

UNIVERSIDAD TÉCNICA  
FEDERICO SANTA MARÍA

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA  
Y DE MATERIALES  
VALPARAÍSO - CHILE

**INFLUENCIA DE ARCILLAS EN LA FLOTACION DE MATERIAL  
CALCOPIRITICO, PROVENIENTE DE CODELCO DIVISION  
ANDINA**

FRANCO ENRIQUE VILCHES NUÑEZ

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL METALÚRGICO

Profesor Guía: Álvaro Aracena Caipa

Junio de 2018

# DEDICATORIA

Dedico a mi familia quien siempre ha estado conmigo en cada etapa de mi vida.

Luis Vilches Reyes padre, Patricia Núñez Miranda madre y Victor Vilches Núñez Hermano.

## AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, quiero dar un agradecimiento especial a mi familia por estar siempre a mi lado. A mi padre Luis, por siempre apoyarme en cada uno de mis proyectos personales y por siempre aconsejarme como nadie más lo puede hacer, sobre todo en los momentos difíciles, que nos presenta la vida. A mi madre Patricia, por siempre estar preocupada de mí, cuidándome y regalomeándome en cada momento, incluso a la distancia. A mi hermano Victor, por estar siempre cuando lo necesito y al igual que mis padres cuidándome y escuchando mis problemas en todo momento. Por eso y muchas cosas más, ¡gracias!

A Fernanda, por estar en esta última etapa de mi carrera brindándome su apoyo, pero por sobre todas las cosas, por traer a mi vida la alegría más grande que puede existir, la de ser padre de Ema, quien es y siempre será mi motivación para seguir adelante.

También quiero agradecer a mis amigos, a quien en su gran mayoría conocí dentro de los muros de la universidad. Gracias por hacer de mi paso por la universidad mucho más llevadera, alegrándome y acompañándome.

A la gente de rugby a quienes los aprecio y quiero como parte de mi familia, por los valores y compromiso que tienen con los demás. También a los profesores a quienes tuve la suerte de seguir, Pablo Funes, Pier Luigi Peirano y este último año a Max.Mechada, por enseñarme más que solo un deporte, sino una forma de vida.

A cada uno de mis profesores, a quienes respeto y aprecio ya que me forjaron durante estos años de estudio, aportando sus conocimientos para poder ser un buen profesional en el futuro.

Y por último al profesor Álvaro Aracena, por darme la oportunidad de realizar el proyecto de memoria aconsejándome y apoyándome en cada momento de este proceso.

# TABLA DE CONTENIDO

INTRODUCCIÓN GENERAL .....	1
1.1.1 Hipótesis .....	4
1.1.2 Objetivos .....	4
CAPÍTULO I: ANTECEDENTES BIBLIOGRÁFICOS .....	5
1.2 Mercado del cobre .....	5
1.3 Flotación de minerales de cobre .....	6
1.3.1 Fenomenología de la Flotación de minerales .....	6
1.3.2 Proceso de colisión-adhesión .....	8
1.4 Parámetros de la flotación de minerales .....	12
1.4.1 Parámetros físicos .....	13
1.4.2 Parámetros químicos .....	21
1.5 Minerales de arcillas .....	26
1.5.1 Estructura de las arcillas .....	28
1.6 Efectos de las arcillas .....	30
CAPÍTULO II: ESTADO DEL ARTE .....	32
1.6.1 Efectos de las arcillas en la recuperación y la ley de concentrado de cobre. 32	
1.6.2 Efectos en la reología de pulpa .....	34
1.6.3 Efecto de la interacción de las arcillas y reactivos de la flotación .....	37
CAPITULO III: TRABAJO EXPERIMENTAL .....	46
1.7 Materiales .....	46
1.7.1 Mineral .....	46
1.7.2 Arcilla: bentonita y conglomerado .....	46
1.7.3 Reactivos .....	47
1.8 Descripción de equipos .....	48
1.8.1 Chancado, molienda y clasificación .....	48
1.8.2 Flotación .....	49
1.8.3 Filtración .....	50
1.8.4 Secado de las muestras .....	50
1.9 Análisis químico de líquidos y sólidos .....	50
1.9.1 Ataque químico de líquidos .....	50

1.9.1	Análisis químico de sólidos .....	51
1.10	Procedimiento experimental .....	51
1.10.1	Preparación de las muestras minerales.....	51
1.10.2	Cinética de molienda .....	52
1.10.3	Deslamado de la molienda.....	52
1.10.4	Flotación de mineral .....	52
1.10.5	Cinética de flotación .....	54
CAPÍTULO IV: RESULTADOS EXPERIMENTALES Y DISCUSIÓN .....		57
1.11	Pruebas preliminares .....	57
1.11.1	Curvas cinética de molienda .....	57
1.12	Pruebas principales .....	60
1.12.1	Flotación estándar con $P_{80}$ de 190 [ $\mu\text{m}$ ].....	60
1.12.2	Efecto de la adición de arcillas.....	71
1.12.3	Efecto de la concentración de colector para un contenido de arcillas. ....	81
1.12.4	Efecto de la variación de la concentración de espumante para un contenido fijo de arcillas.....	91
1.12.5	Efecto del tamaño de partícula para una concentración fija de arcillas. ....	101
CAPÍTULO V: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....		111
REFERENCIAS .....		113
ANEXOS.....		117
ANEXO A: MEMORIA DE CÁLCULO.....		117
A.1.	Cálculo de peso específico. ....	117
A.2.	Densidad aparente. ....	120
A.3.	Cálculo de parámetros de molienda seca.....	121
A.4.	Cálculos de parámetros de flotación.....	124
A.5.	Volumen mecánico: .....	125
A.6.	Cálculo de dosificación de reactivos .....	130
ANEXO B: PROCEDIMIENTOS DE LABORATORIO.....		132
B.1.	Ley de Cobre Total: .....	132
B.2.	Preparación mezcla sulfonítrica: .....	133
B.3.	Análisis granulométrico $F_{80}$ : .....	134
B.4.	Deslame:.....	135
ANEXO C: FIGURA DE EQUIPOS Y HERRAMIENTAS PRINCIPALES. ....		136

ANEXO D: RESULTADOS EXPERIMENTALES.....	143
D.1. Cinética de molienda: .....	143
D.2. Flotación: .....	152

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Precio mensual de cobre en el periodo 2009-2018. <sup>[1]</sup> .....	5
Figura 2. Balance de fuerzas sobre una burbuja en equilibrio. ....	7
Figura 3. Esquema de la eficiencia de colisión partícula-burbuja. ....	9
Figura 4. Esquema de la doble capa eléctrica y potencial zeta. ....	12
Figura 5. Efecto del tamaño de partículas en la recuperación metalúrgica rouger. <sup>[5]</sup> .....	14
Figura 6. Diagrama esquemático del esfuerzo de corte en función de la velocidad de fluencia para diferentes fluidos. <sup>[6]</sup> .....	17
Figura 7. Esquema del esfuerzo de corte entre dos planos paralelos. ....	18
Figura 8. Efecto del tamaño de partículas y distribución de mineral en pulpa en reología. <sup>[9]</sup> .....	20
Figura 9. Potencial zeta vs pH .....	22
Figura 10. Recuperación de cobre en función del pH para un mineral de CPY, con diferentes contenidos de colector MXEK. <sup>[12]</sup> .....	23
Figura 11. Esquema de adhesión del colector a la superficie de la partícula de mineral...24	
Figura 12. Adhesión del espumante a la superficie de la burbuja de aire. ....	26
Figura 13. Esquema de las sub-clases de minerales de Silicatos. <sup>[13]</sup> .....	27
Figura 14. Esquema de las estructuras de los minerales de arcillas de tipo 1:1 y 2:1. <sup>[18]</sup> .29	
Figura 15. Efecto del pH en el potencial Zeta para los minerales de calcopirita, calcocita y bentonita. <sup>[19]</sup> .....	31
Figura 16. Efectos de la bentonita y el caolín en la recuperación y ley del concentrado de cobre en la flotación del mineral. <sup>[21]</sup> .....	33
Figura 17. Viscosidad aparente en función de la concentración de mineral de arcilla con velocidad de corte de 100 [s <sup>-1</sup> ]. <sup>[21]</sup> .....	34
Figura 18. Efecto del mineral de arcilla sobre la recuperación de cobre y la viscosidad aparente: snobrite (◇), Q38 (Δ), bentonita (□). <sup>[25]</sup> .....	36
Figura 19. Reograma de suspensión de bentonita a una concentración de 5% en peso, con diferentes modificadores de pH. <sup>[26]</sup> .....	38
Figura 20. Reograma de suspensión de bentonita a una concentración de 10% en peso, con diferentes modificadores de pH. <sup>[26]</sup> .....	38
Figura 21. Reograma de suspensión de caolín a una concentración de 10% en peso, con diferentes modificadores de pH. <sup>[26]</sup> .....	41
Figura 22. Reograma de suspensión de caolín a una concentración de 20% en peso, con diferentes modificadores de pH. <sup>[26]</sup> .....	41
Figura 23. Reograma de suspensión de bentonita a una concentración de 8% en peso variando la concentración de colector PAX. <sup>[26]</sup> .....	42
Figura 24. Reograma de suspensión de caolín a una concentración de 20% en peso variando la concentración de colector PAX. <sup>[26]</sup> .....	43
Figura 25. Reograma de suspensión de bentonita a una concentración de 8% en peso, variando la concentración de espumante Interfroth 6500. <sup>[26]</sup> .....	44
Figura 26. Reograma de suspensión de caolín a una concentración de 20% en peso, variando la concentración de espumante Interfroth 6500. <sup>[26]</sup> .....	45

Figura 27. Efecto del tiempo de molienda en tamaño de partícula ( $P_{80}$ ) y las lamas generadas.....	58
Figura 28. Recuperación de metalúrgica de cobre en función de la velocidad de agitación. ....	61
Figura 29. Recuperación metalúrgica de cobre en función de la velocidad superficial de gas $J_g$ . ....	63
Figura 30. Efecto del tiempo de flotación en la recuperación de cobre.....	65
Figura 31. Gráfico logarítmico del comportamiento cinético de la recuperación metalúrgica en el tiempo .....	67
Figura 32. Recuperación en peso en función del tiempo de flotación. ....	68
Figura 33. Efecto del tiempo de flotación estándar en la ley de cobre en el concentrado. ....	69
Figura 34. Efecto de la concentración de la bentonita sobre la recuperación metalúrgica y ley de cobre.....	72
Figura 35. Efecto de la concentración de la bentonita en la recuperación en peso y ley de cobre.....	74
Figura 36. Esquema del atrapamiento de mineral en las lamas generadas por la bentonita. A) Mineral de bentonita en suspensión previo a ser hidratado. B) Mineral de bentonita hidratado generando lamas.....	76
Figura 37. Efecto del contenido de conglomerado de arcillas en la recuperación metalúrgica y ley de cobre en la flotación rougher. ....	77
Figura 38. Efecto del contenido de conglomerado de arcillas en la recuperación en peso y ley de cobre en concentrado rougher. ....	80
Figura 39. Efecto de la concentración de colector en la recuperación y ley de cobre del concentrado rougher, en presencia de un 10% de bentonita.....	82
Figura 40. Esquema del atrapamiento del mineral de cobre en las lamas generadas por la bentonita hidratada.....	84
Figura 41. Efecto de la concentración de colector sobre la recuperación en peso y la ley de concentrado rougher en presencia de un 10% de bentonita. ....	85
Figura 42. Efecto que tiene la concentración de colector en la Recuperación y ley de concentrado en presencia de un 10% conglomerado proveniente de DAND.....	88
Figura 43. Efecto de la concentración de colector sobre la recuperación en peso y la ley de concentrado en presencia de un 10% en peso conglomerado proveniente de DAND. ....	90
Figura 44. Efecto que tiene la variación de la concentración de espumante sobre la recuperación metalúrgica y la ley de concentrado de cobre en presencia de un 10% en peso de bentonita. ....	93
Figura 45. Esquema del efecto del incremento en la dosificación de espumante. A) Baja concentración de espumante. B) Alta concentración de espumante. <sup>[31]</sup> .....	95
Figura 46. Efecto de la concentración de espumante sobre la recuperación en peso y la ley de concentrado rougher en presencia de un 10% en peso de bentonita.....	96
Figura 47. Efecto de la concentración de espumante en la recuperación y ley de cobre en presencia de un 10% en peso de conglomerado proveniente de DAND.....	98
Figura 48. Efecto de la concentración de espumante en la recuperación en peso y ley de concentrado en presencia de un 10% de conglomerado proveniente de DAND. ....	100

Figura 49. Efecto del tamaño de partícula en la recuperación y ley de concentrado en presencia de un 10% en peso de bentonita. ....	103
Figura 50. Efecto del tamaño de partícula en la recuperación en peso y ley de concentrado en presencia de un 10% de bentonita. ....	105
Figura 51. Efecto del tamaño de partícula en la recuperación y ley de concentrado en presencia de un 10% del conglomerado proveniente de DAND. ....	107
Figura 52. Efecto de la variación del tamaño de partícula en la recuperación en peso y la ley de concentrado en presencia de un 10% en peso de concentrado proveniente de DAND. ....	109

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Clasificación mineralógica de las arcillas. ....	28
Tabla 2. Modelo cinético de la flotación de García-Zuñiga. <sup>[5]</sup> .....	70
Tabla 3. Tabla Comparativa entre las Propiedades Físico-Químicas de las Arcillas del Conglomerado Proveniente de DAND .....	79

## NOMENCLATURA

Símbolo	Significado	Unidad
$P_{80}$	Granulometría del Producto 80% pasante	[ $\mu\text{m}$ ]
$J_g$	Velocidad superficial de gas	[cm/s]
$Q_g$	Flujo de gas	[L/min]
$A$	Área transversal de la celda	[cm <sup>2</sup> ]
$E$	Empuje hidráulico	[N]
$V_{\text{desp}}$	Volumen desplazado	[m <sup>3</sup> ]
$\rho_{\text{agua}}$	Densidad del agua	[g/cm <sup>3</sup> ]
$\rho_{\text{sólido}}$	Densidad del sólido	[g/cm <sup>3</sup> ]
$\rho_{\text{parafina}}$	Densidad de la parafina	[g/cm <sup>3</sup> ]
$E_k$	Probabilidad de colección	[-]
$E_c$	Probabilidad de colisión	[-]
$E_a$	Probabilidad de adhesión	[-]
$R_m$	Recuperación metalúrgica	[%]
$R_p$	Recuperación en peso	[%]
$R_{\infty}$	Recuperación a tiempo infinito	[%]
$k$	Constante cinética de flotación	[min <sup>-1</sup> ]
$t$	Tiempo	[min]
DAND	División Andina De Codelco	[-]
$D_i$	Diámetro interno molino	[m]
$D$	Diámetro molino	[m]
$d'$	Diámetro de bolas	[pulg]

$\rho_{Ap}$	Densidad aparente	[Kg/m <sup>3</sup> ]
$h_E$	Altura de espuma	[cm]
$V_{\text{interno}}$	Volumen interno del molino	[cm <sup>3</sup> ]
$V_{\text{efectivo}}$	Volumen efectivo del molino	[cm <sup>3</sup> ]
$V_c$	Velocidad critica de molino	[RPM]
$V_n$	Volumen nominal celda flotación	[cm <sup>3</sup> ]
$V_m$	Volumen mecánico celda de flotación	[cm <sup>3</sup> ]
$V_{PE}$	Volumen placas estabilizadoras celda flotación	[cm <sup>3</sup> ]
$V_I$	Volumen impeler celda flotación	[cm <sup>3</sup> ]
$P_{80}$	Porcentaje acumulado pasante	[ $\mu\text{m}$ ]
CPY	Material calcopiritico	[-]
W	Tiempo de acondicionamiento	[min]

## RESUMEN

En el presente trabajo de titulación se estudió la incidencia de los minerales de arcilla sobre el consumo de reactivos (colector y espumante) en la flotación de un mineral calcopiritico (CPY) proveniente de División Andina de Codelco (DAND).

El problema surge de la gran incidencia que tienen los minerales de arcilla en los parámetros de recuperación metalúrgica ( $R_m$ ) y ley de concentrado de cobre en DAND, los cuales se vieron altamente afectados debido a la alta capacidad de modificar la reología de pulpa o de dispersión al estar presente en altas cantidades dependiendo de sus características físico-químicas. Por lo anterior, de acuerdo a los antecedentes bibliográficos recopilados, se realizaron pruebas metalúrgicas para conocer la incidencia de las arcillas (bentonita y conglomerado de DAND) sobre la flotación de mineral CPY. Entonces, en primera instancia, se realizaron experimentos de molienda en seco a escala de laboratorio con la finalidad de obtener un  $P_{80}$  de 190 [ $\mu\text{m}$ ] requerido por DAND. Posteriormente se realizaron experimentos de flotación primaria rougher en operación batch, estableciendo la cinética de flotación estándar modelada por medio de García Zuñiga, en donde se logró una  $R_m$  cercana a un 90%. Posteriormente, se estableció el impacto sobre la  $R_m$  y ley de concentrado de cobre que tienen los minerales de arcillas en distintas concentraciones, así en presencia de bentonita la recuperación metalúrgica fue de 76% y una ley de concentrado cobre de 1.9%. Con respecto al conglomerado, la  $R_m$  y ley de cobre fue de 79% y 9.1%, respectivamente. Una vez establecida la incidencia de los minerales de arcilla sobre los parámetros metalúrgicos, se evaluó el impacto del consumo de reactivos tales como colector y espumante incrementando su concentración hasta triplicar la original de 22 [ppm] y 14 [ppm], respectivamente, en presencia 10% de minerales de arcilla. Ambas arcillas impactaron negativamente en la  $R_m$  y la ley de concentrado de cobre. Para complementar este estudio se realizaron experimentos a distintos  $P_{80}$ , con la finalidad de establecer la incidencia que tiene este parámetro sobre la  $R_m$  y ley de concentrado de cobre en presencia de los minerales de arcillas, con lo que se obtuvo que para menores  $P_{80}$  mayor era la  $R_m$ . Con estos resultados se recomienda

realizar pruebas en presencia de depresantes, para verificar su incidencia en el proceso.

## INTRODUCCIÓN GENERAL

Chile, históricamente se ha caracterizado por ser un país minero, el cual a lo largo de su historia, ha explotado materias primas como el salitre, carbón y en los últimos años se ha enfocado en la producción de litio y de cobre, siendo este último el principal producto de exportación del país. Gracias a este metal, Chile ha sido reconocido a nivel mundial, ya que presenta las mayores reservas, las cuales se aproximan a un 28% de las existentes en el mundo. Además, Chile es el mayor productor del mundo, alcanzando en el 2015, una producción aproximadamente 5.7 millones de toneladas lo que corresponde a un 26.8% del cobre producido a nivel mundial.<sup>[1]</sup>

Sin embargo, en los últimos años este metal ha sufrido una profunda crisis, producto de la caída de su precio, la que alcanzó a comienzos del 2016 un valor mínimo de 1.95 dólares por libra; debido principalmente, a la desaceleración económica y manufacturera por parte de China, que corresponde al mayor consumidor del cobre producido en el país. Sumado a esta crisis económica, hay que considerar que los yacimientos mineros del país y del mundo, han ido cambiando su mineralogía, haciendo que el proceso de extracción, sea mucho más complejo, producto de la aparición de minerales como las arcillas, que debido a sus propiedades tienen la capacidad de reducir la eficiencia en la recuperación de mineral de cobre.

Actualmente, Chile exporta la mayor cantidad del metal rojo como concentrados o como cobre refinado, en donde se debe procesar el mineral calcopirítico extraído desde el yacimiento minero a través de una planta concentradora y pirometalúrgica. La planta concentradora se constituye de las etapas de flotación, espesamiento y filtrado.

Los procesos de flotación de minerales requieren de ciertas condiciones para que estos sean eficientes, tales como la capacidad y/o selectividad del colector, un flujo de aire apropiado y adecuado espumante, pH de pulpa, agitación y sobre todo las

propiedades del mineral que se desea procesar. Pero a medida que las mineras avanzan en su explotación, las características mineralógicas del material extraído van cambiando, modificando la ley de cobre y en la mayoría de los casos aparecen otras especies como es el caso de las arcillas y filosilicatos. En el territorio nacional, la concentración de las arcillas está en el rango de un 5% a un 25%, las cuales corresponden a filosilicatos principalmente de aluminio hidratados, los que pueden contener hierro, magnesio, potasio y otros cationes.

Estos minerales (arcillas), al presentar un tamaño de partícula fino (generalmente inferior a 10 [ $\mu\text{m}$ ]) y tener la capacidad de modificar las propiedades de la pulpa (dependiendo del tipo de arcilla) pueden afectar significativamente la eficiencia del proceso de flotación, reduciendo la calidad del concentrado obtenido y/o generando un incremento en los costos operativos de esta etapa. A nivel industrial se ha mostrado que los contenidos significativos de arcilla pueden alterar las propiedades reológicas de la pulpa, lo cual conlleva a un deficiente proceso de colección del mineral de cobre y además a pérdidas de fluidez de la espuma, generando bajas importantes en la recuperación global de cobre en una planta de flotación, llegando incluso a disminuir por debajo de un 70% para concentraciones elevadas de arcillas.

Debido al impacto nocivo que tienen las arcillas en la etapa de flotación y los costos que esto implica debido a las pérdidas generadas en la recuperación de cobre, es que es necesario determinar que parámetros del proceso se pueden modificar con la finalidad de compensar estos efectos y reestablecer una recuperación metalúrgica cercana al 90% en presencia de arcillas.

En el presente trabajo de título se estudia el impacto que tienen los minerales arcillosos en la etapa de flotación de mineral calcopirítico. Se utilizaron arcillas de bentonita y un conglomerado proveniente de DAND debido a su gran presencia en los yacimientos mineros del país y por sus características estructurales, ya que la bentonita presenta una estructura laminar 2:1, con una alta capacidad de hinchamiento, lo cual tiene como consecuencia una baja significativa en la recuperación del mineral de cobre. Mientras que con el mineral de arcilla, proveniente de la Fase 5 Sur de la explotación del rajo abierto se busca estudiar el

comportamiento del mineral arcilloso, presente en la mismo yacimiento. Con la finalidad de poder determinar qué efecto tiene la presencia de estos minerales en la recuperación metalúrgica y ley del concentrado de cobre a diferentes concentraciones, además de evaluar cómo se impacta el consumo de reactivos (colector y espumante) y el proceso a diversos tamaños de mineral valioso ( $P_{80}$ ) en la presencia de arcillas de bentonita y un conglomerado de arcillas y otros minerales proveniente de División Andina.

