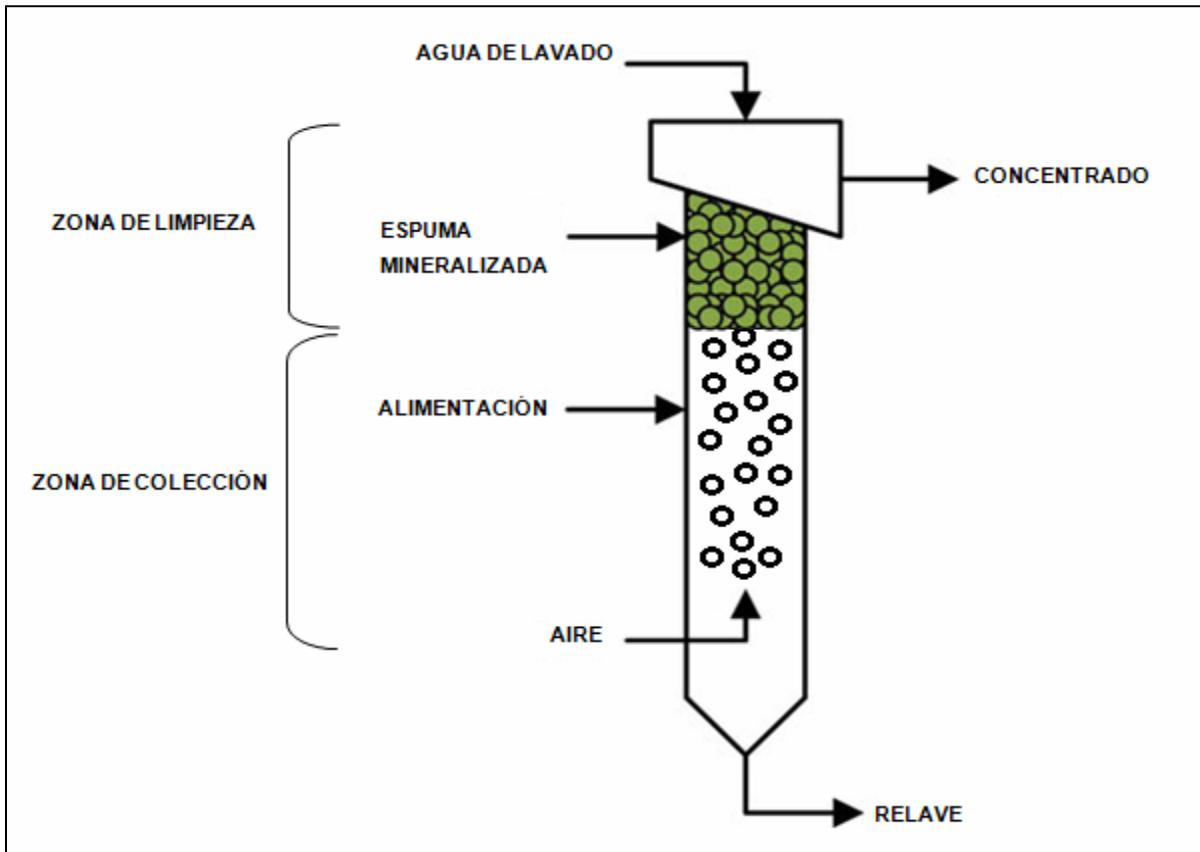


Figura 3: Esquema simplificado de una columna de flotación.

2.4 VARIABLES DE LA FLOTACIÓN COLUMNAR

a) **Ley de concentrado:** Corresponde a la fracción de metal valioso que se encuentra en el concentrado. El concentrado está formado en su mayoría por material valioso, pero también contiene ganga en pequeñas cantidades. La ley de concentrado se define por la siguiente expresión.

$$\text{Ley de concentrado} = \frac{\text{Peso del metal valioso en el concentrado}}{\text{Peso total de mineral en el concentrado}} \times 100 \quad (1)$$

b) **Recuperación:** La recuperación es una medida de eficiencia del proceso de flotación. Corresponde a la fracción del metal valioso que es transportado desde la alimentación al concentrado. En el proceso se busca tener una alta recuperación del metal valioso, pero se debe tener en cuenta que a medida que aumenta la recuperación baja la ley. La recuperación se define por la siguiente expresión.

$$\text{Recuperación} = \frac{\text{Peso del metal valioso en el concentrado}}{\text{Peso del metal valioso en la alimentación}} \times 100 \quad (2)$$

La recuperación del metal valioso en el concentrado se puede determinar a partir de la siguiente expresión:

$$\text{Recuperación} = \frac{C \times (A - T)}{A \times (C - T)} \times 100 \quad (3)$$

Donde:

C: es la ley del metal valioso en el concentrado.

A: es la ley del metal valioso en la alimentación.

T: es la ley del metal valioso en el relave.

c) **Holdup de aire:** Cuando se introduce aire a una celda se produce un desplazamiento de pulpa. La fracción volumétrica desplazada se denomina holdup de aire o contenido volumétrico de aire y se representa por ε_g . De la definición se puede ver que el complemento $(1 - \varepsilon_g)$ corresponde al holdup de pulpa.

El holdup de aire se puede estimar por la medición de dos transmisores de presión, la expresión se muestra en la ecuación 4:

$$\text{Holdup} = 1 - \frac{P_s - P_i}{\rho \times g \times (H_s - H_i)} \times 100 \quad (4)$$

Donde:

P_s : es la presión superior.

P_i : es la presión inferior.

$(H_s - H_i)$: es la diferencia de altura entre los sensores de presión.

ρ : es la densidad de la pulpa.

g : es la aceleración de gravedad.

El holdup de aire es una variable de control en flotación columnar, la relación entre el holdup y el flujo de aire es usado para definir el régimen de flujo. La Figura 4 muestra la relación general [8]. El holdup de aire incrementa linealmente y se desvía en un cierto rango del flujo de aire. La sección lineal se caracteriza por un tamaño uniforme y una distribución homogénea de las burbujas, subiendo a una velocidad uniformemente. Esto es llamado el régimen de burbujeo. Sobre la transición del flujo de aire el holdup empieza a ser inestable y el flujo se caracteriza por grandes burbujas subiendo rápidamente, desplazando agua y pequeñas burbujas hacia abajo.

Para operar en el régimen de burbujeo la condición típica de holdup de aire en una columna es de 10-25%.

El holdup de aire depende del flujo de aire, de la concentración de espumante, del tamaño de las burbujas, del tipo de inyector o distribuidor de aire y del porcentaje de sólidos.

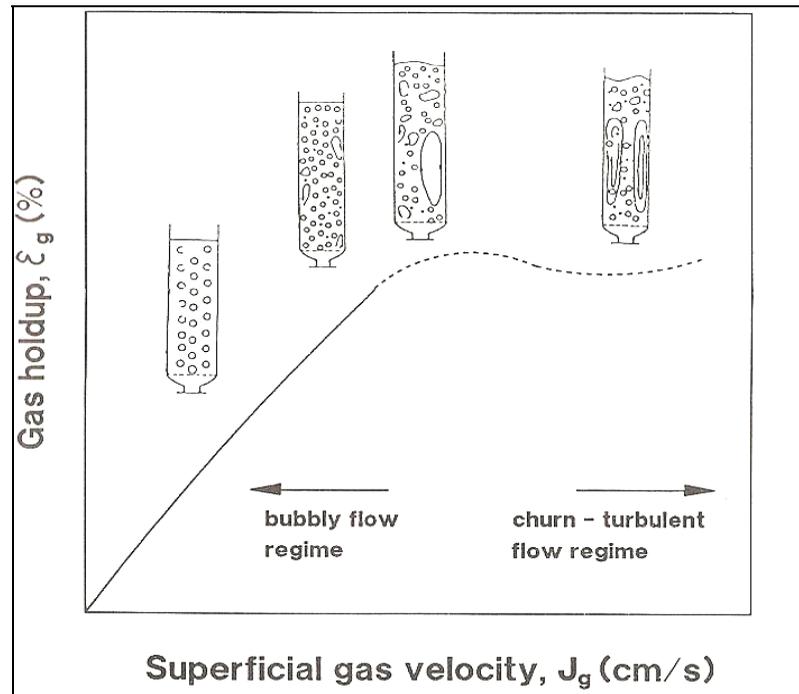


Figura 4: Relación general holdup de aire y flujo de aire.

El tamaño medio de las burbujas y su distribución son importantes en la flotación debido a su efecto en la eficiencia de colección y transporte de partículas. El uso de burbujas pequeñas, permite obtener niveles más elevados de cinética de colección y transporte de sólidos por volumen de aire.

Por otra parte burbujas de tamaño muy reducido presentan una velocidad de ascenso baja pudiendo ser inferior a la velocidad de descenso de la pulpa acarreado la pérdida de partículas hidrófobas en el flujo de relaves. Por lo tanto, existe un tamaño medio ideal de burbujas en función del tamaño medio de las partículas, que podría ser ajustado a través de las variables operacionales del sistema de aireación y la adición de espumantes [6].

Un generador de burbujas eficiente es aquel capaz de generar burbujas de 0,5 a 2 mm de diámetro con velocidades superficiales de 1 a 3 cm/s. Los tipos de inyectores se pueden clasificar en internos y externos. Los inyectores internos pueden ser rígidos o flexibles. Los rígidos son fabricados en materiales porosos tales como: cerámica, acero inoxidable o polipropileno. Los flexibles son de goma o tela de filtro. La principal desventaja de estos inyectores es la obstrucción [9]. Los inyectores externos son aquellos donde se mezcla agua y aire a presión, o se mezcla pulpa y aire, y se inyecta la mezcla a la columna a través de una lanza con orificios [10].

La adición de espumante sobre una cierta concentración tiene un impacto en la reducción de tamaño de las burbujas. Un tamaño muy reducido de burbujas significa una velocidad reducida de ascenso y consecuentemente el holdup es incrementado.

Al aumentar la concentración de sólidos se incrementa la densidad del agregado burbuja-partícula, reduciendo la velocidad de ascenso y por lo tanto aumentando el holdup [8].

d) Bias: Es una variable de control en flotación columnar, representa la fracción neta de agua que fluye a través de la espuma y asegura una acción de limpieza evitando el arrastre hidráulico de partículas finas. Se considera un bias positivo cuando el agua de lavado es superior al agua recuperada en el concentrado, y entonces parte del agua fresca se recupera en el relave de la columna.

e) Altura de espuma: Corresponde al tramo desde el tope de la columna hasta la interfase (división entre la zona de colección y limpieza).

La altura de espuma es una variable de control importante en la selectividad del proceso de flotación. Una columna de flotación opera generalmente con lechos de espuma que varían entre 0,5-1,5 m.

Una mayor altura de espuma favorecerá el drenaje de la ganga arrastrada obteniéndose un concentrado de alta ley. Al aumentar la altura de espuma también se disminuye la recuperación, producto del mineral valioso que cae por gravedad debido a la pérdida de líquido de las burbujas o a la coalescencia entre ellas [6].

f) pH: Un problema típico en concentradoras es el caso de la pirita en minerales sulfurados. Esta comúnmente se depresa con cal; en etapas de limpieza se usa pH 11-12, que es una forma indirecta de regular el agregado de cal [11]. El control de pH es importante tanto para la selectividad del proceso, como para la recuperación.

g) Flujo de aire: El flujo de aire es un variable que el operador manipula en columnas de flotación. Éste tiene una gran influencia en la recuperación del mineral flotado, ya que actúa como medio de transporte para las partículas hidrófobas y como medio de agitación. Dentro de los límites de estabilidad de la columna, la recuperación del mineral flotado normalmente aumenta con el aumento del flujo del aire hasta alcanzar su valor máximo [6].

h) Flujo de agua de lavado: El flujo de agua de lavado es un variable que el operador manipula en columnas de flotación. El agua se agrega sobre el tope de la espuma para evitar el arrastre de ganga al concentrado, favoreciendo la limpieza y la reducción de los insolubles.

El agua de lavado en las etapas de limpieza tiene dos funciones básicas [6]:

1- Reemplazar el agua de alimentación en la fracción al concentrado, minimizando el arrastre hidráulico de partículas hidrófilas.

2- Aumentar la estabilidad de la espuma, menor coalescencia de burbujas.

i) Flujo de relaves: Es el flujo que contiene mineral no flotado, en su mayoría mineral inerte que tiene gran afinidad con el agua (hidrófilo) el cual es eliminado por el fondo de la columna. El flujo de relaves se manipula según los requerimientos de altura de espuma o nivel de pulpa del operador.

j) Adición de reactivos: Los reactivos comúnmente usados en la flotación son el colector, para la captura selectiva de los minerales a flotar, el espumante para reducir el tamaño de las burbujas y generar una espuma estable, y el regulador de pH, generalmente cal. La adición de reactivos se regula en forma manual o automática, en diferentes puntos del circuito, desde la molienda húmeda a la flotación de acuerdo a los tonelajes y flujos de alimentación.

k) Flujo de alimentación: Corresponde al flujo de pulpa que entra a la columna, el cual posee el mineral de interés que finalmente será concentrado.

l) Composición mineralógica: La mineralogía es de vital importancia en la flotación. Hay que considerar algunas variables dependientes de la mena, éstas son especies de mineral valioso, asociación con otros componentes (ganga), presencia de impurezas, diseminación, dureza, existencia de minerales oxidados, pH natural.

Cada mena es un problema único y debe estudiarse como un caso particular. Por ejemplo los sulfuros secundarios son más difíciles de liberar por condiciones de formación, mientras que los óxidos son más blandos y más finos. Además las pulpas son más difíciles de manejar ya que contienen lamas, no responden a los reactivos utilizados para flotar sulfuros y deben seleccionarse reactivos más poderosos [12].

m) Grado de oxidación: Si los sulfuros están parcialmente oxidados, se deben tomar medidas especiales (dependiendo de su grado de oxidación) tales como cambiar reactivos, su dosificación, ajustar pH, etc. Esto ocurre debido a que disminuye el área libre disponible para la reacción con el colector y con esto el mineral disminuye las posibilidades de ser recuperado [12].

n) Ley de alimentación: Es la fracción de metalvalioso contenido en la alimentación. La ley de alimentación se define por la siguiente expresión:

$$\text{Ley de alimentación} = \frac{\text{Peso del metal valioso en la alimentación}}{\text{Peso total de mineral en la alimentación}} \times 100 \quad (5)$$

La ley de alimentación depende principalmente de la proporción que existe de cada especie mineralógica. En concentradoras de minerales sulfurados, en su mayoría corresponde a calcopirita. Respecto del resultado metalúrgico, esta variable afecta directamente a la ley del concentrado.

ñ) Porcentaje de sólidos: Corresponde al porcentaje en peso de los sólidos contenidos en la pulpa de alimentación. Un aumento en la cantidad de sólidos incrementa la densidad del agregado burbuja-partícula, reduciendo la velocidad de ascenso.

En una pulpa muy densa también se aumenta la fricción entre las partículas y es probable que por este efecto se desprendan de las burbujas [6].

o) Características del agua: En las plantas la disponibilidad del agua es un problema. Es común que parte importante del agua utilizada sea agua recirculada desde etapas de separación sólido/líquido (espesadores, filtros, etc.) la cual contiene cantidades residuales de reactivos químicos y sólidos en suspensión. Esta utilización de agua de proceso produce un ahorro en el consumo de agua y en el consumo de espumante, pero se puede producir un aumento de algunos iones en solución cuyo efecto en la flotación de los minerales debe ser evaluado, a fin de evitar que éstos superen los niveles críticos para la flotación [13].

p) Tamaño de partícula y liberación: Para separar el mineral útil de la ganga es necesario reducir el tamaño de las partículas hasta alcanzar un nivel adecuado de liberación de las especies minerales. El rango típico de liberación para especies mineralógicas comunes en la industria chilena del cobre es de 45-75 μm [6].

La Figura 5 muestra el efecto de la reducción del tamaño de las partículas en la liberación de las especies minerales.

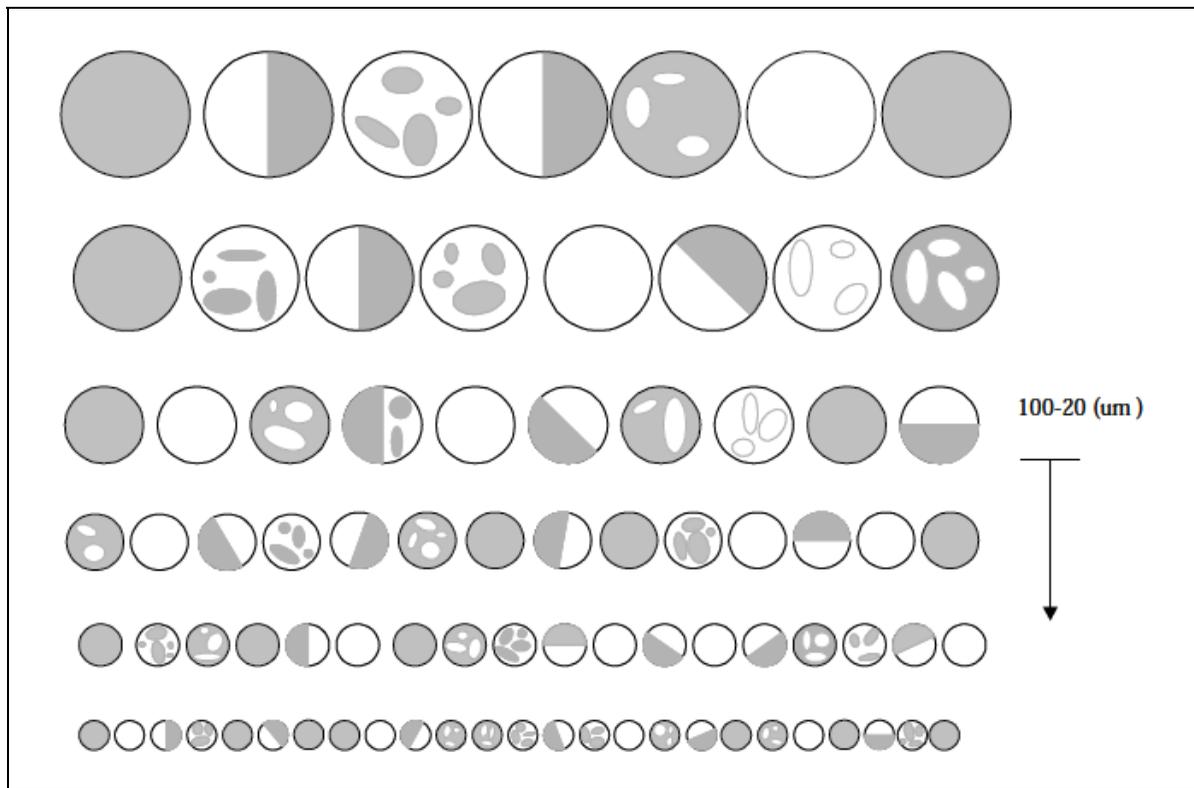


Figura 5: Efecto de la reducción de tamaño en la liberación.

Existe un tamaño de partícula que presenta una mayor recuperación metalúrgica, observándose en general, una disminución de ésta para tamaños más gruesos y más finos de la mena. Ver Figura 6 [14].

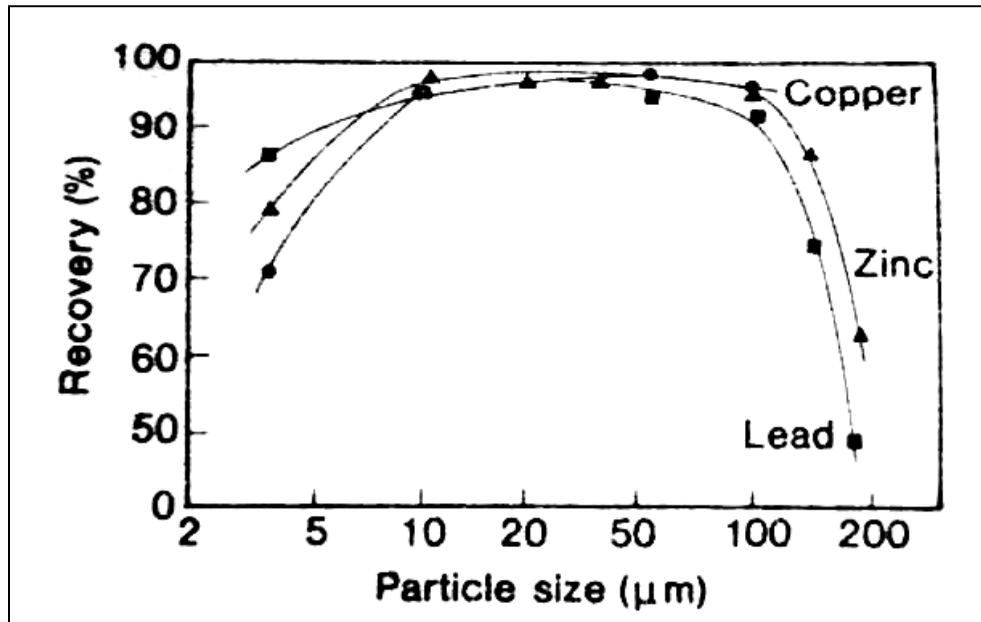


Figura 6: Variación en la recuperación producto del tamaño de partícula en plantas concentradoras.

La recuperación disminuye para tamaños muy pequeños, lo cual se relaciona con la dificultad de adhesión burbuja-partícula, debido a que éstas no adquieren la energía cinética suficiente para producir un agregado burbuja-partícula estable. Por otra parte las partículas pequeñas son arrastradas más fácilmente a la espuma, éstas pueden llegar al concentrado o retornar a la zona de colección, debido a la acción del agua de lavado. Algunas partículas arrastradas pueden ser ganga o mineral valioso, por lo tanto la recuperación y selectividad del proceso puede ser perjudicada.

Una consecuencia del tamaño muy reducido (lamas) es el enorme aumento de la superficie, de reactivos y un mayor consumo de ellos. El material más fino es más soluble, y está más expuesto a la oxidación.

Otra desventaja es el recubrimiento con lamas de las partículas minerales de tamaño apropiado, haciéndolas poco flotables. Éstas quedan depresadas en los relaves, pese a su adecuado tamaño.

Las partículas gruesas tienen menor grado de liberación, menor tiempo de residencia y menor eficiencia de colección. El principal problema es el agregado burbuja-partícula debido a la turbulencia en la celda. Las partículas con mayor peso poseen una menor fuerza de adhesión y tendrán la primera opción de desprenderse de la burbuja retornando a la zona de colección [12,6].

2.5 SISTEMA DE CONTROL EN FLOTACIÓN COLUMNAR

El objetivo básico del sistema de control es mantener operando la columna bajo condiciones estables, es decir que la ley del concentrado y la recuperación no tengan grandes variaciones y además que éstos se obtengan de acuerdo a los requerimientos de la empresa. El control de la columna de flotación puede ser desarrollado mediante la regulación de variables intermedias, por ejemplo holdup de aire y/o bias, o puede estar ligado a la medición en línea de las leyes de concentrado, alimentación y relaves. En ciertas operaciones el flujo de alimentación puede ser automáticamente controlado para mantener una operación de la columna más estable.

Para conseguir el nivel primario de una operación estable, el proceso de una columna de flotación requiere el uso de un sistema de control distribuido.

Un sistema de control distribuido es el que utiliza controladores independientes para los lazos de control de un proceso. Las señales medidas se llevan a una unidad de operación, ya sea para obtener información del proceso (monitoreo) o para realizar una labor de supervisión (control supervisor).

Es posible la estabilización de la operación y los beneficios metalúrgicos de una columna de flotación, si se implementa un sistema de control distribuido básico. En general los flujos de aire, agua de lavado y nivel de interfase son medidos en línea para el control de la operación, y se manipulan los flujos de aire, agua de lavado y relaves. En algunos circuitos son también incluidos el control de pH y la adición de reactivos químicos.

3. DESCRIPCIÓN DE LA EMPRESA

Anglo American es una compañía minera privada con sede en Londres, que cotiza en la bolsa de valores con presencia Sudamericana en Brasil, Colombia, Chile, Perú y Venezuela. Mediante su filial Anglo American Chile, cuenta con seis operaciones en el país: las minas de cobre Mantos Blancos, Los Bronces, El Soldado y Mantoverde, la fundición Chagres y una participación de 44% en la mina de cobre Collahuasi.

3.1 DIVISIÓN LOS BRONCES

La División Los Bronces consta de dos zonas de operaciones: la mina Los Bronces y la planta concentradora Las Tórtolas.

Los Bronces se encuentra ubicada en la Región Metropolitana, a 65 Km de Santiago y a 3.500 m sobre el nivel del mar.

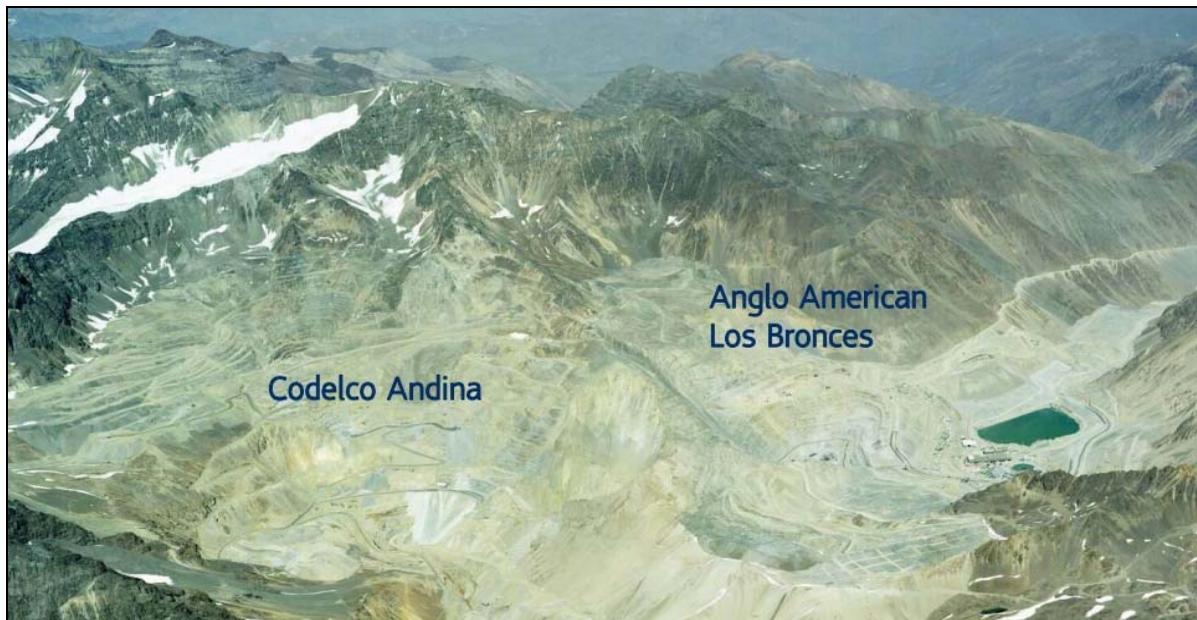


Figura 7: Vista aérea Mina Los Bronces, Anglo American.

La Planta Las Tórtolas está ubicada a 40 Km de Santiago en la comuna de Colina, en la que se produce cobre y molibdeno en forma de concentrados.

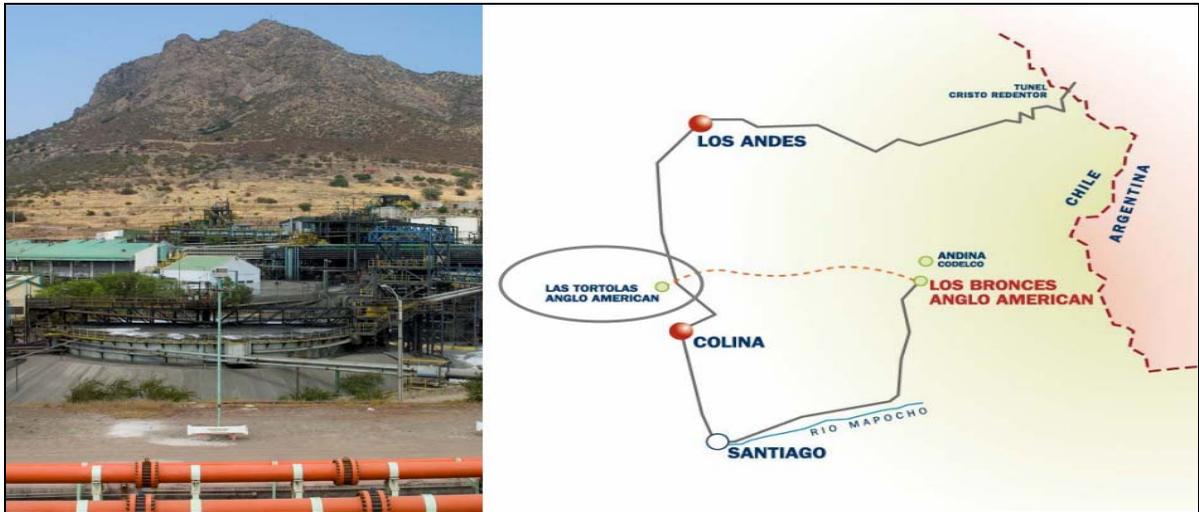


Figura 8: Localización Planta Las Tórtolas.

Actualmente la división se encuentra implementando el proyecto Desarrollo Los Bronces, cuyo objetivo es aumentar su capacidad productiva.

El organigrama gerencial de la División Los Bronces es el siguiente:

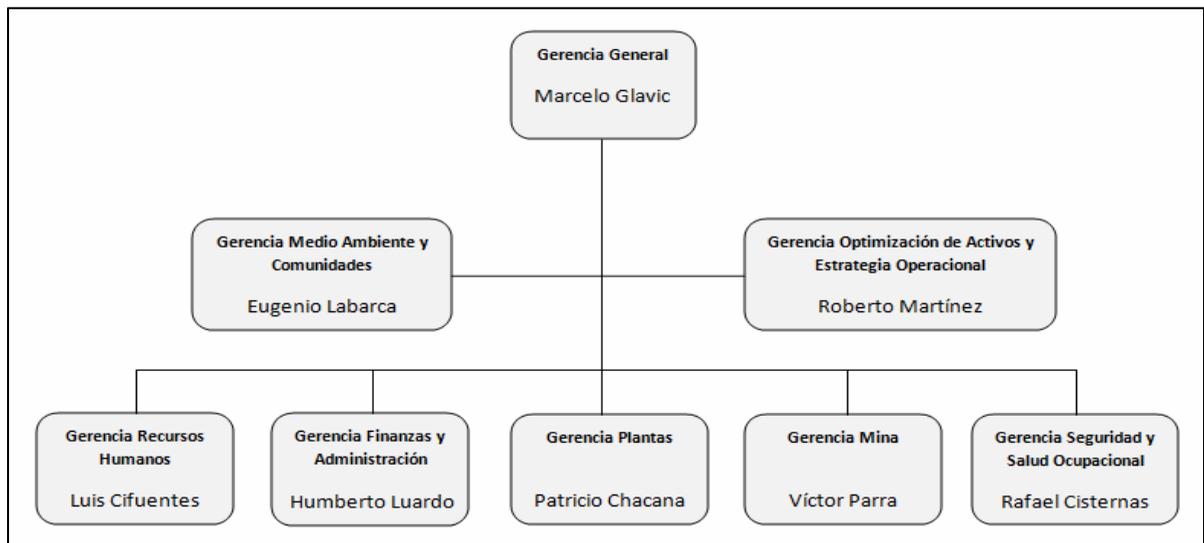


Figura 9: Organigrama División Los Bronces.

3.1.1 Los Bronces

El mineral proveniente de la mina Los Bronces, contiene mineral oxidado y sulfurado. El mineral oxidado que se extrae es conducido a la planta de Cátodos San Francisco, donde encontramos los procesos de lixiviación, extracción por solvente y electro-obtención. El mineral sulfurado es conducido a la planta Los Bronces para su extracción.

La etapa de chancado constituye un chancador primario que distribuye su producto a un acopio de mineral, para posteriormente alimentar a la etapa de molienda.

El circuito de molienda consta de dos líneas que integran dos molinos SAG y tres molinos de bolas, más un circuito de chancado de pebbles, cuya carga es generada por los molinos SAG. El producto del chancado de pebbles puede dirigirse a los molinos SAG o de bolas.

El mineral molido es transportado por un mineroducto de 56 kilómetros a la planta de flotación Las Tórtolas, en la que se produce cobre y molibdeno contenido en concentrados.

A continuación en la figura se muestran las operaciones que se desarrollan en la División Los Bronces.

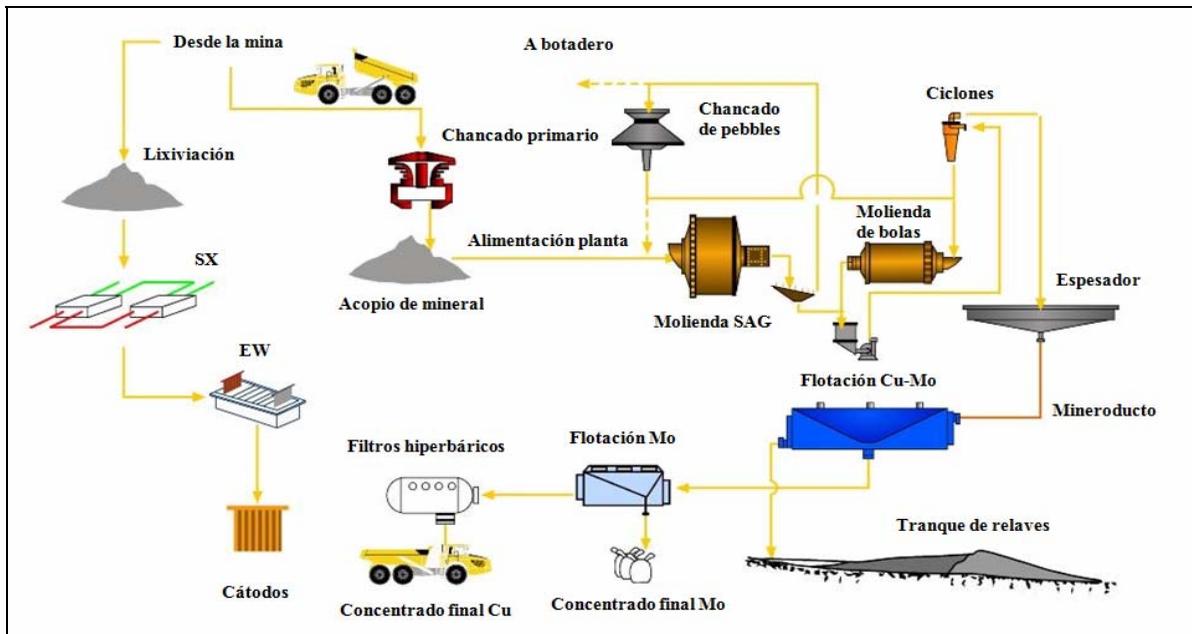


Figura 10: Diagrama operacional División Los Bronces.

3.1.2 Las Tórtolas

La planta de flotación Las Tórtolas en el año 2009 produjo 188.473 toneladas de cobre fino, además de 2.761 toneladas de molibdeno.

En la entrada a la planta se encuentra una estación disipadora que se encarga de recibir la pulpa proveniente de Los Bronces, con el objetivo de reducir su energía cinética. Además, se encuentra una piscina de emergencia, que cumple la función de almacenar la pulpa de alimentación en caso de existir algún problema en la planta, como por ejemplo durante la mantención o fallo de un equipo. La piscina de emergencia tiene capacidad para contener toda la pulpa transportada en el mineroducto.

La flotación se realiza en dos etapas; flotación colectiva donde se recupera en conjunto cobre y molibdeno, y una flotación selectiva para separar cobre de molibdeno.

La siguiente figura muestra las operaciones involucradas en la planta Las Tórtolas.

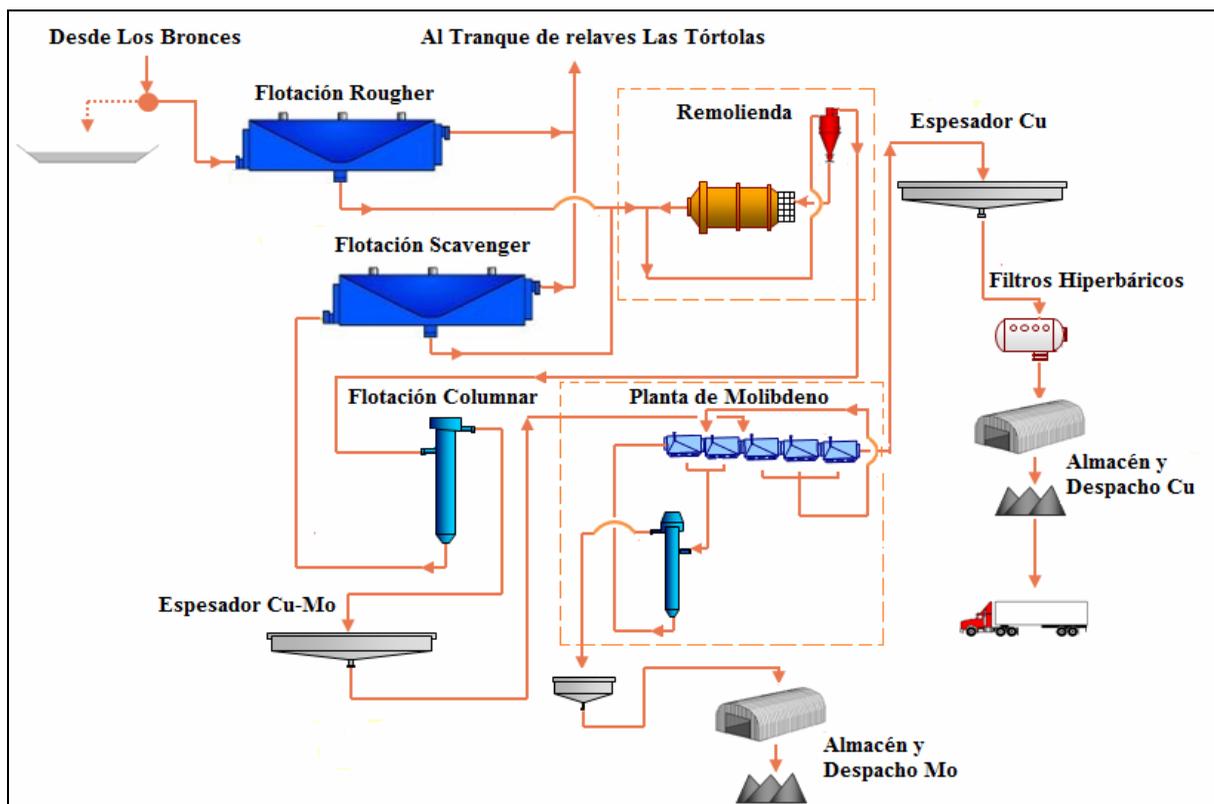


Figura 11: Diagrama operacional de la planta de flotación Las Tórtolas.

3.2 FLOTACIÓN

3.2.1 Flotación Colectiva

La flotación rougher se realiza en celdas convencionales y se divide en tres líneas: norte, centro y sur. El circuito rougher posee 27 celdas de flotación de 3000 pie³ (84,95 m³) y tres celdas circulares de 4500 pie³ (147,43 m³), una a la entrada de cada línea.

La adición de reactivos se realiza en el cajón de alimentación y en los traspasos del circuito rougher, exceptuando el espumante que aparte de ser adicionado en estos sectores, también es adicionado antes del cajón de alimentación, para su acondicionamiento.

Actualmente, se utilizan los siguientes reactivos: xantato isobutílico y dialquil ditiofosfato (colectores de cobre), espumante (una mezcla de Nalflote 9837 y Dow 250C, en proporción 6:1), diesel (colector de molibdeno) y cal. Hasta el año 2010 se utilizaron colectores de cobre: polisulfuro y dialquil ditiofosfato, y como espumante una mezcla de MIBC y Dow 250C, en proporción 6:1.

El concentrado rougher es conducido a la etapa de remolienda y los relaves generados constituyen parte del relave final de la planta, que se dirigen al tranque de relaves de Las Tórtolas.

El concentrado rougher y scavenger componen la alimentación a la etapa de remolienda. La etapa está compuesta por dos molinos y dos baterías de hidrociclones (de 10 ciclones cada uno) y trabajan en circuito cerrado inverso, es decir, el concentrado primero es clasificado en los hidrociclones y el sobre tamaño de éste retorna al molino. El bajo tamaño de la etapa de remolienda se conduce al circuito de limpieza, que se compone por el circuito de flotación columnar y scavenger.

La siguiente etapa en el proceso de flotación colectiva es la etapa de limpieza, que constituye la flotación columnar y scavenger. La flotación columnar es la etapa final de limpieza en la concentración de minerales valiosos, un distribuidor presurizado reparte la pulpa equitativamente a cinco columnas de flotación en paralelo. El concentrado es dirigido a un espesador de Cu-Mo, para luego ir al proceso de flotación selectiva, donde se separa cobre y molibdeno, mientras que los relaves son conducidos al circuito scavenger.

La flotación scavenger posee 21 celdas convencionales de flotación de 1500 pie³ (42,48 m³) y se divide también en tres líneas: norte, centro y sur.

El concentrado scavenger se conduce a la etapa de remolienda y los relaves forman parte del relave final de la planta, que se dirigen al tranque de relaves de Las Tórtolas.

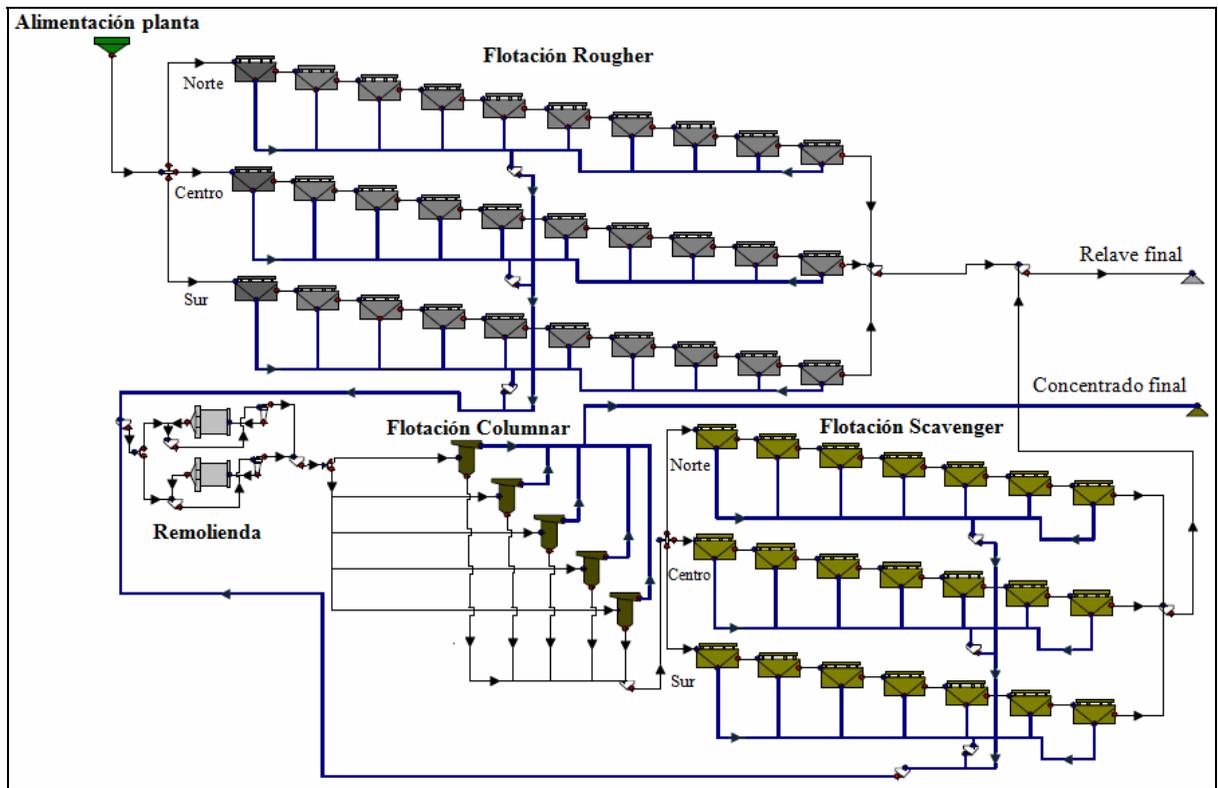


Figura 12: Diagrama simplificado de la flotación colectiva.



Figura 13:Tranque de relaves Las Tórtolas.

3.2.2 Flotación Selectiva

En la planta de molibdeno se realiza la flotación selectiva, usándose como reactivo depresor de cobre el NaSH.

Desde el espesador de Cu-Mo, la pulpa llega al estanque de acondicionamiento N°1, donde se le agrega ácido sulfúrico, para bajar el pH.

A continuación la pulpa es conducida a la flotación diferencial que se realiza en 12 celdas convencionales selladas de 300 pie^3 ($8,5 \text{ m}^3$), para evitar la oxidación del NaSH con el aire del ambiente.

El NaSH y el ácido sulfúrico son adicionados en los traspasos del circuito diferencial.

El concentrado de la flotación diferencial es enviado a una cuba, donde es impulsado hacia la etapa de primera limpieza. Los relaves generados contienen el concentrado de cobre, que es conducido al espesador de cobre.

La primera limpieza posee 3 celdas convencionales selladas de 300 pie³. El concentrado es dirigido hacia el estanque de acondicionamiento N°2 y los relaves son conducidos a flotación diferencial.

El concentrado es impulsado hacia la segunda etapa de limpieza, que se compone de dos columnas de flotación.

El concentrado de las columnas es enviado al espesador de molibdeno, mientras que los relaves generados son conducidos hacia la flotación scavenger.

La flotación scavenger posee 2 celdas convencionales selladas de 300 pie³. El concentrado es dirigido hacia el estanque de acondicionamiento N°2 y los relaves son conducidos a primera limpieza.

El concentrado de molibdeno es enviado a la etapa de filtrado, posteriormente es secado y envasado para despacho.

El concentrado de cobre, luego de ser dirigido al espesador, es conducido a la etapa de filtrado, que está compuesta por dos filtros. El concentrado con una humedad alrededor de 10%, es almacenado para posteriormente ser enviada una parte a la Fundición Chagres y la restante a embarque.

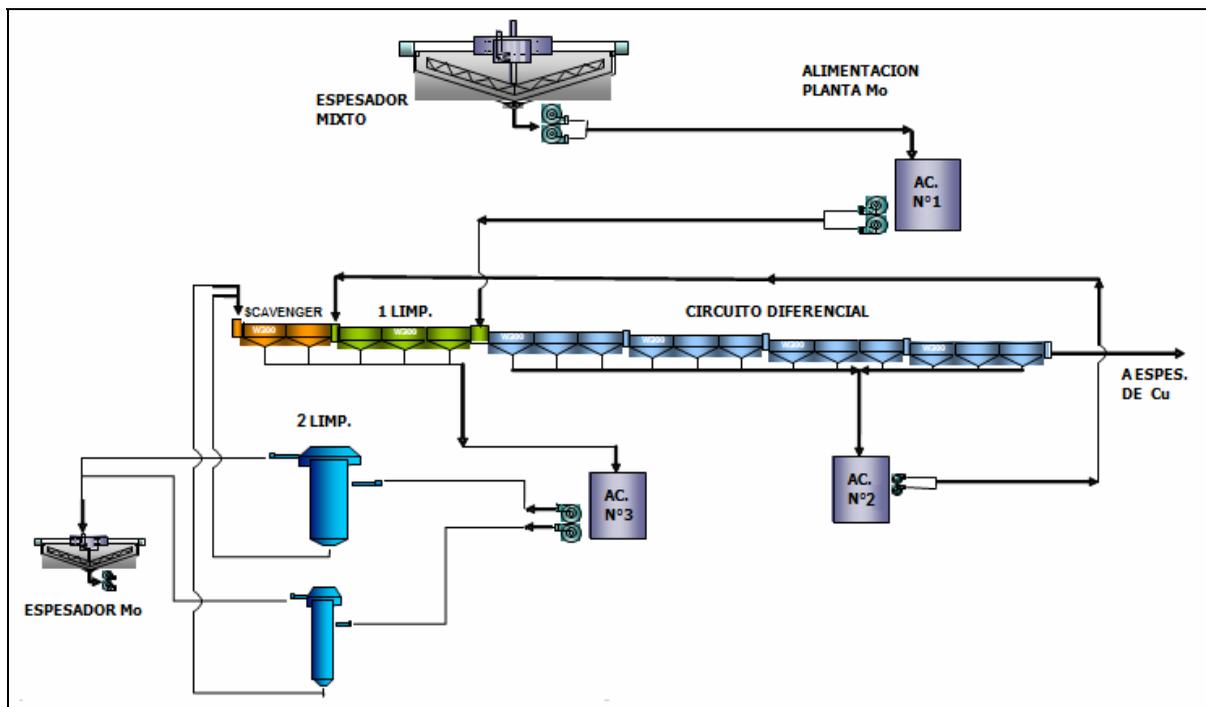


Figura 14: Diagrama simplificado de la flotación selectiva.

3.3 MINERALOGÍA

En la alimentación a la planta Las Tórtolas, se distinguen principalmente las siguientes especies minerales de cobre: calcopirita, calcosita, covelina, bornita y enargita, siendo la calcopirita el mineral de cobre predominante.

Además se encuentra mineral de cobre con contenido de arsénico, como la enargita.

La pulpa de alimentación también contiene molibdenita, y en menor proporción rutilo y anatasa.

Se encuentra la presencia de pirita y la ganga está constituida principalmente por silicatos.

A continuación en el Figura 16 y en la Tabla 1, se observa la proporción de las especies mineralógicas en la alimentación planta, concentrado rougher, concentrado columnas y relave final.

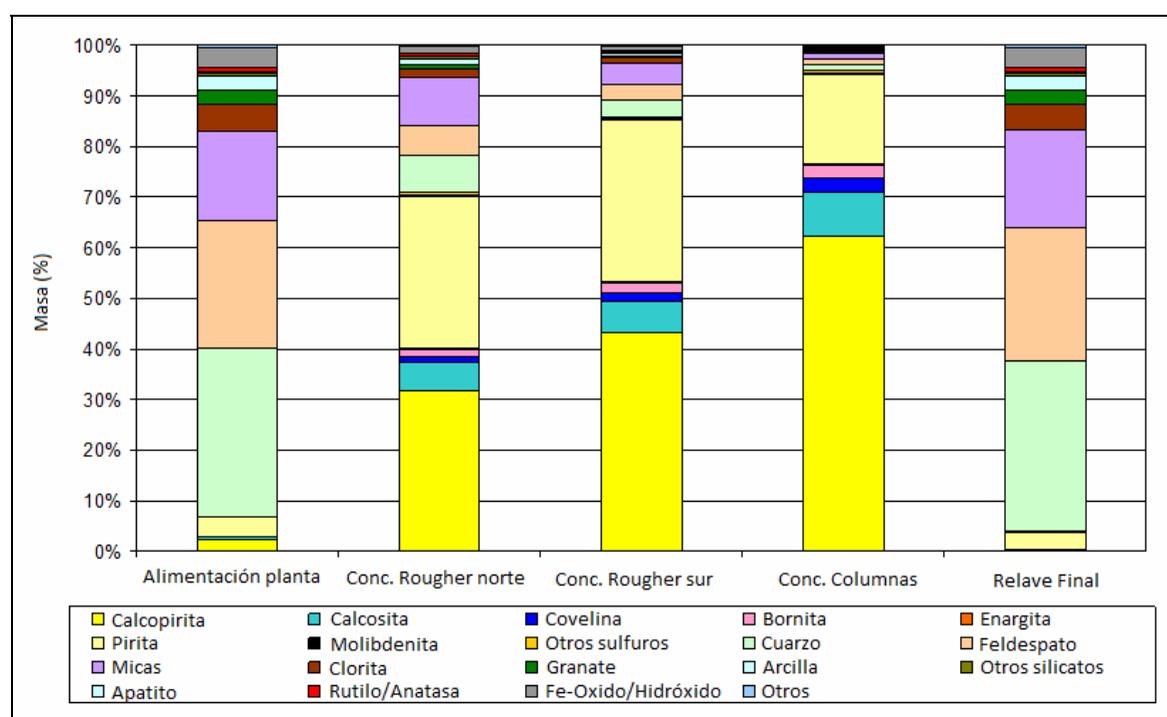


Figura 15: Mineralogía planta Las Tórtolas.

En la alimentación a la planta también existe mineral oxidado de cobre, pero éste se encuentra en menor proporción y no aparece en la Figura 15.

A la planta de flotación Las Tórtolas se alimentan en promedio 2100 toneladas de mineral por hora.

La ley de cobre total alimentada a la planta es en promedio 1%, parte de este cobre corresponde a cobre oxidado, la ley de cobre oxidado que entra a la planta es alrededor de 0,05%.

Mineral	Alimentación planta	Concentrado rougher norte	Concentrado rougher sur	Concentrado columnas	Relave final planta
Calcopirita	2,4	31,7	43,0	62,3	0,2
Calcosita	0,4	5,6	6,3	8,8	0,1
Covelina	0,1	1,1	1,7	2,6	0,0
Bornita	0,1	1,4	1,9	2,6	0,0
Enargita	<0,1	0,2	0,2	0,3	<0,1
Pirita	3,8	30,1	32,0	17,8	3,5
Molidbenita	<0,1	0,1	0,2	0,3	<0,1
Otrosulfuros	0,1	0,5	0,4	0,4	0,1
Cuarzo	33,1	7,4	3,3	1,1	33,6
Feldespatos	25,4	6,0	3,0	1,1	26,4
Micas	17,6	9,4	4,4	1,2	19,2
Clorita	5,2	1,8	1,0	0,3	5,1
Granate	2,8	0,8	0,4	0,2	2,8
Arcilla	2,9	1,2	0,5	0,2	2,8
Otrosilicatos	0,5	0,5	0,3	0,2	0,6
Apatito	0,3	0,1	0,1	0,0	0,3
Rutilo/Anatasa	0,7	0,5	0,3	0,1	0,8
Fe -Oxido/ Hidróxido	4,0	1,4	0,8	0,4	4,0
Otros	0,5	0,2	0,2	0,1	0,4
Total	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Tabla 1: Mineralogía alimentación Las Tórtolas.

4. TRABAJO DESARROLLADO

En este capítulo se describe la instrumentación y el sistema de control con el que opera la etapa de flotación columnar. La descripción incorpora imágenes, para lograr un mayor entendimiento.

Se detalla aquellos pasos que contribuyeron a la obtención de datos en el sistema en línea, además de algunos muestreos y análisis realizados en planta y laboratorio respectivamente.

4.1 INSTRUMENTACIÓN Y SISTEMA DE CONTROL

El estudio se realizó en las cinco columnas de flotación del circuito de limpieza de la planta de flotación Las Tórtolas. Las columnas tienen una sección rectangular de 2m x 8m y una altura de 14,7m.

El flujo de alimentación a la etapa de limpieza es controlado para mantener una operación más estable, se regula automáticamente usando un sensor de nivel ubicado en el cajón de alimentación que se asocia al funcionamiento de dos bombas. Las bombas son de velocidad variable, por lo que el operador también puede regular el flujo variando la velocidad de las bombas manualmente.

Un flujómetro magnético (Figura 16) se encuentra instalado en la cañería de alimentación a las columnas, un poco más arriba en la misma cañería se ubica un densímetro (Figura 17), que entrega al operador el porcentaje de sólidos de la pulpa.



Figura 16: Flujómetro de alimentación. Figura 17: Densímetro.

Tres analizadores en línea amdel son utilizados para monitorear la operación de las columnas. En consecuencia, la ley de alimentación y del concentrado de las columnas son continuamente monitoreados, también el relave scavenger es monitoreado como parte del circuito de limpieza.

El analizador mide leyes de cobre y fierro mediante radiación. Las Figuras 18 y 19 muestran un analizador instalado en planta.



Figura 18: Analizador de leyes amdel (vista 1).