### **1.1.1 Hipótesis**

Los minerales de arcillas debido a sus propiedades químicas y físicas, tienen la capacidad de afectar negativamente el proceso de flotación de cobre. Este fenómeno nocivo, se puede ver mitigado al modificar las dosificaciones de los reactivos (colector y espumante) utilizados para el proceso de flotación de mineral calcopiritico, logrando una recuperación y ley del concentrado equivalente a las logradas sin la presencia de este tipo de minerales.

### **1.1.2 Objetivos**

- ***Objetivo principal***

Analizar las variables de la flotación de mineral calcopiritico en presencia de arcillas que afectan la recuperación metalúrgica y la ley del concentrado de cobre.

- ***Objetivos específicos***

- Evaluar el efecto del porcentaje de arcilla (bentonita y una mezcla) sobre la recuperación metalúrgica en el concentrado de cobre.
- Analizar la concentración de colector y espumante sobre la recuperación de CPY en presencia de bentonita y conglomerado de arcillas provenientes de DAND.
- Determinar la incidencia del tamaño de partículas de mineral de cobre, sobre la flotación en presencia de arcillas (bentonita y mezcla).

# CAPÍTULO I: ANTECEDENTES BIBLIOGRÁFICOS

## 1.2 Mercado del cobre

El cobre se valoriza como metal puro, a través de la bolsa de metales de Londres (LME) como un producto commodity. A comienzos de este proyecto de título el precio de este ha ido a la baja bordeando los US\$2 la libra, generando una crisis en el sector minero-metalúrgico a nivel nacional. Nuestro país es el principal productor de este elemento, con un 26.8% de lo generado mundialmente, y además tiene aproximadamente el 28% de las reservas del metal en el mundo.<sup>[2]</sup>

Como se aprecia en la Figura 1, el precio del cobre desde el año 2010 ha sufrido una caída importante, pasando de aproximadamente US\$4.5 por libra a US\$1.95 el 2016 y alcanzado alcanzando el 2018 un valor máximo de US\$3.17 por libra de cobre.<sup>[1]</sup>

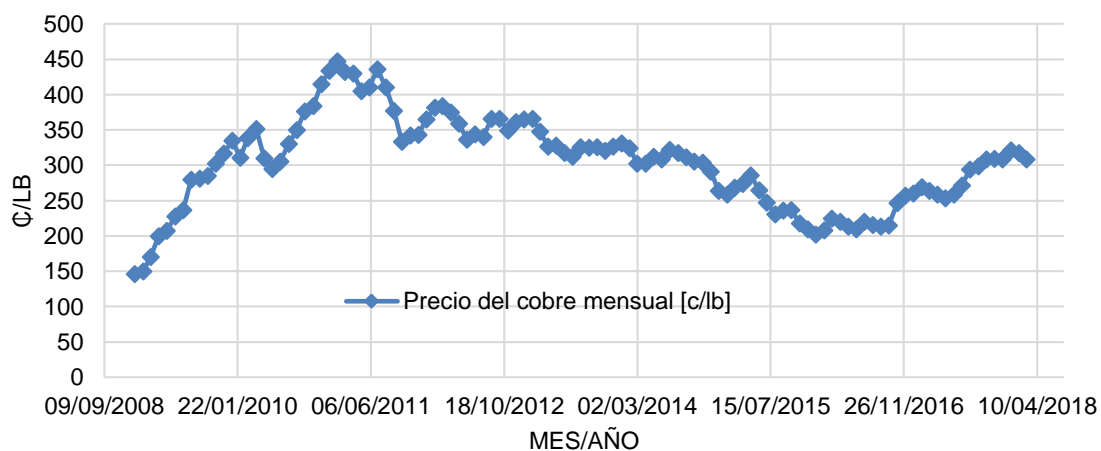


Figura 1. Precio mensual de cobre en el periodo 2009-2018. <sup>[1]</sup>

Este fenómeno es atribuido principalmente a la desaceleración económica y manufacturera que experimento China durante este periodo de tiempo China, que es el mayor consumidor de este material. Lo que impacto directamente en la demanda mundial de este elemento. <sup>[1]</sup>

## **1.3 Flotación de minerales de cobre**

### **1.3.1 Fenomenología de la Flotación de minerales.**

La flotación de minerales es un proceso físico-químico que tiene como objetivo principal la separación y concentración de alguna especie mineralógica de interés. Este mecanismo de selección se genera mediante la adhesión de las partículas con burbujas de aire, de este modo se obtiene un producto denominado “concentrado”.

El fenómeno de adhesión partícula-burbuja se basa en la interacción física entre las superficies que están involucradas en el proceso, las cuales se encuentran en tres estados de la materia diferentes: i) Un estado sólido (correspondiente al mineral). ii) Gaseoso (representado por la burbuja). iii) Líquido (caracterizado por la solución acuosa).

Basándose en este mecanismo de selección, la eficiencia y selectividad del proceso depende de muchos fenómenos que ocurren desde la zona de contacto donde se genera en primera instancia la adhesión del mineral a la burbuja hasta su descarga por rebalse. Debido a la alta complejidad de los fenómenos que se desarrollan en el proceso hasta obtener un producto final, se han generado diversos modelos y parámetros los que ayudan a estudiar y comprender como se efectúa la colección, pudiendo de esta manera dimensionar, diseñar, evaluar y controlar correctamente las operaciones. Los modelos que caracterizan el fenómeno de adhesión señalan la existencia de 5 etapas principales. <sup>[3]</sup>

- Adsorción de reactivos en la superficie de la partícula

- Colisión y colección del mineral (formación del agregado partícula-burbuja)
- Transporte del agregado desde la pulpa a la espuma
- Transporte de la espuma al concentrado (salida del producto)
- Retorno del mineral desde la espuma a la pulpa.

- **Empuje Hidráulico.**

Este concepto deriva de la hidrostática y se entiende como la fuerza que un fluido ejerce sobre un objeto sumergido. Esta fuerza, es igual al volumen del fluido desplazado multiplicado por su peso específico, según ecuación 1.1. [3]

$$E = V_{desplazo} * \rho_{fluido} * g \quad (1.1)$$

Debido a este fenómeno, se puede establecer un balance de fuerzas en torno a la burbuja, como lo muestra la Figura 2. Este balance involucra el empuje del medio, peso de la burbuja y la fuerza de roce (ver ecuación 1.2).

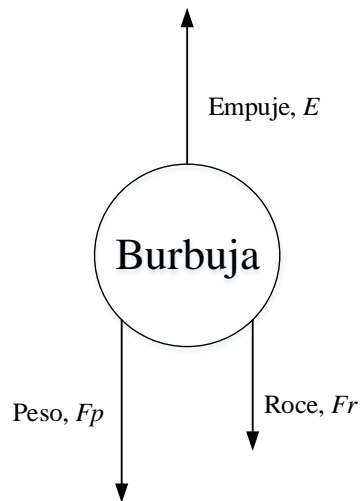


Figura 2. Balance de fuerzas sobre una burbuja en equilibrio.

$$F = E - F_p \pm F_r \quad (1.2)$$

Para el sistema burbuja-pulpa, la fuerza de empuje es mayor que el peso de la burbuja, debido a la diferencia que existe entre la densidad del gas y de la pulpa, lo que genera el ascenso de la burbuja a través del medio. Cabe destacar que la velocidad de ascenso del agregado partícula-burbuja se verá afectada al incrementarse el peso de la burbuja, debido a la adherencia del mineral a su superficie. Al incrementar el tamaño de partícula, el peso de agregado aumenta hasta llegar a una velocidad límite, en donde comenzará a descender.

### **1.3.2 Proceso de colisión-adhesión.**

Para que se cumpla el balance de fuerzas expuesto con anterioridad, es necesario que se cumplan una serie de probabilidades, las cuales hacen referencia a la posibilidad que una partícula de mineral colisione con la burbuja y luego se adhiera a ella.

Para que se genere el agregado partícula-burbuja se genere se deben considerar tres probabilidades básicas o también denominadas eficiencias, las cuales hablan de: colección, colisión y adhesión. <sup>[3]</sup>

A continuación se explica en que consiste cada una de estas eficiencias o probabilidades y que factores influyen en cada una de ellas.

- **Probabilidad de colección ( $E_k$ ).**

La probabilidad de colección se establece como la relación que existe entre la probabilidad de colisión ( $E_c$ ) de una partícula con una burbuja y la de adherirse ( $E_a$ ). Esta relación se establece en la siguiente ecuación 2.1:

$$E_k = E_c * E_a \quad (2.1)$$

- **Probabilidad de colisión ( $E_c$ ).**

La eficiencia de colisión está dada por la posibilidad de que una partícula que se desplaza por un medio y se aproxime a una burbuja logrando colisionar con esta, la Figura 3 esquematiza la forma en que se realiza la aproximación partícula-burbuja en un evento de flotación. Este modelo supone un movimiento de ambos elementos en sentido contrario, en donde la partícula de mineral debe romper la corriente del fluido, generada por el desplazamiento de ambos a través de la pulpa.

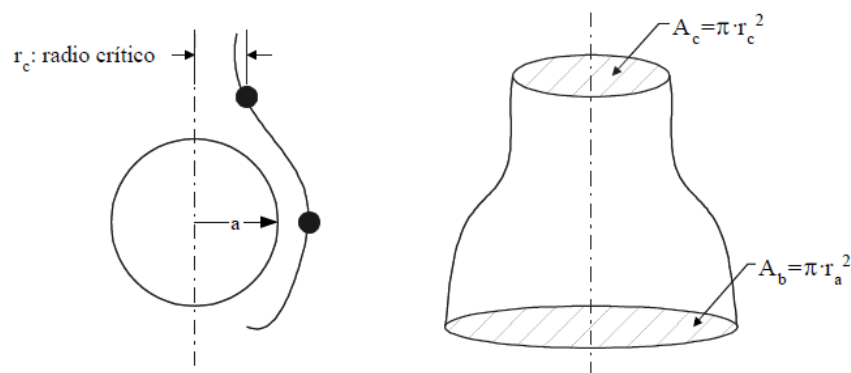


Figura 3. Esquema de la eficiencia de colisión partícula-burbuja.

A partir de este modelo surge la siguiente representación empírica:

$$E_c = \frac{\pi * r_c^2}{\pi * r_a^2} \quad (3.1a)$$

$$E_c = \left(\frac{r_c}{r_a}\right)^2 \quad (3.1b)$$

De las ecuaciones 3.1a y 3.1b, se tiene que  $r_c$  y  $r_a$  corresponden al radio crítico de la partícula y al radio de la burbuja, respectivamente, como se muestra en la Figura 3. El radio crítico depende del tamaño, forma y densidad de la partícula de mineral que se esté recuperando. Además, está asociado al tamaño de la burbuja y el nivel de agitación del medio (pulpa).

- **Probabilidad de adhesión ( $E_a$ ).**

La probabilidad de adhesión se define como la fracción de partículas cuyo tiempo de desplazamiento sobre la superficie de la burbuja, es mayor que el tiempo de inducción (tiempo requerido para que sea efectiva la formación del complejo partícula-burbuja).

El tiempo de inducción depende de factores como:

- Grado de hidrofobicidad; a mayor hidrofobicidad menor es el tiempo de inducción.
- Carácter iónico de la solución.

Para comprender de mejor forma el concepto de la Probabilidad de Colección, es necesario tener conocimiento de los fenómenos que tienen directa relación con este proceso. Uno de los más determinantes en la selectividad del proceso, tiene relación con las cargas superficiales que presentan las partículas de mineral y su afinidad

con los elementos (reactivos) involucrados, los cuales tienen la particularidad de incrementar o favorecer las probabilidades ya mencionadas. [3]

### **1.3.2.1      *Teoría de la doble capa eléctrica y potencial zeta.***

Producto del proceso de reducción de tamaño, los minerales quedan polarizados eléctricamente en su superficie. Al entrar en contacto con un medio polar, como es el caso del agua, los iones disueltos en la pulpa son atraídos por acción de la carga del mineral, generando un reordenamiento y cambiando la polaridad de la superficie del mineral; esta capa reordenada es denominada la capa de Stern. También existe, un constante rechazo de otros iones producto de esta capa, pero que son atraídos por la carga del mineral. Este fenómeno va disminuyendo gradualmente con la distancia (hacia el seno de la solución), el cual es denominado Doble Capa Eléctrica.

Al generarse la capa de Stern, se produce un estancamiento eléctrico en la superficie del mineral, lo que enmascara la carga real que presenta el mineral. A este efecto se le conoce como Potencial Zeta. Estos fenómenos son ejemplificados en la

Figura 4

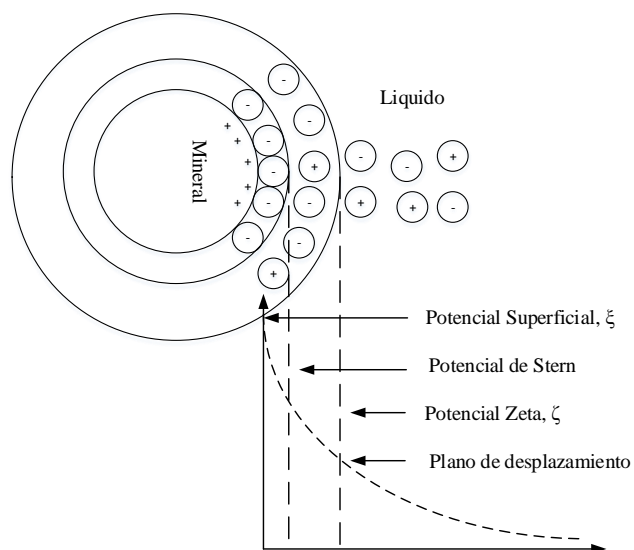


Figura 4. Esquema de la doble capa eléctrica y potencial zeta.

Los potenciales de Stern y Zeta son de suma relevancia en la interacción electrocinética e influyen directamente en la adsorción de reactivos sobre la superficie del mineral, lo cual afecta la eficacia y eficiencia del proceso de flotación.

#### 1.4 Parámetros de la flotación de minerales.

El proceso de flotación tiene como objetivo principal la separación y recuperación selectiva del material de interés, por medio de la interacción generada entre burbujas de aire y las partículas de mineral. La eficiencia de este mecanismo de separación depende directamente de las propiedades físico-químicas de las burbujas como de las partículas de mineral. Al tratarse de un proceso trifásico (líquido, sólido y gaseoso), presenta heterogeneidad en tamaños, formas y composición química. [4]

Con la finalidad de comprender en su totalidad la fenomenología del proceso, es necesario determinar y definir qué parámetros físico-químicos tienen mayor relevancia e incidencia en la eficiencia y selectividad.

#### **1.4.1 Parámetros físicos.**

Estos parámetros tienen relación con todos los fenómenos físicos que tienen implicancia directa en la eficiencia del proceso. De los cuales para este trabajo de título se destacan la altura de espuma, velocidad de rotación, tamaño de partícula, velocidad superficial de gas, aspectos relógicos, entre otros.

- ***Altura de Espuma.***

La altura de la espuma se define como la distancia que existe entre el labio superior de la celda, en donde se realiza la descarga del concentrado hasta donde se encuentra la pulpa. En esta zona del proceso, se pueden encontrar tres fases básicas:

1. Zona superior.
2. Zona central (en el lecho empacado de burbujas).
3. Zona inferior (interfase de la pulpa y donde convergen las burbujas ya cargadas).

A pesar de ser un factor determinante en la selectividad del proceso, debido al arrastre hidráulico generado, no existe aún una regla general para determinar una altura óptima. Pero en general si se desea tener una alta selectividad, se recomienda trabajar con lechos de espumas altos, con lo que se contrarresta el efecto del arrastre. <sup>[3]</sup>

- **Tamaño de partícula.**

El tamaño de partícula cumple un rol fundamental en la eficiencia de recuperación del proceso de flotación. Se ha determinado que existen rangos de tamaños óptimos para la operación, como se muestra en la Figura 5, en la cual se determina el efecto del tamaño de partículas en la recuperación de mineral calcopiritico, para un estudio realizado en un equipo correspondiente a una celda rougher, para dos niveles de molienda (25,6% sobre malla #65 y 22,2% sobre malla #65), con lo que se tiene que la máxima recuperación, se alcanza en un intervalo de tamaño de 50 y 100  $\mu\text{m}$  para ambos casos.

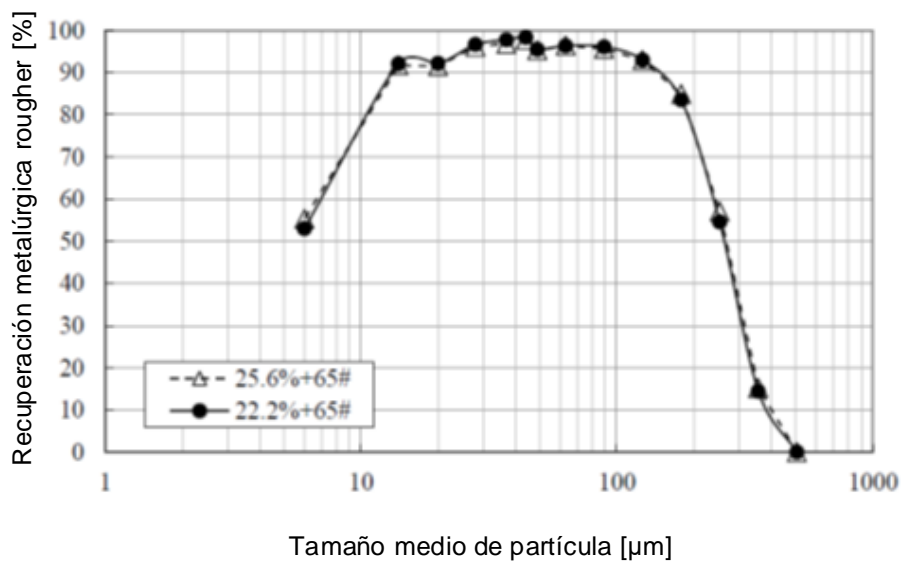


Figura 5. Efecto del tamaño de partículas en la recuperación metalúrgica rouger. [5]

Pera casos fueras de este rango óptimo de tamaño, la recuperación se ve altamente afectada. El caso de los minerales finos, en general, menor a los 45  $\mu\text{m}$  ya se logra apreciar una caída importante de la recuperación metalúrgica. Este fenómeno, tiene relación a la baja inercia que presentan estas partículas, ya que no son capaces de romper las líneas de flujo y por lo tanto no logran colisionar con la burbuja para generar el agregado partícula-burbuja.

Para las partículas finas o ultra finas (menores a 25 [ $\mu\text{m}$ ]), el impacto negativo que presentan en la recuperación se debe principalmente a la baja inercia que presentan ante un fluido, por lo cual tienden a moverse con este. Para mitigar en algún grado este comportamiento es recomendable trabajar con tamaños de burbujas pequeños.

En el caso de las partículas gruesas, su incidencia en la eficiencia del proceso se debe a la baja liberación que presenta el mineral. El principal problema se debe a la ruptura del agregado partícula-burbuja, producto de las turbulencias en el interior del equipo de flotación. En la zona de colección es donde se produce este fenómeno ya que la tensión del agregado es menor que las fuerzas a las que son expuestas (esfuerzos de cizalle y arrastre). Para mejorar la recuperación de este tipo de partículas se necesita un sistema con bajas turbulencias que mantenga las partículas en suspensión y con buena dispersión de gas. <sup>[4]</sup>

- ***Velocidad de rotación.***

Este parámetro hace referencia a la velocidad con la que gira el rotor de la celda de flotación. La importancia de este radica en que es el responsable de entregar la energía al sistema, la cual se transforma o aprovecha en: la dispersión de las partículas y las burbujas, suspensión, turbulencia y aumentar la probabilidad de colisión de estas.

- ***Velocidad superficial de gas ( $J_g$ ).***

El flujo del gas es una de las variables más importantes para el control del proceso de la flotación, principalmente para las celdas de aire forzado y las columnas, debido a su gran impacto en la recuperación del mineral.

La velocidad superficial del gas ( $J_g$ ) se define como la relación entre el caudal de gas ( $Q_G$ ) y el área de la sección transversal del equipo ( $A_c$ ), como se expresa en la ecuación 4.1. Para las celdas de aire forzado y columnares, este parámetro varía típicamente entre 0.5 y 2.5 [cm/s]

$$J_G = \frac{Q_G}{A_c} \quad (4.1)$$

La velocidad superficial de gas, es un parámetro decisivo en el proceso puesto que, su mal manejo, puede generar una operación ineficiente debido a:

- Aumento del tamaño de burbujas: se produce por un incremento de la velocidad superficial de gas, lo cual reduce la máxima superficie de contacto ( $S_B$ ), lo que perjudica la colección.
- Cambio del tipo de flujo: se genera un régimen turbulento al aumentar el flujo.
- Pérdida de la interfase: un incremento en el  $J_G$  puede ocasionar un incremento sustancial de burbujas en la zona de colección llegando a igualarse con la zona de espuma.
- Entre otras. [3]

- **Reología.**

La reología es la rama de la física que se dedica al estudio de la deformación y la fluencia de la materia de cuerpos continuos bajo el efecto de esfuerzos, estudiando su relación con las variables de los materiales (sólido, líquido o gas). Estudiar las propiedades reológicas en el proceso de flotación permite:

- Caracterizar la materia y definir sus parámetros como viscosidad, propiedades elásticas y densidad de pulpa de minerales oxidados, arcillas y sulfurados entre otros [5]
- Diseñar equipos de procesamiento industrial, conociendo los parámetros indicados.

Existen tres clasificaciones de acuerdo a los modelos de comportamiento, encontrando los newtoniano y no newtoniano. Este último, incluye el dilatante, plástico, pseudo-plástico y de Bingham. Las principales propiedades que se estudian en la reología se pueden determinar mediante equipos llamados reómetros, los que permiten someter una pulpa mineral a diferentes tipos de deformaciones controladas y medir los esfuerzos o viceversa, generando los reogramas, como se ejemplifica en la Figura 6.