Figura 19: Analizador de leyes amdel (vista 2).

La adición de cal en la planta se utiliza para ajustar el pH del circuito de limpieza para el control de pirita. Cinco pH metros son utilizados para este control, uno se ubica antes de llegar al cajón de alimentación rougher, tres de ellos se encuentran en las celdas circulares rougher, y el quinto se encuentra en el cajón de alimentación limpieza. Dependiendo de la medición visualizada, el operador adiciona la cal en el cajón de alimentación y en los traspasos del circuito rougher.

En la figura se muestra el medidor de pH de la etapa de limpieza.



Figura 20: pH metro.

Las columnas de flotación operan con tres lazos de control para ajustar el flujo de agua de lavado (1), la altura de espuma(2) y el flujo de aire (3). La Figura 21 muestra el esquema completo del sistema de control.

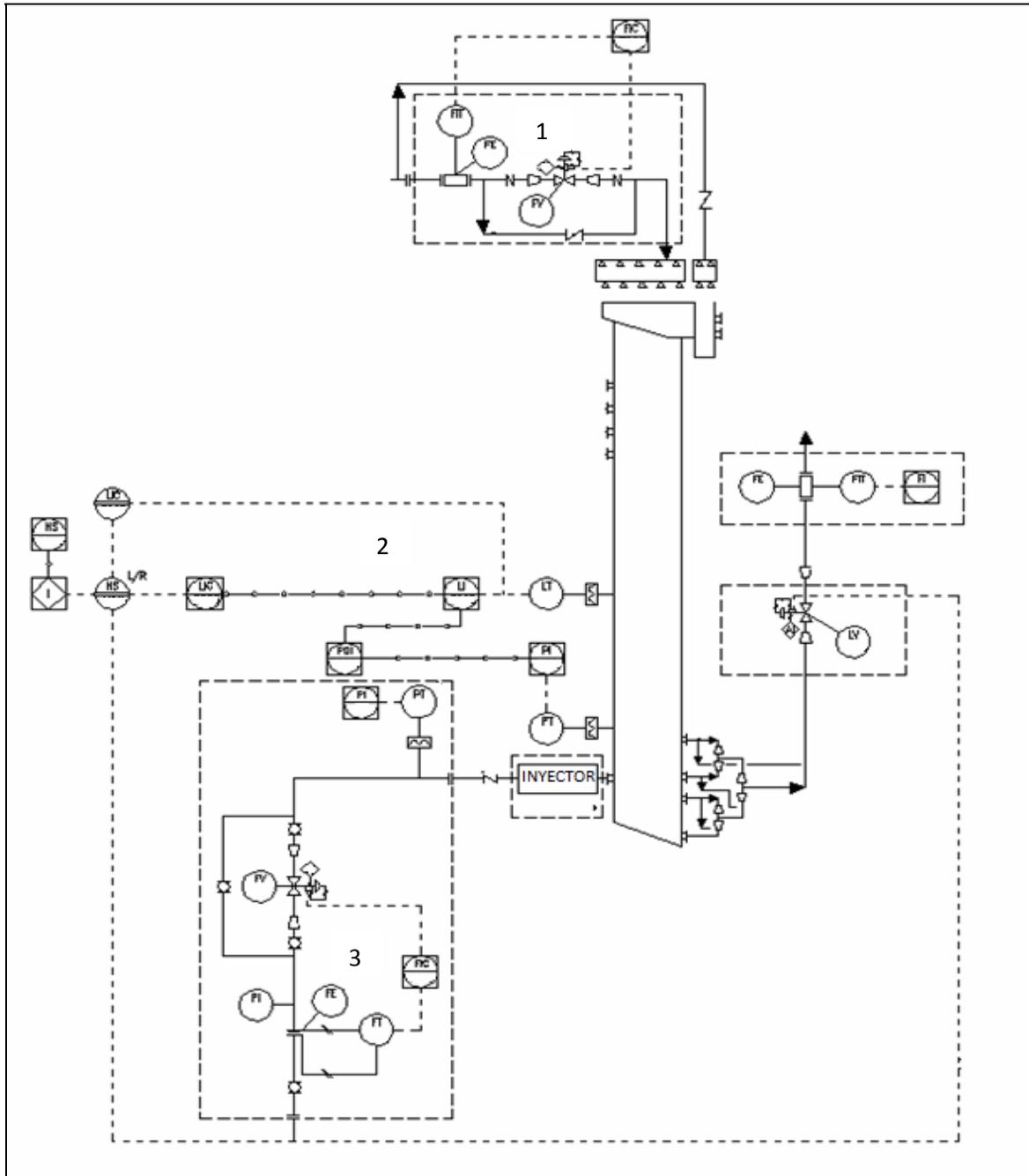


Figura 21: Sistema de control de una columna de flotación de Las Tórtolas.

4.1.2 Sistema de Control de Agua de Lavado

El sistema posee un flujómetro magnético (Figura 22), una válvula de control de flujo electro-neumática, dos válvulas de aislamiento y una válvula para el bypass tipo mariposa, en caso de mantenimiento de la válvula de control(Figura 23).



Figura 22: Flujómetro agua de lavado.

Figura 23: Válvulas mariposa.

Mediante el controlador (FIC) configurado en el DSC, se ajusta la adición de agua a la columna de forma automática, fijando un flujo de agua o de forma manual regulando la abertura de la válvula. El controlador recibe una señal eléctrica desde el flujómetro (FIT) y luego dependiendo de la señal, ajusta el flujo de agua regulando la abertura de la válvula (FV). Mediante un transductor I/Pse realiza la conversión de energía eléctrica a energía neumática, transmitida a los actuadores, donde por medio de aire la válvula abre o cierra. Ver Figura 24.

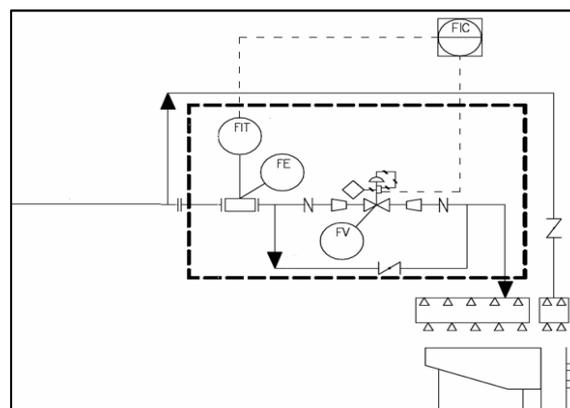


Figura 24: Sistema agua de lavado.

4.1.3 Sistema de Control de Altura de Espuma

El sistema posee un transmisor de nivel de presión diferencial DP Cell (LT), un flujómetro magnético para la medición del flujo de los relaves (FIT) y una válvula de control electro-neumática tipo pinch (LV) para la descarga de los relaves. Ver Figura 25.

Mediante el controlador (LIC) configurado en DSC, se ajusta la altura de la espuma. El operador puede hacerlo de forma automática, fijando un nivel de pulpa o de forma manual regulando la abertura de la válvula de relaves. El controlador recibe una señal eléctrica desde el transmisor de nivel y luego dependiendo de la señal, ajusta el nivel regulando la abertura de la válvula de relaves. Mediante un transductor I/P se realiza la conversión de energía eléctrica a energía neumática, transmitida a los actuadores, donde por medio de aire la válvula abre o cierra. Ver Figuras 25 y 26.

Un segundo transmisor de presión diferencial (PT) se encuentra en cada columna de flotación. Ambos sensores se utilizan en conjunto para el cálculo del holdup de aire.

Por otro lado, a través del selector Remoto/Local (HS) ubicado en terreno, el operador puede seleccionar un controlador local de respaldo para controlar el nivel de la celda localmente.

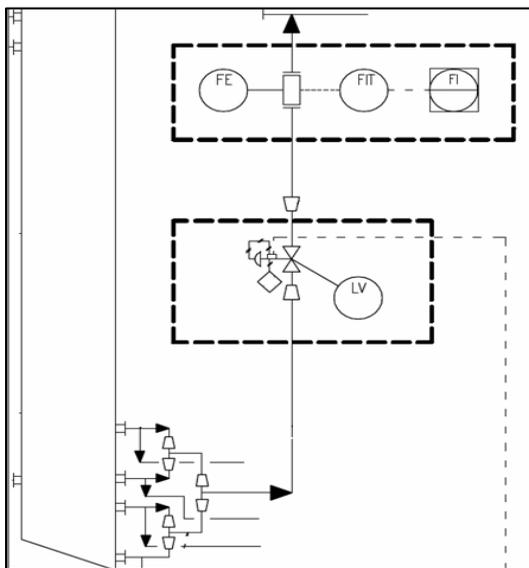


Figura 25: Descarga y medición de relaves.

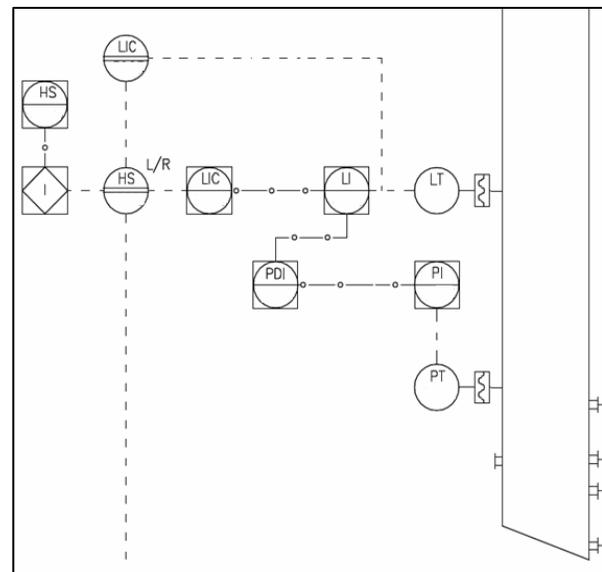


Figura 26: Medición de nivel y cálculo del holdup.

El transmisor de presión diferencial DP Cell (Figura 27) se basa en la medición de la presión hidrostática correspondiente a la altura de la columna de pulpa.

La DP Cell mide por un lado, la presión total ejercida al fondo de la columna de flotación y por otro lado, la presión atmosférica. La presión atmosférica se resta de la presión total, quedando la presión correspondiente a la columna de pulpa.

La presión se calcula mediante la expresión:

$$P = h \times \rho \times g \quad (6)$$

Donde:

P: es la presión [Pa].

h: es la altura de la columna de pulpa [m].

ρ : es la densidad de la pulpa en [g/m³] (realizar conversión de g a Kg).

g: es la aceleración de gravedad [m/s²].

El transmisor utilizado para el nivel de pulpa se encuentra a 2 m de la parte superior de la columna, mientras que el otro transmisor está a 6,72 m.



Figura 27: Transmisor de nivel.



Figura 28: Válvula pinch.

4.1.4 Sistema de Control de Aire

El sistema posee un flujómetro de placa orificio para la medición del flujo de aire (Figura 29), un manómetro local (Figura 30), un transmisor de presión (Figura 31), una válvula de control electro-neumática tipo mariposa, dos válvulas de aislamiento y una válvula para el bypass tipo bola, en caso de mantenimiento de la válvula de control (Figura 32). Además, cuenta con 16 inyectores del tipo interno rígido fabricados de polipropileno, que se distribuyen en dos lados de la columna, cada uno en 8 inyectores. La Figura 33 muestra dos inyectores conectados a una columna de flotación.

Mediante el controlador (FIC) configurado en el sistema de control distribuido, se ajusta la inyección de aire de forma automática, fijando un flujo de aire o de forma manual regulando una abertura para la válvula (FV). El controlador recibe una señal eléctrica desde el flujómetro (FT) y luego dependiendo de la señal, ajusta el flujo de aire regulando la abertura de la válvula. Mediante un transductor I/P se realiza la conversión de energía eléctrica a energía neumática, transmitida a los actuadores, donde por medio de aire la válvula abre o cierra.

La presión del flujo de aire es medida antes y después de la válvula, por el manómetro local (PI) y el transmisor de presión (PT) respectivamente.

En la Figura 34 se muestra la descripción mencionada.



Figura 29: Flujómetro placa orificio.

Figura 30: Manómetro local.

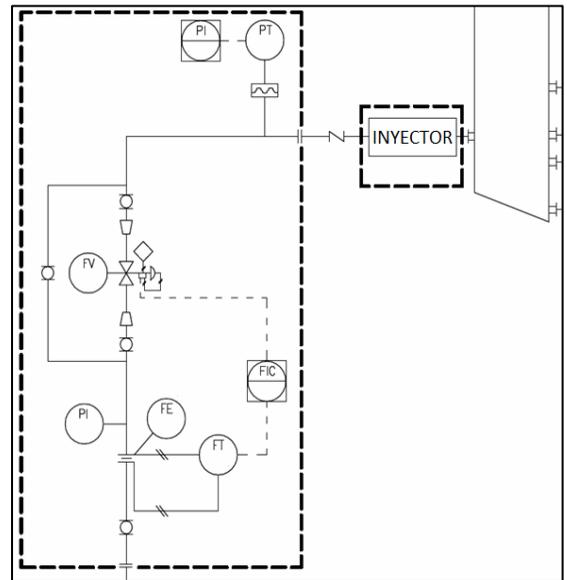


Figura 31: Transmisor de presión. Figura 32: Válvulas mariposa y de bola.



control de aire.

Figura 33:
Inyector.
Figura 34:
Sistema de



La siguiente figura muestra un diagrama simplificado de la etapa de flotación columnar y su instrumentación.

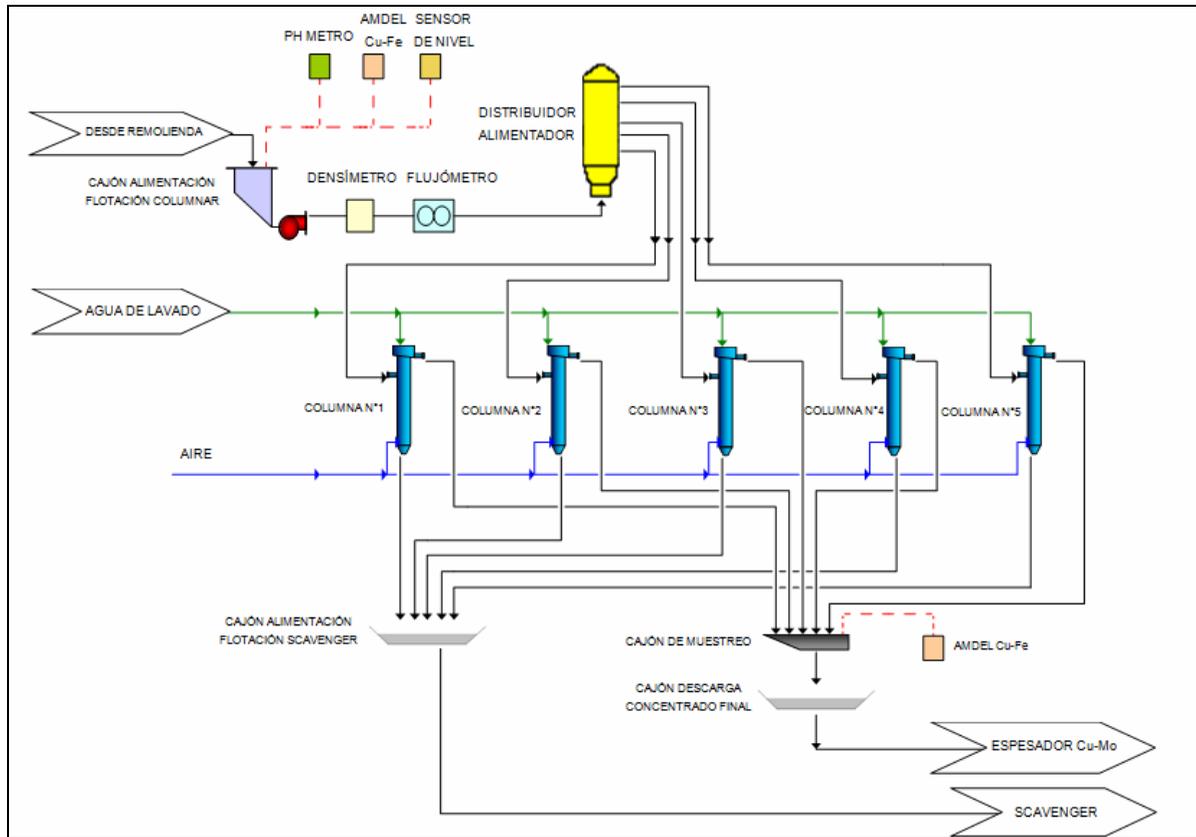


Figura 35: Diagrama de la etapa de flotación columnar.

A continuación se muestra dos fotografías de las columnas de flotación. La segunda fotografía (Figura 37) tiene una vista de las cinco columnas con el distribuidor de alimentación.



Figura 36: Columnas de flotación Las Tórtolas.



Figura 37: Vista desde arriba de columnas de flotación Las Tórtolas.

4.2 FUENTE DE LA INFORMACIÓN

La información proviene del registro histórico del sistema en línea y de muestreos realizados en la empresa en los años 2010 y 2011.

Los datos del %-400#, ley de cobre e insoluble en el concentrado son parte del sistema en línea, estos provienen de análisis de laboratorio realizados en los turnos B por la empresa.

Los muestreos que se hicieron durante la investigación fueron para el análisis de altura de espuma, análisis granulométrico y análisis químico (Ver Anexo A). También se encontraron registros de muestreos pasados, realizados por el personal de la empresa, que fueron de ayuda para esta investigación.

4.3 VALIDACIÓN DE LA INFORMACIÓN

En la planta Las Tórtolas existe un sistema en línea que proporciona datos del proceso mencionado anteriormente. Para obtener un registro de los datos, se necesita conocer el tag de la variable solicitada.

La validación de la información consiste en una búsqueda del tag correspondiente, de acuerdo a lo que se necesita, ya sea la información que marca un instrumento o un dato obtenido de laboratorio, ya que puede encontrarse más de algún tag referente a una misma variable. También consiste en verificar que las unidades de medición sean las correctas y que el instrumento se encuentre correctamente calibrado.

4.4 MEDICIÓN DE ALTURA DE ESPUMA Y CALIBRACIÓN DE TRANSMISORES DE PRESIÓN DIFERENCIAL

Con el propósito de conocer el rango de variación de la altura de espuma y estudiar el funcionamiento de los dos transmisores de presión diferencial que posee cada columna se realizaron varias mediciones de altura de espuma, que se efectuaron cada una hora utilizando un flotador operado manualmente.

El análisis se desarrollo mediante técnicas matemático-estadístico de la relación entre estos transmisores y la altura de espuma en cada columna de flotación.

Para obtener datos confiables de los transmisores de presión diferencial, se verificó que éstos estuvieran calibrados.

El transmisor de presión diferencial superior de cada columna de flotación mide el nivel de pulpa, que en el sistema en línea aparece en unidad de porcentaje. La calibración de este transmisor es en el rango de 0–79 “H₂O, que equivale a un rango de 0-100% de nivel de pulpa.

El transmisor de presión diferencial inferior de cada columna de flotación mide la presión de la columna, que se usa para el cálculo del holdup. La calibración de este transmisores en el rango de 0–264,6 “H₂O, que equivale a un rango de 0-65.875Pa, que es la unidad que se visualiza en el sistema en línea.

Durante el estudio de la planta se encontró la posibilidad de utilizar el holdup de aire como una variable de control para las columnas de flotación, ya que se contaba con la instrumentación necesaria.

La evaluación y puesta en marcha del transmisor inferior para cada columna contribuyó al cálculo y a la incorporación en el sistema del holdup.

El cálculo del holdup de aire para cada columna se realiza con la siguiente ecuación:

$$\text{Holdup} = 1 - \frac{P_s - P_i}{\rho \times g \times (H_s - H_i)} \times 100 \quad (7)$$

Donde:

P_s : es la presión superior en [Pa].

P_i : es la presión inferior en [Pa].

$(H_s - H_i)$: es la diferencia de altura entre los sensores de presión igual a 4,72 [m].

ρ : es la densidad de la pulpa en [g/m³] (realizar conversión de g a Kg).

g : es la aceleración de gravedad en [m/s²].

Holdup : es la fracción volumétrica de aire contenido en la celda en [%].

5. RESULTADOS Y ANÁLISIS

En este capítulo se muestra los resultados de las experiencias descritas en el capítulo anterior tales como; obtención de datos en el sistema, análisis químico y granulométrico, y análisis de altura de espuma. Los resultados de estas experiencias permiten analizar el efecto de las variables manipulables de una columna en la ley y la recuperación, así también analizar el efecto de la granulometría en la recuperación.

Por otra parte también se muestra la operación de las columnas, rangos de las variables involucradas, leyes químicas, instrumentación y otros análisis que entregan un mayor conocimiento del proceso.

5.1 OPERACIÓN DE LAS COLUMNAS DE FLOTACIÓN

Los rangos en que generalmente se realiza la operación en la etapa de flotación columnar se muestran en la Tabla 2.

Los datos provienen del registro histórico del sistema en línea, excepto los datos de la ley de cobre en la alimentación que provienen de muestreos realizados durante todo el año 2010.

Variable	Rango	Desviación Estándar
Flujo de alimentación	1500-2500 [m ³ /h]	386,5
Ley de cobre en la alimentación	4-15 [%]	2,0
Sólidos	12-22 [%]	4,1
pH	10,9-12	0,4
Agua de lavado	30-120 [m ³ /h]	16,1
Nivel de pulpa	50-80 [%]	10,8
Aire	400-2000 [m ³ /h]	182,7
Ley de cobre en el concentrado	25-35 [%]	2,6
-400#	65-87 [%]	5,4

Tabla 2: Rangos de operación en el año 2010.

Antecedentes de las columnas y muestreos realizados durante la investigación, muestran los siguientes hechos en las columnas:

- La masa distribuida a cada columna en la alimentación varía en $\pm 5\%$.
- Las columnas de flotación en promedio trabajan con leyes de cobre total alrededor de 8,8% en la alimentación, 30,2% en el concentrado y 3,1% en el relave.
- La alimentación posee alrededor de 0,25% de cobre soluble, 0,098% de molibdeno, 19,6% de fierro, 478 ppm de arsénico y 47% de insolubles.
- El concentrado tiene alrededor de 0,45% de cobre soluble, 0,17% de molibdeno, 28,3% de fierro, 630 ppm de arsénico y 6% de insolubles.
- El relave de las columnas muestra alrededor de 0,2% de cobre soluble, 0,05% de molibdeno, 252 ppm de arsénico y 56% de insolubles.
- Los análisis también muestran que en la etapa de flotación columnar se puede alcanzar recuperaciones de cobre total entre 55,7 y 88,12% durante la operación.
- La recuperación de molibdeno en las columnas es alrededor de 65%, mientras que existe un rechazo del 70% de fierro y 97% de insolubles, lo cual representa un buen desempeño. Por otro lado se observa que es muy poco el rechazo de arsénico en las columnas, ya que alrededor de un 60% de arsénico se recupera en las columnas.

A continuación una operación durante un día en la etapa de flotación columnar bajo el sistema de control distribuido (DCS) se muestra en los siguientes gráficos.

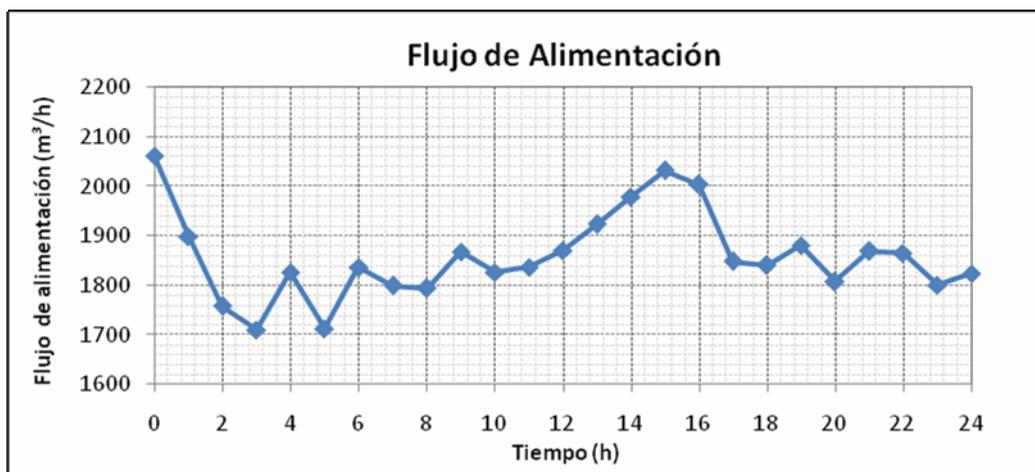


Figura 38: Comportamiento flujo de alimentación en 24 h.

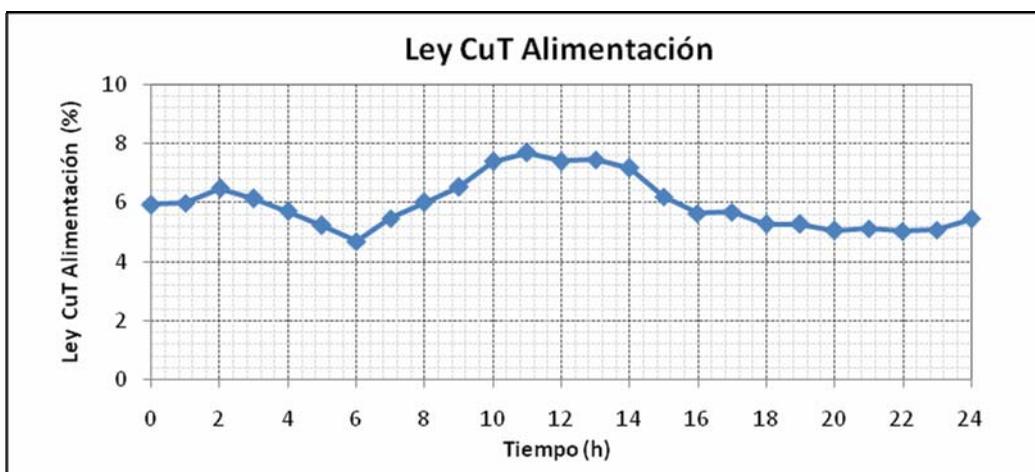


Figura 39: Comportamiento ley CuT de alimentación en 24 h.

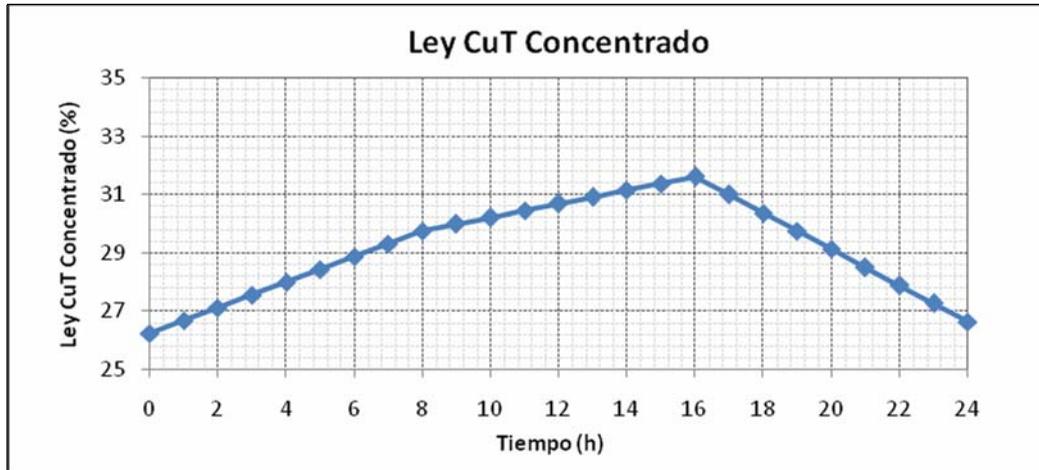


Figura 40: Comportamiento ley CuT del concentrado en 24 h.

Los gráficos muestran que en las columnas de flotación el flujo de alimentación tuvo una gran variación entre 1700-2100 durante el día, y que además la ley de cobre en la alimentación estuvo en el rango de 4-8, mientras que la ley de cobre en el concentrado osciló entre 26 y 32 %.

Este repentino cambio en la ley de cobre del concentrado que se observa en la Figura 40 se puede atribuir a diversos problemas relacionados con:

1. Perturbaciones que entran al proceso.
2. Cambios inconsistentes en los puntos de referencia de los lazos de control local.
3. Limitaciones particulares de operación e instrumentación.

A continuación se muestra la manipulación de los puntos de referencia por los operadores durante el mismo día.

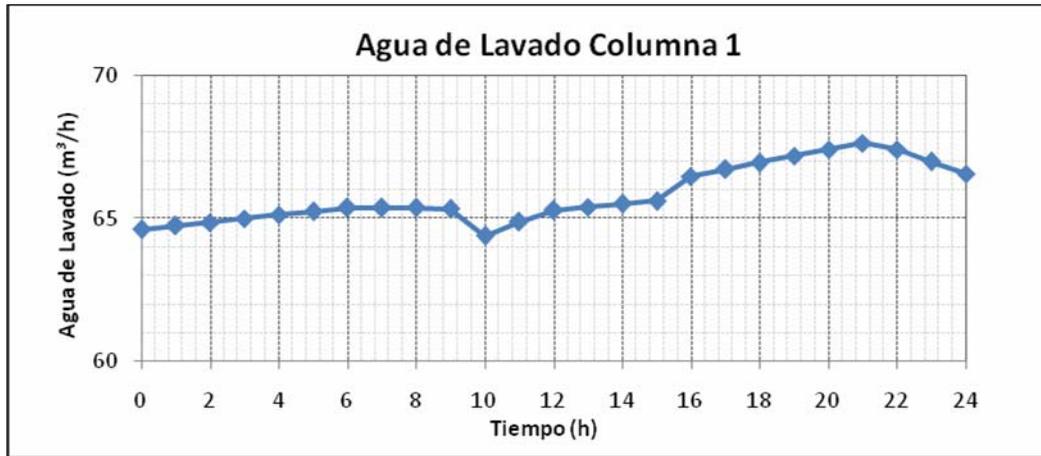


Figura 41: Comportamiento del agua de lavado de la columna 1 en 24 h.

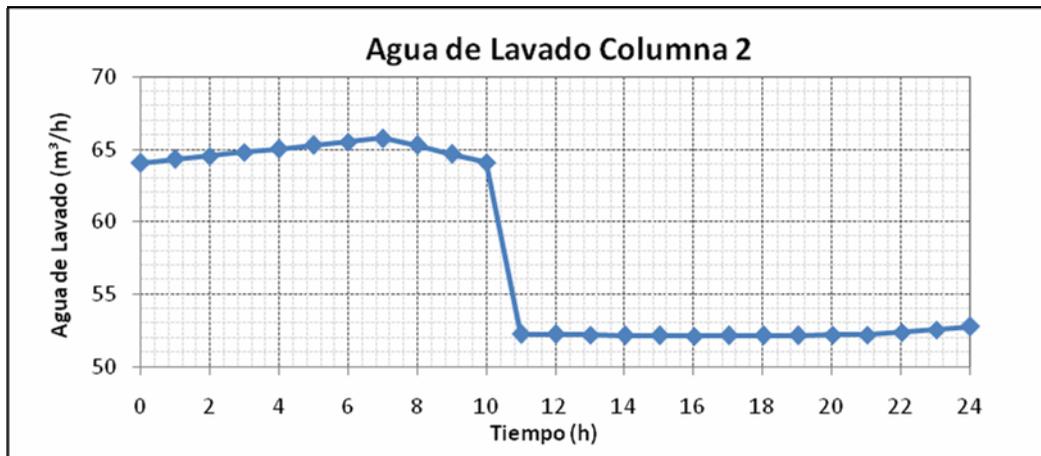


Figura 42: Comportamiento del agua de lavado de la columna 2 en 24 h.

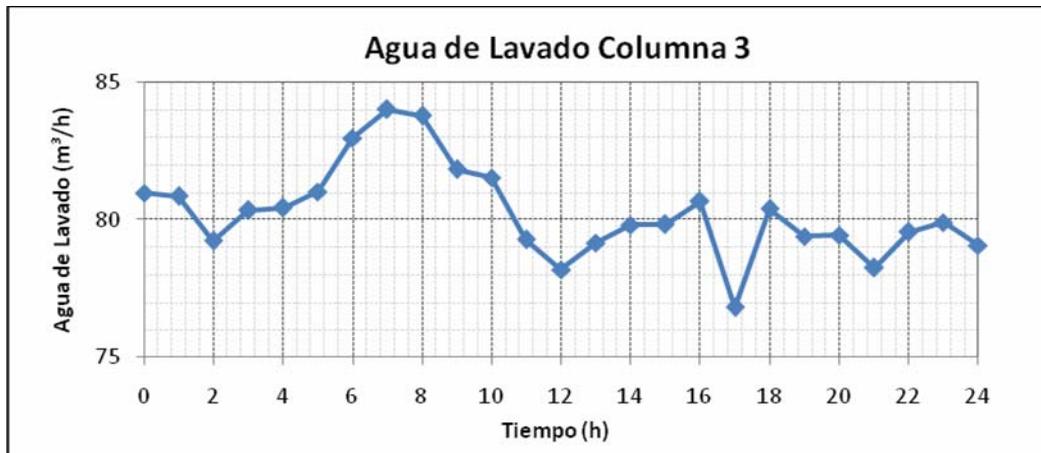


Figura 43: Comportamiento del agua de lavado de la columna 3 en 24 h.

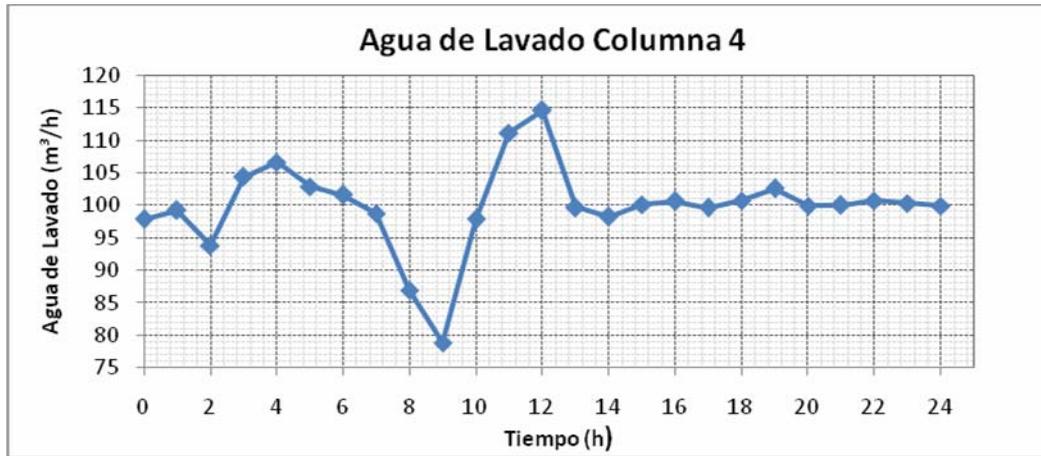


Figura 44: Comportamiento del agua de lavado de la columna 4 en 24 h.

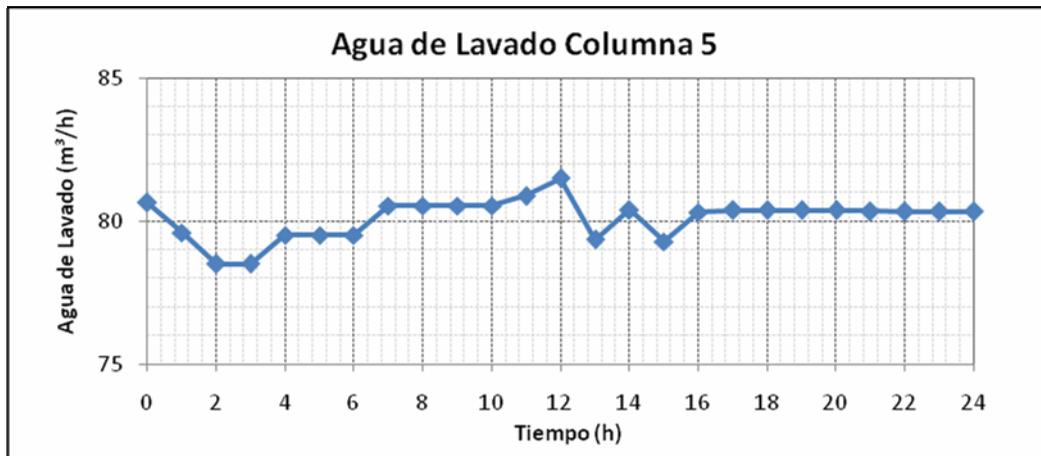


Figura 45: Comportamiento del agua de lavado de la columna 5 en 24 h.

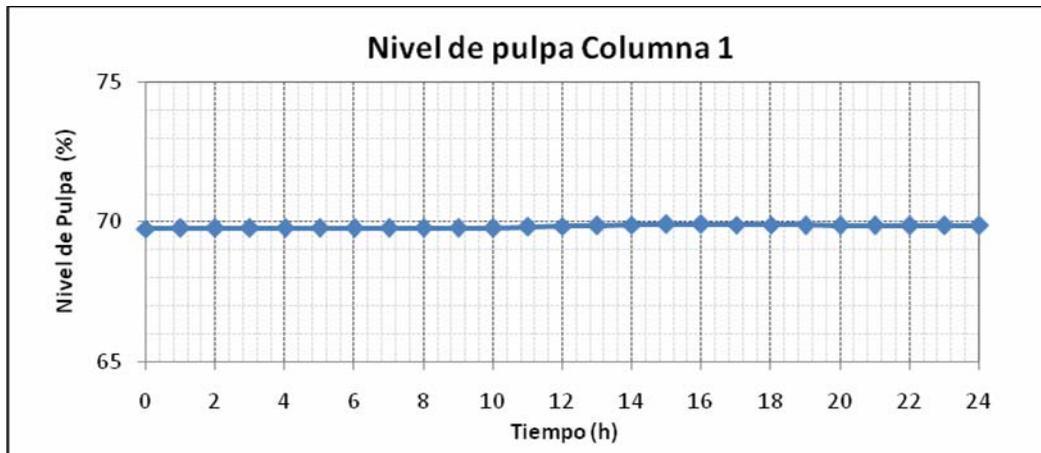


Figura 46: Comportamiento del nivel de pulpa de la columna 1 en 24 h.

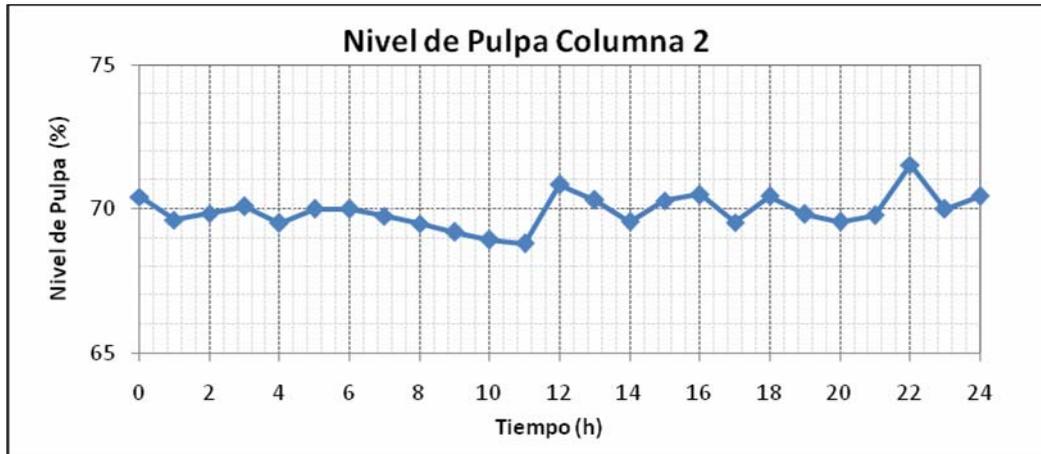


Figura 47: Comportamiento del nivel de pulpa de la columna 2 en 24 h.

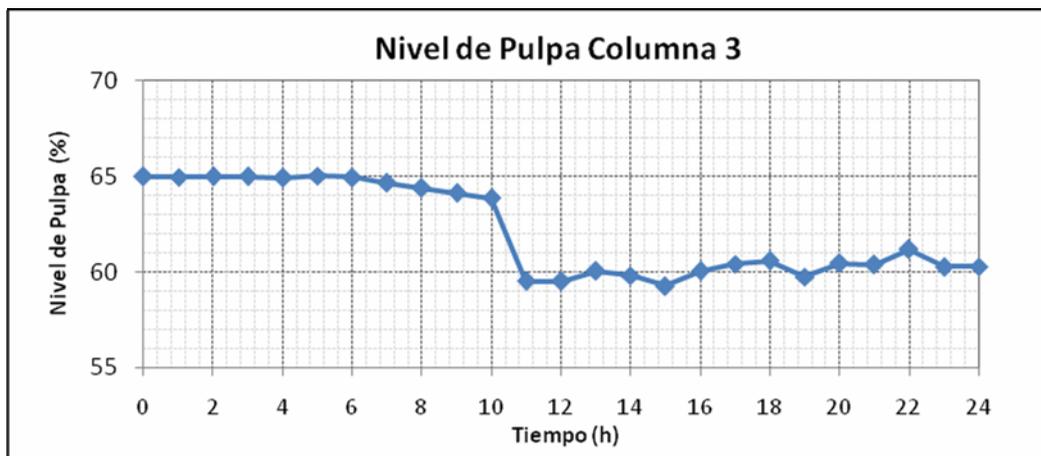


Figura 48: Comportamiento del nivel de pulpa de la columna 3 en 24 h.

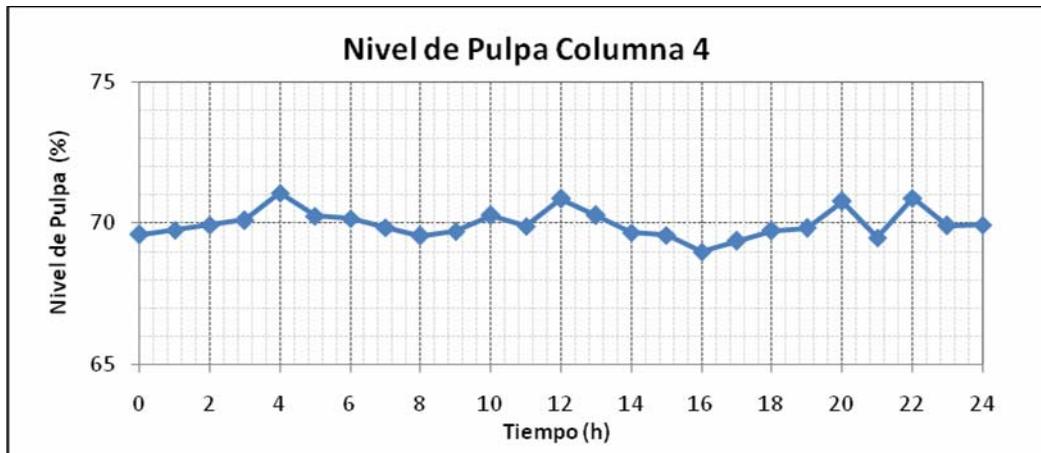


Figura 49: Comportamiento del nivel de pulpa de la columna 4 en 24 h.

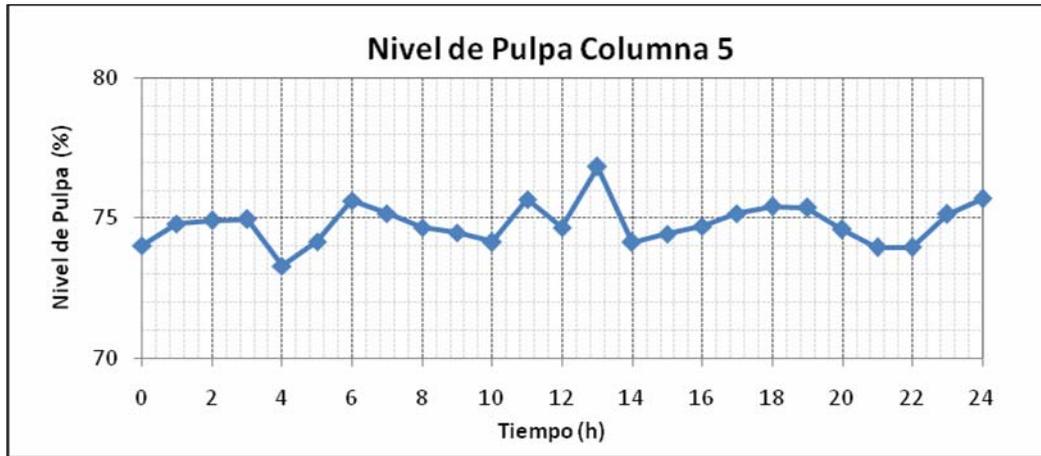


Figura 50: Comportamiento del nivel de pulpa de la columna 5 en 24 h.

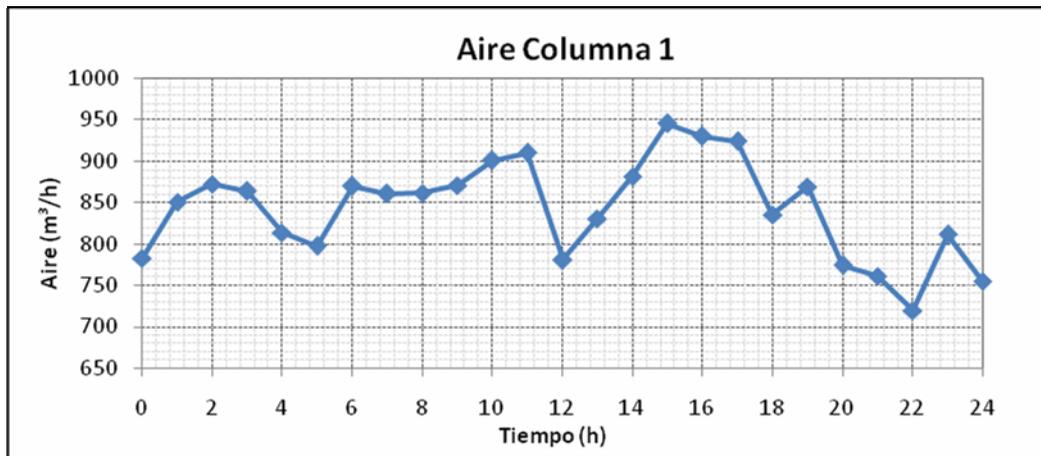


Figura 51: Comportamiento del flujo de aire de la columna 1 en 24 h.

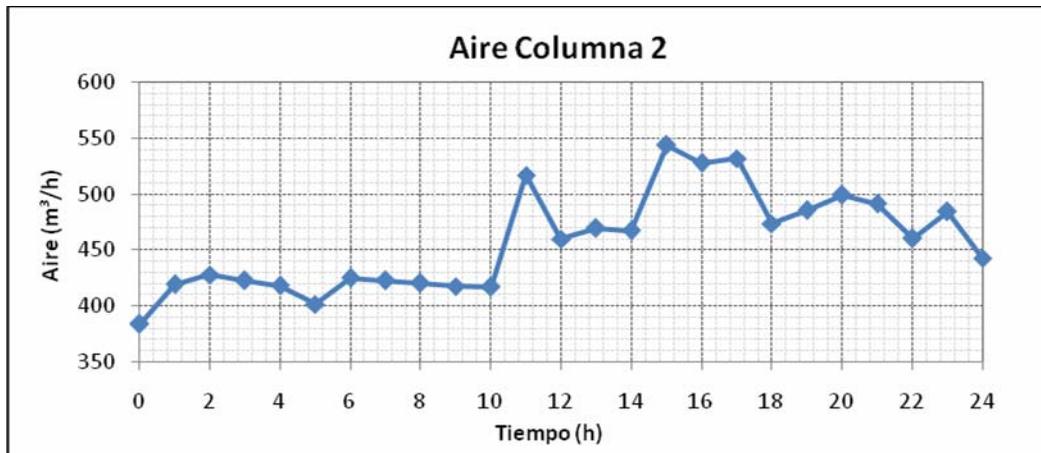


Figura 52: Comportamiento del flujo de aire de la columna 2 en 24 h.

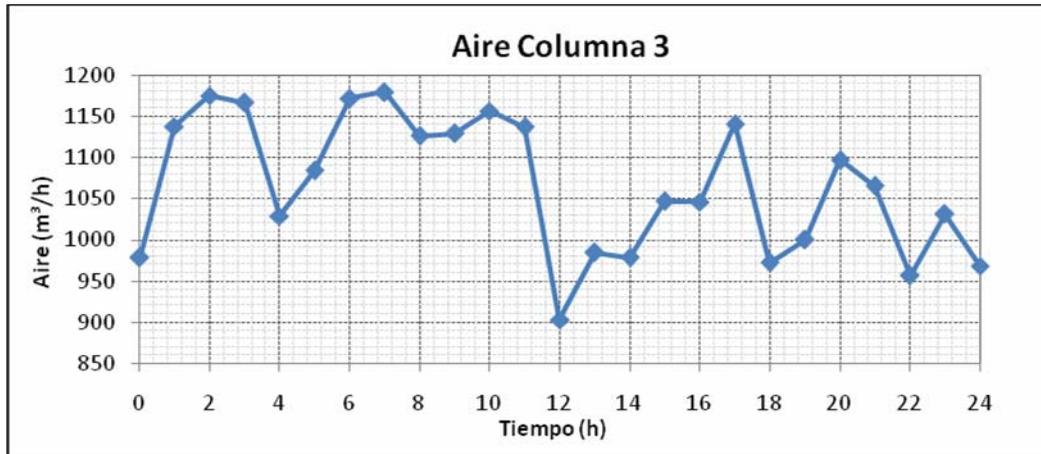


Figura 53: Comportamiento del flujo de aire de la columna 3 en 24 h.

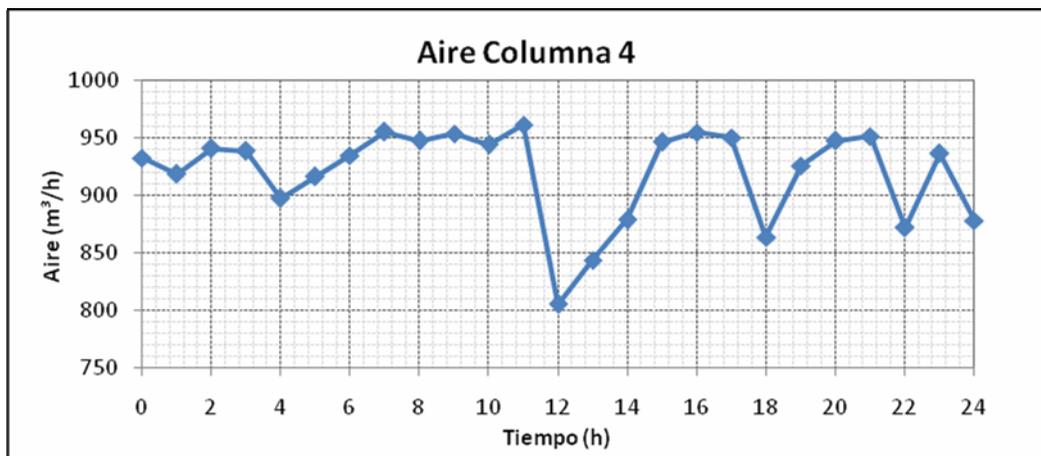


Figura 54: Comportamiento del flujo de aire de la columna 4 en 24 h.

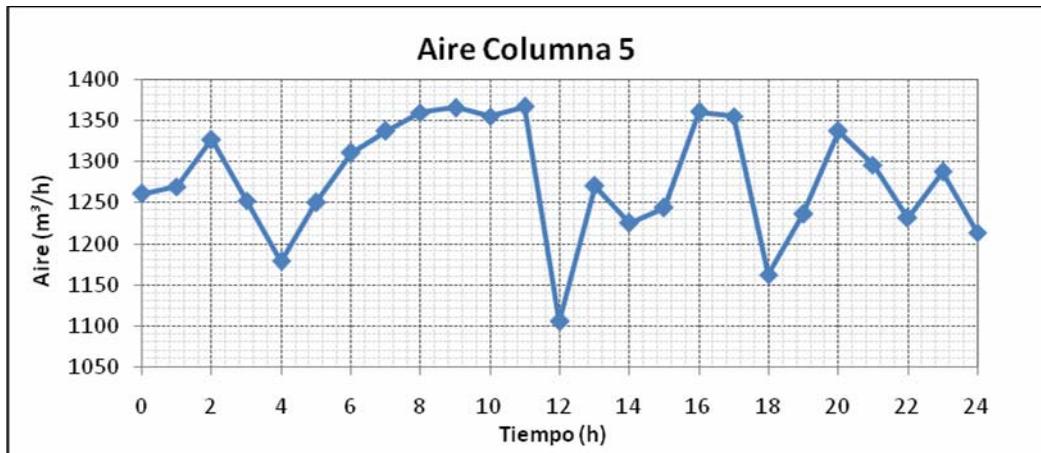


Figura 55: Comportamiento del flujo de aire de la columna 5 en 24 h.

5.2 OPERACIÓN Y EVALUACIÓN DE LA INSTRUMENTACIÓN

Un tipo de problema que posee la planta de flotación Las Tórtolas, es la capacidad del circuito scavenger y del espesador de Cu-Mo, lo que en consecuencia a veces lleva al operador, a tomar decisiones que no cumplen los objetivos metalúrgicos (ley de concentrado y recuperación), sino a estabilizar estos problemas en la operación.

Muchas veces no se logra alcanzar una adecuada ley de concentrado, esto ocurre debido a que principalmente la ley del concentrado de cobre depende de la mineralogía, por lo tanto al tratar de mejorar la ley se obtienen mayores descargas en los relaves de las columnas y el circuito scavenger cuyo objetivo es recuperar el mineral valioso que no fue recuperado por las columnas, no puede operar eficientemente, ya que no posee la capacidad necesaria para hacerlo.

Por otro lado el operador al tratar de aumentar la recuperación de cobre del circuito de limpieza, toma la decisión de optimizar la recuperación por sobre la ley de concentrado en las columnas, lo que lleva a un concentrado menos limpio y con mayor cantidad de sólidos, pero principalmente en algunas oportunidades se observó que durante la operación, el concentrado en el espesador de Cu-Mo rebalsaba, debido que no posee la capacidad adecuada.

Para evaluar la instrumentación se realizaron algunos muestreos y observaciones en terreno de la operación. Mediante la ayuda del personal de la empresa también fue posible conocer el estado de la instrumentación, los problemas que se iban presentando y cualquier cambio que se efectuará durante la operación.

5.2.1 Agua de Lavado

Existe obstrucción de las parrillas usadas para distribuir el agua de lavado sobre las columnas, debido a que se utiliza agua recirculada en el proceso y contiene mucho material lamoso (Ver Figura 56).

Los distribuidores de agua de lavado pueden clasificarse en internos y externos. Las columnas de flotación de la planta Las Tórtolas poseen distribuidores externos que se instalan arriba de la espuma de cada columna, lo que presenta la ventaja de evitar su obstrucción y permite la inspección visual durante la operación, aún así no se deben descuidar y se les debe hacer mantención periódica.

En la planta solo una vez a la semana se realiza una limpieza de las parrilladas que distribuyen el agua de lavado en cada columna, se recomienda una mayor frecuencia de la limpieza, para un mejor funcionamiento de este sistema de control.

La Figura 57 muestra una fotografía de una columna de flotación de la planta Las Tórtolas vista desde arriba en donde se aprecia la distribución del agua de lavado.



Figura 56: Obstrucción del agua de lavado en una columna de flotación.



Figura 57: Distribución del agua de lavado en una columna de flotación.

5.2.2 Altura de Espuma

Los resultados obtenidos de la medición de altura de espuma, indican que su rango de variación es entre 50- 150 cm.

La relación entre la medición del nivel de pulpa realizada por el transmisor de nivel y la altura de espuma de cada columna de flotación se muestran a continuación en los siguientes gráficos.