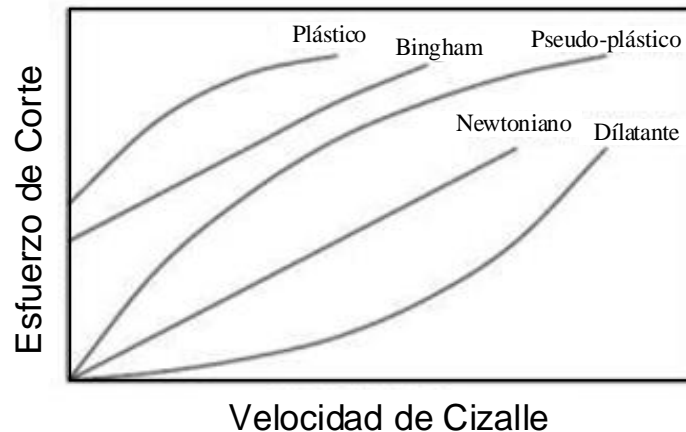


Figura 6. Diagrama esquemático del esfuerzo de corte en función de la velocidad de fluencia para diferentes fluidos. [6]

Los cambios en la reología afectan la hidrodinámica de la pulpa dentro de las celdas de flotación y por lo tanto afectan a varios sub-procesos necesarios para la flotación eficiente, tales como la dispersión del gas, suspensión de partículas, colisión de burbuja-partículas, la unión del agregado y separación. [8]

- **Esfuerzo de corte**

El esfuerzo de corte o también denominado esfuerzo de cizalle, está definido como el cociente entre una fuerza ejercida tangencialmente y su área como se muestra en la ecuación 5.1.

$$\tau = \frac{\vec{F}_\tau}{A_\tau} \quad (5.1)$$

Para el caso de los fluidos este esfuerzo se modela como dos planos paralelos, uno inferior estático y otro superior móvil sometido a una fuerza, que está asociada al área de contacto con el sólido como se muestra en la Figura 7. Esquema del esfuerzo de corte entre dos planos paralelos.

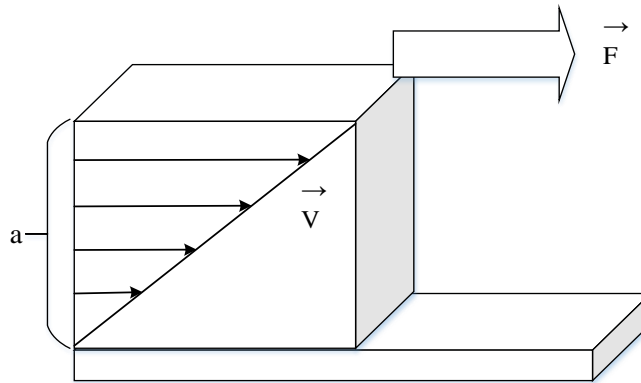


Figura 7. Esquema del esfuerzo de corte entre dos planos paralelos.

- **Viscosidad dinámica**

Es una propiedad diferencial de los fluidos, que consiste en la resistencia a la deformación continua (usualmente llamado escurrir o fluir), al ser sometido ante esfuerzos de corte, es decir, fuerzas tangenciales a los planos paralelos del fluido por una unidad de distancia. Esta también se define como la pendiente de la curva del esfuerzo de corte  $v/s$  velocidad de cizalle o bien como el cociente entre ambos.

Para fluidos newtonianos, la viscosidad o pendiente es constante a lo largo de todo el rango de velocidad de cizalle, mientras que para los fluidos no newtonianos, la pendiente varía en función de ésta. Así la viscosidad de este tipo de fluidos se le denomina viscosidad aparente. Otro aspecto a considerar, es la cantidad de sólidos en suspensión, puesto que a medida que ésta aumenta, el comportamiento reológico de las suspensiones se desplaza de newtoniano, a no newtoniano, con la aparición progresiva de una tensión de fluencia y un aumento exponencial de la viscosidad de acuerdo al nivel del sólido en la suspensión y su tamaño (Figura 8)

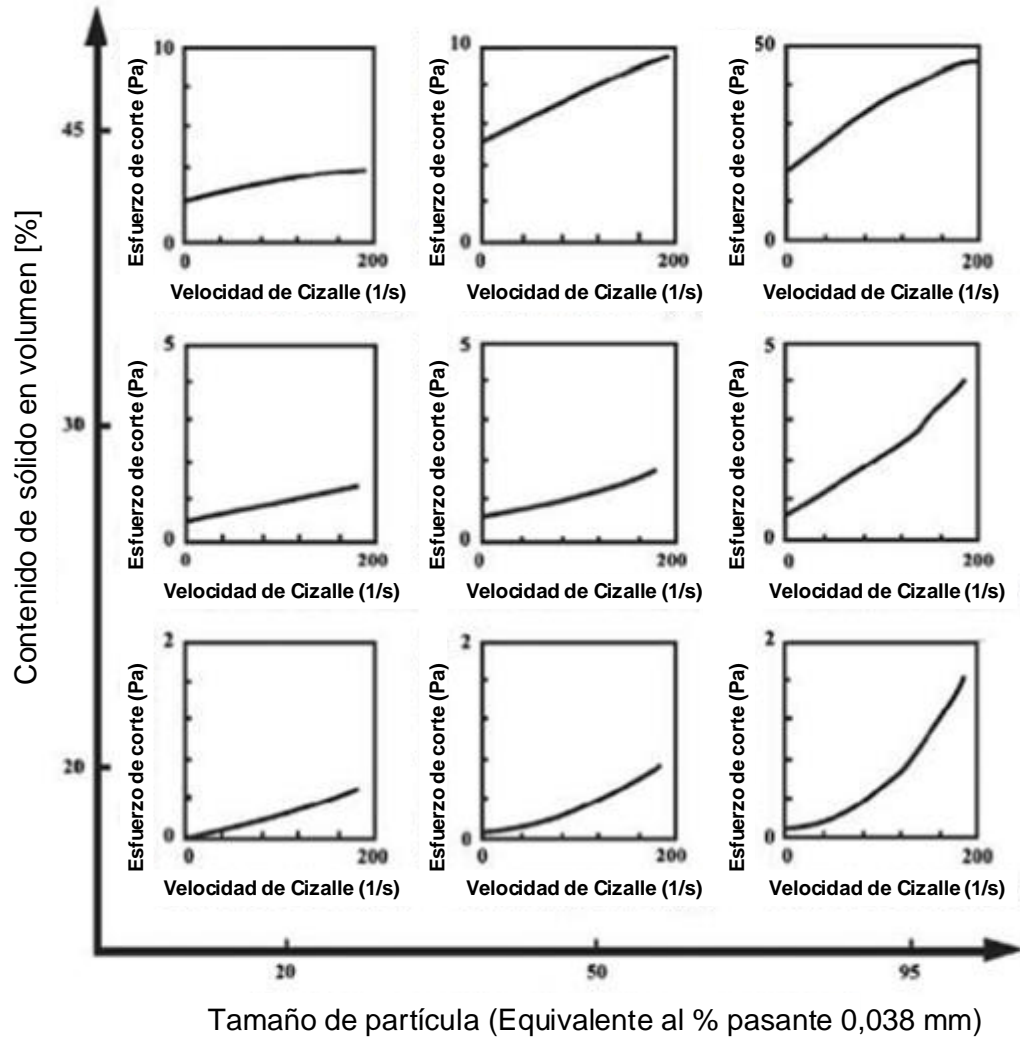


Figura 8. Efecto del tamaño de partículas y distribución de mineral en pulpa en reología. [9]

La viscosidad de la pulpa es un factor fundamental en la etapa de flotación, debido a que al incrementar se puede generar un cambio en el comportamiento físico del fluido, mostrando una condición “no-newtoniana” con características pseudoplásticas.

Este cambio en el comportamiento del fluido, se genera debido a la interacción entre las partículas finas de mineral de arcillas en suspensión con el medio (pulpa), por lo cual un incremento en la concentración de material en suspensión, puede generar

el comportamiento no-newtoniano con un marcado incremento en la viscosidad como la velocidad de cizallamiento. <sup>[10]</sup>

#### **1.4.2 Parámetros químicos.**

Los parámetros químicos tienen mayor relación con la efectividad que tienen los reactivos utilizados para el proceso de flotación. Estos reactivos operan de manera óptima bajo ciertas condiciones, siendo la más relevante, el pH de la pulpa, la que determina la afinidad entre el colector y el mineral.

Debido a la gran importancia del pH en la selectividad y eficacia del proceso, se hace necesario definir su rol y mecanismo de acción.

- **pH.**

La selectividad y eficiencia del proceso de flotación depende de forma directa del tipo de reactivo, composición y del pH de la pulpa con el cual se esté trabajando. <sup>[11]</sup>

Al modificar el pH de la pulpa para el proceso de colección, se puede modificar el potencial zeta, debido a que afecta las propiedades electrostáticas de la superficie del mineral. Este se muestra en la Figura 9. El punto de pH donde el potencial zeta se vuelve negativo se denomina Punto Isoeléctrico.

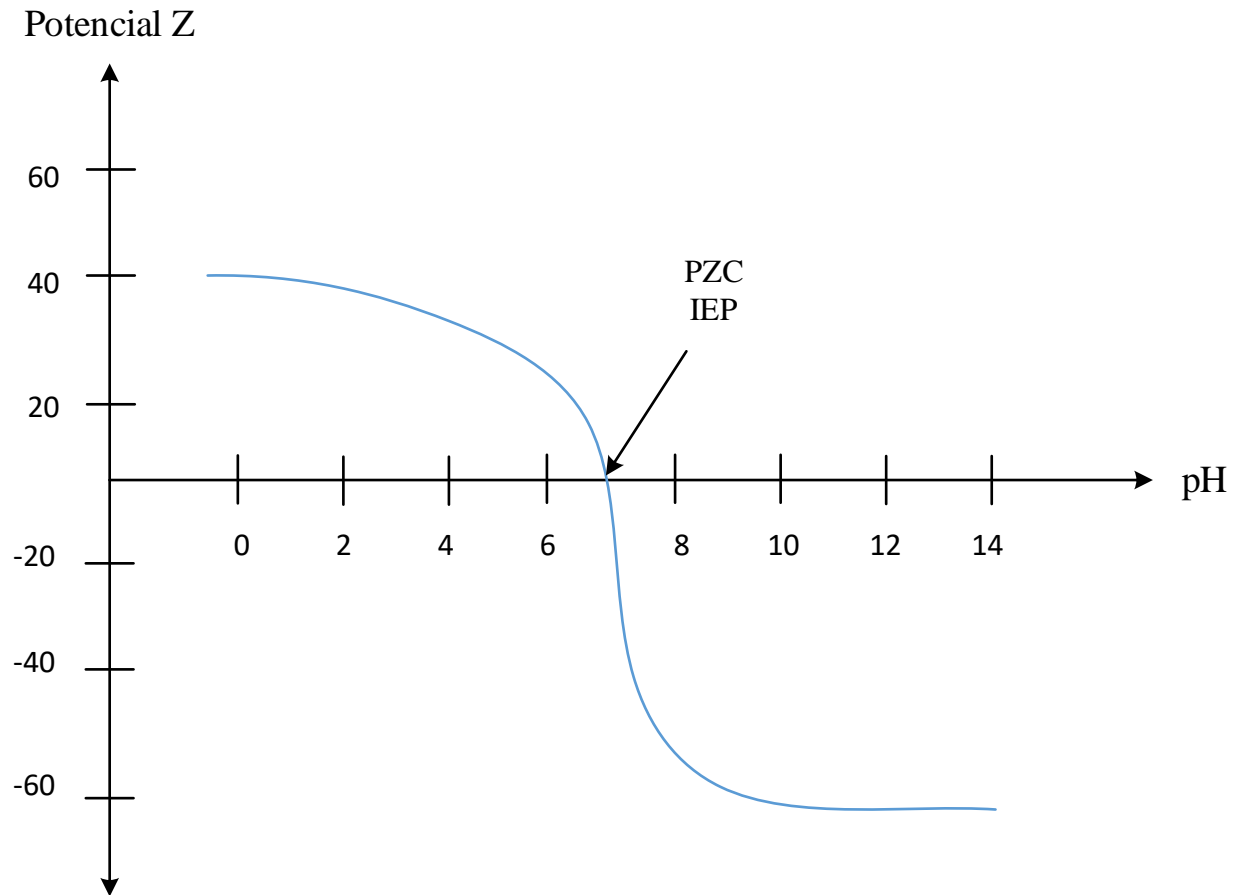


Figura 9. Potencial zeta vs pH

En la industria minero-metalúrgica, principalmente se trabaja en medios alcalinos debido a que en esta condición la mayor parte de los colectores son estables. Además en este medio ocurre una menor corrosión de los equipos de flotación.

Para el control del pH, en los procesos a gran escala, se pueden utilizar los siguientes productos: <sup>[4]</sup>

- Si se desea incrementar el pH de la pulpa:  $Ca(OH)_2$  (cal apagada),  $Na_2CO_3$  (ceniza de soda).
- En el caso de que se necesite disminuir el pH:  $H_2SO_4$  o ácido sulfuroso.

- **Flotabilidad del mineral calcopiritico.**

Los minerales calcopiriticos presentan una alta flotabilidad natural, cuando no presentan una superficie oxidada a un pH alcalino. Como ya se mencionó en el apartado previo, un cambio en la acidez del medio se logra con diversos modificadores de pH, que el caso de este trabajo corresponde a Cal Viva ( $CaO$ ). La Figura 10, muestra la relación que existe entre la recuperación del mineral calcopiritico y el pH de la pulpa, variando la concentración del colector utilizado. Se puede observar que a mayor concentración de colector se obtienen mejores resultados para un mismo pH, pero también al estar en una zona altamente básica la recuperación comienza a disminuir (para todas las concentraciones evaluadas).

[12]

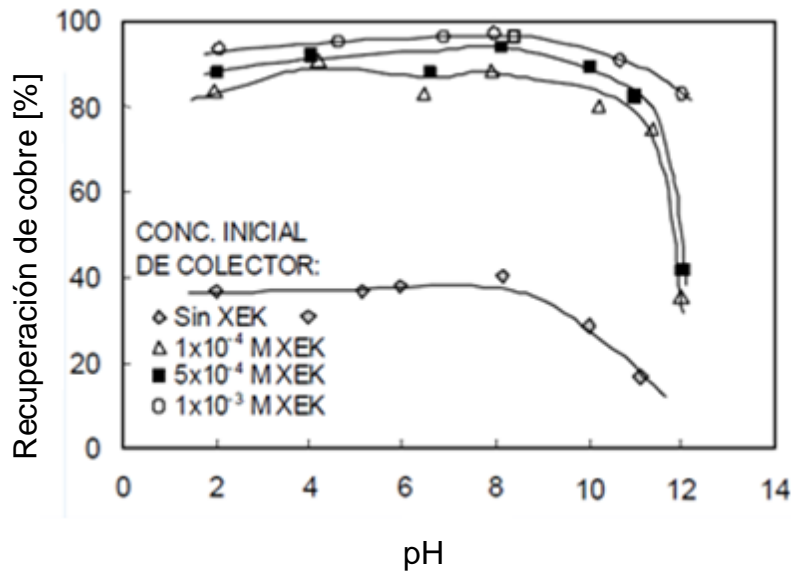


Figura 10. Recuperación de cobre en función del pH para un mineral de CPY, con diferentes contenidos de colector MXEK. [12]

Para valores de pH superiores a 12, el proceso de adhesión entre el colector y partícula se vuelve deficiente, ya que la formación de estas especies hidrofóbicas no es favorable. A pH extremadamente alcalinos se ve favorecida la formación de especies hidrofílicas de hidróxidos de cobre y de hierro hidratados.

- **Reactivos.**

- **Colector**

Los colectores utilizados en los procesos de flotación, son sustancias orgánicas de carácter catiónico o aniónico, que incorporan una zona polar y otra apolar. En donde la parte polar del ión se adhiere a la superficie del mineral, dejando expuesta la parte apolar e hidrofóbica hacia el medio, como se esquematiza en la Figura 11.

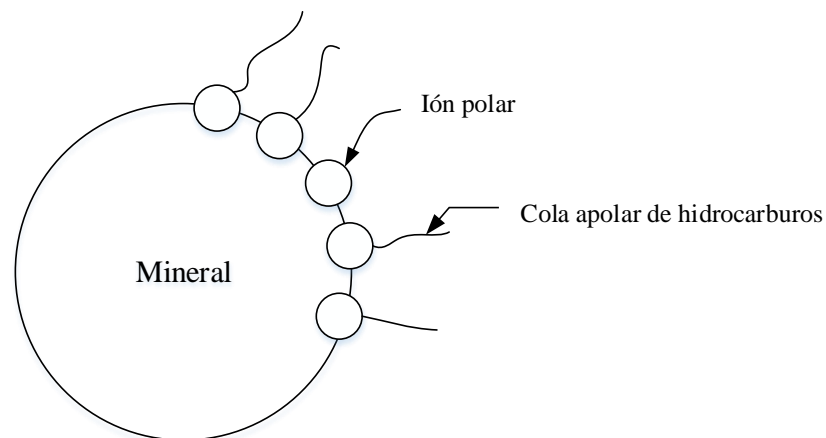


Figura 11. Esquema de adhesión del colector a la superficie de la partícula de mineral.

La cola apolar, está compuesta por una cadena de hidrocarburos, cuyo mayor largo, otorgara mayores propiedades de repelencia al agua (mayor hidrofobicidad). En

relación con el ángulo de contacto, este no depende del mineral si no que está más relacionado con el grupo apolar y el largo de la cadena del agente colector. [3]

- **Espumantes.**

Durante el proceso de flotación, el sistema genera pequeñas burbujas de gas, las cuales de manera espontánea coalescen, lo que genera un incremento de su tamaño y por lo tanto, una disminución de la superficie de contacto con el mineral. Debido a este fenómeno, se requiere el uso de espumantes, que modifican las propiedades superficiales de las burbujas, para reducir la coalescencia.

Al igual que los colectores, es un reactivo orgánico que modifica la superficie de la burbuja, incrementando su estabilidad evitando de este modo su coalescencia y/o ruptura. Estos presentan una cabeza polar y colas de hidrocarburos apolares, que se ilustra en la Figura 12.

Algunos colectores típicos son:

- Aceite de pino (terpinoles),  $C_{10}H_{17}OH$ .
- Cresoles,  $CH_3C_6H_4OH$ .
- Metil Isobutil Carbonil,  $C_6H_{13}OH$ , más conocido como MIBC.

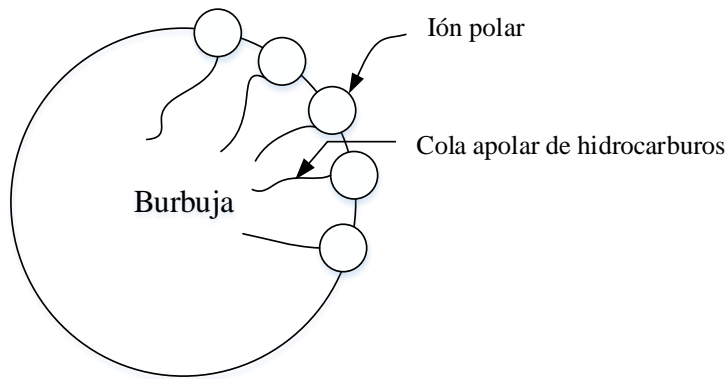


Figura 12. Adhesión del espumante a la superficie de la burbuja de aire.

- **Modificadores de pH.**

Como ya se mencionó en los apartados anteriores, el control eficiente del pH es fundamental para una buena recuperación durante el proceso de flotación.

Para controlar el pH, existe una serie de reactivos, de los cuales la cal es el más común de ellos a nivel industrial. Este producto se obtiene de la calcinación del carbonato de calcio ( $CaCO_3$ ), con lo que se obtiene la llamada cal viva ( $CaO$ ). Posteriormente para generar la modificación del pH, se debe “apagar la cal”. La cal apagada se produce mediante la adición de agua, obteniendo como producto el hidróxido de calcio ( $Ca(OH)_2$ ) y generación de calor (ver ecuación 6.1).



### 1.5 Minerales de arcillas

Los minerales de arcilla tradicionalmente se han considerado como un material cerámico, que se utiliza y somete a una gran variedad de procesos industriales, ya

que se trata de un material económico y se utiliza en la industria del papel, cerámica, hule, refractarios, plásticos, insecticidas, adhesivo, construcción, etc. [12]

Estas son generadas por los agentes de meteorización físico-químicos de la roca madre a partir de feldespato, piroxenos y micas como lo muestra la Figura 13, las que se caracteriza por su tamaño de grano fino (inferior a 10  $\mu\text{m}$ ), que están compuestos por filosilicatos de aluminio hidratados, tierras alcalinas y otros cationes como hierro, magnesio, sodio, calcio y potasio, que contribuyen con sus propiedades específicas. [13]

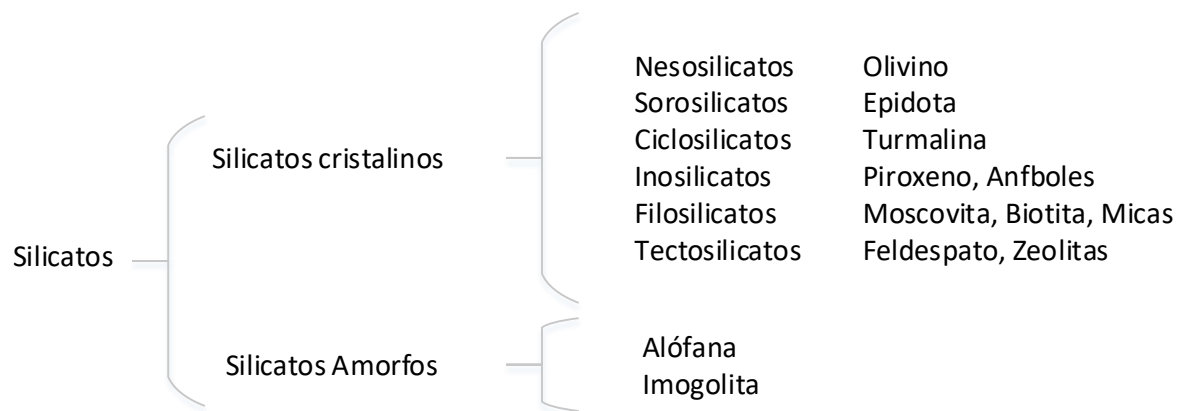


Figura 13. Esquema de las sub-clases de minerales de Silicatos. [13]

Dentro de la misma sub-clase de los filosilicatos presente en el esquema anterior, existen varios grupos, como el de las Caolinitas, Smectitas, Illitas, Hornitas, Cloritas entre otros, como se muestra la Tabla 1. Clasificación mineralógica de las arcillas. Estas clasificaciones se deben principalmente a las distintas microestructuras y composición química de estos minerales. [15]

Tabla 1. Clasificación mineralógica de las arcillas.