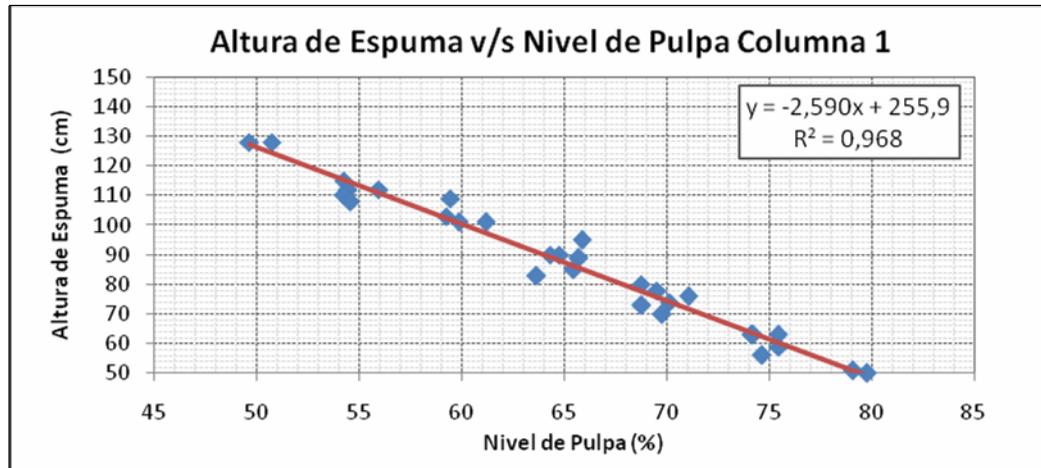


Figura 58: Distribución altura de espuma respecto al nivel de pulpa, columna 1.

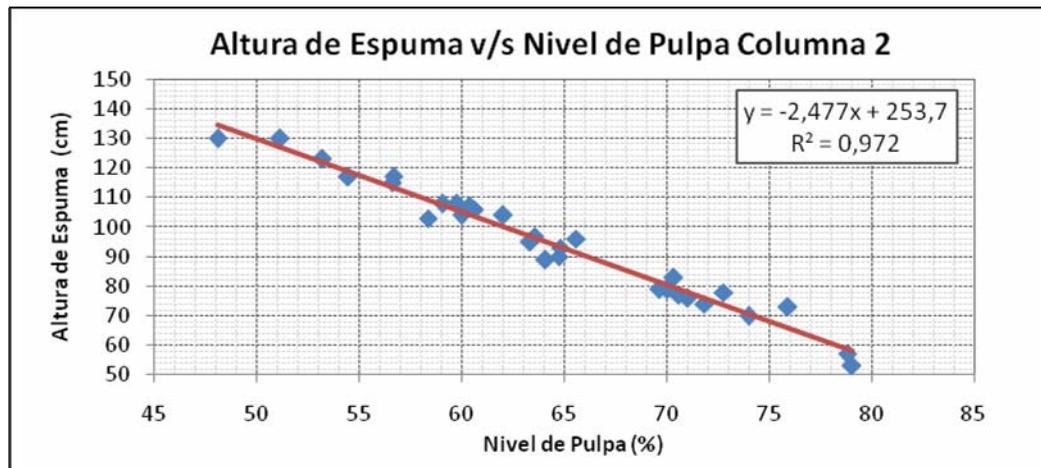


Figura 59: Distribución altura de espuma respecto al nivel de pulpa, columna 2.

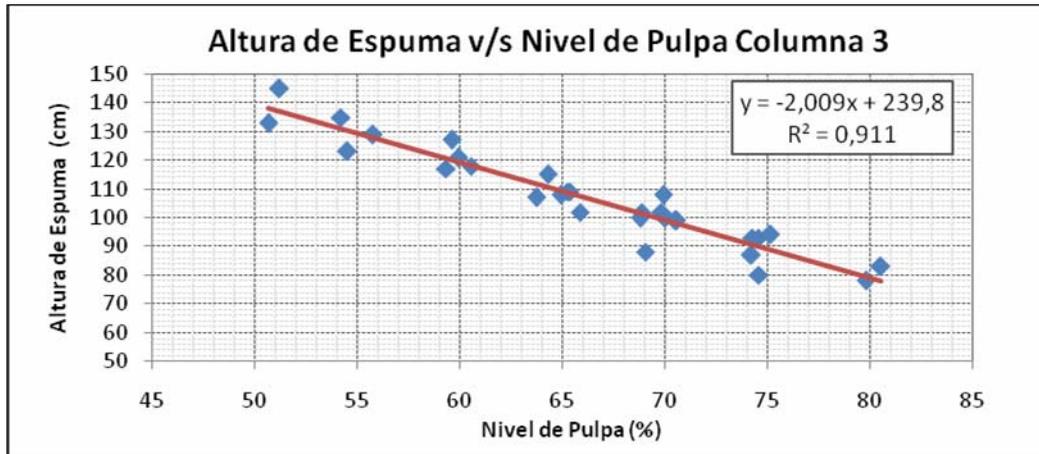


Figura 60: Distribución altura de espuma respecto al nivel de pulpa, columna 3.

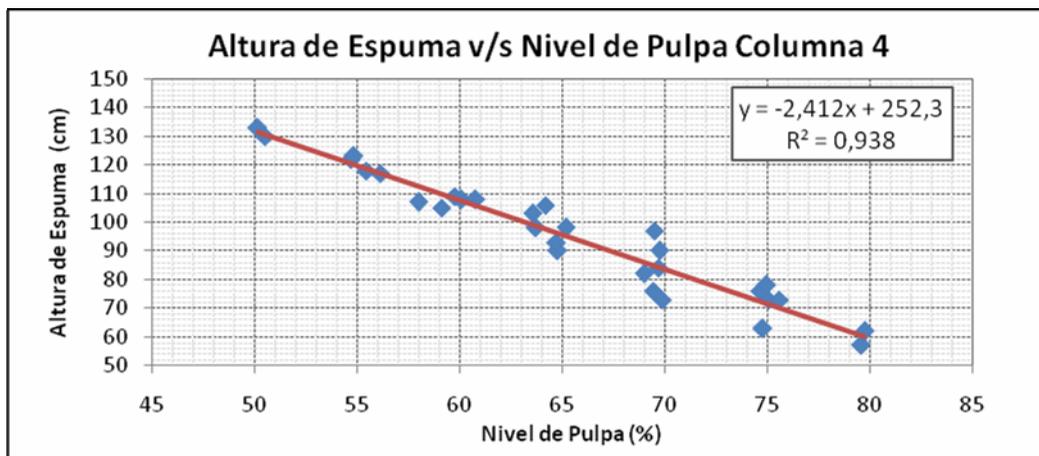


Figura 61: Distribución altura de espuma respecto al nivel de pulpa, columna 4.

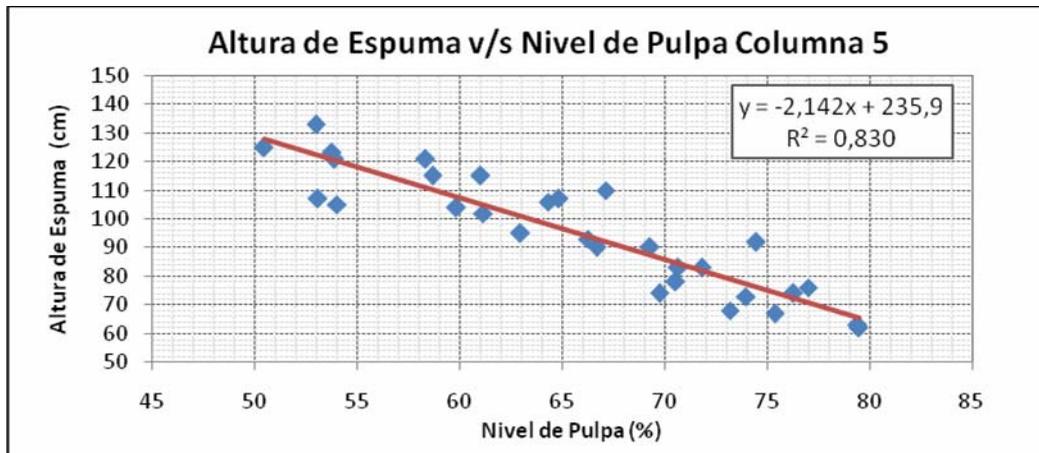


Figura 62: Distribución altura de espuma respecto al nivel de pulpa, columna 5.

Se puede apreciar de los gráficos anteriores que existe una buena relación entre la medición realizada por el transmisor y la altura de espuma en cada columna de flotación. Sin embargo esta relación se ve afectada cuando el transmisor no se encuentra limpio. El transmisor está expuesto a la pulpa de concentrado que además contiene cal, tanto el concentrado como la cal se depositan en éste ocasionándole un mal funcionamiento.

Es difícil mantener o superar las tendencias obtenidas, por un lado el transmisor está expuesto a la pulpa y por otro la densidad de la pulpa no es constante, de todas maneras se recomienda ampliar y mejorar el programa de mantenciones, ya que para asegurar la confiabilidad de la medición del instrumento éste debe estar correctamente calibrado y limpio.

A pesar de que son difíciles las condiciones del transmisor de nivel, si se analiza estadísticamente la columna 2 que obtuvo un R^2 de 0,9726, es decir una mayor relación entre la medición del nivel de pulpa por el transmisor y la medición manual de la altura de espuma, se puede decir que el transmisor trabaja con un error típico de 3,4 cm en su medición.

La razón del porque algunas columnas tienen mejores tendencias que otras se debe a que no todos los transmisores se encuentran con la misma cantidad de suciedad en ellos, algunos deben poseer mayor cantidad de material que otros, pero todos se encuentran adecuadamente calibrados y han recibido la misma cantidad de mantenciones.

5.2.3 Aire

Las columnas de flotación de la planta Las Tórtolas poseen inyectoros del tipo interno y rígido fabricados de polipropileno. La principal desventaja de estos inyectoros es la obstrucción con concentrado. Cuando esto ocurre durante la operación, un operario se dirige al inyector y lo limpia con una lanza.

Durante seis meses se realizaron alrededor de 3 mantenciones a la planta, en cada mantención los inyectoros de cada columna se revisan y limpian, y aquellos inyectoros que están en mal estado son cambiados por nuevos. A continuación, en la Figura 63 se muestra una fotografía de uno de los inyectoros utilizados en la planta.



Figura 63: Inyector de una columna de flotación.

Por otra parte, se observa que para cambiar el punto de referencia del flujo de aire el operador tiene que usar un control manual, fijándose una abertura para la válvula de aire.

5.2.4 Amdel

El sistema de análisis de leyes en línea amdel utiliza sensores de rayos X, la etapa de flotación columnar posee dos sensores de este tipo, el primero se encuentra ubicado en la alimentación y el otro en el concentrado final de cobre. Ambos sensores están en buenas condiciones, sin embargo se realizaron muchas evaluaciones por el personal metalúrgico e instrumentista de la empresa respecto a los datos provenientes de estos instrumentos, comparándolos con datos obtenidos en laboratorio.

5.2.5 Holdup de Aire

Cada columna de flotación posee la instrumentación necesaria para el cálculo del holdup de aire. Este tipo de control no se utilizaba en las columnas de flotación de la planta Las Tórtolas, por lo tanto para su incorporación y estudio se tuvo que revisar el estado de la instrumentación, además de realizar un seguimiento de los datos entregados por el sistema en línea para validar la información.

La validación de la información para esta variable consiste en primer lugar en la búsqueda del tag para la presión inferior y del holdup de aire de cada columna. Luego se prosigue a verificar las unidades correspondientes, las cuales para el caso de la presión inferior no coincidieron con los datos adquiridos.

El problema se trató de resolver investigando la fuente del error, ya sea en el sistema computacional, como en el instrumento, pero finalmente se resolvió colocando esta vez la misma unidad de medición para cada columna.

Más tarde se encontró que una de las columnas de flotación no contenía datos de su presión inferior y del holdup de aire y otra mostraba datos inconsistentes. Finalmente, se determinó mediante una inspección en planta y limpieza de los transmisores que éstos no medían correctamente porque se encontraban sucios y sin la calibración adecuada.

Una vez que los transmisores inferiores fueron calibrados y limpiados, se estudio la relación de estos con las alturas de espuma de cada columna, de la misma manera que el transmisor de nivel o transmisor superior.

Los siguientes gráficos muestran los resultados del muestreo, con los transmisores de presión inferior funcionando correctamente.

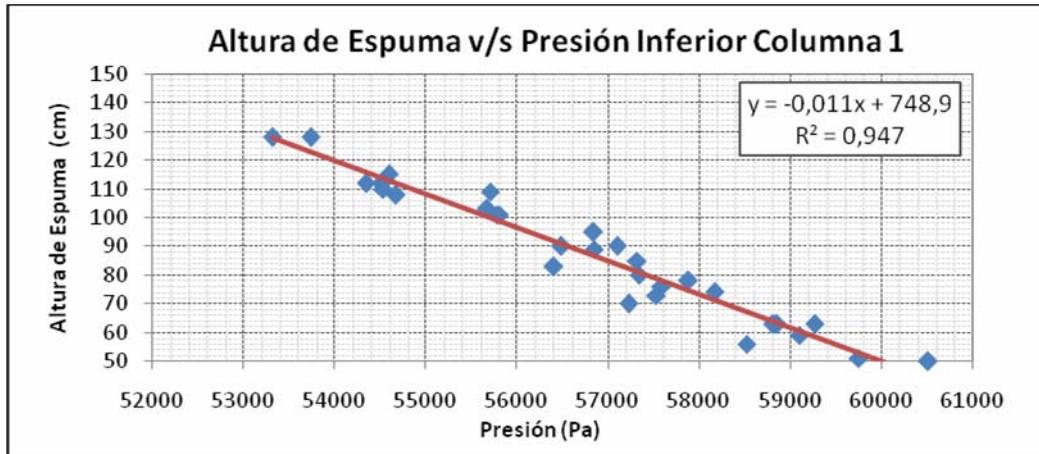


Figura 64: Distribución altura de espuma respecto a la presión inferior, columna 1.

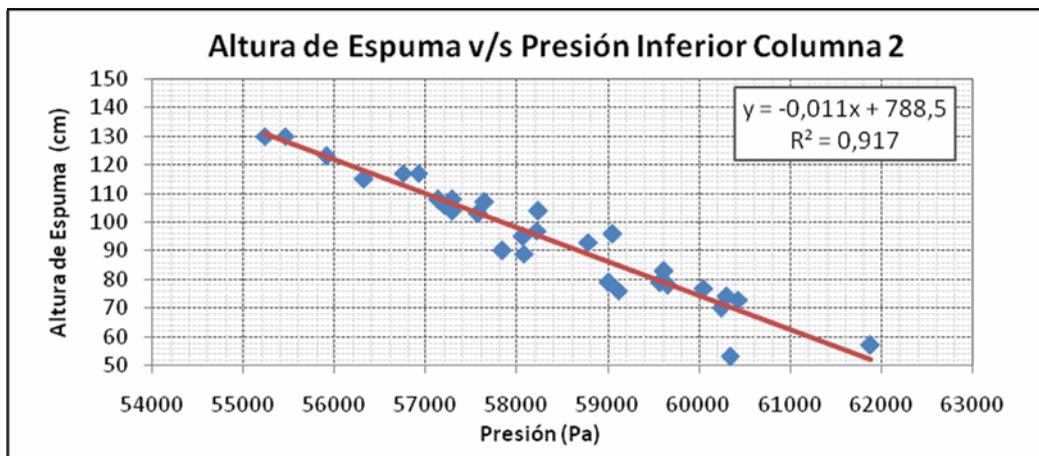


Figura 65: Distribución altura de espuma respecto a la presión inferior, columna 2.

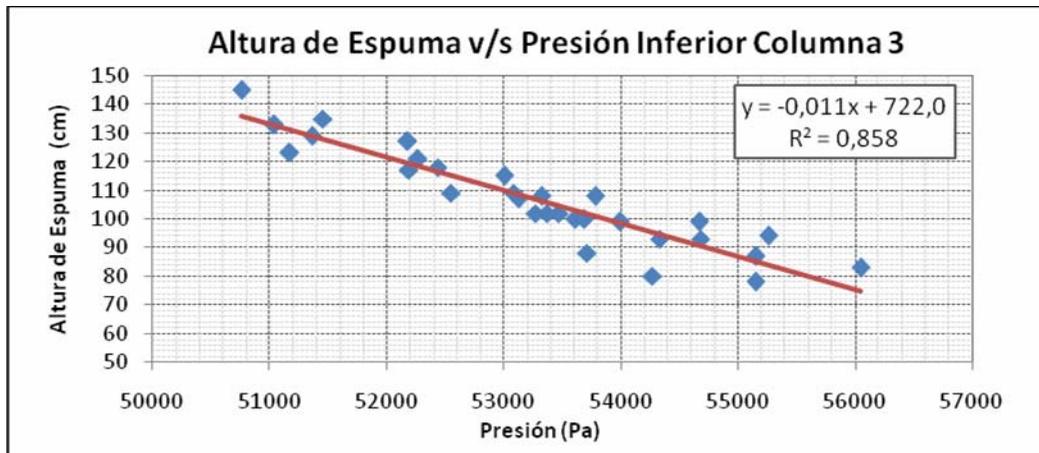


Figura 66: Distribución altura de espuma respecto a la presión inferior, columna 3.

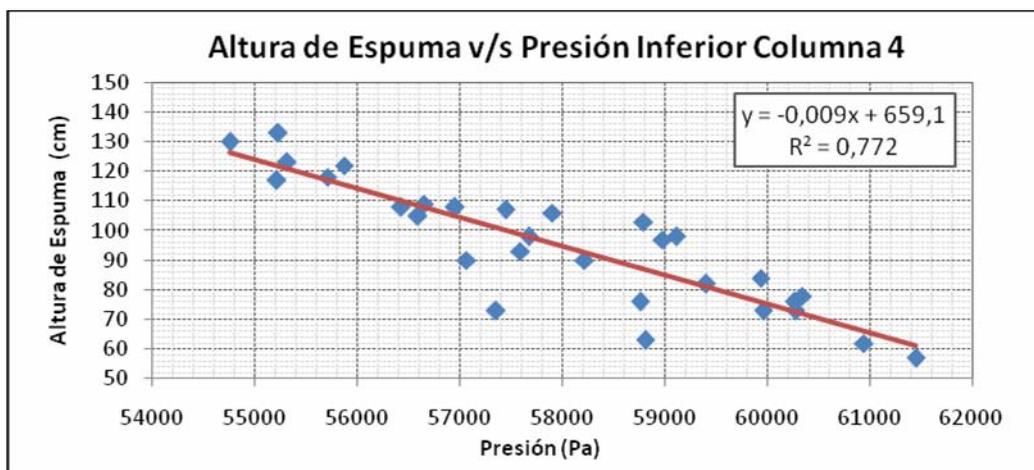


Figura 67: Distribución altura de espuma respecto a la presión inferior, columna 4.

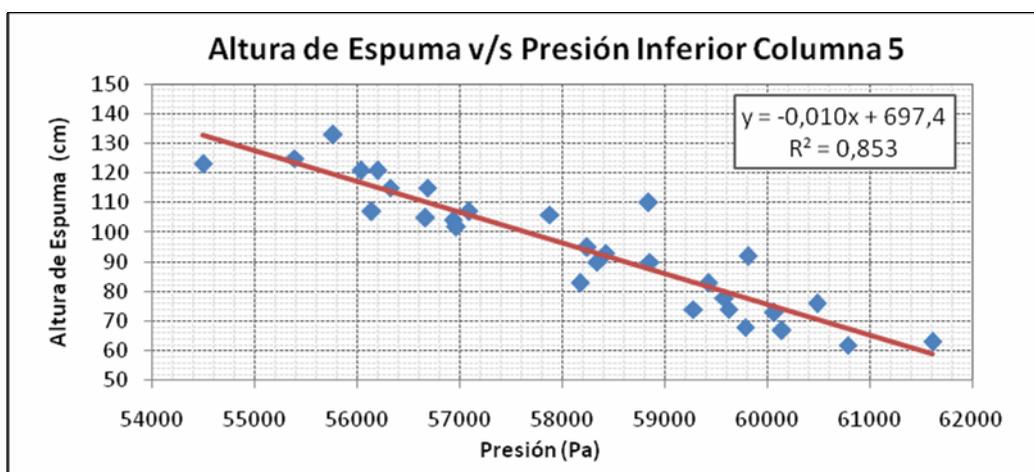


Figura 68: Distribución altura de espuma respecto a la presión inferior, columna 5.

De los gráficos anteriores se puede decir, que este tipo de tendencias es esperable, por lo que los transmisores funcionan correctamente. La razón de porque no se obtienen tan buenas tendencias como con el transmisor de nivel anteriormente estudiado, se debe a la poca sensibilidad que tiene el transmisor inferior a los cambios de altura de espuma que se produzcan, ya que al encontrarse más abajo que el transmisor de nivel, está expuesto a una mayor presión.

Ahora que ambos transmisores de presión diferencial están funcionando adecuadamente, es posible obtener en línea el holdup de aire de cada columna.

En los gráficos a continuación se muestra el holdup y su relación con el aire para cada columna de flotación de la planta Las Tórtolas.

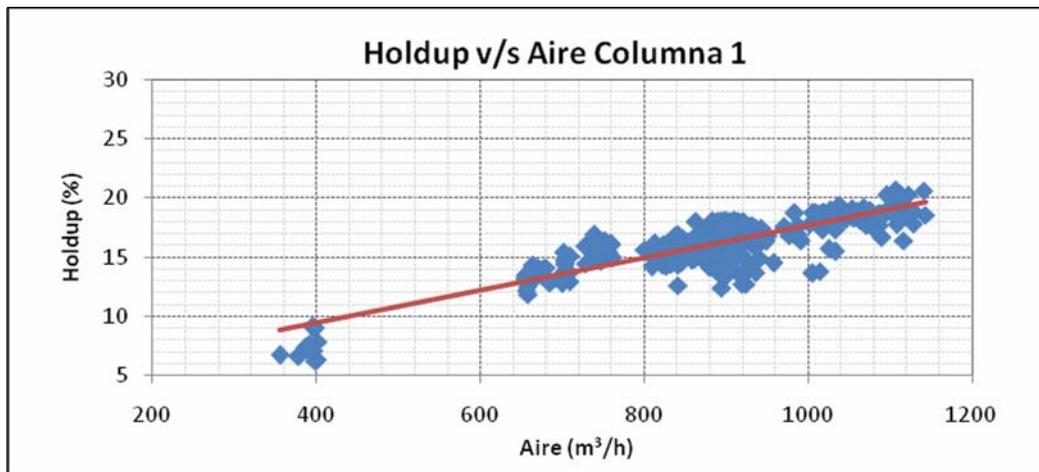


Figura 69: Holdup respecto al flujo de aire, columna 1.

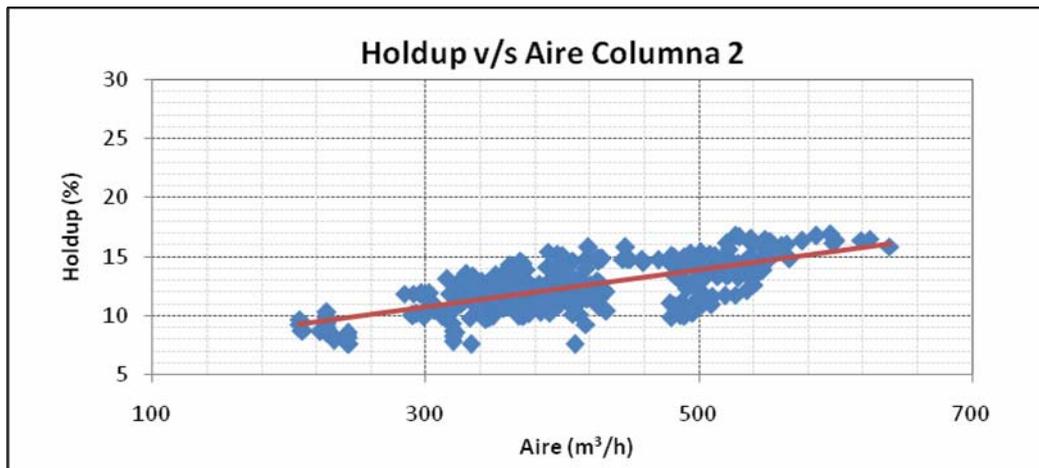


Figura 70: Holdup respecto al flujo de aire, columna 2.

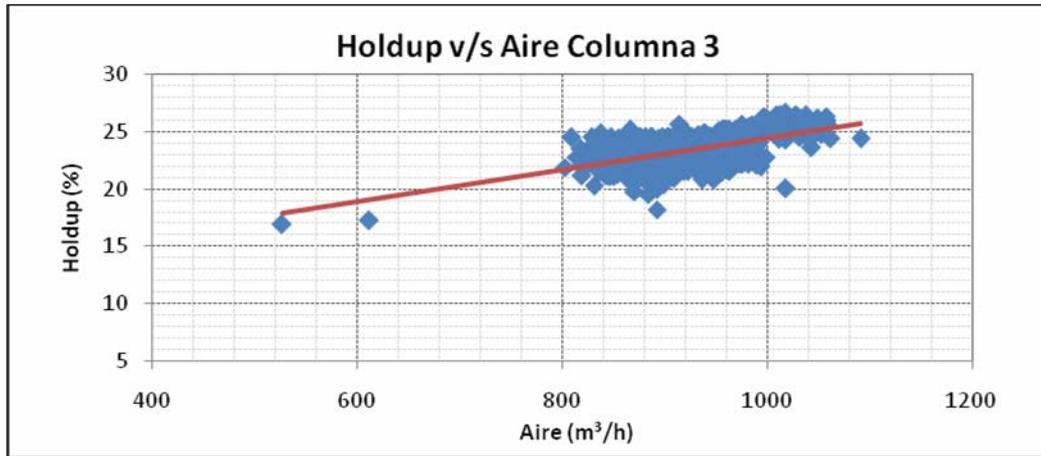


Figura 71: Holdup respecto al flujo de aire, columna 3.

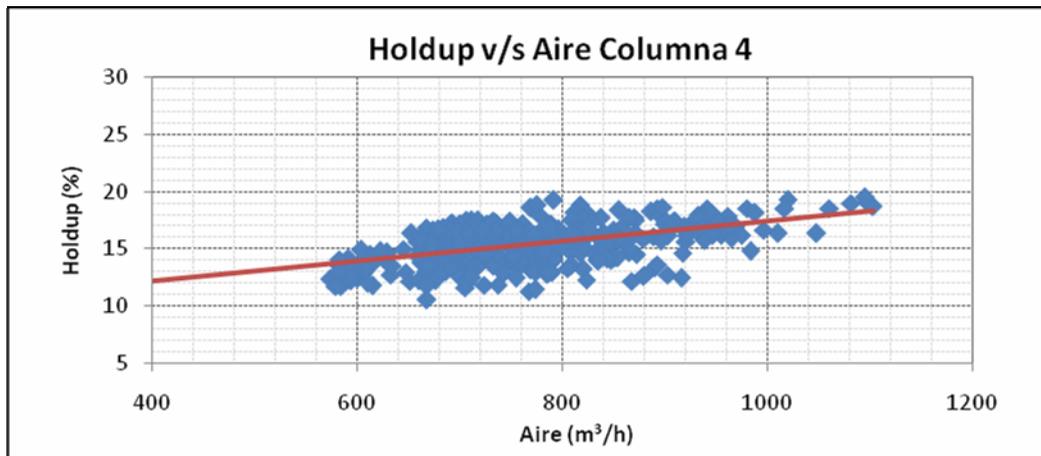


Figura 72: Holdup respecto al flujo de aire, columna 4.

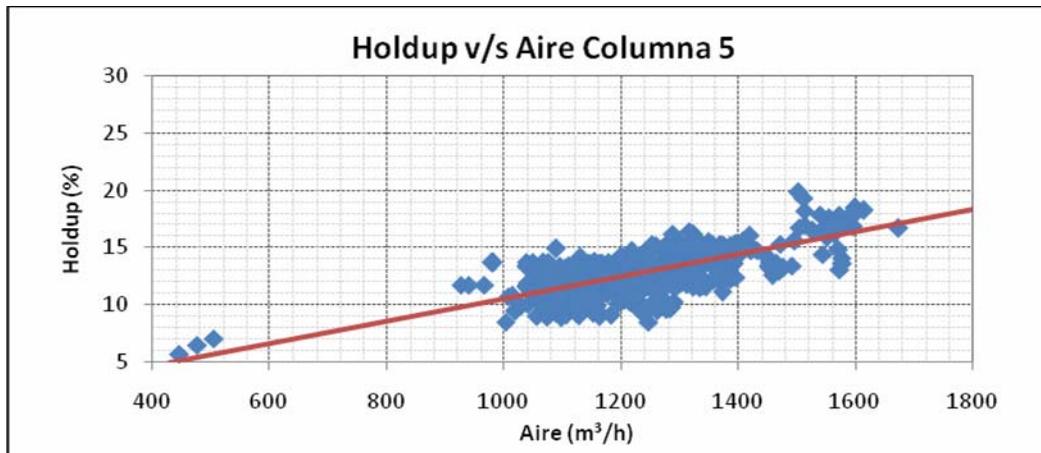


Figura 73: Holdup respecto al flujo de aire, columna 5.

Se aprecia que algunas columnas poseen un holdup bajo el 10% o sobre el 25%, esto quiere decir que la operación se ha tornado ineficiente, por diversos factores que afectan al holdup como es el tamaño de las burbujas, la adición de espumante y concentración de sólidos.

Es necesario considerar el tamaño de burbuja, debido a que se espera que millones de burbujas pequeñas produzcan una tasa de flotación mucho mayor que sólo unas pocas burbujas grandes.

Con respecto a la relación entre holdup y tamaño de burbujas Dobby y Finch [8] indican que el holdup de gas crece cuando aumenta el flujo de aire y cuando decrece el tamaño de burbujas, debido a que las burbujas más pequeñas tienen menor velocidad de ascenso y permanecen más tiempo en la celda. La adición de espumante sobre un cierto valor tiene un impacto pronunciado en la reducción del tamaño de las burbujas.

Hay que destacar que flujos excesivos de aire llevan a que las burbujas colisionen entre sí formando burbujas más grandes, que terminarán por producir turbulencia en la columna.

Un aumento en la concentración de sólidos incrementa la densidad del agregado burbuja-partícula, reduciendo la velocidad de ascenso y por lo tanto aumentando el holdup.

5.3 EFECTO DE LAS VARIABLES MANIPULABLES DE UNA COLUMNA DE FLOTACIÓN

La etapa de flotación columnar tiene por objetivo la ley de cobre en el concentrado, que representa la calidad del proceso de flotación.

La ley de cobre en el concentrado depende principalmente de la proporción que existe de cada especie mineralógica de cobre, de pirita y de la ganga.

Las especies de minerales de cobre que se encuentran son calcopirita (CuFeS_2), bornita (Cu_5FeS_4), covelina (CuS), calcosita (Cu_2S) y enargita (Cu_3AsS_4). La proporción de estos minerales es importante, ya que cada uno posee distintas proporciones de cobre, la calcopirita posee un 34,65%, la bornita un 63,31%, la covelina un 66,46%, la calcosita un 79,88% y la enargita un 48,41%. Esta variable perturbación es controlada en la explotación minera, aún así, su efecto no depende de la operación de la planta.

La presencia de pirita en minerales sulfurados es un problema típico en industrias mineras, pero ésta puede ser controlada. El control en la planta de flotación Las Tórtolas se lleva a cabo depresando la pirita con cal; en la etapa de limpieza se usa pH entre 11-12, que es una forma indirecta de regular el agregado de cal.

La proporción de la ganga en el concentrado se identifica midiendo la proporción de ganga insoluble en el concentrado, es decir más insoluble implica que el mineral viene con más ganga.

El insoluble en el concentrado se puede controlar con las variables manipulables de las columnas de flotación que son; el flujo de agua de lavado, nivel de pulpa y flujo de aire.

El efecto de estas variables en el insoluble del concentrado se muestra en los gráficos a continuación.

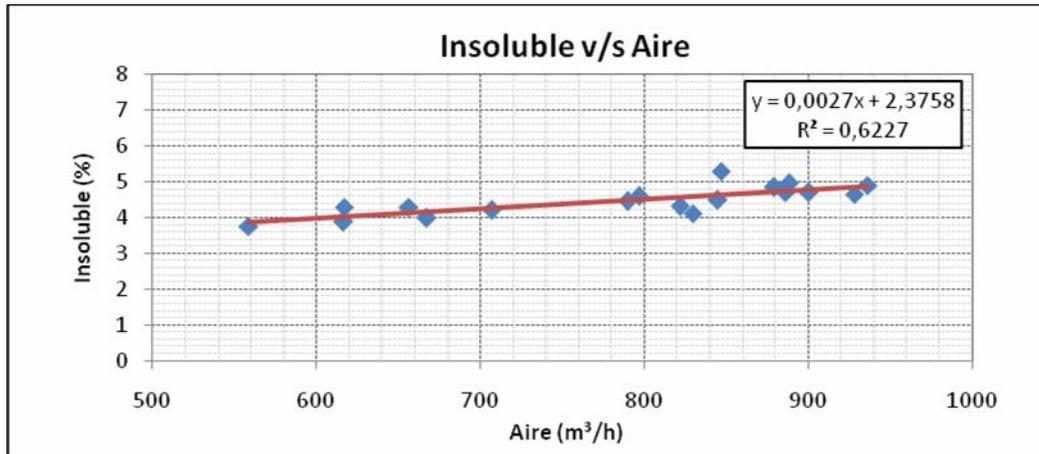


Figura 74: Efecto del flujo de aire en la ley de insoluble del concentrado.

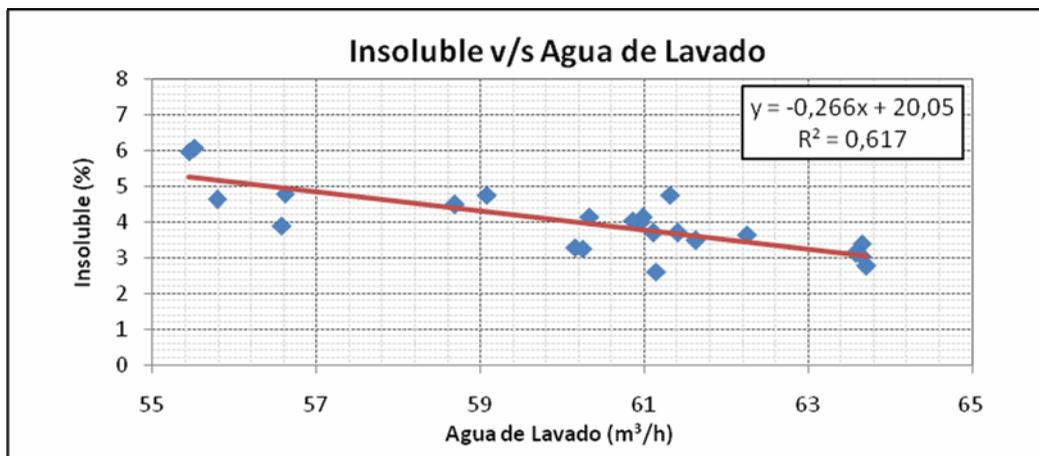


Figura 75: Efecto del agua de lavado en la ley de insoluble del concentrado.

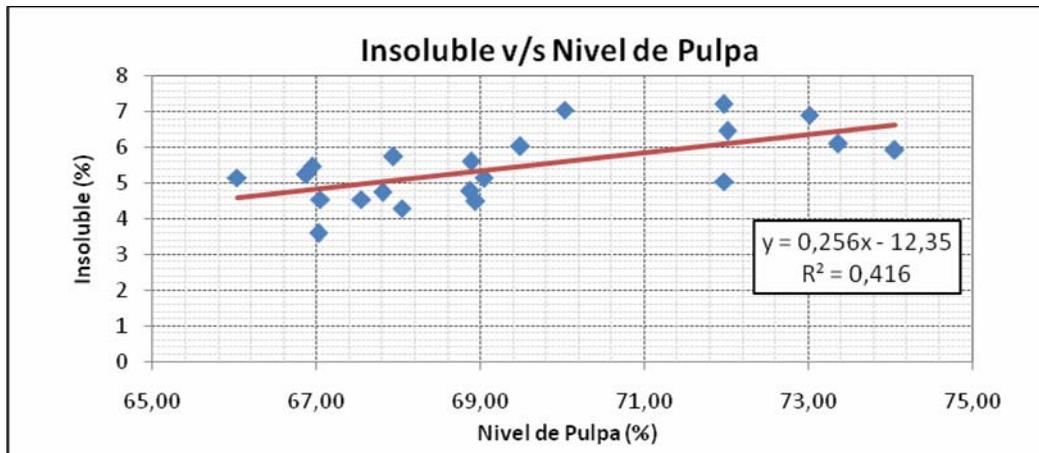


Figura 76: Efecto del nivel de pulpa en la ley de insoluble del concentrado.

Los gráficos contienen información de los turnos B de la planta, sacada del registro histórico del sistema en línea, debido a que en este turno se realiza el análisis de insoluble en el laboratorio.

Los datos del agua de lavado, nivel de pulpa y flujo de aire corresponden a valores promedios de las cinco columnas de flotación.

Con respecto a las tendencias que muestran los gráficos, se aprecia que concuerdan con los resultados esperados.

- Un aumento del flujo de aire en las columnas puede aumentar la turbulencia en la columna incrementando el arrastre de partículas insolubles.
- Un aumento en el flujo del agua de lavado reduce la cantidad de partículas insolubles en el concentrado, ya que al adicionarse sobre la espuma produce una limpieza en ésta, evitando el arrastre de ganga.
- Un incremento en el nivel de pulpa, disminuye la altura de espuma y por lo tanto aumenta la cantidad de insolubles en el concentrado. Una mayor altura de espuma, representa un mayor tiempo de residencia y una mayor probabilidad de que las partículas de ganga, arrastradas por las burbujas, retornen a la zona de colección.

Entonces la proporción de ganga insoluble en el concentrado puede ayudar a los operadores a realizar cambios en el flujo de agua de lavado, nivel de pulpa y flujo de aire, cuando se quiere mejorar la ley de cobre en el concentrado.

Los operadores de la planta actualmente toman en cuenta este índice, para el control de las columnas.

A continuación se muestra el efecto de las variables manipulables en la recuperación.

Los resultados se muestran a continuación:

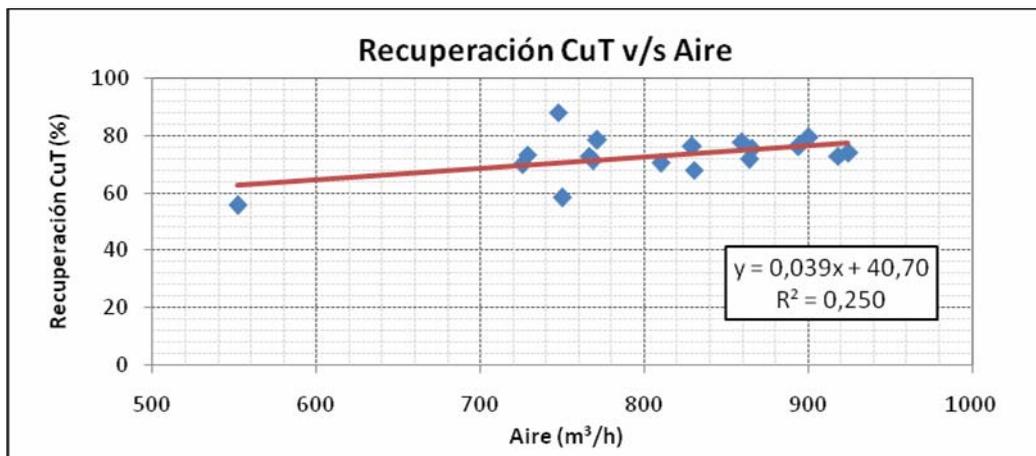


Figura 77: Efecto del flujo de aire en la recuperación de CuT.

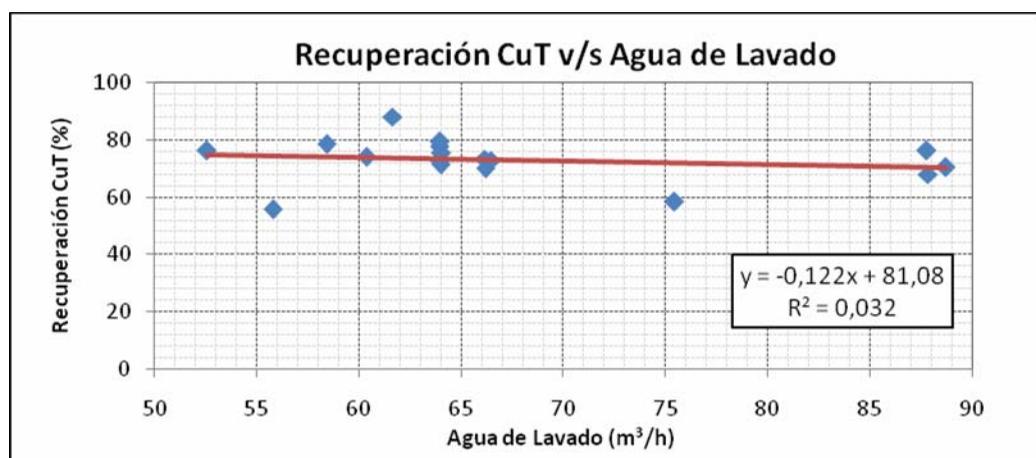


Figura 78: Efecto del agua de lavado en la recuperación de CuT.

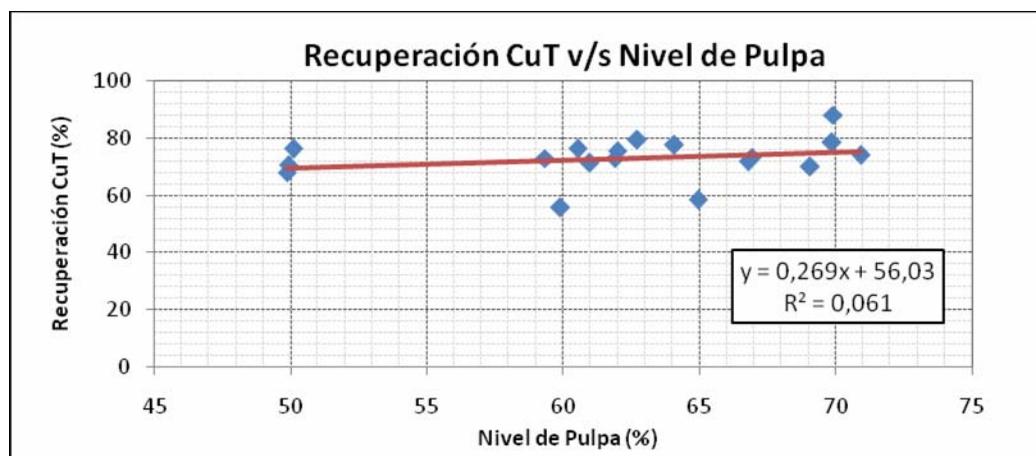


Figura 79: Efecto del nivel de pulpa en la recuperación de CuT.

Los datos de recuperación provienen de muestreos realizados en planta, mientras que La información del flujo de agua de lavado, nivel de pulpa y flujo de aire proviene del sistema en línea y cada dato es un valor promediado de las cinco columnas.

En las Figuras del 77 hasta el 79 se puede apreciar que las tendencias obtenidas son correctas de acuerdo a la teoría y que a pesar de que la manipulación de las variables influye en la recuperación, éstas no lo hacen en forma notable y por lo tanto no debiesen ser el principal problema de pérdidas en la recuperación.

Anteriormente en la Figura 75 se demostró que con la adición de agua se aumenta la selectividad de la operación, reduciendo la proporción de insolubles en el concentrado, ahora en la Figura 78 se demuestra que la adición de agua de lavado causa muy poco efecto en la pérdida de recuperación. Según Yianatos [6] la selectividad de la operación aumenta sin pérdida de recuperación, si se tiene el flujo y la distribución homogénea del agua ideal. Por otra parte el agua de lavado también influye en la recuperación del mineral ya que da estabilidad a la espuma, evitando la coalescencia de las burbujas y la pérdida de líquido en su superficie. Esto produce que el mineral caiga por gravedad y retorne a la zona de colección.

El objetivo de la flotación columnar es la concentración de minerales, recuperar el mineral desechado en esta operación es el objetivo de la flotación scavenger. Por otro lado si se necesita aumentar la recuperación, dado los problemas de capacidad del circuito scavenger en la planta, se puede aumentar el flujo de aire de las columnas. Esto puede ayudar a incrementar la recuperación, debido a que el aire actúa como medio de transporte para las partículas hidrófobas. Aún así, manipular esta variable no siempre dará buenos resultados en la operación. Se debe tener cuidado con el aumento excesivo de aire, ya que no solo puede perjudicar a la ley de cobre, sino al proceso de flotación.

5.4 EFECTO DE LA GRANULOMETRÍA

Para lograr una buena concentración en la etapa de limpieza se requiere que las especies útiles que constituyen la mena estén separadas o liberadas de la ganga a un nivel adecuado. La liberación de las partículas se consigue con etapas de molienda y remolienda que reducen el tamaño de las partículas.

Las plantas concentradoras de sulfuros están diseñadas para la recuperación de partículas con un rango acotado, en cualquier sistema de flotación existe un tamaño y una distribución de tamaños de burbujas óptimos, donde la captura de partículas por las burbujas es máxima.

El tamaño de la partícula afecta los procesos físicos de impacto, adhesión y separación entre las partículas y las burbujas. De esta manera la granulometría es una variable sobre la cual se debe poner más énfasis en su control, debido a su efecto en la recuperación metalúrgica y en la selectividad del concentrado final, así como, por la alta incidencia que tiene en los costos de operación del proceso global de concentración.

A continuación en el siguiente gráfico se analiza la recuperación individual de cada columna, con respecto a la granulometría.

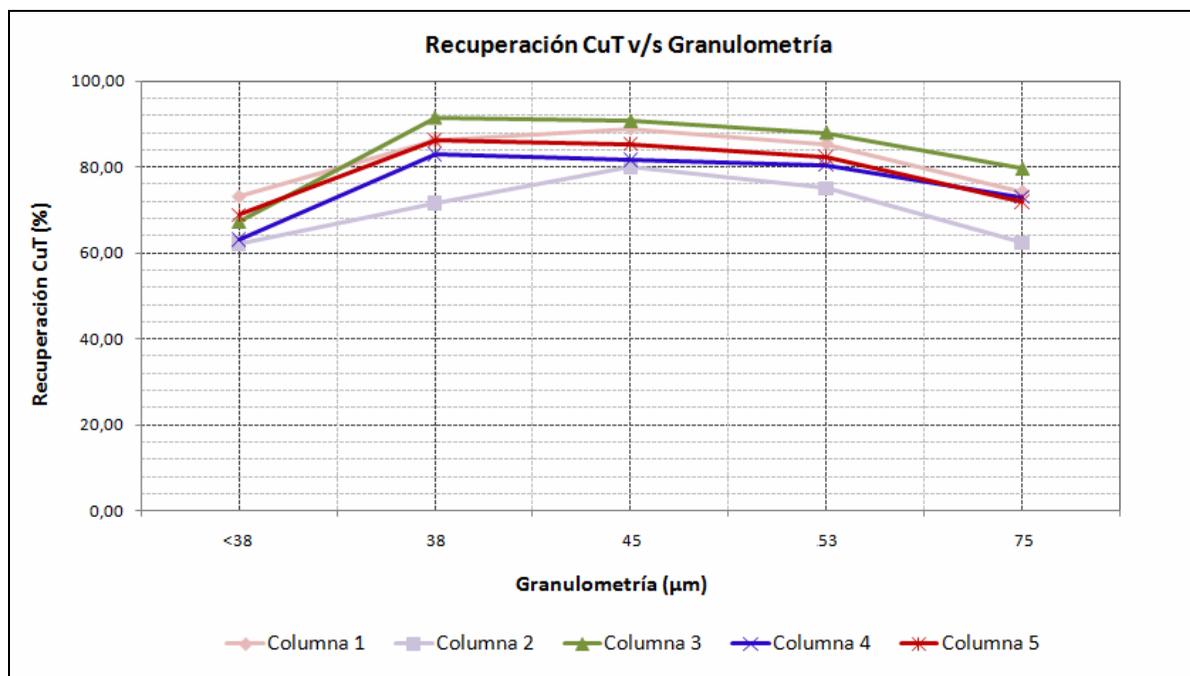


Figura 80: Recuperación individual de cada columna de flotación con respecto a la granulometría.

Se aprecia que cada columna de flotación puede obtener diferentes recuperaciones de cobre durante la operación respecto de la granulometría, sin embargo se distingue que hay una tendencia a obtener una mayor recuperación de partículas de cobre con tamaños entre $-53\mu\text{m}$ $+38\mu\text{m}$.

Otro análisis se observa en la Figura 81, que también muestra la recuperación respecto de la granulometría, pero en forma global.

En él nuevamente se distingue que hay una mayor recuperación de cobre con tamaños entre $-53\mu\text{m}$ $+38\mu\text{m}$, la recuperación de cobre es alrededor de 89%.

La recuperación de cobre con tamaños entre $-106\mu\text{m}$ $+53\mu\text{m}$ es un poco menor, también es el caso de partículas de cobre con tamaños entre $-38\mu\text{m}$ $+25\mu\text{m}$, sin embargo existe una recuperación considerablemente menor con tamaños aún más pequeños $-25\mu\text{m}$. Esto puede deberse a que a medida que aumenta la agitación, los agregados de burbuja-partícula más finos se vuelven más inestables.

En la Tabla 3 se puede ver los datos de la Figura 81, los cuales muestran el efecto de la recuperación de cobre con respecto a la granulometría.

Granulometría [μm]	Recuperación CuT [%]
+106	78,96
-106+75	86,44
-75+53	88,57
-53+45	89,38
-45+38	88,52
-38+25	84,54
-25	53,84

Tabla 3: Recuperación de cobre con respecto a la granulometría.

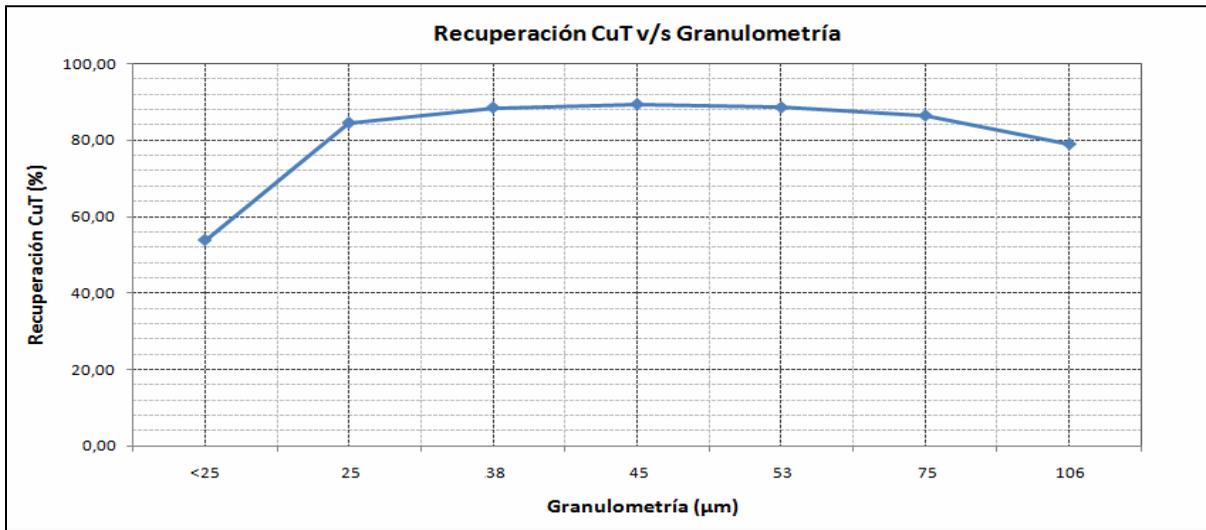


Figura 81: Recuperación de cobre con respecto a la granulometría.

Por otra parte, la distribución de masa con respecto a la granulometría que se encuentra en la alimentación, relave y concentrado de la etapa de flotación columnar se observa en la Figura 82. Se observa que existe una gran cantidad de sólidos $-25\mu\text{m}$ que alimentan el circuito de limpieza.

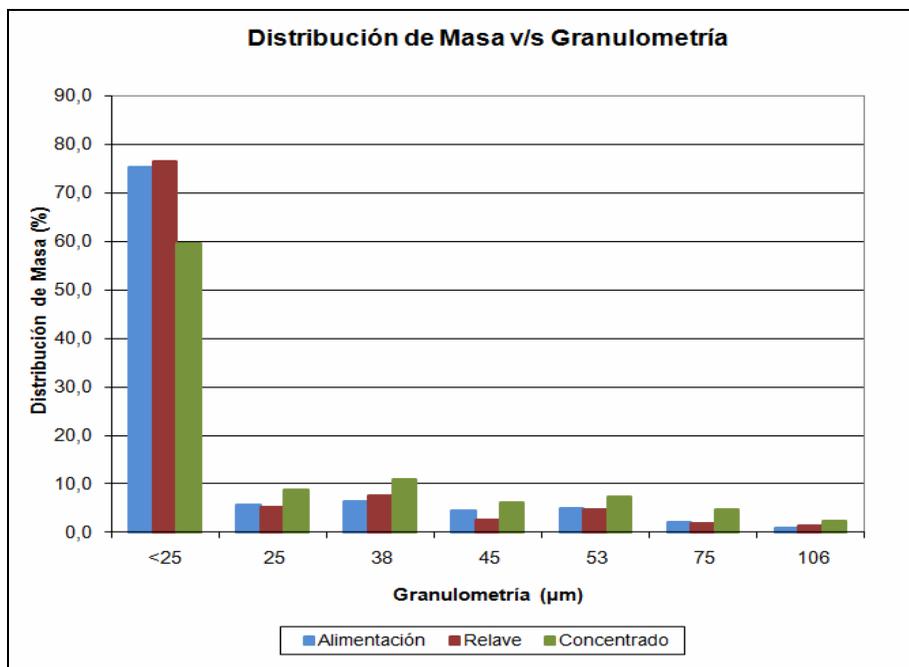


Figura 82: Distribución de la masa con respecto a la granulometría.

Más adelante, en la Figura 83 se muestra la distribución de cobre total respecto a la granulometría, en el cuál se aprecia que la distribución de cobre total es muy similar a la distribución de masa. En este análisis aproximadamente 63,93% de cobre en el concentrado se encuentra $-25\mu\text{m}$ y 1,23% $+106\mu\text{m}$.

En la Figura 84 se muestra la distribución de molibdeno con respecto a la granulometría en la parte de alimentación, relave y concentrado de las columnas. Aproximadamente 69,52% de molibdeno en el concentrado se encuentra $-25\mu\text{m}$ y 0,72% $+106\mu\text{m}$.

Debido a la gran proporción de partículas $-25\mu\text{m}$, se esperaría que las columnas trabajen con distribuciones de tamaño de burbujas más finas, sin embargo, la disminución del tamaño de burbuja tiene limitaciones, por ejemplo el arrastre de burbujas finas a las colas y la pérdida de la interfase. Se necesitan otros estudios que no se realizaron en esta investigación para analizar esto, pero se recomienda a la empresa considerarlos.