<b>Grupo</b>	<b>Mineral</b>	<b>Formula</b>
<b>Grupo Caolín</b>	Caolinita	$Al_2O_3 * 2SiO_2 * 2H_2O$
	Dickita	$Al_2O_3 * 2SiO_2 * 2H_2O$
	Nacrita	$Al_2O_3 * 2SiO_2 * 2H_2O$
	Halloysita	$(OH)_3Si_4Al_4O_{10} * H_2O$
	Halloysita deshidratada	$(OH)_5Si_4Al_4O_{10}$
<b>Grupo de las Smectitas (Montmorillonitas)</b>	Montmorillonita	$(Na, Ca)OAl_2O_3 * 5SiO_2 * nH_2O$
	Saponita	$2MgO * SiO_2 * nH_2O$
	Nontronita	$(Al, Fe)O_3 * 3SiO_2 * nH_2O$
	Beidelita	$Al_4O_{10} * 3SiO_2 * nH_2O$
	Hectorita	$(Mg, Li)_3 * Si_4O_2(OH)_2 * H_2O$
<b>Grupo de las Illitas</b>	Illita	$3Al_2O_3 * 6SiO_2 * K_2O$
<b>Grupo de las Hormitas</b>	Paligorskita	$2MgO * 3SiO_2 * 4H_2O$
	Sepiolita	$Mg_4(OH)_2Si_6O_{13} * 6H_2O$

Estos minerales de arcillas se caracterizan por su alta capacidad de interacción con el agua (hidroscopia), compuestos orgánicos e inorgánicos en solución, de la misma manera que intercambian o fijan cationes con el medio (pulpa), generando distintos tipos de empaquetamientos, lo que a su vez provoca cambios drásticos en la reología de pulpa.

### 1.5.1 Estructura de las arcillas

Las arcillas están compuestas por estructuras laminares apiladas unas sobre otras y unidas entre sí. Existen dos tipos de láminas u hojas, que corresponden a:

1. Lámina tetraédrica: compuesta de tetraedros generalmente de silicio-oxígeno, con moléculas de oxígeno compartidas basalmente (capa T).

2. Lamina octaédrica: compuesta por octaedros, principalmente de aluminio-oxígeno, con moléculas de oxígeno compartidas apical y basalmente.

Estas láminas se unen para formar los minerales de arcillas. Estas se unen a través de puentes de hidrógenos, generando dos estructuras principales, una 1:1 y otra 2:1, las que se ejemplifican en la Figura 14. [15] [16]

La estructura 1:1, hace referencia a que posee una lámina tetraédrica (T) y una octaédrica (O), mientras que la estructura 2:1, presenta dos laminas tetraédricas (T) y una octaédrica (O). Estas estructuras se esquematizan en la Figura 14.

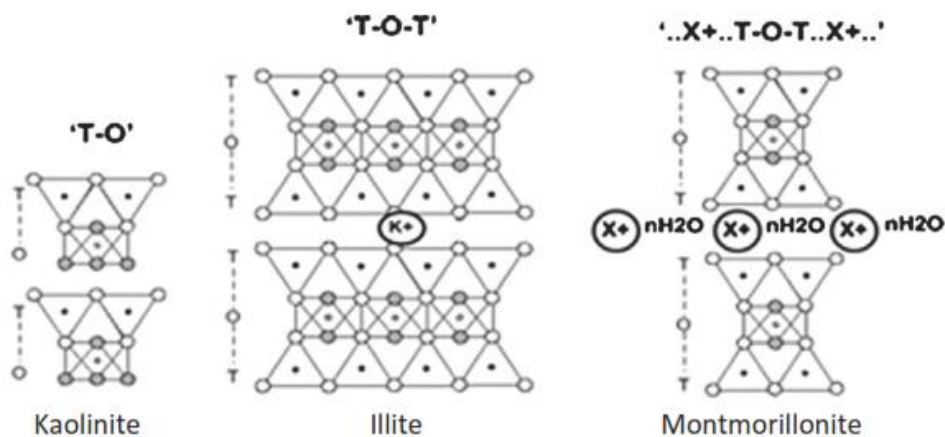


Figura 14. Esquema de las estructuras de los minerales de arcillas de tipo 1:1 y 2:1. [18]

Como se puede apreciar en el esquema de la Figura 14, las estructuras del tipo 1:1, son eléctricamente neutras (no presentan electrones libres), por lo que no tienen la capacidad de hincharse. Los minerales pertenecientes al grupo del caolín, presentan mayoritariamente este tipo de estructura laminar.

En cambio las estructuras 2:1, tienen la características de presentar en algunos casos, cargas negativas en su superficie, las cuales son capaces de atraer agua o iones hidratados, permitiendo atrapar moléculas de agua entre las capas (hincharse), como es el caso de la montmorillonita. [18]

.La generación de cargas negativas en la superficie de las estructuras laminares se debe principalmente a: [13]

1. Distorsión de los bordes producto del proceso de conminución.
2. Situación isomórfica o diadojías como:
  - a. Reemplazo del  $Si^{4+}$  por  $Al^{3+}$  en la hoja tetraédrica.
  - b. Capa dioctádrica (dos cationes) al intercambiar  $Al^{3+}$  por  $Mg^{2+}$ ,  $Fe^{2+}$ , etc.

## 1.6 Efectos de las arcillas.

Como se indicó previamente, el proceso de flotación opera de manera eficiente y selectiva al controlar una serie de parámetros, tales como: flujo de aire, tamaño de partícula del mineral, concentración de reactivos, pH, entre otros. Estos se determinan dependiendo del tipo de mineral de interés con el cual se debe trabajar. Para el caso de un mineral calcopirítico el pH adecuado para que los reactivos utilizados, como es el caso del colector, incrementen su eficiencia y selectividad, se encuentran en el rango de 8 a 11. Esto se debe al fenómeno de oxidación superficial de las partículas al ser sometidas a un proceso de reducción de tamaño, lo que modifica su potencial zeta que tiene directa relación con el pH del medio, como se puede observar en la Figura 15.

Para el caso de la bentonita y la calcopirita, ambos presentan potenciales zetas similares en función del pH, lo cual tiene una implicancia directa en la selectividad del colector, ya que su afinidad con el mineral también se ve incrementada.

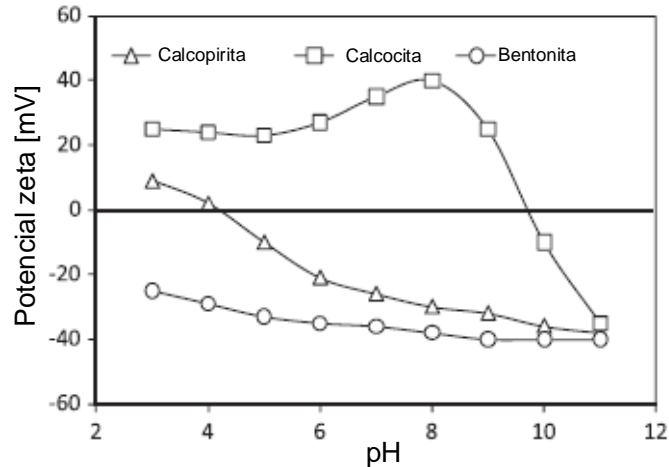


Figura 15. Efecto del pH en el potencial Zeta para los minerales de calcopirita, calcocita y bentonita. <sup>[19]</sup>

Como se estudió en el apartado anterior, este tipo de material tiene variados comportamientos dependiendo principalmente de su composición, estructura y carga superficial. Dependiendo del tipo de arcilla al cual corresponda, tendrá una implicancia en la recuperación y/o ley del concentrado de manera significativa para el proceso de flotación de mineral calcopirítico. <sup>[20]</sup>

Existen variados estudios que dejan en evidencia el efecto nocivo de estos minerales en la etapa de flotación, reduciendo la eficiencia y eficacia de este. Algunos de estos efectos corresponden a:

1. Recubrimiento de lamas en la superficie del mineral como también en las burbujas.
2. Incrementa el consumo de reactivo debido a su alta área superficial.
3. Incrementa la viscosidad de la pulpa.
4. Transfiere largas cantidades de minerales de arcilla en el concentrado durante las etapas Rougher y Scavenger.
5. Cambia la estabilidad de la espuma (aumenta o disminuyendo)

## CAPÍTULO II: ESTADO DEL ARTE.

### 1.6.1 Efectos de las arcillas en la recuperación y la ley de concentrado de cobre.

Para la etapa de flotación primaria (rougher), opera de manera eficiente bajo ciertos parámetros físico-químicos, destacándose el tamaño de partícula, flujo superficial de aire, velocidad de rotación, pH concentración de reactivos, etc. Pero la presencia de un mineral arcilloso no garantiza una buena recuperación y ley a pesar de operar en condiciones óptimas.

Un estudio realizado por Yanhong Wang et al. <sup>[21]</sup>, evaluó los efectos en la recuperación y ley de la flotación de un mineral calcopiritico. Para las pruebas utilizó un mineral con una ley de 0,43% Cu<sub>T</sub>, que presentaba especies mineralógicas tales como: calcopirita, pirita, moscovita, albita, dolomita, cuarzo y ganga con un tamaño de partículas (P<sub>80</sub>) de 106 [μm].

Con la finalidad de evaluar el comportamiento del proceso de flotación utilizó dos tipos de arcillas, las cuales corresponden a bentonita con una pureza de 63% en montmorillonita, 25% de albita y 12% en cuarzo, y caolinita la cual presentó una composición de 85% Q38 caolinita, 4% cuarzo y 11% moscovita, ambas con un 70% bajo los 10 [μm].

Wang <sup>[21]</sup> en este estudio, incremento paulatinamente la concentración de ambas arcillas por separado, como se muestra en la Figura 16, en la que se presenta el impacto que tuvieron estos minerales (arcillas) en el proceso de flotación, tanto en para la ley como en la recuperación.

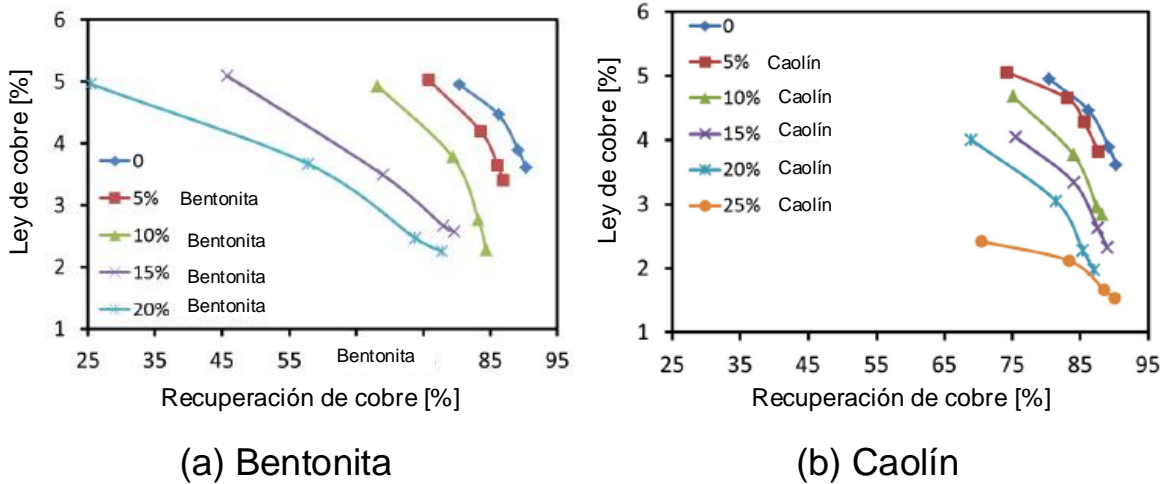


Figura 16. Efectos de la bentonita y el caolín en la recuperación y ley del concentrado de cobre en la flotación del mineral. [21]

Se observa que la bentonita (grafico “a”), al incrementar su concentración en el proceso de flotación, tiene un fuerte impacto en la recuperación, que baja drásticamente desde un 75% a un 25% aproximadamente, para el primer concentrado y para el concentrado final, bajó de 92% a un 79% (para un 20% de bentonita), sin embargo la ley, la cual se mantiene relativamente estable, a pesar del incremento de la concentración de bentonita en el primer concentrado, pero que posteriormente baja de 4% a 2,5%, aproximadamente.

En el caso del caolín (grafico “b”), se ve afectada principalmente la ley a diferencia de la Bentonita (para el concentrado inicial), llegando aproximadamente a una ley de 2,4% con concentraciones superiores a 25%, la recuperación fluctúa en un rango bastante acotado para las pruebas sin esta arcilla y con la máxima concentración utilizada para el concentrado final. No obstante que en el primer concentrado, la ley se ve afectada, bajando de 80% a un 70%, aproximadamente.

El fuerte impacto que presenta la bentonita en la recuperación y ley de concentrado del mineral calcopirítico se debe principalmente al cambio en la viscosidad de la pulpa, debido a que este mineral de arcilla al presentar una distancia mayor entre

capas u hojas, facilita la penetración de las moléculas de agua entre ellas, lo que resulta un una hinchazón intercrystalina, lo que permite una fuerte interacción y formación de agregados. Al incrementar la viscosidad, se inhibe la probabilidad de colección particular-burbuja al reducirse la movilidad de estas en la pulpa. [22] En cambio el caolín tiene poca influencia en la viscosidad de pulpa por ende en la recuperación su efecto también será bajo, no obstante, si disminuye la ley de cobre, lo que significa que fue arrastrado hacia el concentrado ensuciándolo. Este fenómeno se produce porque este mineral arcilloso se dispersa con los otros sólidos (en bajas concentraciones), por lo tanto tienen mayor probabilidad de transferirse de la fase de colección a la de espuma y ser recolectada en el concentrado. [23]

### 1.6.2 Efectos en la reología de pulpa.

Wang [21] en el mismo estudio del apartado anterior, verificó el comportamiento reológico de la pulpa en presencia de estas arcillas. Para esto, comparó como influyen ambas arcillas en la viscosidad aparente, al incrementar la concentración de estas hasta un 25% en peso, como se muestra en la Figura 17.

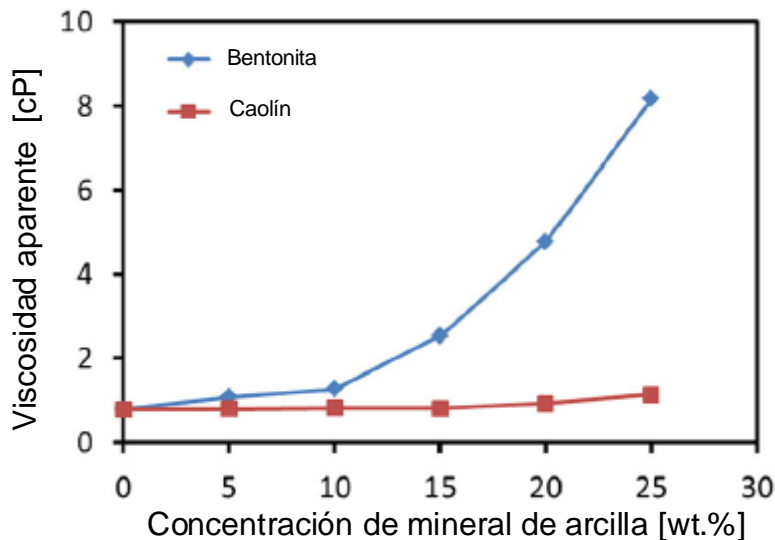


Figura 17. Viscosidad aparente en función de la concentración de mineral de arcilla con velocidad de corte de  $100 \text{ [s}^{-1}\text{]}$ . [21]

Al observar la Figura 17, se aprecia claramente un incremento exponencial en la viscosidad de la pulpa en presencia de bentonita en una concentración superior al 10% en peso. En cambio, al incrementar la concentración de caolín, solo se aprecia un leve incremento de la viscosidad para concentraciones superiores al 20%.

Los minerales de arcilla con una estructura de capa 2:1 (caso de la bentonita) son más reactivos que los que tienen una estructura 1:1 (como el caolín). Este fenómeno se debe a que los minerales con estructura 2:1 contienen cationes de intercambio iónico tales como,  $Na^+$ ,  $Mg^{2+}$  y  $Ca^{2+}$ , se hidratan fuertemente en presencia de agua, lo que altera de manera significativa la reología de la pulpa al aglomerarse. [24] En cambio el Caolín, tiene una reactividad química baja y su capacidad de intercambio aniónico es generalmente mayor que la catiónica por lo que tiende a dispersarse y no hidratarse.

Este comportamiento es ratificado por un estudio realizado por Ming Zhang y Yongjun Peng [25], quienes utilizaron un mineral con una ley del 0.7%  $Cu_T$  del cual un 80% está asociado a cobre secundario y calcopirita con un P80 de 212 [ $\mu m$ ]. Mientras que las arcillas utilizadas corresponden a bentonita con una pureza del 63% en montmorillonita, 25% albita y 12% cuarzo; caolín con un 85% Q38 caolinita, 4% cuarzo y 11% moscovita; y Snobrita con un 91% caolinita, 4% cuarzo y 11% moscovita.

Ellos evaluaron y compararon como se relaciona el incremento de la viscosidad con la baja en la recuperación al incrementar el porcentaje de arcillas, como se muestra en la Figura 18.

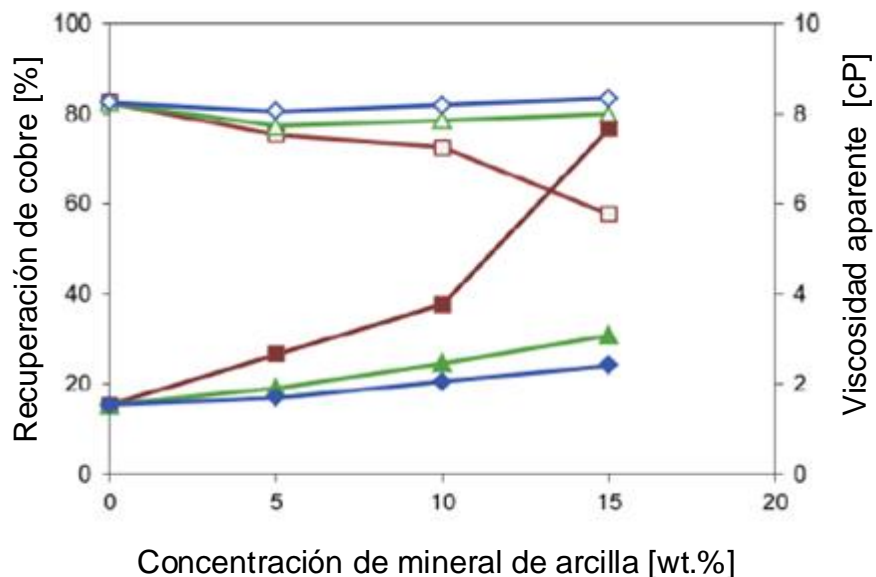


Figura 18. Efecto del mineral de arcilla sobre la recuperación de cobre y la viscosidad aparente: snobrite (◇), Q38 (Δ), bentonita (□). [25]

En la Figura 18, se verifica que el incremento exponencial en la viscosidad para la bentonita, pero además se relaciona este incremento con una baja significativa en la recuperación de cobre llegando a disminuir desde de sólido 81% a un 59% al incrementarse la viscosidad de pulpa a casi un 7,6 [cP] para un 15% en peso. Mientras que para las arcillas correspondientes al grupo del caolín (caolín y snobrita), también se ven efectos similares al estudio previo, variando en menor grado la viscosidad y manteniéndose relativamente estable la recuperación de cobre.

### 1.6.3 Efecto de la interacción de las arcillas y reactivos de la flotación.

- **Modificadores de pH.**

Para el proceso de flotación convencional, se utilizan variados reactivos que tienen como objetivo regular el pH de la pulpa, con la finalidad de lograr una condición óptima de operación. Pero la interacción de estos reactivos con minerales arcillosos puede generar cambios reológicos en la pulpa de mineral.

Un estudio realizado por Nestor Cruz et al. <sup>[26]</sup> evaluó como es afectado reológicamente el proceso de flotación al interactuar un mineral de arcilla con distintos reactivos utilizados para mejorar la eficiencia y selectividad de esta etapa. Para esto utilizó dos minerales de arcillas, los cuales corresponden a:

- Bentonita: 63% montmorillonita, 25% albita y 12% cuarzo.
- Caolín: 85% Q38 caolinita, 4% cuarzo y 11% moscovita.

Se observó mediante reogramas como se altera la reología de la pulpa, al modificar el pH natural a un valor de pH=10 utilizando  $NaOH$ , cal y  $Na_2CO_3$ , a distintas concentraciones de arcillas.

Los siguientes reogramas (Figura 19 y Figura 20), muestran el esfuerzo de corte en función de la velocidad de cizalle, al incorporar los modificadores de pH, con una concentración de 5% y 10 % en peso de bentonita.

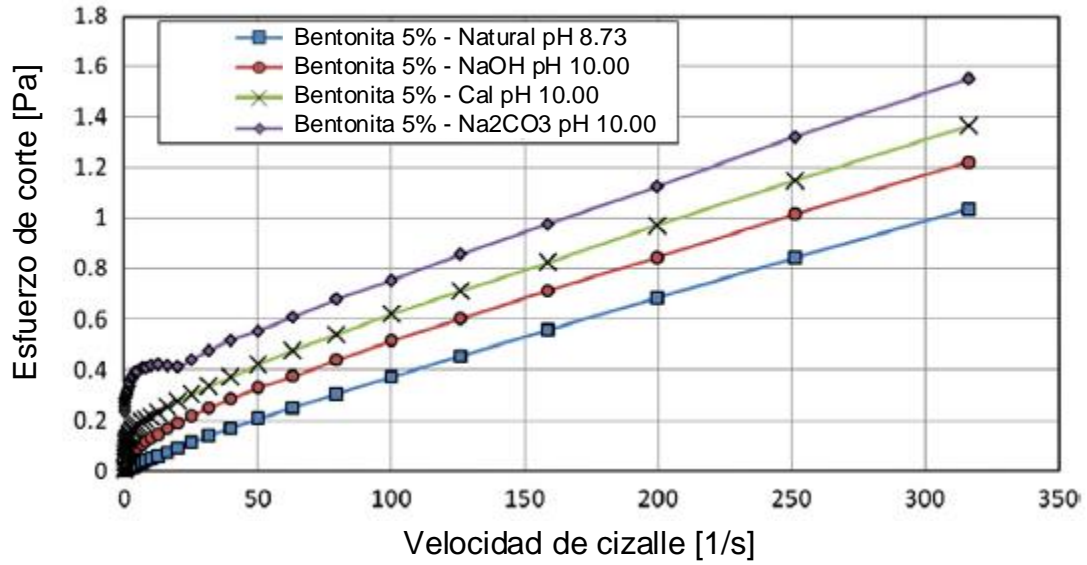


Figura 19. Reograma de suspensión de bentonita a una concentración de 5% en peso, con diferentes modificadores de pH. [26]

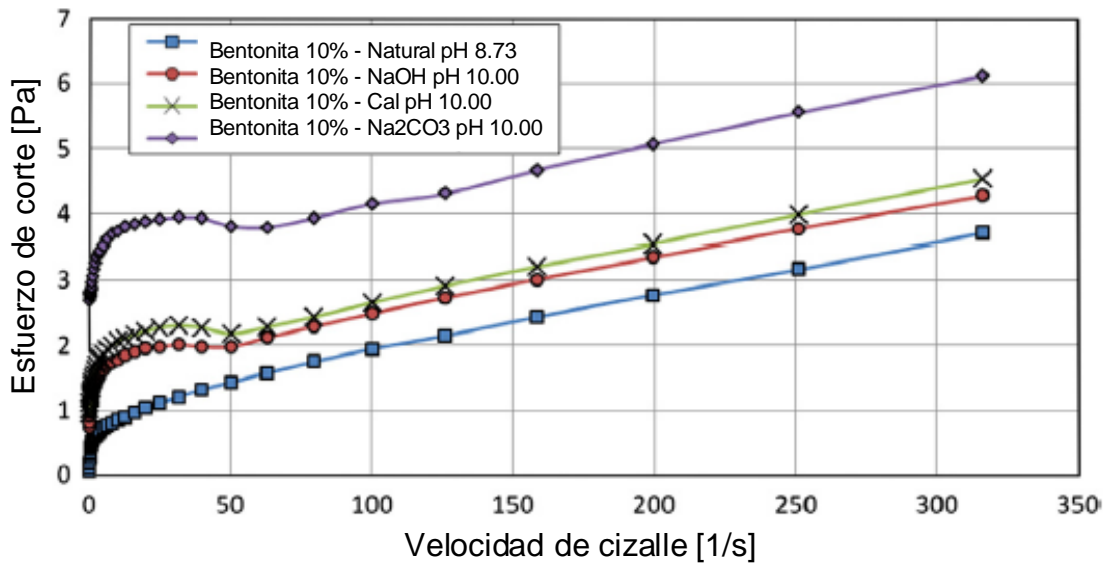


Figura 20. Reograma de suspensión de bentonita a una concentración de 10% en peso, con diferentes modificadores de pH. [26]

Para el caso del primer reograma con una concentración de 5% en peso, se tiene un comportamiento newtoniano, pero al ajustar el pH a 10 con los reactivos  $NaOH$  y  $Na_2CO_3$ , se genera un cambio en el comportamiento del fluido newtoniano (lineal) a no-newtoniano (no lineal). Al incrementar la concentración en 10% en peso, la pulpa a pH natural ya presenta un comportamiento no newtoniano, el cual se ve sumamente intensificado con la presencia de cualquiera de los modificadores utilizados, siendo el  $Na_2CO_3$  el más nocivo. Este fenómeno puede estar asociado con la activación de la bentonita en presencia de inorgánicos como el  $Na_2CO_3$  debido a la capacidad de intercambio catiónico que activa fuertemente la capacidad de hinchamiento y plasticidad. [27]

Un fluido newtoniano corresponde a un fluido para cuya viscosidad (resistencia a fluir) puede considerarse constante en el tiempo y distintas magnitudes de tensión. Al ser representado mediante una curva de esfuerzo de corte en función con la velocidad de cizalles (reogramas), se observar como una recta que pasa por el origen. Por el contrario un fluido no newtoniano, es aquel que varía su viscosidad al presentar un gradiente de tensión, lo que se traduce en un incremento en su viscosidad proporcional al estrés al que se somete.

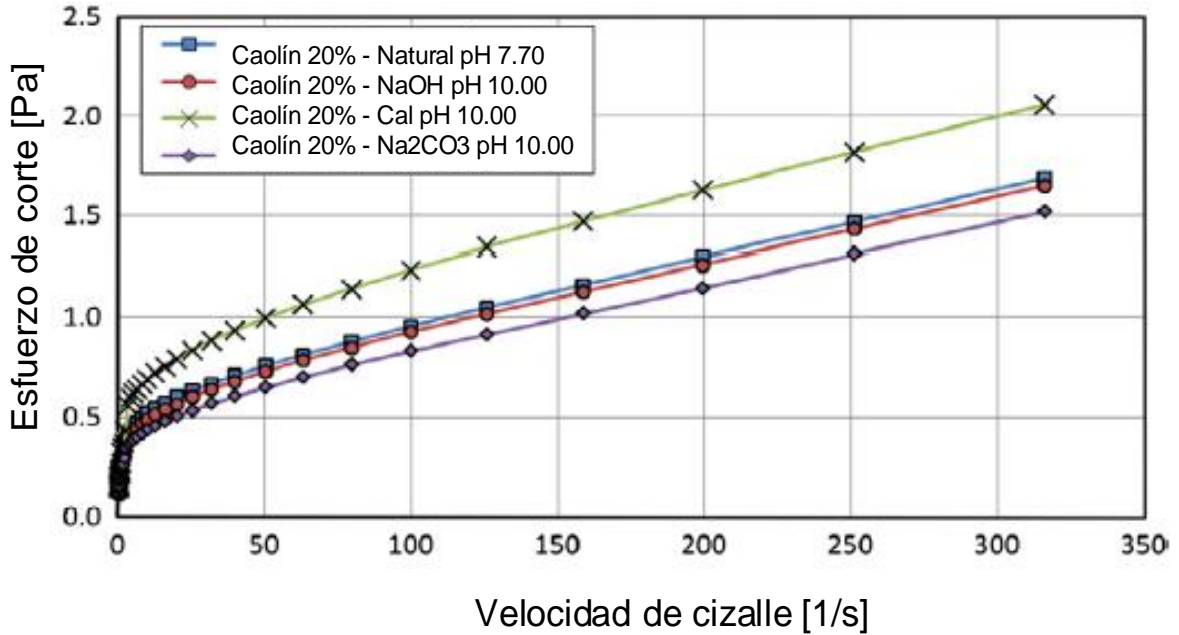


Figura 22) corresponden a los efectos en el esfuerzo de corte en función de la velocidad de cizalle con presencia de caolín para concentraciones de un 10% y 20% en peso, utilizando los mismos reactivos que con la bentonita.

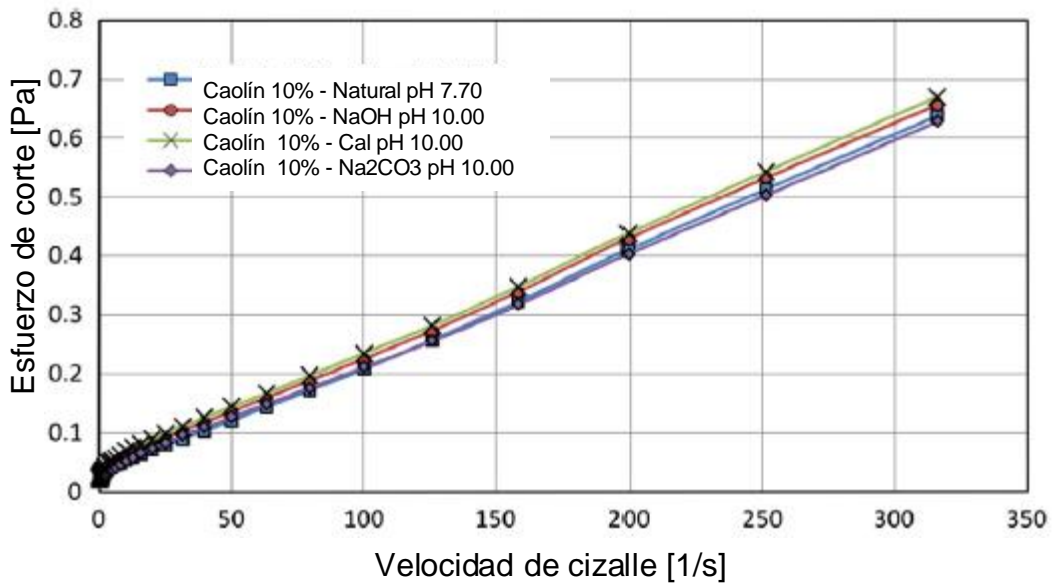


Figura 21. Reograma de suspensión de caolín a una concentración de 10% en peso, con diferentes modificadores de pH. [26]

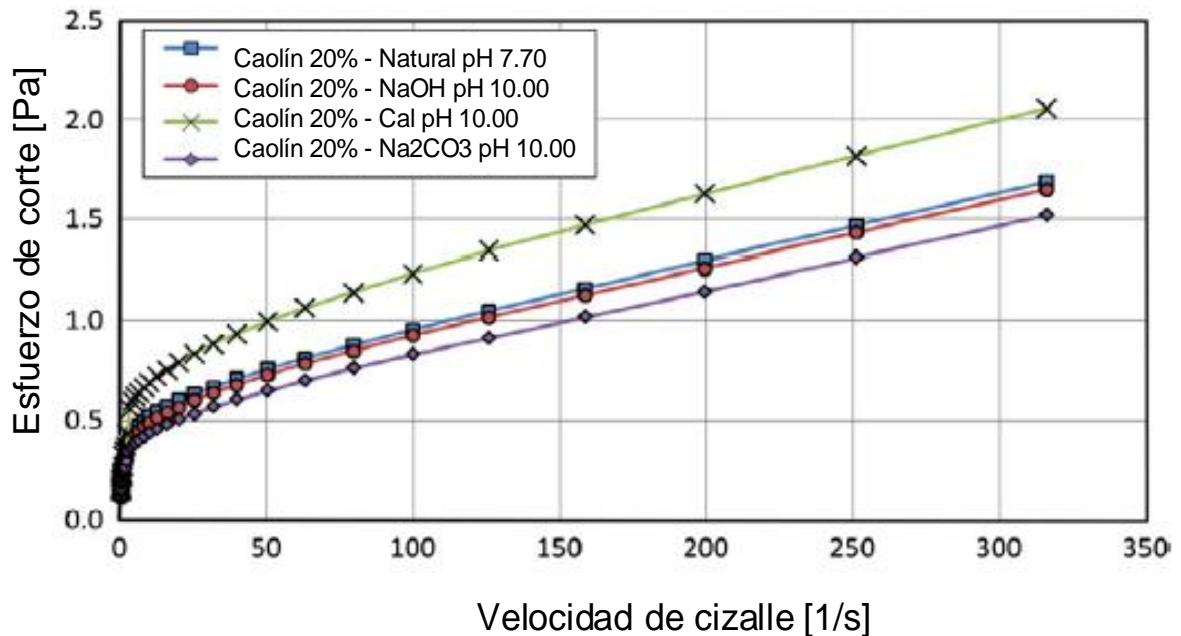


Figura 22. Reograma de suspensión de caolín a una concentración de 20% en peso, con diferentes modificadores de pH. [26]

Para una concentración de un 10% en peso de caolín, la presencia de los modificadores de pH no tiene un efecto significativo en la reología de pulpa, la que se mantiene dentro de un rango relativamente acotado y con un comportamiento newtoniano. Pero en cambio, para una concentración mayor de esta arcilla (20% en peso) la presencia de  $NaOH$  no tiene mayor impacto, pero si los tienen la cal y el  $Na_2CO_3$ . La Cal a diferencia del  $Na_2CO_3$  incrementa la viscosidad de la pulpa por lo que favorece un comportamiento no-newtoniano, debido a que los cationes multivalentes de  $Ca^{2+}$  son más fuertemente atraídos por las partículas de arcilla que los cationes monovalentes como el  $Na^+$ , lo que implica la formación de geles producto de la coagulación de estos. Por lo que el  $Na_2CO_3$  favorece el fenómeno de dispersión en la pulpa. [28]

- **Colector.**

Dentro del mismo estudio realizado por Cruz [26] también se estudió el comportamiento reológico de la pulpa en presencia del colector a distintas concentraciones (0, 50, 100 y 150 [g/t]) y con distintos contenidos de arcillas (bentonita y caolín con una composición definida con anterioridad). En la

Figura 23 y

Figura 24 se muestran los reogramas para una concentración de bentonita y caolín, de 20% y 8% en peso, respectivamente.

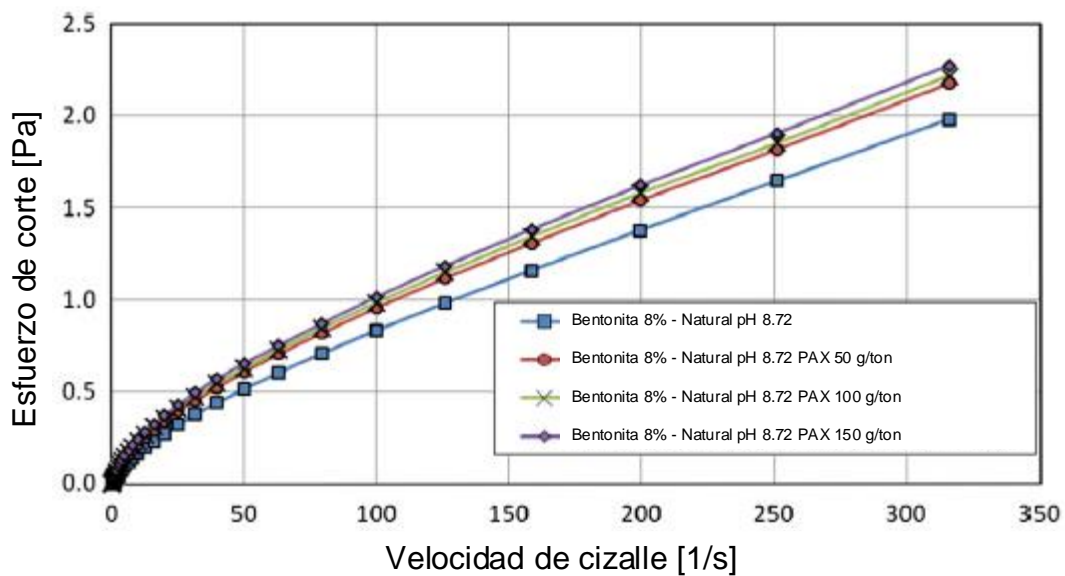


Figura 23. Reograma de suspensión de bentonita a una concentración de 8% en peso variando la concentración de colector PAX. [26]

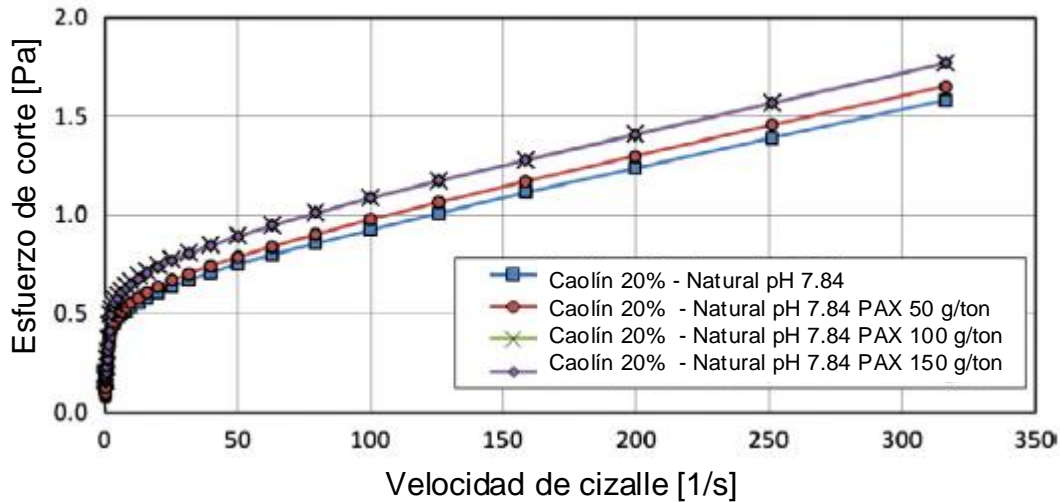


Figura 24. Reograma de suspensión de caolín a una concentración de 20% en peso variando la concentración de colector PAX. [26]

Para ambos minerales de arcilla, se puede observar un ligero incremento del comportamiento no-newtoniano, al incrementar la concentración del colector hasta los 150 [g/t] a partir de la línea base. Para el caso de la bentonita, con una concentración de 8% en peso, comienza a presentar un comportamiento no lineal sin la presencia del colector. Este comportamiento no-newtoniano, se ve ligeramente potenciado al incorporar el reactivo, pero no es un cambio verdaderamente significativo ya que a la máxima concentración del PAX (150 [g/t]) el esfuerzo de corte se incrementa de 2.0 [Pa] a 2.3 [Pa] aproximadamente para una velocidad de cizalle de 320 [s<sup>-1</sup>]. Este comportamiento se repite en presencia de caolín, afectando de manera leve la reología de pulpa.

Este comportamiento de la pulpa en presencia de este reactivo se debe a ciertos tensioactivos aniónicos, el dodecil sulfato de sodio y el lauril sulfato de amonio que puede reducir la viscosidad de la solución en presencia de arcillas, producto de la ruptura de las partículas floculadas (mineral de arcilla hidratado). En concentraciones elevadas, se produce un efecto contrario, al generarse micelas, las que actúan como reticulaciones entre las partículas de mineral.

- **Espumante.**

Al igual que con el uso de los colectores, Cruz <sup>[26]</sup> dentro de la misma investigación, estudio la implicancia que tienen los espumantes (Interfroth 6500) en el comportamiento reológico de la pulpa a diferentes concentraciones (30, 60 y 100 [g/t]) en presencia de minerales de arcilla. Las siguientes figuras (

Figura 25 y

Figura 26) muestran los reogramas para concentraciones de bentonita y caolín de 8% y 20% en peso, respectivamente.

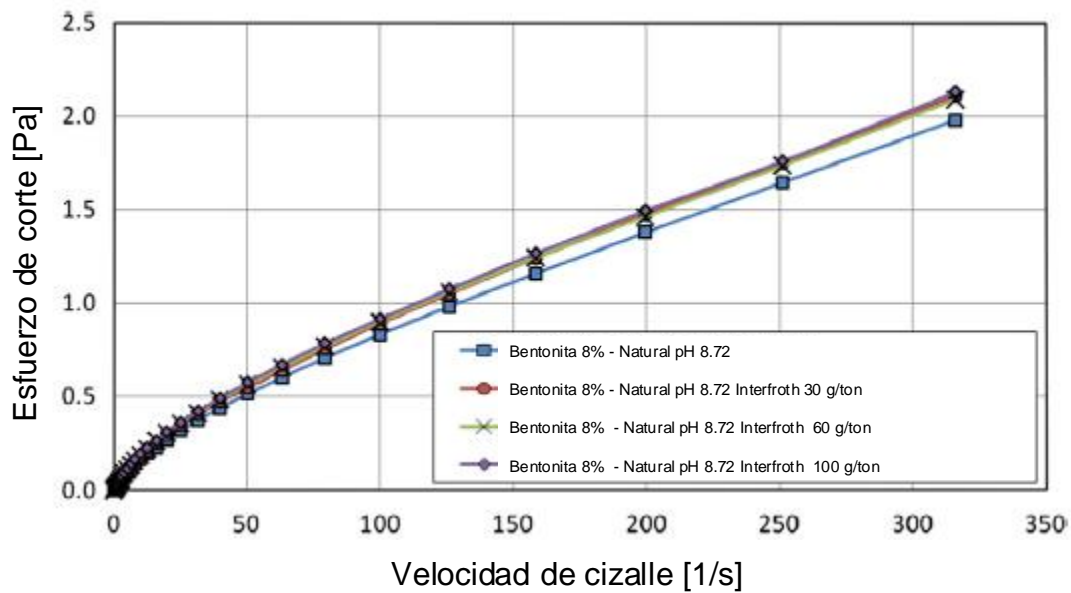


Figura 25. Reograma de suspensión de bentonita a una concentración de 8% en peso, variando la concentración de espumante Interfroth 6500. <sup>[26]</sup>

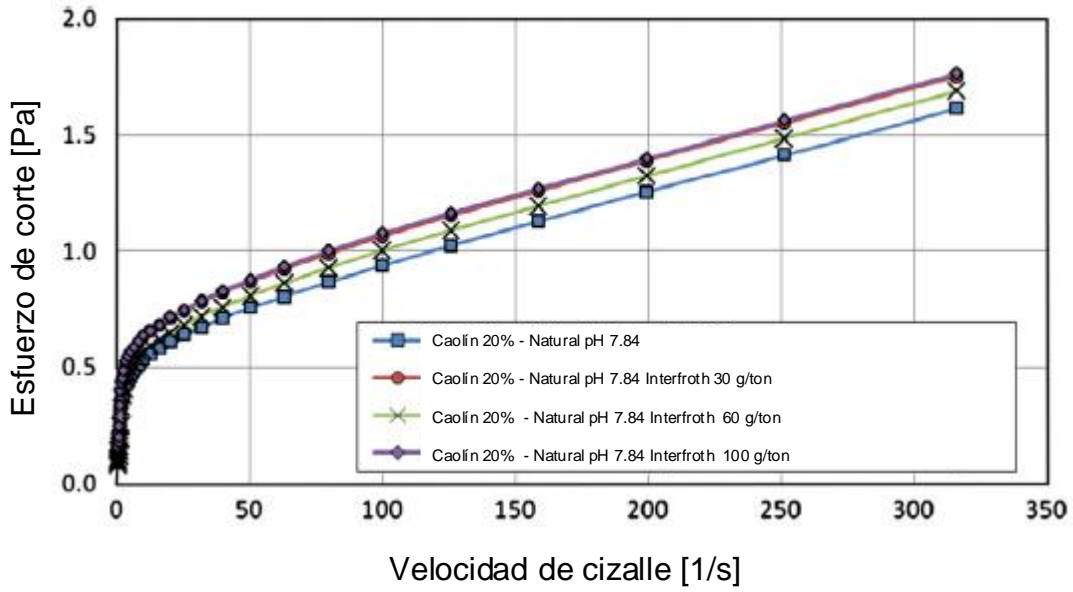


Figura 26. Reograma de suspensión de caolín a una concentración de 20% en peso, variando la concentración de espumante Interfroth 6500. [26]

De manera similar al colector PAX, el espumante Interfroth 6500 para un 8% de bentonita, muestra un leve incremento en el comportamiento no-newtoniano. Este fenómeno se repite para el mineral de caolín con una concentración de 20% en peso.