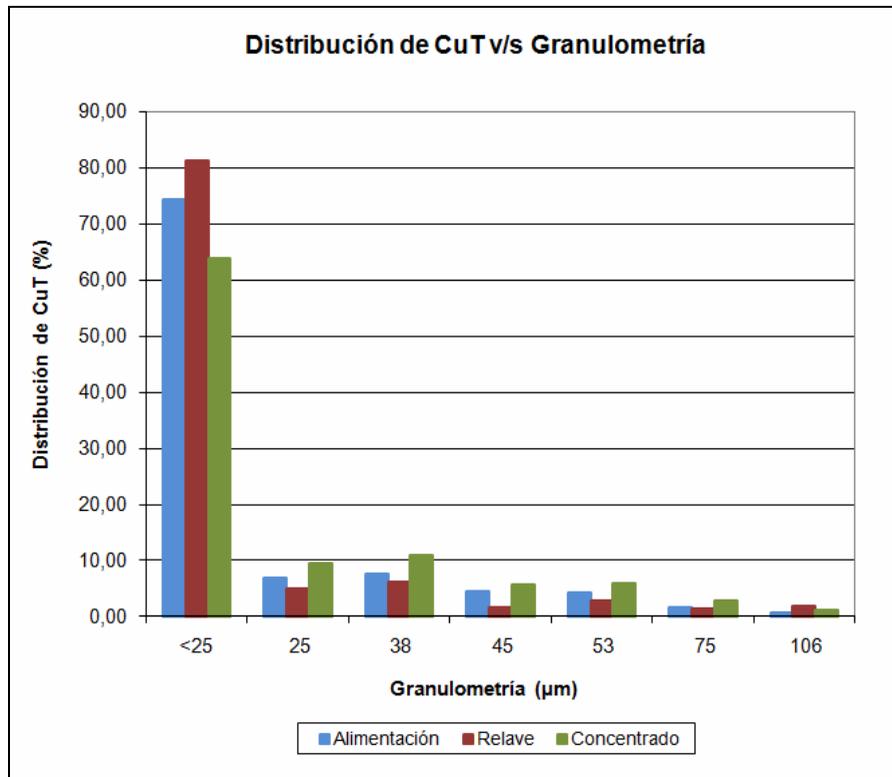


Figura 83: Distribución de CuT con respecto a la granulometría.

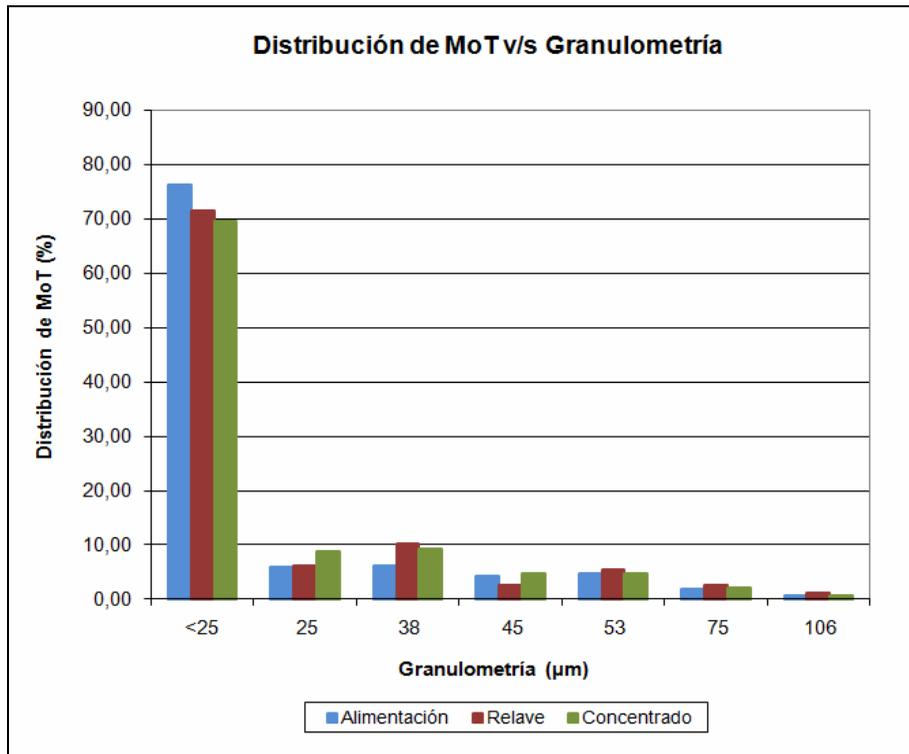


Figura 84: Distribución de MoT con respecto a la granulometría.

La etapa de limpieza está compuesta por la flotación columnar y la flotación scavenger, la recuperación de cobre total en esta etapa se encuentra en los registros históricos del sistema en línea, cuyo cálculo es la división entre la recuperación global y la recuperación rougher.

Se mencionó anteriormente que el porcentaje -400# puede variar aproximadamente entre 65-87%, sin embargo en los registros de datos se encuentra que las mayores recuperaciones de esta etapa, oscilan entre 70-75% -400#. Esto se muestra en la Figura 85.

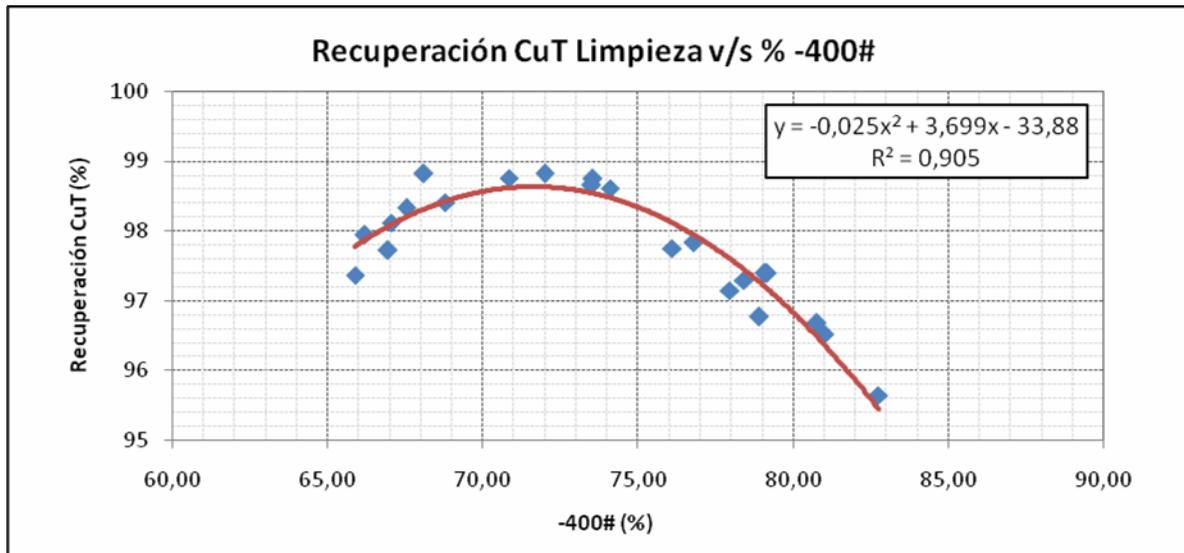


Figura 85: Recuperación de CuT con respecto al porcentaje -400#.

Para tener un mayor conocimiento y control del tamaño de las partículas sobre la recuperación de CuT y por supuesto también para la ley de CuT, se recomienda utilizar un analizador granulométrico en línea.

La ubicación del equipo analizador de granulometría debe ser a la entrada del circuito de remolienda con el propósito de tener un mayor control en la reducción del tamaño de las partículas y en el consumo de energía de los molinos e hidrociclones.

El equipo brindará continuamente el tamaño y la distribución de las partículas de mineral en la pulpa, proporcionándoles a los operadores e ingenieros la información necesaria para determinar y llevar a cabo una correcta operación en la etapa de limpieza.

Más información sobre el funcionamiento del analizador granulométrico se encuentra en el Anexo D.

6. EVALUACIÓN ECONÓMICA

En este capítulo se analiza económicamente la incorporación de un equipo analizador de granulometría, para optimizar la recuperación de CuT.

Para tener al equipo funcionando en la planta se deben tomar en cuenta todos los costos que implican la inversión y su funcionamiento. La estimación de los costos se realizó en base a información extraída de Peters y Timmerhaus [15].

La inversión constituye los siguientes ítems:

Costo de equipos: Se compone principalmente del equipo analizador de granulometría en línea que tiene un costo de US\$ 350.000. El costo de equipos considera otros gastos asociados a la instalación y funcionamiento del equipo analizador de granulometría, como por ejemplo materiales de construcción, instrumentación y control, cañerías, compresor (en caso que se necesite para el suministro del aire instrumental), y otros.

Ingeniería y supervisión: El costo de este ítem incluye gastos de oficina, licencia de software, viajes, comunicaciones, consultores y gastos de administración central. El costo de ingeniería y supervisión corresponde al 33% del costo de los equipos.

Honorarios del contratista: El costo de este ítem corresponde a un 8% del capital directo de la inversión. Los honorarios del contratista están considerados en caso de que la empresa contrate personal o alguna organización externa para la instalación de los equipos.

Contingencias: Las contingencias son incluidas para compensar los eventos impredecibles como huelgas, cambios de precios u otros gastos inesperados. El costo de este ítem corresponde al 10% de los costos directos e indirectos.

La tabla 4 muestra los costos estimados en cada ítem para la inversión.

INVERSIÓN	
Costo Directo	US\$
Costo de Equipos	560.000
<i>Total Costo Directo</i>	560.000
Costo Indirecto	US\$
Ingeniería y Supervisión	184.800
Honorarios del Contratista	44.800
<i>Total Costo Indirecto</i>	229.600
Contingencias	78.960
Capital Fijo Inversión	868.560

Tabla 4: Detalle capital de inversión.

El funcionamiento del equipo constituye los siguientes ítems:

Servicio de electricidad: El costo de este ítem corresponde al gasto anual de energía eléctrica que produce el analizador granulométrico durante su funcionamiento. El equipo consume 1,2 KW por hora. La electricidad requerida fue incrementada por un factor de 1,25 para compensar las pérdidas de líneas y contingencias.

Servicios de agua: El costo de este ítem corresponde al gasto anual de agua que necesita el analizador granulométrico durante su funcionamiento. El equipo necesita como máximo 10 litros por minuto de agua. Este costo tiene en cuenta que el servicio se encuentra disponible en la planta procedente de ríos y pozos.

Servicio de aire instrumental: Este costo corresponde al gasto anual que produce los servicios de aire para la instrumentación.

Mantenimiento y reparación: Estos gastos incluyen los costos del personal, materiales y supervisión. El costo de este ítem corresponde al 20% del costo de los equipos.

Suministros de operación: El costo de este ítem considera materiales de reparación o mantención que son necesarios durante la operación. Este costo corresponde al 15% del costo de mantención y reparación.

Seguros: Para asegurar el valor de los equipos se paga anualmente un seguro. El costo de este ítem corresponde a un 2% del costo de los equipos.

Depreciación: Distribución periódica del costo de los equipos en el transcurso de su vida útil. Se asume depreciación lineal, con un valor de salvamento de los equipos de US\$0, y una vida útil de 10 años.

Contingencias: El costo de este ítem corresponde al 5% del costo de operación. Las contingencias son incluidas para compensar los eventos impredecibles que pueden acontecer. Ejemplo variaciones de precio, etc.

La tabla 5 muestra en detalle los costos operacionales estimados.

COSTO OPERACIONAL (Anual)	
Costo Directos	US\$
Servicio de Eléctricidad	3.370
Servicio de Agua	2.418
Servicio Aire Instrumental	2.800
Mantenimiento y Reparación	112.000
Suministros de Operación	16.800
<i>Total Costo Directo</i>	<i>137.387</i>
Costo Indirecto	US\$
Depreciación	56.000
Seguros	11.200
<i>Total Costo Indirecto</i>	<i>67.200</i>
Gastos Generales	US\$
Contingencias	10.768
Costo Operacional	215.355

Tabla 5: Detalle costos operacionales.

Para evaluar económicamente la incorporación de un analizador granulométrico en la planta, se asume que este proyecto incrementará el valor de la recuperación global de CuT en el año. Para esto se evalúa tres casos distintos, el primer caso supone un incremento del 0,1%, el segundo caso un incremento del 0,3% y el tercer caso un incremento del 0,5% en la recuperación global de CuT.

Se considera que en el peor de los casos la recuperación global de CuT promedio en el año incrementará en 0,1% y en el mejor de los casos incrementará en 0,5%. El incremento de la recuperación global de CuT en el año puede ser inclusive aún mayor, pero un valor de 0,5% bastará para demostrar la rentabilidad del proyecto.

La evaluación también considera cambios en el precio del cobre, se evalúa la situación cuando el precio del cobre es de 3,3 US\$/lb (en el peor de los casos), 4,0 US\$/lb (caso intermedio) y 4,5 US\$/lb en el mejor de los casos.

El análisis considera valores promedio obtenidos durante el año 2010, la recuperación global de CuT promedio en el año 2010 fue de 88,16 %y el cobre fino promedio producido en el año 2010 fue de 174.924 toneladas.

El flujo de caja neto muestra los años 2011 y 2012, considerando el 2011 como el año en que se realiza la inversión, y el 2012 el año en que la inversión se recupera.

El TMAR a considerar es de un 40%.

Los resultados de estos análisis, tales como flujo de caja neto y otros detalles se muestran en el ANEXO E. Sin embargo la Tabla 6 y la Figura 86 muestran en resumen el resultado de los análisis.

Precio cobre (US\$/lb)	3,3	4,0	4,5
Incremento Rec. Global CuT (%)	TIR		
0,1	41,06	76,24	101,36
0,3	372,75	478,3	553,68
0,5	704,45	880,36	1006

Tabla 6: Rentabilidad del proyecto considerando diferentes incrementos de recuperación y precios del cobre.

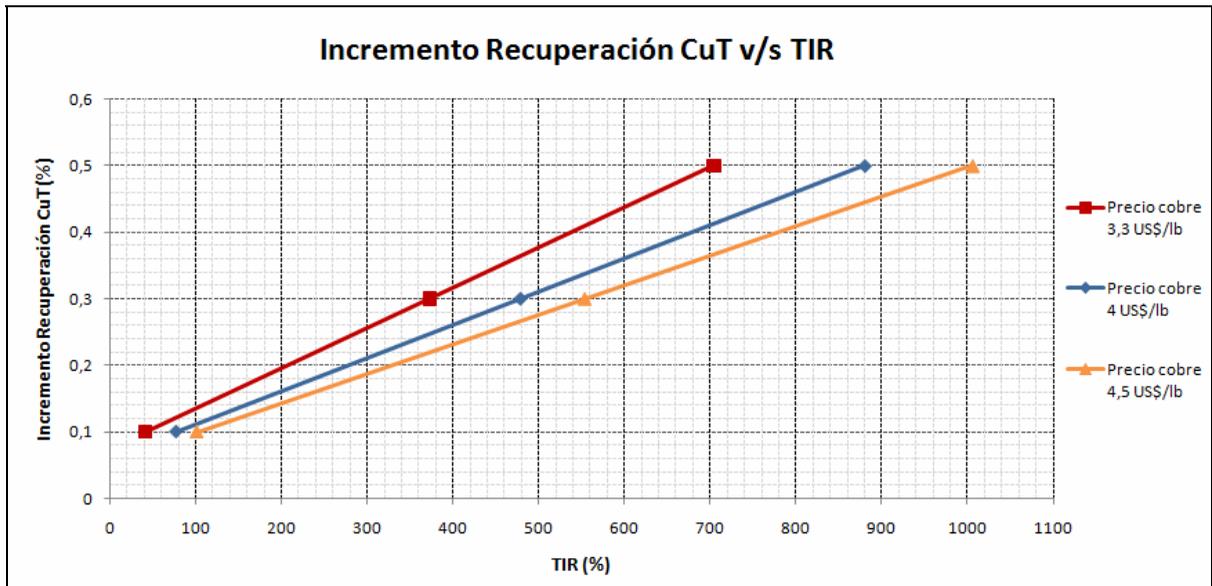


Figura 86: Rentabilidad del proyecto considerando diferentes incrementos de recuperación y precios del cobre.

Los resultados muestran que incorporar un equipo analizador de granulometría en línea es rentable, ya que a pesar de los cambios en el precio del cobre el proyecto muestra un TIR sobre el 40%.

Sin embargo, si el precio del cobre alcanza un valor bajo 3,3 US\$/lb y considerando en el peor de los casos un incremento anual en la recuperación global de 0,1% el valor del TIR baja del 40%, no así para los casos en que el incremento anual de la recuperación global es sobre el 0,1%, y otros casos en que el precio del cobre es mayor a 3,3 US\$/lb.

Otra variable a considerar en la evaluación económica es el tonelaje anual de cobre alimentado a la planta.

La Tabla 7 muestra el resultado del análisis que considera la disminución del tonelaje de cobre alimentado a la planta. Los datos de la tabla son aquellos resultados matemáticamente obtenidos.

Precio cobre (US\$/lb)	3,3	4	4,5	3,3	4	4,5	3,3	4	4,5
Incremento Rec. Global CuT (%)	0,1	0,1	0,1	0,3	0,3	0,3	0,5	0,5	0,5
Disminución Ton /año de CuT Alimentación (%)	TIR								
10	24,47	56,13	78,75	323	417,99	485,83	621,53	779,84	892,92
20	7,89	36,03	56,13	273,24	357,68	417,99	538,60	679,33	779,84
30	-8,70	15,93	33,52	223,49	297,37	350,14	455,68	578,81	666,76

Tabla 7: Rentabilidad del proyecto considerando incrementos de recuperación, precio del cobre y disminución del tonelaje de cobre alimentado a la planta.

Si el tonelaje anual de cobre alimentado a la planta disminuye sobre un 10%, el precio del cobre debe ser sobre 3,7 US\$/lb para obtener un TIR sobre el 40%, si disminuye sobre un 20%, el precio del cobre debe ser sobre 4,2 US\$/lb para obtener un TIR sobre el 40% y si disminuye sobre un 30%, el precio del cobre debe ser sobre 4,7 US\$/lb para obtener un TIR sobre el 40%.

Para un precio del cobre sobre 3,3 US\$/lb, el incremento anual de la recuperación global de cobre debe ser sobre 0,15% para obtener un TIR sobre el 40%, considerando que la disminución del tonelaje anual de cobre alimentado a la planta es bajo el 30%.

El análisis de sensibilidad determina que la disminución del tonelaje anual de cobre alimentado a la planta es una variable importante a considerar que puede afectar al TIR, sin embargo su efecto depende también del valor en que se encuentre el precio del cobre y de la recuperación obtenida en el proceso. En el análisis solo se ve ligeramente afectado el TIR cuando se analiza el peor de los casos considerados para el incremento de la recuperación global de cobre. Por otro lado es poco probable que el tonelaje anual de cobre disminuya entre 20-30% del tonelaje promedio considerado en el año 2010.

En conclusión la incorporación de un analizador granulométrico en línea es rentable bajo las condiciones anteriormente mencionadas.

7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

El estudio de las principales variable operacionales de la flotación columnar en la planta de flotación Las Tórtolas indica que la variable operacional que más influye en la recuperación de cobre es la granulometría.

La planta opera con una condición de granulometría fina, la mayor parte del mineral que alimenta a las columnas se encuentra $-25\mu\text{m}$ ocasionando pérdidas en la recuperación. Una consecuencia del tamaño muy reducido es el enorme aumento de la superficie, y por lo tanto un mayor consumo de reactivos. Otra desventaja es el recubrimiento con lamas de las partículas minerales de tamaño apropiado, haciéndolas poco flotables (disminuye la recuperación), éstas quedan depresadas en los relaves pese a su adecuado tamaño. También partículas muy pequeñas son arrastradas más fácilmente a la espuma, éstas pueden llegar al concentrado o retornar a la zona de colección debido a la acción del agua de lavado. Sin embargo las partículas pueden ser tanto ganga como mineral valioso fino, afectando la ley y la recuperación.

La granulometría en la cual se obtiene una mayor recuperación de cobre es entre $-53\mu\text{m} +38\mu\text{m}$. Con respecto al porcentaje de material-400# de la etapa de limpieza, se logran mejores recuperaciones al operar entre un 70 y 75% -400#. Se recomienda utilizar un analizador granulométrico en línea para tener un mejor control del tamaño de la partícula durante la operación, y de esta forma optimizar la operación en la etapa de limpieza.

Los resultados de la evaluación económica muestran que invertir en un equipo analizador de granulometría en línea es rentable, si se considera un incremento en la recuperación global de cobre sobre un 0,15%. El proyecto muestra un TIR sobre el 40%, analizando diferentes escenarios en el precio del cobre y en la disminución del tonelaje de cobre. La inversión del proyecto se recupera durante el primer año, obteniéndose grandes ganancias.

En base a los análisis de las variables manipulables de las columnas (flujo de aire, flujo de agua de lavado y nivel de pulpa) se indica que una inadecuada sintonización de las variables y/o un mal funcionamiento de la instrumentación (debido a la falta de limpieza) afecta a ley de concentrado y a la recuperación de cobre, aunque no de forma notable, ya que un mayor efecto en la recuperación metalúrgica lo causa la granulometría.

Por otra parte el análisis del impacto de las variables manipulables en la ley de insoluble indica que es factible la sintonización de estas variables en base a la concentración de insoluble en el concentrado, debido a que la ley de cobre depende de la cantidad de ganga arrastrada en la operación.

Con respecto a la instrumentación los principales problemas observados fueron; la obstrucción del agua de lavado en las columnas, la acumulación de material en los transmisores de presión, sobre todo en el transmisor de nivel que es el más relevante y problemas con el control automático del flujo de aire. Se recomienda mantener una adecuada calibración y limpieza de los instrumentos para asegurar su buen funcionamiento. Además se sugiere verificar y solucionar el problema con el control automático de aire.

Durante la búsqueda y validación de la información se encontraron varios problemas. Se sugiere verificar la utilidad, fuente y unidad de medición de los datos que entrega el sistema en línea, para un mejor manejo y confiabilidad.

Existen las condiciones necesarias en cada columna de flotación para monitorear en línea el holdup, se recomienda que los operadores usen esta información, ya que el holdup de aire puede ser utilizado como una variable de control para determinar las condiciones de régimen de flujo que gobiernan el rendimiento de la operación. Como una extensión de esta investigación, se sugiere estudiar el tamaño de las burbujas en las columnas de flotación.

Se recomienda aumentar la capacidad del circuito scavenger y del espesador Cu-Mo, para conseguir en forma eficiente los objetivos metalúrgicos de la etapa de limpieza.

8. BIBLIOGRAFÍA

1. Bergh L. G., Yianatos J. B., Acuña C. P. y Cartes F. M.; “Aplicación de sistema inteligente de control en concentrador El Teniente”; Revista Información Tecnológica, Vol. 8, N° 5, p 59 – 64; 1997.
2. Stechemesser H. and Nguyen A.V.; “Time of gas–solid–liquid three-phase contact expansion in flotation”; International Journal of Mineral Processing, Vol. 56, N° 1, p 117 – 132; 1999.
3. Pyke B.; “Bubble-Particle capture in turbulent flotation systems”; Ian Wark Research Institute; University of South Australia; Thesis submitted to the University of South Australia for the Degree of Doctor of Philosophy; 2004.
4. Wills B.A.; “Mineral Processing Technology”; Butterworth-Heinemann; 1997.
5. Castro S., “Chile es pionero en la aplicación y desarrollo de la flotación de cobre”; Revista Minería Chilena, N° 254, p 17 – 21; Agosto 2002.
6. Yianatos J. B.; “Flotación de minerales”; Universidad Tecnológica Federico Santa María, 2005.
7. Nuñez F., Tapia L. and Cipriano A.; “Hierarchical hybrid fuzzy strategy for column flotation control”; Minerals Engineering, Vol. 23, N° 2, p 117 – 124; 2010.
8. Finch J. A. and Dobby G. S.; “Column Flotation”; 1990.

9. Yianatos J.B., Bergh L.G., Sepúlveda C. and Nuñez R.; “Measurement of axial pressure profiles in large-size industrial flotation columns”; Minerals Engineering, Vol. 8, N° 1 y 2, p 101 – 109, 1995.

10. Yianatos, J.B. y Murdock, D.J.; “Nuevos avances en la tecnología de columnas de flotación”; Minería Chilena, N°125, p 57 – 167; 1991.

11. Castro S. y García J.; “Flotación fundamentos y aplicaciones”, Universidad de Concepción; 2003.

12. Apuntes de la asignatura de flotación; “Flotación de minerales”; Pontificia Universidad Católica de Valparaíso; 2006.

13. Pavez O.; “Apuntes concentración de minerales I”; Universidad de Atacama; 2004.

14. Laslowski J. S.; “Frothing in flotation”; Gordon and Brach science publishers; 1989.

15. Peters, M.y Timmerhaus, K.; “Plant design end economic for chemical engineer”; 1991.

ANEXO A
ANÁLISIS QUÍMICO Y GRANULOMÉTRICO

TOMA DE MUESTRAS PARA ANÁLISIS QUÍMICO Y GRANULOMÉTRICO

Las muestras fueron tomadas distintos días en el turno B por el personal de la muestrera. Cada muestra posee un registro de la fecha y hora en que fue tomada.

La muestra es tomada mediante un cortador automático e incorporada a un recipiente, para ser trasladada a la muestrera del laboratorio. Esta unidad se encarga de preparar las muestras para un posterior análisis químico y/o granulométrico, el procedimiento utilizado por la muestrera es el siguiente:

1. Se homogeniza la muestra de pulpa con un agitador mecánico hasta alcanzar una densidad constante.
2. Se toman 2 a 3 L de pulpa y se filtran con aire a 80 psi en un filtro LabtechHebro.
3. La torta resultante es secada en un horno a 110°C para evitar la tostación del mineral y eliminar solo la humedad residual.

4. Una vez que la muestra es secada y ha alcanzado una temperatura ambiente se etiqueta y se envía para análisis.

Cada etiqueta contiene el número de OT que identifica el punto de donde proviene. Los puntos de muestreos fueron los siguientes:

- Alimentación columnas
- Concentrado columnas
- Alimentación scavenger

ANÁLISIS QUÍMICO

Los análisis químicos fueron realizados por el laboratorio químico de la Planta Las Tórtolas, cada muestra enviada al laboratorio químico fue previamente sometida a un pulverizado completo durante 30 s en el laboratorio metalúrgico.

Los análisis realizados a las muestras son los siguientes:

- Hierro: Es el hierro total, ya sea en forma de sulfuro u óxido en el mineral (FeT).
- Cobre total: Corresponde a la cantidad de cobre sulfurado y oxidado presente en el mineral (CuT).
- Cobre soluble: Corresponde al Cobre oxidado presente en el mineral (CuS).

- Molibdeno total: Es el molibdeno total presente en el mineral, que se encuentra como molibdenita(MoT).
- Arsénico total: Es el arsénico total presente en el mineral (AsT).
- Insoluble: Es una parte de la ganga, para identificar las fluctuaciones de la ganga (más insoluble implica que el mineral viene con más ganga). La ganga insoluble está formada por sílice y es el resultado de una digestión de la muestra que se realiza en el laboratorio.

Los análisis se realizaron mediante volumetría o absorción atómica según la concentración presente en la muestra (Para concentraciones >5% se utiliza volumetría y para concentraciones <5% absorción atómica).

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Equipo

El equipo y materiales necesarios para realizar esta tarea son siguientes:

1. **Filtro:** Equipo utilizado para remover el exceso de humedad. Opera con aire a 8 bar. La humedad residual es cercana al 20%.



Figura A-1: Filtro.

2. **Deslamador:** Equipo vibrador que se utiliza para eliminar el exceso de partículas finas (lamas) que pueden obstruir las mallas al compactarse las lamas y aglomerarse con las partículas más gruesas impidiendo el paso del material el más fino a las mallas inferiores.



Figura A-2: Deslamador.

3. **Orno:** Equipo para eliminar humedad residual del proceso de filtrado. Opera en promedio a 110 ° C.

H



Figura A-3: Horno.

4.

rotap: Equipo utilizado para lograr la separación granulométrica de la muestra de mineral seco en los clasificadores. Dentro del mueble que se ve en la fotografía se hace funcionar el rotap.



Figura A-4: Rotap.

5. **Clasificadores:** Mallas de diferentes aberturas en micrones, Mallas Tyler. Los números de mallas utilizados son: # 65, 100, 150, 200, 270, 325, 400, 500.

Malla	Abertura [μm]
65	212
100	150
150	106
200	75
270	53
325	45

400	38
500	25

Tabla A-1: Abertura de mallas.

6. **Pulverizador:** Molino de discos utilizado para alcanzar el tamaño de partícula necesario para posterior análisis químico.