De manera similar que con el colector, este pequeño cambio reológico se debe a la generación de micelas, las que actúan como reticulaciones entre las partículas de mineral.

## **CAPITULO III: TRABAJO EXPERIMENTAL**

### **1.7 Materiales**

#### **1.7.1 Mineral**

El mineral utilizado en el estudio es de la División Andina de CODELCO (DAND). De este mineral, aproximadamente el 30% se trata en la planta a través de chancado primario, dirigiéndose finalmente a la línea de molienda SAG. Por otro lado, el 70%, es reducido de tamaño en una serie de chancados convencionales y molinos de bola y barras. Para las pruebas en laboratorio, el mineral proveniente de planta fue preparado usando molienda y clasificado, para lograr un  $P_{80}$  necesario para las pruebas de flotación.

Un análisis químico de la mineralogía realizado, determino que la ley de mineral corresponde a 1,28%  $Cu_T$  y a 5,6%  $Fe_T$  (para más detalles, ver ANEXO A: y ANEXO B:)

#### **1.7.2 Arcilla: bentonita y conglomerado**

Como se ha mencionado en los apartados anteriores, existe una gran variedad de minerales de arcillas, las cuales tienen distintos comportamientos durante el proceso de flotación de mineral de cobre, lo que depende principalmente de sus características físico-químicas. Las propiedades físicas son atribuidas a la forma en que se agrupan las estructuras laminares que componen las arcillas (láminas tetraédricas principalmente de silicio-oxígeno y láminas octaédricas compuestas por generalmente de oxígeno-aluminio) que en su gran mayoría son ordenadas con una distribución 2:1 (dos laminas tetraédricas y una octaédrica) y 1:1 (una tetraédrica y una octaédrica). Mientras que las propiedades químicas dependen de las cargas

superficiales que presenten estos minerales, las que otorgan la capacidad de captar moléculas de agua entre sus capas.

Estos minerales de arcilla se encuentran con mayor recurrencia a medida que las explotaciones mineras avanzan en los yacimientos mineralógicos, encontrándose una amplia variedad de arcillas en una misma excavación. Es por esta razón que el mineral de arcilla que se utilizó para el procedimiento experimental, consistió en bentonita correspondiente al grupo de las Esmectitas y a un conglomerado de arcillas proveniente de la División Andina de CODELCO.

El análisis mineralógico de la ganga indicó que la composición de la bentonita fue un 51.7% de óxido de silicio ( $SiO_2$ ), 4.68% de óxido de aluminio ( $Al_2O_3$ ), 5.94% de óxido de hierro ( $Fe_2O_3$ ), 0.022% óxido de manganeso ( $Mn_2O_3$ ), un 0.078% de óxido de calcio ( $CaO$ ), 0.03% de óxido de magnesio ( $MgO$ ), 0.52% de óxido de titanio ( $TiO_2$ ) y 0.018% de óxido de potasio ( $K_2O$ ) y un tamaño de partícula inferior a 10 [ $\mu m$ ].

El conglomerado proveniente de DAND, mediante un análisis mineralógico por QUESCAM presentó una composición de 0.24% montmorillonita, 6.49% cloritas, 7.26% biotitas, 15.42% moscovita, 0.35% caolinita y además de 0.46% de cobre, 7.3% hierro, 0.005% de molibdeno, 30.85% cuarzo con un tamaño de partícula  $P_{80} = 66$  [ $\mu m$ ].

### **1.7.3 Reactivos**

El colector usado para este estudio corresponde a Hostafloc X 023, utilizado ampliamente en la industria minera. El nombre químico del producto es Isopropil Etil Tiocarbamato y se presenta como un reactivo de pureza técnica. La densidad del colector a temperatura ambiente es de 0,99 [g/mL] y se utilizó según requerimiento de Codelco División Andina, una concentración de 22 [ppm] y para pruebas posteriores se varió a 33 [ppm], 44 [ppm] y 66 [ppm].

El espumante utilizado correspondió al producto Metil Isobutil Carbinol de la variedad MIB-C. Su densidad a temperatura ambiente fue de 0,808 [g/mL] y se adicionó una concentración correspondiente a 14 [ppm]. Para pruebas posteriores se utilizaron concentraciones de 21 [ppm], 28 [ppm] y 42 [ppm].

Se utilizó cal viva ( $CaO$ ) como reactivo modificador de pH tanto en la etapa de acondicionamiento de la pulpa como en la etapa de flotación. Para ello, se adicionó cualitativamente sucesivas cantidades de  $CaO$  hasta lograr un pH estable de 10 en ambas etapas del proceso (acondicionamiento y flotación).

## **1.8 Descripción de equipos**

### **1.8.1 Chancado, molienda y clasificación**

En chancado primario se utilizó el chancador de Mandíbulas de laboratorio. Se trabajó con una apertura de boca de chancador de 7x2 [cm] y con una tasa de entrada de mineral de 5 [kg/min].

En chancado secundario, se utilizó un Chancador de Cono a escala de laboratorio. Se trabajó con una apertura de 8 [mm] y con una tasa de alimentación de mineral de 4 [kg/min].

En la etapa de molienda seca, se utilizó un molino de bolas sin lifter, a escala de laboratorio con las siguientes medidas características: 22,5 [cm] de largo y 17,1 [cm] de diámetro interno. El mineral obtenido como producto de chancado secundario se ingresa a molienda seca con una carga de 1,8 [kg] para cada molienda considerando un nivel de llenado de un 40%. Como medio de molienda se utilizó bolas de acero de 1 [pulg] de diámetro y con una masa de 9735 [g], equivalente a 144 bolas, aproximadamente.

La cinética de molienda determinó los valores de  $P_{80}$  a diferentes tiempos, con la finalidad de determinar el tiempo necesario para obtener el tamaño granulométrico

deseado. Este procedimiento se realizó a los siguientes tiempos; 3, 6, 9, 12 y 15 minutos. (Cálculo de parámetros de molienda seca en ANEXO A:).

Para definir la distribución granulométrica a los tiempos mencionados, se utilizó un Ro-Tap y un set de mallas Tyler correspondientes a: 30, 40, 50, 70, 100, 140, 200, 230. Para el análisis granulométrico los tamices fueron ordenados comenzando con el de mayor abertura (menor número de malla) hasta llegar al con la menor abertura de rejilla (mayor número de malla) y se programó el Ro-Tap en 6 minutos en intervalo continuo con una amplitud de 2,5 [mm] para una masa de mineral de 150 [g].

Posteriormente los tamices son separados y limpiados cuidadosamente, anotando la masa retenida en cada uno de ellos, con lo que se obtienen las distribución granulométricas y su correspondiente  $P_{80}$ . (Imágenes de los equipos en ANEXO C:)

### **1.8.2 Flotación**

Se utilizó una máquina de flotación de laboratorio Edemet Agitair modificada. Para ello, se utilizó una celda de flotación de etapa rougher con dimensiones de 11.9 [cm] de alto, 11.9 [cm] de ancho y 11.9 [cm] de largo con capacidad nominal de 1.7 [L]. Se estableció que el volumen efectivo (volumen de celda menos placas estabilizadoras) el cual correspondió a la celda sin impeler fue de 2705 [ml]. Finalmente, el volumen útil (volumen efectivo menos volumen del impeler) para la pulpa, agregando 1 [cm] de altura de espuma, corresponde a 1529 [mL].

Los parámetros que se utilizan en la flotación batch son constantes para todos los experimentos. El tiempo de acondicionamiento fue de 7 minutos, los cuales fueron determinados en el estudio realizado por Claudio Morales en su trabajo de Título <sup>[29]</sup> a 700 RPM para la flotación. El porcentaje de sólidos será de 30% correspondiente a 565 [g] de mineral y un volumen de agua de 1,32 [L]. (Cálculos de parámetros de flotación en ANEXO A:).

### **1.8.3 Filtración**

Para el caso de la filtración de pulpa, tales como producto de molienda, lamas y relave, se utilizó un filtro de prensa, donde se procedió a filtrar con 70 [Psi] de presión, obteniéndose una torta de mineral.

Por otro lado, para la filtración de los concentrados coleccionados en las distintas bandejas, se utilizó un sistema de filtrado a través de kitasato, embudo Büchner, bomba de vacío y papel filtro de porosidad media.

### **1.8.4 Secado de las muestras**

El secado de las muestras fue realizado en una estufa de laboratorio a una temperatura de 40 [°C] durante 12 h. Se definió esta temperatura para evitar cualquier tipo de oxidación del material obtenido como producto de flotación.

## **1.9 Análisis químico de líquidos y sólidos**

### **1.9.1 Ataque químico de líquidos**

Para el ataque químico fue necesario utilizar los siguientes reactivos: ácido nítrico ( $HNO_3$ ), ácido clorhídrico ( $HCl$ ), ácido sulfúrico ( $H_2SO_4$ ) y agua destilada.

Además de los reactivos, se utilizaran placas calefactoras, campana de gases de laboratorio, vasos precipitados de 250 [mL] para la adición tanto del mineral a analizar como de los reactivos, vidrio reloj, embudos analíticos, papel filtro del tipo 5B, matraz aforado de 100 [mL] y frascos para guardar muestras.

Finalmente, se utilizaron matraces de aforados de 100 [mL] y de 25 [mL] para realizar las correspondientes diluciones a las muestras líquidas para posteriormente ser leídas en equipo de espectrometría absorción atómica.

### **1.9.1 Análisis químico de sólidos**

El mineral proveniente DAND fue caracterizado por la empresa SGS Chile a través de QUESCAN, con lo que se determinó la composición y características mineralógicas de las muestras extraídas.

## **1.10 Procedimiento experimental**

### **1.10.1 Preparación de las muestras minerales**

Se procedió a cuantificar la densidad del mineral procedente de DAND, para lo cual se taro en una balanza analítica un picnómetro, el cual posteriormente se pesó con material hasta llegar a los 4 [g] aproximadamente, y nuevamente el mismo picnómetro con el material y etanol. Como paso siguiente se limpia el picnómetro para obtener la densidad de la parafina. Finalmente, se estableció que la temperatura del agua destilada fue de 22 [°C]. En último lugar, se determinó que la densidad del material fue de 2,68 [t/m<sup>3</sup>]. (Cálculo de Densidad se encuentran en ANEXO A:).

Por otro lado el material pasante de 10# Tyler fue homogeneizado a través de la técnica de roleo, efectuando esta operación 50 veces previo a cada separación representativa. Luego de lo anterior, el mineral fue separado en muestras representativas con el método de cuarteo hasta obtener la masa necesaria para la molienda seca. La cantidad de masa obtenida fue de 1940 [g].

### **1.10.2 Cinética de molienda**

Con la muestra representativa de mineral se determinó la cinética de molienda, se pesó una masa de bolas de 9579 [g]. Se procedió a moler el mineral a distintos tiempos, con el objetivo de establecer la cinética de molienda. Los tiempos usados en este caso en particular fueron 3, 6, 9, 12, 18, 24 y 30 minutos.

### **1.10.3 Deslamado de la molienda**

Conocida la cinética de molienda y determinado el tiempo requerido (dado por DAND) para lograr de 190 [ $\mu\text{m}$ ], se procede con la molienda del mineral. El contenido del molino fue separado (mineral y bolas), y se procedió a realizar el deslame por medio de tamiz 325# Tyler. Se procedió a lavar el material con agua, con el objetivo de arrastrar las partículas que posean una granulometría menor a 45 [ $\mu\text{m}$ ]. Se comprueba que no existe material pasante, cuando el agua se percibe transparente.

### **1.10.4 Flotación de mineral**

Obtenida la cantidad de material suficiente para entrar a la etapa de flotación, se realizó un roleo al total de material disponible, con el objetivo de asegurar su representatividad.

Primeramente se instaló el impeler en la estructura de la celda, luego, se agregó el volumen de agua a la celda especificado y dado según los parámetros de operación de flotación. Por otro lado, se calibró el pH-metro con las soluciones correspondientes para pH básico, esto es, soluciones buffer de pH 7 y 10, finalmente se instaló el pH-metro en un vértice de la celda de flotación.

De manera consiguiente se programa el equipo para establecer los parámetros de manera digital como: Tiempo de acondicionamiento, tiempo de flotación, RPM en acondicionamiento, RPM en flotación.

Ya programados estos parámetros se procedió a iniciar el tiempo de acondicionamiento correspondiente a 10 minutos, de los cuales los primeros 3 minutos se realiza la regulación de pH mediante la adición de CaO, al finalizar este tiempo, inmediatamente se añade los reactivos (colector y espumante) a través de micropipeta con un rango volumétrico entre 10 y 100 [µm]. Este procedimiento se llevó a cabo durante 7 minutos.

Una vez finalizado el tiempo de acondicionamiento, se comienza el proceso de flotación para el cual se dispuso de 8 bandejas, con las cuales se recolectó el concentrado obtenido para los distintos tiempos. Para una óptima colección del material, se arrastró manualmente con la utilización de paletas aproximadamente cada 5 segundos.

Por otro lado, la altura de espuma y el pH fueron regulados de manera manual por medio de una solución de lechada de cal, previamente calibrada a pH=10.

Al finalizar el proceso, se procedió a extraer el impeler y el pH-metro para poder retirar el relave retenido en el interior del equipo, el cual se vació en un balde para ser filtrado y secado.

Finalmente, el contenido de las bandejas se filtró en sistema de filtrado compuesto por kitasato, embudo Büchner, bomba de vacío y papel filtro. Finalmente, se pasó a secado en estufa a 40 [°C] con un tiempo de residencia de 12 h.

En último lugar, se procedió a realizar análisis de ley de cobre total a través de ataque químico disponiendo de  $HNO_3$ ,  $HClO_4$ , agua destilada y  $HCl$ . El procedimiento fue explicado en el punto 4.3.1.

### 1.10.5 Cinética de flotación

Se tomaron muestras a los siguientes tiempos en cada experimento: 30 [s], 1 [min], 1.5 [min], 3 [min], 6 [min], 9 [min], 12 [min], 15 [min].

- ***Variación de la concentración de bentonita***

En esta prueba consistió en evaluar el efecto que tienen diferentes concentraciones de arcillas de bentonita en la recuperación del mineral cobre.

- Concentración de reactivos de colector y espumante constantes en 22 [ppm] y 14 [ppm] respectivamente, a un pH=10.
- Concentración de arcillas: 5%, 10% y 15% correspondientes a 28 [g], 57 [g] y 85 [g] respectivamente.

- ***Variación de la concentración de conglomerado proveniente de Andina***

Al igual que en la prueba anterior, esta prueba consistió en evaluar el efecto que tienen diferentes concentraciones de arcillas en la recuperación del mineral cobre.

- Concentración de reactivos de colector y espumante constantes en 22 [ppm] y 14 [ppm] respectivamente, a un pH=10.
- Concentración de arcillas: 5%, 10% y 15% correspondientes a 28 [g], 57 [g] y 85 [g] respectivamente.

- ***Consumo de colector para bentonita y conglomerado proveniente de DAND***

Al obtener el efecto que tienen los minerales arcilla en la recuperación metalúrgica del mineral del mineral calcopiritico, se estudió la incidencia de la concentración de colector, para una concentración de mineral del arcilla de un 10% en peso. Debido a que a esta concentración de arcilla, se aprecian efectos considerables en la recuperación metalúrgica de cobre, como se estudió en los apartados anteriores, debido al impacto en la viscosidad de pulpa para el caso de la bentonita y el arrastre hacia el concentrado en el caso de las arcillas de grupo de las caolinitas.

Para estas pruebas se procedió de la siguiente manera:

- Concentración constante de arcilla (10% en peso).
- Flotación con distintas concentraciones de colector (concentración de espumante de 14 [ppm] y pH=10, constantes): 33 [ppm], 44 [ppm] y 66 [ppm].

- ***Efecto del espumante en presencia bentonita y conglomerado proveniente de DAND***

Para estas pruebas se utilizó la misma concentración de arcilla correspondiente a un 10% debido a las implicancias que tienen las arcillas a esta concentración como se mencionó en el apartado anterior. Para las pruebas se realizaron a concentraciones constantes de colector y modificador del pH. La concentración de espumante está dada por:

- Flotación a concentración de espumante: 21 [ppm], 28 [ppm] y 42 [ppm].

- ***Efecto del tamaño de partícula***

Para finalizar se evaluó el efecto que tiene el tamaño de partícula en la flotación de minerales en presencia de arcillas.

Para estas pruebas se variaron el tamaño de partículas del mineral y se evaluaron el efecto que tiene en la recuperación de cobre en función del tiempo.

- Flotación a tamaños: 160 [µm], 190 [µm], 210 [µm] y 230 [µm].

## **CAPÍTULO IV: RESULTADOS EXPERIMENTALES Y DISCUSIÓN**

A continuación se presentan los resultados de este trabajo de investigación los cuales son referidos en una primera sección a las pruebas preliminares, las cuales corresponden a la cinética de molienda y a la flotación preliminar del mineral de cobre y posteriormente en una segunda parte se presentan la evaluación del mineral de bentonita y el conglomerado proveniente de DAND, efecto del colector, espumante y análisis del tamaño de partícula.

### **1.11 Pruebas preliminares**

#### **1.11.1 Curvas cinética de molienda**

La cinética de molienda se realizó con la finalidad de obtener el tiempo óptimo de molienda para un  $P_{80}$  de 190 [ $\mu\text{m}$ ] dado por DAND. La

Figura 27 presenta el porcentaje acumulado pasante ( $P_{80}$ ) dado en micrones, porcentaje de lamas (partículas inferiores a 43 [ $\mu\text{m}$ ]), en función del tiempo experimental (desde 0 a 30 minutos).

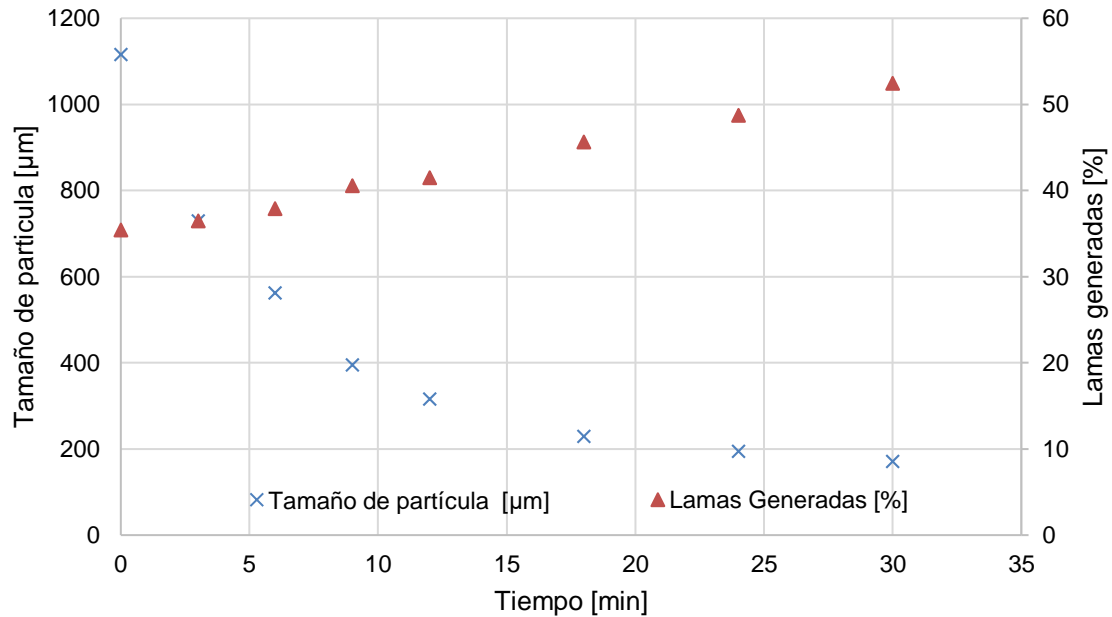


Figura 27. Efecto del tiempo de molienda en tamaño de partícula (P<sub>80</sub>) y las lamas generadas.

En la Figura 27 se puede observar que el P<sub>80</sub> correspondiente a la alimentación a la operación unitaria de molienda seca (a tiempo cero), presenta una granulometría de aproximadamente 1100 [μm]. A los 25 minutos de molienda, se logra el tamaño de partícula requerido por DAND el cual corresponde a los 190 [μm]. Se puede observar una disminución para el 80% pasante a medida que se incrementa el tiempo de molienda. Por ejemplo para los 12 [min] de molienda, se obtiene un tamaño de partícula (P<sub>80</sub>) de 310 [μm], es decir, se reduce la partícula en un 71,7% mientras que a los 30 minutos de molienda el P<sub>80</sub> es de 170 [μm], por lo que la partícula se reduce a un 84,7%. Lo que se traduce en que a un menor tamaño de partícula se requerirá una mayor energía para romper la roca o mayor será la dificultad de realizar la conminución. Una posible explicación para este fenómeno consiste en que las partículas al tener un menor tamaño tendrán menor cantidad de fallas o imperfecciones que favorezcan el crecimiento de grietas. Las grietas son

unos de los principales agentes que favorecen el proceso de fractura ya que son zonas en las cuales se requiere una menor energía para lograr la división total de una partícula, por lo tanto, durante el proceso de molienda el mineral en un comienzo se fractura con cierta facilidad al tener una gran cantidad de grietas disponibles las cuales van desapareciendo al ir generándose la reducción de tamaño (por cada grieta se produce una fractura), por lo tanto al alcanzar partículas más pequeñas, ya no van quedando fallas por lo que se requiere de mayor energía para generar la división de una partícula en dos.

En los primeros minutos (de los 0 a los 6 minutos aproximadamente) de molienda se puede observar una tendencia lineal en la reducción del tamaño de partícula, la cual se debe principalmente a que aún existen la suficiente cantidad de fallas o grietas que faciliten la división de las partículas. Por otro lado, en el eje secundario de la misma figura (% de lamas) se muestra el material pasante de 325 # Tyler (menor a 45 [µm]) a los distintos tiempos de molienda. De esta información se puede observar una tendencia casi perfectamente lineal ascendente. Se puede apreciar que el mineral fino que ingresa a molienda es cercano al 35% el cual se incrementa velozmente a medida que se incrementan los tiempos de procesamiento de material, llegando a superar el 40% a los 9 minutos. Este subproducto del proceso de molienda es descartado en la etapa de deslame, debido a que al tratarse de mineral ultra fino, este genera una reducción de la eficiencia del proceso de flotación como se mencionó en los apartados anteriores. El mineral muy fino reduce la probabilidad de colección al no ser capaz de romper las líneas de flujo debido a su baja masa, por lo que no se logra la generación del agregado partícula burbuja. Por lo tanto es necesario descartar este mineral previo al proceso de flotación para trabajar con uno que tenga el tamaño de partícula óptimo.

Ambos fenómenos (disminución de la cantidad de fallas o grietas y la generación de lamas) están directamente relacionados entre sí. Los modelos de molienda explican que existen distintos mecanismo de fractura por medio de la rotación del equipo, el cual al girar genera que las bolas caigan y estas impacten al mineral, pero además el mismo movimiento de las bolas al elevarse, fricciona las partículas entre ellas.

Por tanto se puede hablar de una desintegración de las partículas (producto del impacto), astillamiento entre las partículas y por último, derivado del astillamiento y la abrasión se genera la atricción, lo cual promueve la generación de material más fino. También se debe considerar que la transferencia de las partículas grandes de un monotamaño a otro no es de tipo lineal, y a medida que se reduce el tamaño, la velocidad de esta transferencia es cada vez menor. Lo cual explica el que al incrementar el número de finos (menos a 45 [ $\mu\text{m}$ ]) la cinética de molienda se vea afectada, al generarse una mayor superficie lo que conlleva a un mayor gasto energético.

También es importante destacar la heterogeneidad del material, lo que implica índices de trabajo menor para algunos minerales, los cuales se reducirán con mayor velocidad y por lo tanto se genere una sobre molienda de estos. También existe la posibilidad de que al producir una gran cantidad de material fino o ultra-fino, se produzca una aglomeración de estos mismos, lo que se traduce en una “falsa” formación de material nuevo (de mayor tamaño) lo que genera problemas en la molienda de mineral grueso (pérdida de velocidad de molienda).

En definitiva, de acuerdo a la información derivada del gráfico de cinética de molienda y generación de lamas, se determinó que para obtener un P80 de 190 [ $\mu\text{m}$ ] se debe moler el material durante 25 minutos, lo cual genera una fracción de lamas de un 50% aproximadamente.

## **1.12 Pruebas principales**

### **1.12.1 Flotación estándar con P<sub>80</sub> de 190 [ $\mu\text{m}$ ]**

Para realizar las pruebas preliminares de flotación se analizó el comportamiento cinético de la flotación del mineral calcopirítico, sin la presencia de mineral de arcilla. Se determinaron las condiciones mecánicas óptimas de operación (RPM y Jg) para la celda utilizada con las concentraciones de colector, espumante y tamaño de

partícula establecidas por DAND, las cuales corresponden a una concentración de colector y espumante de 22 [ppm] y 14 [ppm] respectivamente y a un tamaño de partícula de 190 [ $\mu\text{m}$ ].

Para determinar la velocidad de agitación del impeler, a la que se maximiza la recuperación metalúrgica de mineral de cobre, se varió la agitación gradualmente desde 600 [RPM], 700 [RPM], 800 [RPM] y 950 [RPM]. No se incrementaron las revoluciones por minuto por sobre los 950 [RPM] debido a que al llegar a las 1000 [RPM] la pulpa comenzaba a desbordar de la celda. Además se trabajó con un flujo superficial de aire de 1,5 [cm/s].

En la Figura 28 se muestra los resultados de la recuperación metalúrgica de cobre sin la presencia de mineral de arcillas, al variar la agitación del impeler.

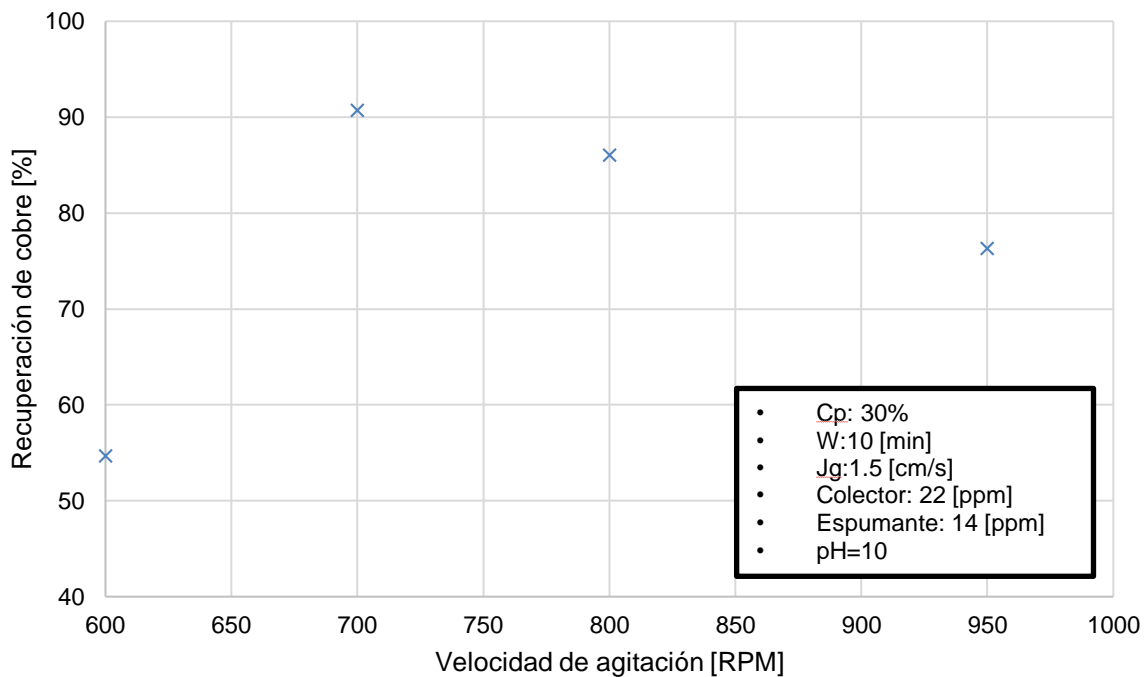


Figura 28. Recuperación de metalúrgica de cobre en función de la velocidad de agitación.

Como se puede apreciar en la Figura 28, la máxima recuperación de cobre se produce a las 700 [RPM], logrando una recuperación de un 91%. Al incrementar la agitación de la celda por sobre las 700 [RPM] la recuperación metalúrgica de cobre comienza a disminuir hasta llegar a un valor de 76%. Este fenómeno puede estar relacionado con el hecho de que al incrementar la agitación, se incrementa la turbulencia de la pulpa en la zona de colección, generando que las líneas de flujo que deben romper la partícula, según la teoría de la probabilidad de colisión, sean más resistentes, por lo cual esta probabilidad disminuirá al existir partículas que no logren entrar en contacto con las burbujas de aire. Además, al incrementar la turbulencia, existe un porcentaje de mineral que logra generar el agregado partícula burbuja, pero al ser tan fuertes las fuerzas hidráulicas que interactúan, puede llegar a romper el agregado, sobretodo del mineral que no se encuentra completamente liberado y que la fuerza de adición que tiene con la burbuja, no es lo suficientemente fuerte para mantener la unión.

Basándose en esta información se decidió utilizar una velocidad de agitación de 700 [RPM] en las pruebas experimentales siguientes con la finalidad de obtener la máxima recuperación de cobre.

A continuación, se procede a verificar el impacto que tiene la velocidad superficial del gas ( $J_g$ ), sobre la recuperación metalúrgica de cobre, que industrialmente varía de 0,5 [cm/s] a 2,5 [cm/s].

Para evaluar el impacto de este parámetro ( $J_g$ ) sobre la recuperación de cobre, se consideran velocidades: 0,8 [cm/s], 1 [cm/s], 1,2 [cm/s] y 1,5 [cm/s]. El máximo  $J_g$  que soportó la celda fue de 1,5 [cm/s], debido a que este valor corresponde a la máxima capacidad de inyección de aire que puede soportar este equipo.

La Figura 29 muestra el efecto que tiene la velocidad superficial de gas ( $J_g$ ) en la recuperación de cobre para una velocidad de agitación de 700 [RPM], 22 [ppm] de colector, 14 [ppm] de espumante y un tamaño de partícula de 190 [ $\mu\text{m}$ ].

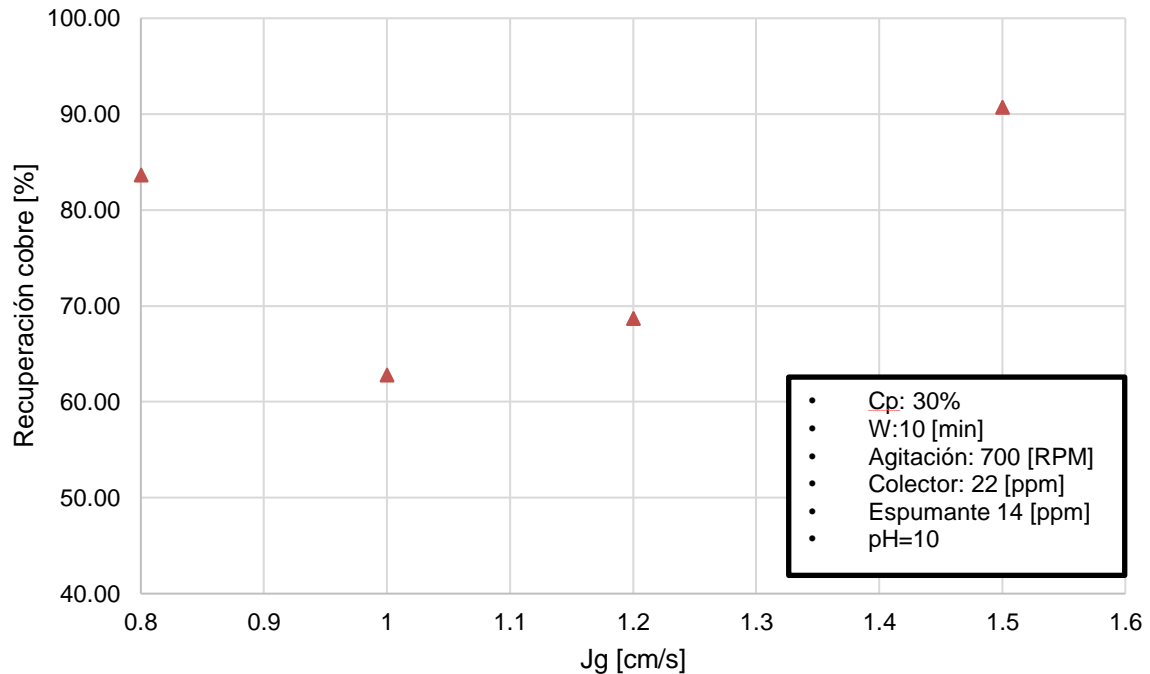


Figura 29. Recuperación metalúrgica de cobre en función de la velocidad superficial de gas  $J_g$ .

Como se observa en el gráfico de la Figura 29, la máxima recuperación de cobre bajo las condiciones de operación mencionadas con anterioridad, se lograron a un  $J_g$  de 1,5 [cm/s], lo cual se traduce en un flujo de aire ( $Q$ ) de 13 [L/min] para un área transversal de celda de 141,61 [cm<sup>2</sup>].

Para un  $J_g$  de 1,5 [cm/s] se mantiene la máxima recuperación de cobre correspondiente a un 91%. Al bajar el flujo de aire y por lo tanto el  $J_g$  (debido a que el área es constante), la recuperación de cobre disminuye hasta un 63%. Este fenómeno se debería a que el incremento del flujo de aire produce tamaños mayores de burbujas. Al generar burbujas más grandes, estas presentan una mayor fuerza de empuje evitando que las burbujas cargadas de mineral de cobre, se devuelvan hacia la zona de colección o sean arrastradas a las colas, debido al exceso de peso del mineral adherido. <sup>[5]</sup> Por otro lado al disminuir el flujo de aire hasta alcanzar un  $J_g$  de 0,8 [cm/s], se tiene un incremento de la recuperación metalúrgica de cobre,

pasando de un 63% a un 84%. Esta conducta puede estar asociado a un incremento del área superficial de las burbujas de aire, debido a su menor tamaño. Al incrementar el área superficial de las burbujas, implica que existe una mayor superficie en la cual se puede adherir mineral de cobre y con una altura de espuma de un centímetro, implica un tiempo de residencia bajo en la zona de espuma (baja probabilidad de retornar a la zona de colección), con la posibilidad de que a pesar de que las burbujas de aire presenten una menor fuerza de empuje al ser más pequeñas, incrementando, de cobre. <sup>[30]</sup>

La flotación preliminar o estándar para un tamaño de partícula de 190 [ $\mu\text{m}$ ] (P80), se realizó con el objetivo de caracterizar el proceso con el uso de reactivos específicos como colector, espumante y modificador del pH.

En primera instancia se desarrolló un trabajo experimental con la finalidad de determinar la máxima recuperación de cobre para el mineral calcopiritico con una concentración de sólidos correspondiente a un 30%, concentraciones de colector y espumante de 22 [ppm] y 14 [ppm] respectivamente, con un pH de trabajo de 10 aproximadamente, el cual se reguló mediante la adición de lechada de cal, velocidad de rotación de 700 [rpm] y un flujo de aire de 13 [L/min]. Los resultados experimentales de esta prueba se muestran en la .

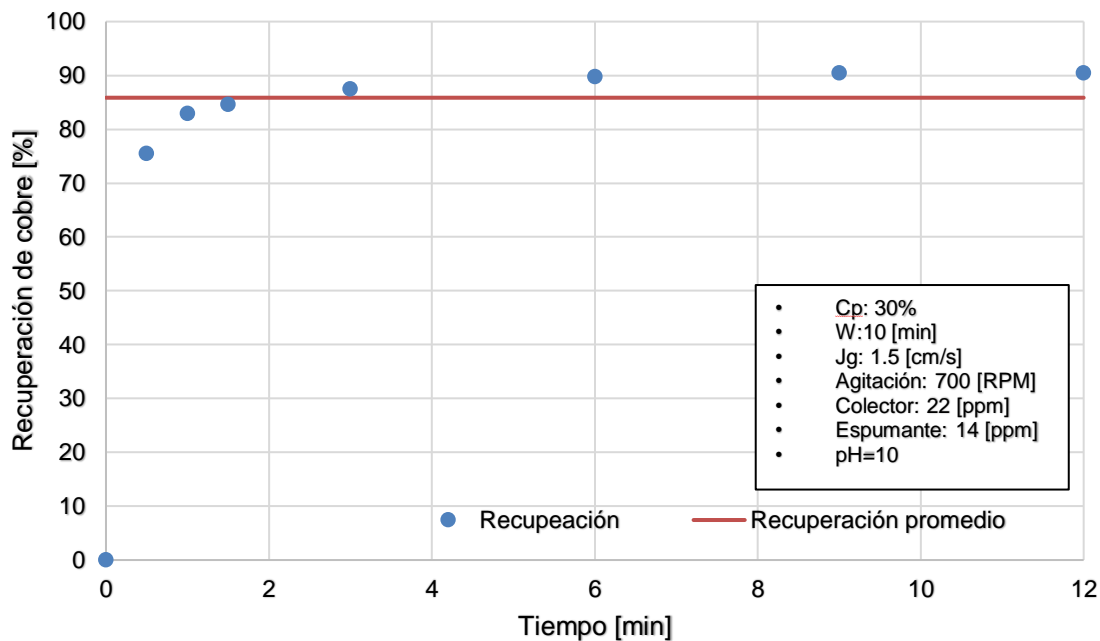


Figura 30. Efecto del tiempo de flotación en la recuperación de cobre.

La Figura 30, muestra la cinética de flotación del mineral, observándose que dentro de los primeros 30 s se logra una alta recuperación del orden de 75% Cu, disminuyendo enseguida hasta obtener 16% a los 360 s (con una recuperación global de 75% a 89% en un periodo de 5,5 minutos). Cabe destacar que después de los 9 min, se logra una recuperación estable en torno a un 90%. Por otro lado se logra una recuperación promedio cercana al 85%.

Es posible que esta alta recuperación de un 75% Cu en los primeros 30 s del proceso, corresponda a la fracción de mineral de cobre correctamente liberada. Esto explica la abrupta baja en la velocidad de recuperación a partir del minuto 1.

Una vez recuperada la fracción liberada, es altamente probable que el mineral que suspendido en la pulpa con disponibilidad de ser flotado, sea de mayor tamaño y con un menor grado de liberación, lo cual tendría un gran impacto en los mecanismos de colección mencionados en los apartados teóricos. Esto se traduce

en una baja en la probabilidad de colección, ya que al presentar partículas de mayor tamaño, se genera un incremento en el peso del agregado partícula-burbuja, imposibilitando su ascenso y recolección. Además, al presentar un mayor tamaño, redundan en el radio crítico, reduciendo la posibilidad de generar la colisión de ambas fases.

También es importante destacar la presencia de mineral que se encuentra con un menor grado de liberación, ya que al tener una menor superficie disponible para la interacción con los reactivos, el grado de hidrofobicidad también se ve afectado, llegando incluso a no ser lo suficientemente alto para poder generar el agregado partícula-burbuja, incrementando el tiempo de inducción, reduciendo aún más la probabilidad de colección. La Figura 31 muestra una regresión logarítmica de los datos expuestos en la Figura 30 dejando en evidencia, que existe una tendencia al crecimiento continuo en los datos tomados con respecto a la recuperación de cobre, en función del tiempo. Sin embargo, el incremental de recuperación para tiempos muy elevados no es significativo desde el punto de vista económico del proceso.

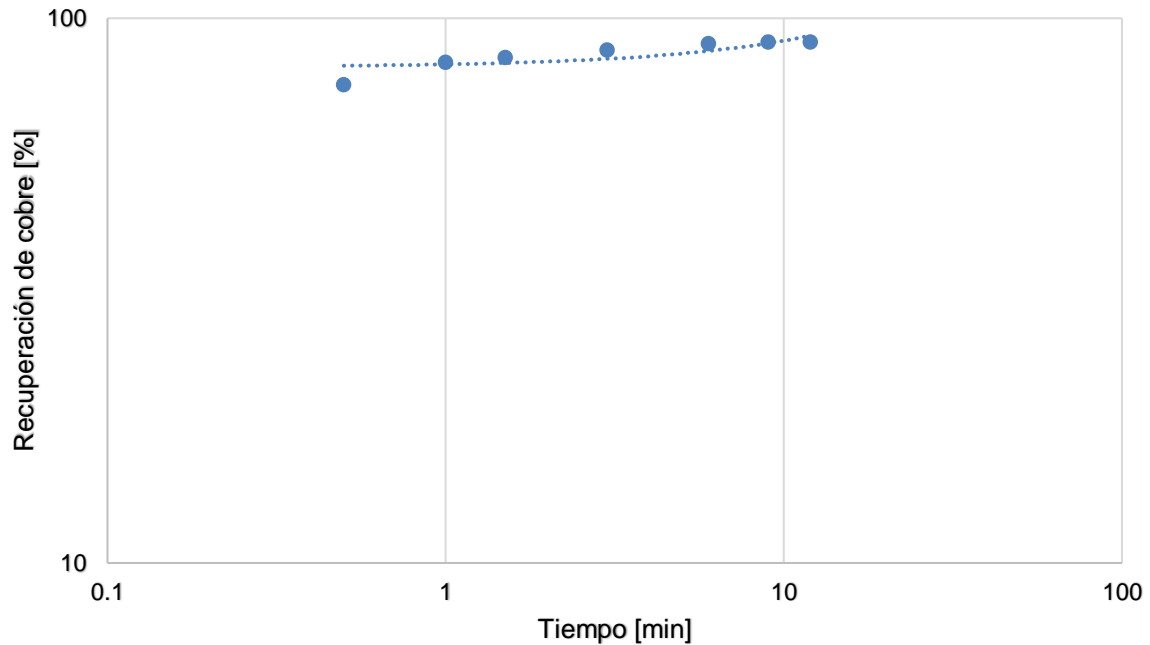


Figura 31. Gráfico logarítmico del comportamiento cinético de la recuperación metalúrgica en el tiempo

A partir de la Figura 31, se observa que además de las bajas constantes recuperaciones a tiempo infinito (superiores a los 9 minutos) y con una recuperación cercana al 90% Cu, corresponden a una zona de estabilización en la que la continuidad del proceso sería rentable, es decir, una recuperación que finalmente no genere más contaminación que aumento del valor del concentrado. Esto significa que una estabilización “real” del proceso de flotación debiera ser a un tiempo menor a los 9 minutos.

Otro factor importante de la flotación preliminar, es evaluar un tamaño de partícula de 190 [ $\mu\text{m}$ ], en la recuperación en peso, lo que se muestra en la Figura 32. Los datos experimentales que se utilizaron en este gráfico, son los mismos utilizados en la Figura 30.

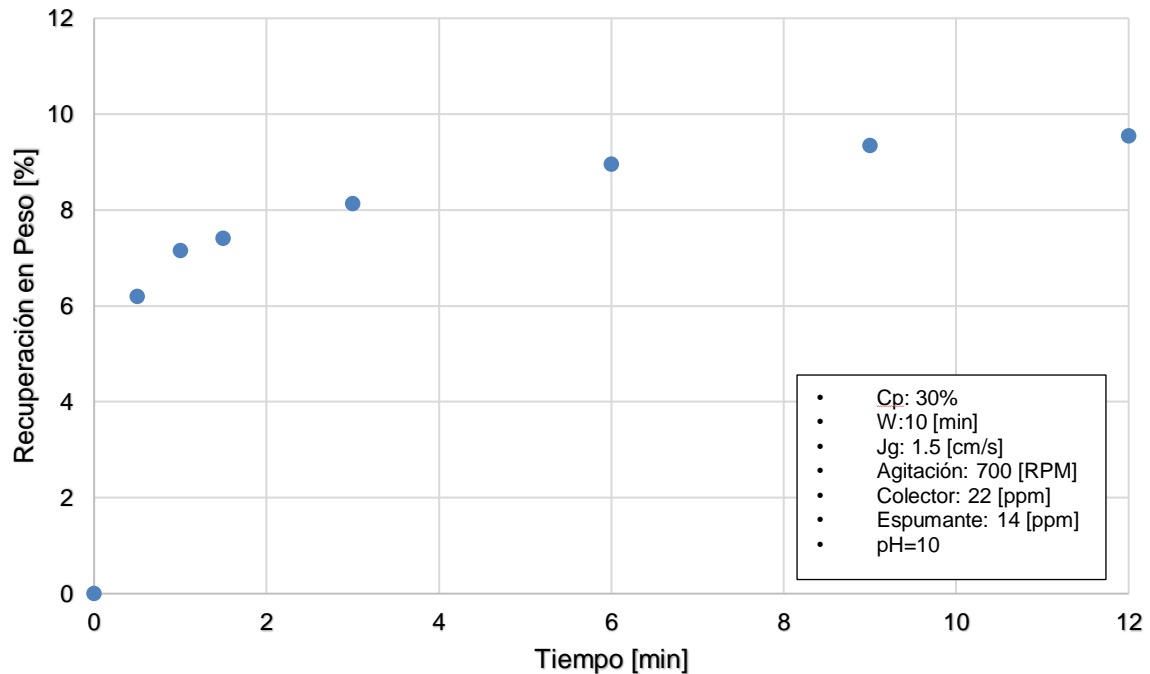


Figura 32. Recuperación en peso en función del tiempo de flotación.