Figura A-5: Pulverizador.

Procedimiento

Una vez que son recibidas y etiquetadas las muestras de alimentación columnas, alimentación scavenger y concentrado final se procedió a lo siguiente:

1. Disgregar muestra en malla 16#Ty.

2. Rolear muestra en 40 puntas y tomar 500 g de esta muestra para análisis.
3. Deslamar los 500 g de muestra en malla 500#Ty hasta clarificar el agua de lavado. Se utiliza para la prueba de granulometría + 500#Ty.
4. Filtrar la masa retenida en la malla a 8 bar.
5. Secar la masa filtrada. Esperar secado total de la muestra, posterior enfriado total y finalmente pesada de la muestra.
6. Armar set de mallas en orden ascendente, cargar la muestra en el set de mallas e introducir éstas en el Rotap durante 15 min.
7. Pesar masa retenida por malla y almacenar en sobres con la identificación correspondiente para preparación posterior de muestras para análisis químico.

ANEXO B

DATOS DE ANÁLISIS QUÍMICO

Tabla B-1: Leyes químicas alimentación columnas.

CuT [%]	CuS [%]	FeT [%]	MoT [%]	AsT [ppm]
13,5	0,162	27	0,076	-
9,15	0,142	21	0,067	-
8,38	0,104	17	0,089	-
5,12	0,212	14	0,054	-
9,89	0,29	16	0,596	-
6,72	0,233	17	0,13	-
11,7	0,308	23	0,024	-
15,2	0,201	26	0,068	
7,85	0,25	18,9	0,127	
9,08	0,246	16	0,056	
5,45	0,14	18,3	0,012	
9,09	0,198	15,8	0,035	350
10,8	0,32	26,5	0,044	240
8,99	0,384	21,1	0,083	260
8,77	0,37	19,9	0,059	309
3,94	0,156	16	0,007	219
8,5	0,434	-	0,198	1669
6,6	0,298	-	0,044	299

Tabla B-2: Leyes químicas concentrado columnas.

CuT [%]	CuS[%]	FeT[%]	MoT[%]	AsT[ppm]
28,8	-	27,1	-	-
30,7	-	28,5	-	-
31,5	-	17	-	-
32,7	-	26,6	-	-
29,4	-	28,7	-	-
28,7	0,464	30	0,373	-
31,2	0,434	30	0,036	-
32,9	0,134	30	0,04	-
27,3	0,4	31	0,274	-
33,3	0,46	28	0,115	-
32,3	0,22	29,8	0,044	-
30	0,42	28,1	0,144	1010
31	0,43	29,4	0,076	470
30,79	0,623	30	0,188	330
32,31	0,6	29,2	0,129	519
30,1	0,375	29,8	0,026	628
30	0,644	-	0,618	4978
21	0,588	-	0,088	637

Tabla B-3: Leyes químicas relave columnas.

CuT [%]	CuS [%]	FeT [%]	MoT[%]	AsT[ppm]
8,09	0,11	20	0,012	-
3,12	0,122	20	0,036	-
1,3	0,054	9	0,032	-
1,51	0,198	11	0,02	-
3	0,228	12	0,274	-
2,01	0,185	15	0,077	-
3,44	0,228	20	0,02	-
6,23	0,207	24	0,083	-
2,83	0,19	16,3	0,085	-
2,5	0,223	12	0,051	-
1,85	0,11	16,9	0,012	-
2,8	0,192	12,3	0,03	200
3,5	0,28	25	0,03	180
3,6	0,29	19,6	0,052	169
3,2	0,295	17,4	0,041	230
1,77	0,128	15,4	0,007	230
2,9	0,306	-	0,085	618
2,4	0,2	-	0,024	140

ANEXO C
DATOS DE ANÁLISIS GRÁFICO

Tabla C-1: Figuras 38-40.

Tiempo [h]	Flujo Alim. [m ³ /h]	CuT Alim. [%]	CuTConc. [%]
0	2062,27	5,93	26,24
1	1899,23	5,98	26,68
2	1757,82	6,49	27,12
3	1710,90	6,13	27,56
4	1826,50	5,70	27,99
5	1712,83	5,24	28,43
6	1837,04	4,70	28,87
7	1799,90	5,47	29,31
8	1794,50	6,01	29,75
9	1868,45	6,53	29,98
10	1827,13	7,40	30,22
11	1837,57	7,68	30,45
12	1870,69	7,40	30,68
13	1923,97	7,46	30,91
14	1978,87	7,18	31,15
15	2031,91	6,20	31,38
16	2003,48	5,64	31,61
17	1848,97	5,68	30,99
18	1840,45	5,26	30,37
19	1880,70	5,27	29,75
20	1808,04	5,07	29,13
21	1869,23	5,13	28,50
22	1865,45	5,03	27,88
23	1801,26	5,08	27,26
24	1823,90	5,45	26,64

Tabla C-2: Figuras 41-45.

Tiempo [h]	Agua Col. 1 [m ³ /h]	Agua Col. 2 [m ³ /h]	Agua Col. 3 [m ³ /h]	Agua Col. 4 [m ³ /h]	Agua Col. 5 [m ³ /h]
0	64,62	64,07	80,98	97,82	80,65
1	64,75	64,32	80,85	99,26	79,59
2	64,88	64,56	79,23	93,85	78,50
3	65,00	64,80	80,35	104,35	78,50
4	65,13	65,04	80,43	106,62	79,51
5	65,25	65,28	81,02	102,88	79,51
6	65,38	65,52	82,98	101,61	79,51
7	65,38	65,76	84,01	98,75	80,54
8	65,39	65,28	83,78	86,94	80,54
9	65,34	64,70	81,83	78,89	80,54
10	64,40	64,12	81,54	97,84	80,54
11	64,89	52,25	79,27	111,18	80,88
12	65,30	52,22	78,19	114,59	81,49
13	65,41	52,19	79,17	99,68	79,35
14	65,51	52,17	79,81	98,29	80,39
15	65,62	52,14	79,83	100,15	79,29
16	66,47	52,11	80,66	100,61	80,32
17	66,73	52,13	76,82	99,61	80,37
18	66,96	52,15	80,40	100,74	80,37
19	67,18	52,17	79,39	102,61	80,37
20	67,41	52,19	79,44	99,95	80,37
21	67,64	52,20	78,26	100,02	80,34
22	67,42	52,38	79,56	100,71	80,33
23	67,00	52,57	79,91	100,30	80,33
24	66,57	52,76	79,06	99,96	80,33

Tabla C-3: Figuras 46-50.

Tiempo [h]	Nivel Col. 1 [%]	Nivel Col. 2 [%]	Nivel Col. 3 [%]	Nivel Col. 4 [%]	Nivel Col. 5 [%]
0	69,76	70,43	64,98	69,59	74,03
1	69,77	69,62	64,96	69,76	74,81
2	69,78	69,86	64,98	69,94	74,92
3	69,78	70,09	64,99	70,11	74,96
4	69,78	69,51	64,91	71,07	73,30
5	69,78	70,01	65,01	70,25	74,17
6	69,78	70,00	64,93	70,16	75,63
7	69,78	69,76	64,66	69,86	75,17
8	69,78	69,49	64,38	69,56	74,67
9	69,78	69,21	64,11	69,71	74,48
10	69,79	68,94	63,84	70,28	74,15
11	69,81	68,81	59,50	69,90	75,66
12	69,84	70,86	59,51	70,87	74,67
13	69,87	70,32	60,05	70,29	76,83
14	69,89	69,57	59,82	69,67	74,14
15	69,91	70,29	59,26	69,59	74,44
16	69,91	70,50	60,03	68,98	74,72
17	69,90	69,54	60,40	69,38	75,18
18	69,89	70,44	60,57	69,73	75,43
19	69,88	69,83	59,75	69,82	75,37
20	69,88	69,56	60,43	70,78	74,59
21	69,87	69,77	60,38	69,49	73,96
22	69,86	71,54	61,17	70,89	73,97
23	69,86	70,00	60,26	69,92	75,14
24	69,86	70,45	60,27	69,93	75,69

Tabla C-4: Figuras 51-55.

Tiempo [h]	Aire Col. 1 [m ³ /h]	Aire Col. 2 [m ³ /h]	Aire Col. 3 [m ³ /h]	Aire Col. 4 [m ³ /h]	Aire Col. 5 [m ³ /h]
0	783,19	383,73	978,52	932,40	1260,74
1	850,70	418,92	1138,22	918,44	1269,79
2	872,15	427,81	1175,60	940,70	1326,99
3	863,54	422,46	1167,23	938,69	1252,38
4	813,50	417,87	1029,05	897,37	1178,23
5	797,52	401,35	1084,34	916,57	1250,12
6	870,28	425,00	1172,09	934,83	1310,86
7	860,71	422,56	1179,84	955,02	1337,34
8	861,54	420,13	1126,56	947,34	1359,96
9	870,90	417,69	1129,57	953,80	1365,86
10	900,67	416,98	1157,05	944,20	1355,30
11	910,25	516,85	1137,58	961,59	1367,17
12	780,98	459,91	903,32	804,88	1105,68
13	830,49	469,62	984,41	843,34	1270,35
14	881,91	467,18	978,91	878,87	1225,12
15	945,93	543,74	1046,99	946,60	1243,87
16	930,39	527,57	1046,52	954,78	1360,39
17	923,99	531,60	1140,90	950,16	1355,04
18	835,14	473,52	971,95	863,70	1162,23
19	869,32	485,36	1000,53	925,95	1236,13
20	774,52	499,42	1097,30	947,39	1337,77
21	761,05	491,36	1065,74	951,32	1296,25
22	719,73	460,23	956,71	871,96	1231,28
23	811,13	484,35	1031,17	936,14	1287,34
24	755,41	442,87	968,61	878,15	1213,75

Tabla C-5: Figura 58Tabla C-6: Figura 59.

Altura de espuma Col. 1 [cm]	Nivel de pulpa Col. 1 [%]
80	68,75
90	64,76
103	59,24
115	54,23
128	49,64
101	61,17
95	65,87
70	69,76
56	74,65
89	65,72
76	71,06
63	75,43
51	79,11
63	74,15
73	68,76
83	63,64
109	59,46
112	54,45
110	54,25
128	50,73
108	54,57
112	55,93
85	65,45
74	70,13
59	75,47
50	79,78
63	74,2
78	69,53
90	64,3
101	59,86

Altura de espuma Col. 2 [cm]	Nivel de pulpa Col. 2 [%]
73	75,89
83	70,33
97	63,56
106	60,62
123	53,19
130	51,13
108	59,74
90	64,74
79	70,04
104	62,03
93	64,79
103	58,36
117	56,66
108	59,04
89	64,08
76	71,03
78	72,8
53	79,03
79	69,65
95	63,32
104	59,99
115	56,59
117	54,46
130	48,1
107	60,36
96	65,57
77	70,59
74	71,84
57	78,82
70	74

Tabla C-7: Figura 60; Tabla C-8: Figura 61.

Altura de espuma Col. 3 [cm]	Nivel de pulpa Col. 3 [%]
80	74,57
102	68,86
115	64,3
127	59,6
135	54,19
145	51,2
121	59,91
109	65,23
108	69,91
102	65,86
100	70,01
100	68,8
109	65,35
99	70,55
93	74,53
78	79,79
93	74,27
102	69,83
88	69,04
107	63,73
117	59,32
123	54,49
133	50,65
129	55,74
118	60,52
108	64,91
99	70,5
94	75,14
83	80,52
87	74,2

Altura de espuma Col. 4 [cm]	Nivel de pulpa Col. 4 [%]
84	69,71
98	63,68
109	59,74
122	54,67
130	50,49
108	60,08
90	64,75
73	69,85
63	74,77
98	65,16
90	69,72
73	75,05
62	79,74
73	75,59
76	69,42
93	64,69
105	59,11
117	56,14
123	54,82
133	50,11
118	55,46
108	60,74
106	64,17
97	69,47
76	74,61
57	79,59
78	74,96
82	68,98
103	63,53
107	57,97

Tabla C-9: Figura 62; Tabla C-10: Figura 63.

Altura de espuma Col. 5 [cm]	Nivel de pulpa Col. 5 [%]
74	69,74
95	62,94
104	59,82
121	53,87
133	52,97
115	61
106	64,29
83	71,8
74	76,28
90	66,67
78	70,53
67	75,37
62	79,47
76	77,01
90	69,26
107	64,84
121	58,33
123	53,74
105	54,03
125	50,46
107	53,06
102	61,15
93	66,27
83	70,65
68	73,17
63	79,42
73	73,98
92	74,46
110	67,11
115	58,67

TablaC-11: Figura 64; Tabla C-12: Figura 65.

Altura de espuma Col. 1 [cm]	Presión inferior Col. 1 [Pa]
80	57338,27
90	56487,81
103	55674,67
115	54595,19
128	53734,45
101	55785,96
95	56839,06
70	57228,91
56	58521,96
89	56848,07
76	57582,73
63	58803,73
51	59750,68
63	58848,76
73	57528,69
83	56400,32
109	55704,26
112	54514,78
110	54529,57
128	53316,29
108	54672,39
112	54339,16
85	57313,82
74	58170,71
59	59107,38
50	60514,94
63	59264,34
78	57879,94
90	57098,31
101	55807,83

Altura de espuma Col. 2 [cm]	Presión inferior Col. 2 [Pa]
73	60432,59
83	59610,44
97	58219,61
106	57197,6
123	55903,69
130	55453,37
108	57134,98
90	57841,34
79	59004,45
104	58237,62
93	58785,72
103	57572,44
117	56916,26
108	57288,09
89	58078,08
76	59116,38
78	59649,68
53	60339,96
79	59573,13
95	58069,07
104	57291,95
115	56319,27
117	56751,57
130	55233,36
107	57645,77
96	59051,41
77	60053,04
74	60300,07
57	61879,4
70	60237,03

TablaC-13: Figura 66; Tabla C-14: Figura 67.

Altura de espuma Col. 3 [cm]	Presión inferior Col. 3 [Pa]
80	54268,39
102	53374,19
115	53003,64
127	52181,49
135	51454,55
145	50761,7
121	52263,84
109	52550,75
108	53324,01
102	53275,12
100	53612,21
100	53691,98
109	53079,77
99	53995,63
93	54330,15
78	55152,3
93	54681,4
102	53471,97
88	53708,71
107	53124,59
117	52191,79
123	51172,78
133	51040,26
129	51361,91
118	52437,53
108	53783,34
99	54671,1
94	55260,38
83	56049,07
87	55151,01

Altura de espuma Col. 4 [cm]	Presión inferior Col. 4 [Pa]
84	59937,24
98	57670,22
109	56651,21
122	55871,52
130	54757,31
108	56954,86
90	57068,08
73	57349,85
63	58810,16
98	59111,66
90	58218,75
73	60277,55
62	60942,09
73	59962,98
76	58759,98
93	57593,02
105	56588,17
117	55212,77
123	55313,13
133	55225,64
118	55708,12
108	56427,34
106	57900,52
97	58978,71
76	60262,76
57	61450,31
78	60347,68
82	59404,58
103	58796,01
107	57445,49

Tabla C-15: Figura 68.

Altura de espuma Col. 5 [cm]	Presión inferior Col.5 [Pa]
74	59623,31
95	58244,05
104	56932,98
121	56194,46
133	55764,73
115	56684,66
106	57879,94
83	58174,57
74	59281,07
90	58852,62
78	59582,14
67	60141,17
62	60786,41
76	60489,2
90	58341,83
107	57083,52
121	56032,35
123	54494,84
105	56661,51
125	55387,75
107	56137,85
102	56965,15
93	58422,89
83	59422,59
68	59788
63	61612,43
73	60068,48
92	59810,51
110	58842,33
115	56319,27

Tabla C-16: Figura 74.

Promedio aire columnas [m ³ /h]	Insoluble en el concentrado [%]
846,67	5,30
936,06	4,90
879,30	4,85
829,50	4,12
886,09	4,70
900,40	4,70
888,02	4,70
706,64	4,22
821,62	4,32
656,50	4,30
616,32	3,89
616,81	4,30
667,40	4,00
844,62	4,48
789,58	4,45
928,02	4,65
796,68	4,60
558,76	3,77

Tabla C-17: Figura 75.

Promedio agua de lavado columnas [m ³ /h]	Insoluble en el concentrado [%]
55,44	5,97
55,52	6,08
56,62	4,80
56,58	3,90
61,31	4,77
61,12	3,70
60,33	4,15
60,16	3,30
60,25	3,27
60,98	4,13
63,66	3,40
63,59	3,13
63,71	2,78
63,66	3,05
55,79	4,63
58,69	4,50
59,09	4,77
60,95	3,98
61,63	3,48
62,26	3,65
61,15	2,62
61,42	3,72
60,87	4,05

Tabla C-18: Figura 76.

Promedio nivel de pulpa columnas [%]	Insoluble en el concentrado [%]
67,54	4,55
66,88	5,25
67,02	3,60
67,94	5,75
68,04	4,30
67,80	4,75
66,03	5,15
68,88	4,78
68,88	5,60
68,94	4,50
69,48	6,03
70,02	7,05
66,94	5,45
67,05	4,55
69,04	5,13
73,01	6,90
73,36	6,10
71,98	5,05
71,96	7,20
72,01	6,45
74,05	5,92

Tabla C-19: Figura 77-79.

Promedio aire columnas [m ³ /h]	Promedio agua columnas [m ³ /h]	Promedio nivel de pulpa columnas [%]	Recuperación CuT [%]
551,87	55,81	59,89	55,73
728,84	66,17	66,92	73,36
747,37	61,66	69,91	88,12
924,44	60,38	70,91	73,92
859,80	63,93	64,08	77,58
865,70	64,03	62,00	75,37
900,53	63,96	62,73	79,35
766,18	63,99	61,89	72,80
768,70	64,02	60,99	71,34
771,14	58,44	69,87	78,35
725,55	66,19	69,05	70,07
894,00	52,57	60,53	76,32
829,32	87,77	50,10	76,20
830,55	87,82	49,87	67,89
809,98	88,72	49,91	70,49
750,01	75,45	64,95	58,52
918,62	66,47	59,33	72,93
863,93		66,78	71,85

Tabla C-20: Figura 80.

Malla	Granulometría [μm]	Rec. CuT Col. 1 [%]	Rec. CuT Col. 2 [%]	Rec. CuT Col. 3 [%]	Rec. CuT Col. 4 [%]	Rec. CuT Col. 5 [%]
200	75	74,28	62,34	79,69	73,01	71,94
270	53	85,31	75,10	87,99	80,49	82,31
325	45	88,78	79,93	90,71	81,72	85,40
400	38	86,09	71,56	91,47	82,97	86,19
-400	<38	73,13	62,18	67,42	63,17	68,86

Tabla C-21: Figura 82.

Malla	Granulometría [μm]	Masa Alim. [%]	Masa Relave [%]	Masa Conc. [%]
150	106	1,0	1,4	2,4
200	75	2,1	1,9	4,6
270	53	5,0	4,8	7,4
325	45	4,4	2,6	6,3
400	38	6,5	7,6	10,9
500	25	5,7	5,3	8,9
-500	<25	75,3	76,4	59,5

Tabla C-22: Figura 83.

Malla	Granulometría [μm]	Masa CuT Alim. [%]	Masa CuT Relave [%]	Masa CuTConc. [%]
150	106	0,58	1,85	1,23
200	75	1,73	1,52	2,87
270	53	4,36	2,73	5,83
325	45	4,50	1,65	5,72
400	38	7,70	6,11	10,98
500	25	6,83	4,92	9,45
-500	<25	74,30	81,20	63,93

Tabla C-23: Figura 84.

Malla	Granulometría [μm]	Masa Mo Alim. [%]	Masa MoT Relave [%]	Masa MoTConc. [%]
150	106	0,58	1,24	0,72
200	75	2,00	2,55	2,21
270	53	4,67	5,54	4,76
325	45	4,24	2,68	4,68
400	38	6,26	10,17	9,29
500	25	6,00	6,27	8,80
-500	<25	76,24	71,54	69,52

Tabla C-24: Gráfico 85.

-400# [%]	Recuperación Limpieza CuT [%]
68,80	98,41
67,55	98,33
70,85	98,76
66,20	97,94
66,95	97,73
72,00	98,83
67,05	98,12
81,00	96,51
82,75	95,64
77,95	97,14
65,90	97,36
68,10	98,82
73,55	98,74
80,75	96,67
79,15	97,39
78,40	97,29
78,90	96,77
76,10	97,75
73,50	98,65
74,10	98,61
79,05	97,39
76,80	97,83

ANEXO D
ANALIZADOR GRANULOMÉTRICO

ANALIZADOR GRANULOMÉTRICO

El control automático de procesos y parámetros en tecnología de partículas y su control de calidad en línea de producción ha generado una exigencia de fiabilidad y prestaciones del más alto nivel.

El analizador granulométrico utiliza tecnología de difracción laser para la medición de partículas.

La difracción laser se basa en la teoría de dispersión de la luz que se desarrolló en el siglo XX por Mie.

Las partículas dispersan la luz del laser en diferentes ángulos. Las partículas más pequeñas lo hacen en ángulos más extensos que las grandes partículas. La luz dispersada se mide por una serie de fotodetectores colocados en diferentes ángulos. Esto se conoce como el patrón de difracción de la muestra y es el que se utiliza para medir el tamaño de las partículas.

Se sabe que muy pocas partículas son en realidad esféricas. Por esta razón, los diámetros de las partículas se calculan a partir del volumen medido de cada partícula, pero se asume el volumen equivalente de una esfera. El instrumento también calcula la distribución de tamaño de las partículas.

El analizador granulométrico se encuentra diseñado para trabajar en ambientes hostiles y con pulpas de altas concentraciones. El equipo está diseñado para reducir de manera representativa la concentración de la muestra a un nivel óptimo. Para eso necesita entre 2-10 L/min de agua.

El rango de medida es de 0,1 a 1000 μm , con una precisión de $\pm 2\%$. La temperatura de funcionamiento del equipo es de 4°C - 50°C.



Figura D-1: Analizador granulométrico.

ANEXO E
DATOS DE EVALUACIÓN ECONÓMICA

Si el precio del cobre es de 3,3 US\$/lb

Caso 1: incremento de la recuperación global en un 0,1%. Tabla E-1.

Variable	Actual	Propuesto	Incremento
Rec. Global CuT (%)	88,16	88,26	0,1
Cobre Fino (Ton/año)	174.924	175.122	198
Precio Cobre (US\$/lb)	3,3		
Ingreso (US\$)	1.440.504		

Año	2011	2012
Ingreso		1.440.504
Costo Operacional		215.355
<i>Utilidad Operacional (US\$)</i>		<i>1.225.149</i>
Inversión	868.560	
FCN (US\$)	-868.560	1.225.149

TMAR	40%
VAN	\$ 6.546
TIR	41,06%

Caso 2: incremento de la recuperación global en un 0,3%. Tabla E-2.

Variable	Actual	Propuesto	Incremento
Rec. Global CuT (%)	88,16	88,46	0,3
Cobre Fino (Ton/año)	174.924	175.519	595
Precio Cobre (US\$/lb)	3,3		
Ingreso (US\$)	4.321.512		

Año	2011	2012
Ingreso		4.321.512
Costo Operacional		215.355
<i>Utilidad Operacional (US\$)</i>		<i>4.106.157</i>
Inversión	868.560	
FCN (US\$)	-868.560	4.106.157

TMAR	40%
VAN	\$ 2.064.409
TIR	372,75%

Caso 3: incremento de la recuperación global en un 0,5%. Tabla E-3.

Variable	Actual	Propuesto	Incremento
Rec. Global CuT (%)	88,16	88,66	0,5
Cobre Fino (Ton/año)	174.924	175.916	992
Precio Cobre (US\$/lb)			
	3,3		
Ingreso (US\$)			
	7.202.520		

Año	2011	2012
Ingreso		7.202.520
Costo Operacional		215.355
<i>Utilidad Operacional (US\$)</i>		6.987.164
Inversión	868.560	
FCN (US\$)	-868.560	6.987.164

TMAR	40%
VAN	\$ 4.122.272
TIR	704,45%

Si el precio del cobre es de 4,0 US\$/lb

Caso 1: incremento de la recuperación global en un 0,1%. Tabla E-4.

Variable	Actual	Propuesto	Incremento
Ton/año CuT Alimentación	1984	1984	-
Rec. Global CuT (%)	88,16	88,26	0,1
Cobre Fino (Ton/año)	174.924	175.122	198
Precio Cobre (US\$/lb)			
	4,0		
Ingreso (US\$)			
	1.746.065		

Año	2011	2012
Ingreso		1.746.065
Costo Operacional		215.355
<i>Utilidad Operacional (US\$)</i>		1.530.710
Inversión	868.560	
FCN (US\$)	-868.560	1.530.710

TMAR	40%
VAN	\$ 224.804
TIR	76,24%

Caso 2: incremento de la recuperación global en un 0,3%. Tabla E-5.

Variable	Actual	Propuesto	Incremento
Ton/año CuT Alimentación	1984	1984	-
Rec. Global CuT (%)	88,16	88,46	0,3
Cobre Fino (Ton/año)	174.924	175.519	595
Precio Cobre (US\$/lb)			
	4,0		
Ingreso (US\$)			
	5.238.196		

Año	2011	2012
Ingreso		5.238.196
Costo Operacional		215.355
<i>Utilidad Operacional (US\$)</i>		<i>5.022.841</i>
Inversión	868.560	
FCN (US\$)	-868.560	5.022.841

TMAR	40%
VAN	\$ 2.719.183
TIR	478,30%

Caso 3: incremento de la recuperación global en un 0,5%. Tabla E-6.

Variable	Actual	Propuesto	Incremento
Ton/año CuT Alimentación	1984	1984	-
Rec. Global CuT (%)	88,16	88,66	0,5
Cobre Fino (Ton/año)	174.924	175.916	992
Precio Cobre (US\$/lb)			
	4,0		
Ingreso (US\$)			
	8.730.327		

Año	2011	2012
Ingreso		8.730.327
Costo Operacional		215.355
<i>Utilidad Operacional (US\$)</i>		<i>8.514.971</i>
Inversión	868.560	
FCN (US\$)	-868.560	8.514.971

TMAR	40%
VAN	\$ 5.213.562
TIR	880,36%

Si el precio del cobre es de 4,5 US\$/lb

Caso 1: incremento de la recuperación global en un 0,1%. Tabla E-7.

Variable	Actual	Propuesto	Incremento
Rec. Global CuT (%)	88,16	88,26	0,1
Cobre Fino (Ton/año)	174.924	175.122	198
Precio Cobre (US\$/lb)	4,5		
Ingreso (US\$)	1.964.324		

Año	2011	2012
Ingreso		1.964.324
Costo Operacional		215.355
Utilidad Operacional (US\$)		1.748.968
Inversión	868.560	
FCN (US\$)	-868.560	1.748.968

TMAR	40%
VAN	\$ 380.703
TIR	101,36%

Caso 2: incremento de la recuperación global en un 0,3%. Tabla E-8.

Variable	Actual	Propuesto	Incremento
Rec. Global CuT (%)	88,16	88,46	0,3
Cobre Fino (Ton/año)	174.924	175.519	595
Precio Cobre (US\$/lb)	4,5		
Ingreso (US\$)	5.892.971		

Año	2011	2012
Ingreso		5.892.971
Costo Operacional		215.355
Utilidad Operacional (US\$)		5.677.615
Inversión	868.560	
FCN (US\$)	-868.560	5.677.615

TMAR	40%
VAN	\$ 3.186.880
TIR	553,68%

Caso 3: incremento de la recuperación global en un 0,5%. Tabla E-9.

Variable	Actual	Propuesto	Incremento
Rec. Global CuT (%)	88,16	88,66	0,5
Cobre Fino (Ton/año)	174.924	175.916	992
Precio Cobre (US\$/lb)	4,5		
Ingreso (US\$)	9.821.618		

Año	2011	2012
Ingreso		9.821.618
Costo Operacional		215.355
<i>Utilidad Operacional (US\$)</i>		<i>9.606.262</i>
Inversión	868.560	
FCN (US\$)	-868.560	9.606.262

TMAR	40%
VAN	\$ 5.993.056
TIR	1006,00%