Como se puede apreciar en la Figura 32, en los primeros 30 segundos se logra una mayor recuperación másica de un 6,2% y posteriormente esta recuperación comienza a ser cada vez más lenta de igual manera que en la recuperación de cobre (recuperación metalúrgica) llegando a un 8% a los 3 minutos lo que significa que solo hubo un incremento en la recuperación másica de un 23% en 2.5 minutos de flotación, pero con la diferencia de que en este caso no se logra una estabilización de la recuperación a tiempos mayores, sino que posterior a los 3 minutos se aprecia un crecimiento casi lineal hasta los 12 minutos logrando una recuperación máxima de 9,5%, en donde ya se ha estabilizado en alrededor de los 9 minutos.

Es importante destacar que al tener una mayor recuperación másica no significa que se tenga una buena recuperación metalúrgica o una mejor ley, sino que al contrario, simplemente se esté contribuyendo al ensuciamiento del concentrado a pesar de que aun exista mineral que pueda ser flotado. Esto ratifica lo expuesto con anterioridad, ya que en los primeros minutos se recupera el mineral con mejor grado

de liberación y tamaño granulométrico y que en los minutos posteriores se comienza a recuperar el mineral con un menor grado de liberación y a la vez con un tamaño de partícula fuera del óptimo operacional (de 190  $\mu\text{m}$ ] entregado por DAND), lo cual se valida al analizar el grado de recuperación másica sobre el minuto y medio de procesamiento, donde para cada tiempo el aumento de recuperación es relativamente constante, siendo cercana a 0.8% (pasando de 7.4% a 8.9%) entre los 1,5 minutos y 6 minutos y cercano al 0.3% (de 8,9% a 9,5%) desde los 6 minutos hasta los 12 minutos.

Este análisis se puede complementar al evaluar el comportamiento de la ley en el concentrado final, lo cual se muestra en Figura 33 en donde se observa la ley de concentrado de cobre en función del tiempo experimental, el cual se extrajo de los datos obtenidos de la Figura 30.

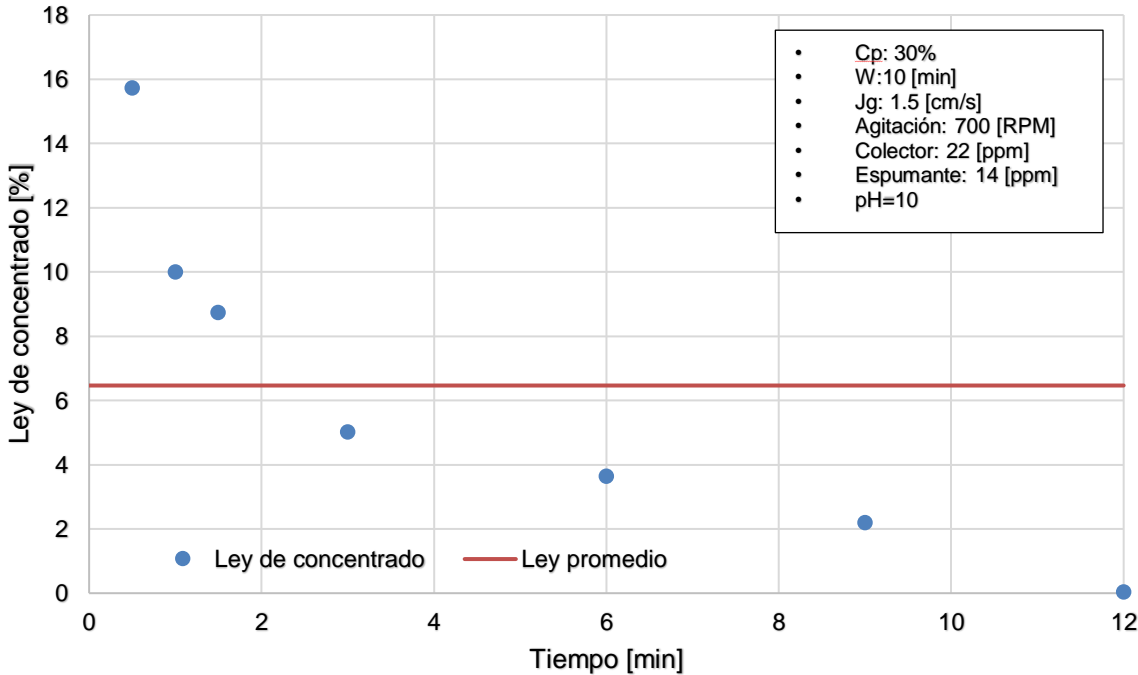


Figura 33. Efecto del tiempo de flotación estándar en la ley de cobre en el concentrado.

De acuerdo a la información entregada por la Figura 33, se puede observar un claro descenso en la ley del concentrado rougher a medida que se incrementa el tiempo de flotación, lo cual es concordante con lo expuesto en los análisis previos, en donde en primera instancia se recupera el mineral mayormente liberado por lo que la ley de concentrado alcanza un 15,7% de cobre y posteriormente comienza a generarse un ensuciamiento del concentrado. Así de esta manera a los 6 minutos la ley cae a un 3,1% de cobre, llegando incluso acercarse a la ley de alimentación por sobre los 12 minutos con una ley de concentrado de 1,8% de cobre.

Lo cual continúa con la consigna anterior del ensuciamiento causado por la baja en la liberación del mineral y al incremento de tamaño del mineral que queda remanente en la pulpa a medida que se recupera el mineral durante el proceso.

Para finalizar con el análisis crítico de la flotación rougher de mineral calcopirítico, se utilizó el Modelo de García Zúñiga, considerando la minimización de los errores al cuadrado entre los valores experimentales y teóricos con la herramienta de Excel SOLVER. Los resultados se muestran en la Tabla 2.

Tabla 2. Modelo cinético de la flotación de García-Zuñiga.<sup>[5]</sup>

<b>Modelo Garcia Zúñiga para <math>R_{\infty}</math></b>			
<b>R Teórico</b>	<b>R Modelado GZ</b>	<b>Error [%]</b>	<b>K [<math>\text{min}^{-1}</math>]</b>
90%	88%	2.70%	3.7

Se puede observar que la recuperación a tiempo infinito ( $R_{\infty}$ ) en el modelo teórico es de 88.2% ajustando satisfactoriamente a la recuperación obtenida de manera experimental, que corresponde a 90.7%, con un error porcentual del 2.7%. Debido a que el error es pequeño, se puede asumir que es completamente posible extrapolar el experimento a una mayor escala y también se puede inferir que el valor de la constante cinética (K) es aplicable a nuestro un escalamiento de tiempo.

### **1.12.2 Efecto de la adición de arcillas.**

La adición de minerales de arcillas de bentonita y el conglomerado provenientes de la División Andina de CODELCO, se realizó a partir de tres concentraciones dadas (5%, 10% y 15% en peso para cada una), que permiten analizar a continuación, los efectos sobre los parámetros metalúrgicos de recuperación y ley de concentrado de cobre rougher.

- ***Efectos de la bentonita.***

La Figura 34 muestra la recuperación metalúrgica y la ley del concentrado rougher conforme se incrementa el contenido de arcillas en la alimentación del proceso de flotación. Los parámetros utilizados en el desarrollo de estas pruebas experimentales son a concentración constante de 22 [ppm] y 14 [ppm] de colector y espumante, respectivamente, para cada una de las pruebas a distintos porcentajes de arcillas (0%, 5%, 10% y 15% en peso), el pH=10, velocidad de agitación y el flujo de aire en la celda de flotación fueron de 700 [RPM] y 13 [L/min] (correspondiente a un Jg de 1,5 [cm/s]), los cuales se obtuvieron en el apartado anterior.

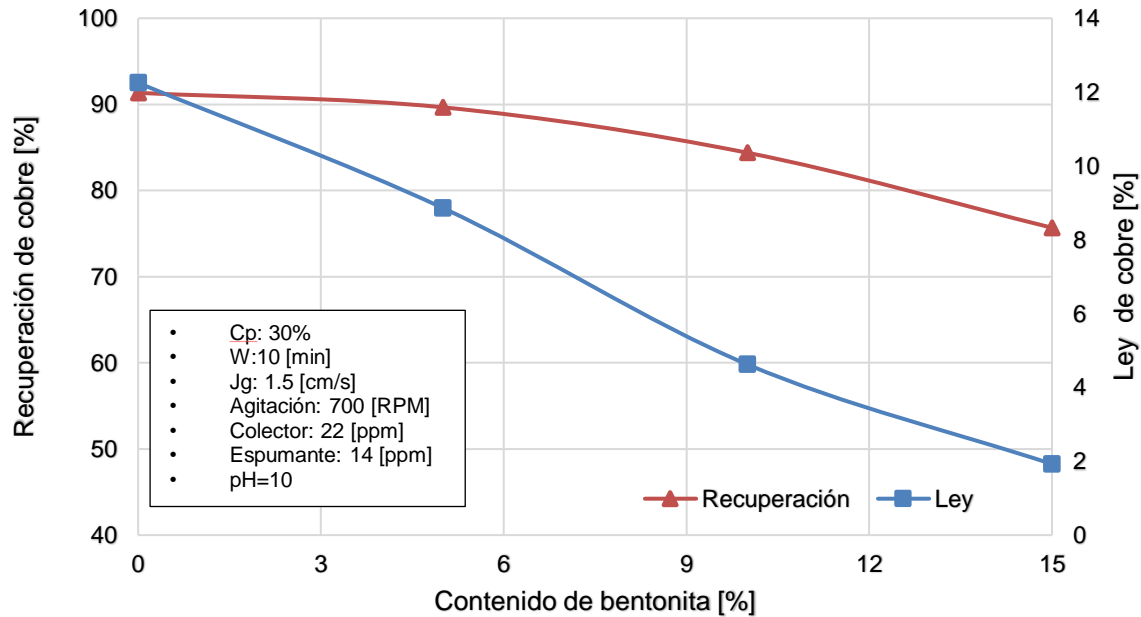


Figura 34. Efecto de la concentración de la bentonita sobre la recuperación metalúrgica y ley de cobre.

De la información entregada en la Figura 34, muestra que la ley y la recuperación de cobre sufren una caída a medida que se incrementa la concentración de este tipo de arcilla en la pulpa, corroborando lo que se indica en la literatura especificada en el apartado previo “1.6.1”.

El efecto nocivo que tiene este tipo de mineral de arcilla en el proceso de flotación es tan grave que al incrementar en un 15% en peso el contenido de bentonita la ley del concentrado llega a niveles tales que se acercan a la ley de alimentación y por su parte la recuperación de cobre se reduce a menos del 80% Cu, lo que genera que el proceso se vuelva completamente ineficiente.

El proceso de flotación bajo condiciones de operación óptimas (sin la presencia de mineral de arcilla) presenta una recuperación de cobre cercana al 91% de cobre con una ley de concentrado aproximada a un 12%, pero al incrementar en solo un 5% la concentración del mineral de arcilla de bentonita la recuperación metalúrgica de

cobre como la ley del concentrado, decaen rápidamente, alcanzando valores de un 90% y 8.9% respectivamente, por lo que experimentó una disminución porcentual de un 1% en la recuperación y de un 27% en la ley del concentrado. Este impacto se ve fuertemente incrementado, al aumentar el contenido de arcillas, ya que al trabajar con 15% en peso de mineral de bentonita la recuperación de cobre cae un 76%, que significa que hubo una caída de la recuperación de un 17%, mientras que la ley de cobre en el concentrado alcanza valores cercanos a 1,9% (próximos a la ley de alimentación de 1,28%) siendo esta última caída la más relevante, ya que es cercana al 84% con respecto a la ley de concentrado, en ausencia de arcillas.

En particular, al analizar el efecto de la adición de arcilla en la recuperación de cobre al adicionar este tipo de mineral de arcilla al proceso, se observa que a medida que se incrementa la concentración de arcillas en la pulpa la recuperación de cobre comienza a disminuir rápidamente. Este fenómeno se explica básicamente por el cambio en la reología que experimenta la pulpa en presencia de las arcillas y el consumo competitivo por los reactivos, principalmente del espumante.

El cambio reológico se debe a las características físico-químicas de este tipo de arcilla, la cual como se mencionó en los apartados anteriores presenta mayoritariamente una estructura laminar 2:1, que genera una mayor cantidad de espacio entre sus hojas lo que permite una mayor hidratación de esta, además de presentar una alta capacidad de intercambio catiónico lo que a su vez favorece el hinchamiento y plasticidad. En consecuencia se produce un cambio en la viscosidad de la pulpa, alterando el comportamiento normal del proceso de flotación. Es importante mencionar que el fenómeno generado por el comportamiento físico-químico de este mineral de arcilla, también explica la rápida caída en la ley del concentrado final de cobre, al incrementar el contenido de bentonita, ya que al tener la capacidad de hidratarse y generar agregados (lamas), estas inhiben fuertemente la formación del agregado partícula-burbuja, ya que reduce la movilidad de ambos componentes (partículas y burbujas en la zona de colección), por lo que una fracción de mineral que presenta las condiciones propicias para ser flotado bajo las condiciones óptimas del proceso, no logrará ser recuperado. Por otra parte, existe

una alta probabilidad que una cantidad de mineral calcopiritico quede atrapado entre los agregados de arcillas y que estos sean arrastrados hacia las colas. Además, al existir lamas suspendidas en la pulpa específicamente en la zona de colección, una fracción de estas será arrastrada mecánicamente al concentrado por la fuerza de empuje ejercida por las burbujas, que hacen hacia la zona de espumas y posteriormente siendo recolectadas junto al concentrado, generando un incremento en el ensuciamiento del concentrado obtenido reduciendo de esta manera la ley de cobre en el concentrado rougher.

La Figura 35, muestra el comportamiento de la recuperación en peso del proceso al incrementar el contenido de bentonita, que se obtuvo mediante la información presentada en la Figura 34.

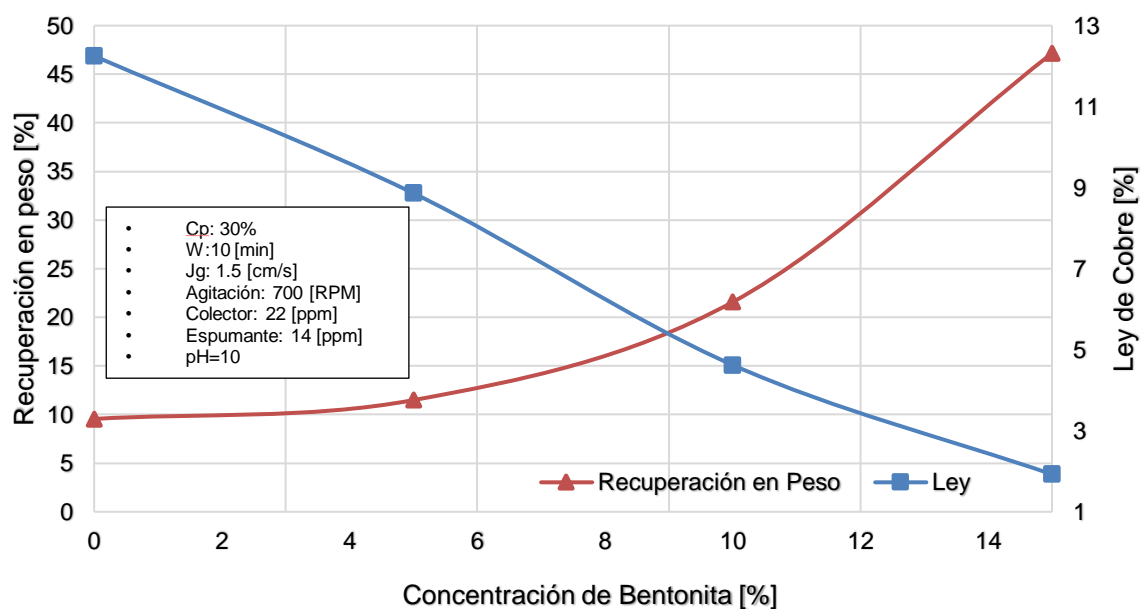


Figura 35. Efecto de la concentración de la bentonita en la recuperación en peso y ley de cobre.

En la Figura 35 se puede observar un incremento exponencial en la recuperación en peso, pasando de 10% de masa recuperada bajo condiciones óptimas de flotación (sin arcillas) a un 22% al incrementar el contenido de bentonita en un 10% lo que significa que se experimentó un incremental de un 55% en masa, sin embargo, al aumentar el contenido de este mineral de arcilla en un 15%, la recuperación en peso alcanza un 47%, incrementando en 79% respecto a las pruebas que se realizaron sin la presencia de arcillas. Es importante destacar que este aumento en la recuperación másica es inversamente proporcional al comportamiento que tiene la ley de cobre del concentrado, que alcanza con un contenido de 15% p/p de bentonita en la pulpa, a un valor de 1.9%.

Es importante destacar que una mayor recuperación en peso no significara una mayor recuperación de cobre o que el concentrado presente una mejor ley, como se manifiesta a través de los resultados previamente indicados.

Se puede observar que a pesar de un incremento significativo en la recuperación en peso, la ley del concentrado decae casi de manera constante pasando de 10% a 1,9% al incrementar la concentración de bentonita hasta un 15%. Esto quiere decir que el concentrado recuperado del proceso viene altamente contaminado (sucio) debido al arrastre de mineral no deseado (gangas y agregados de mineral de arcillas o lamas).

El arrastre generado se debe principalmente a la capacidad de hidratarse de la bentonita, como se mencionó con anterioridad, y por lo tanto de formar lamas que permanecen en suspensión en la pulpa. Al generarse las lamas una parte de mineral sin interés comercial o ganga quedan atrapadas al interior de estas, las que posteriormente son arrastradas al concentrado, reduciendo de esta manera la ley del concentrado e incrementado la recuperación en peso. Este fenómeno también da una explicación a la caída en la recuperación metalúrgica al quedar mineral de cobre altamente liberado atrapado en las lamas como se muestra en la Figura 36. En la Figura 36–A se muestra el mineral (que puede ser de cobre como ganga) y la bentonita en suspensión (previo a la hidratación) y en la Figura 36–B se muestra el atrapamiento del mineral cuando se hidrata la bentonita, produciendo las lamas.

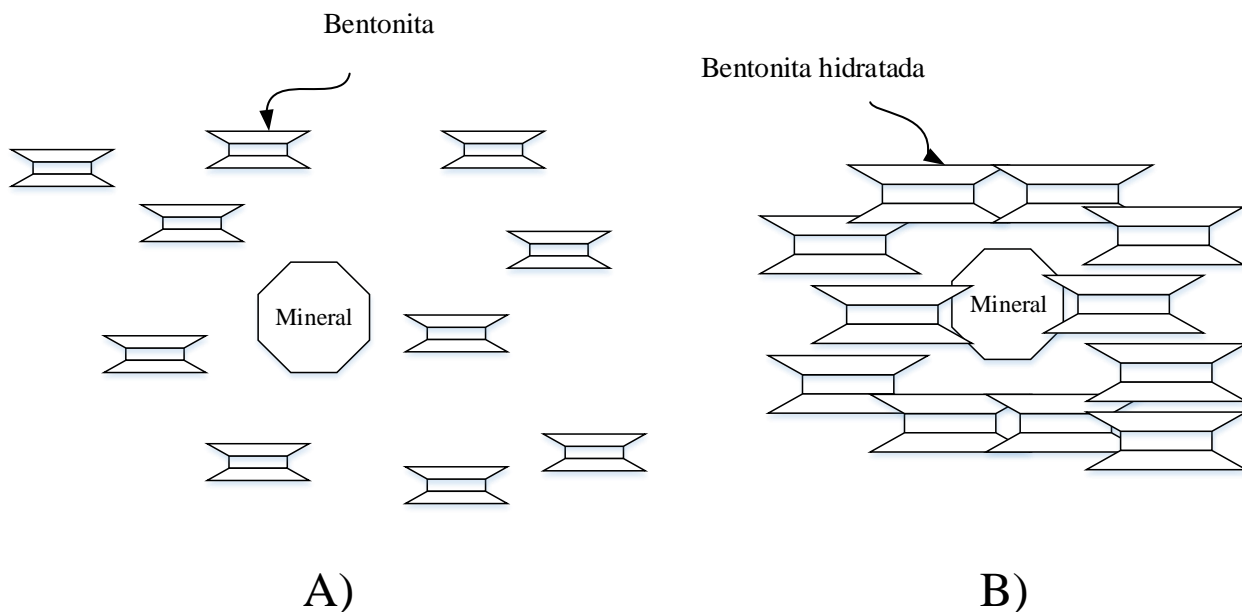


Figura 36. Esquema del atrapamiento de mineral en las lamillas generadas por la bentonita. A) Mineral de bentonita en suspensión previo a ser hidratado. B) Mineral de bentonita hidratado generando lamillas.

- **Efectos del conglomerado mineralógico proveniente de DAND.**

La Figura 37 muestra el efecto que tiene la adición de distintas concentraciones del conglomerado de arcillas provenientes de DAND, sobre la recuperación metalúrgica y la ley del concentrado rougher, para cada una de las concentraciones de arcillas dadas (0%, 5%, 10% y 15% en peso). Esta prueba se realizó con una concentración constante de colector y espumante de 22 [ppm] y 14 [ppm] respectivamente para cada uno de los porcentajes de arcillas señalados, el pH se reguló en 10, mediante la adición constante de lechada de cal y el tamaño de partícula fue de 190 [µm] (requerido por DAND). Las condiciones de operación de la celda de flotación corresponden a una agitación de 700 [RPM] y a un Jg de 1,5 [cm/s]. Los resultados de esta prueba se muestran en la Figura 37.

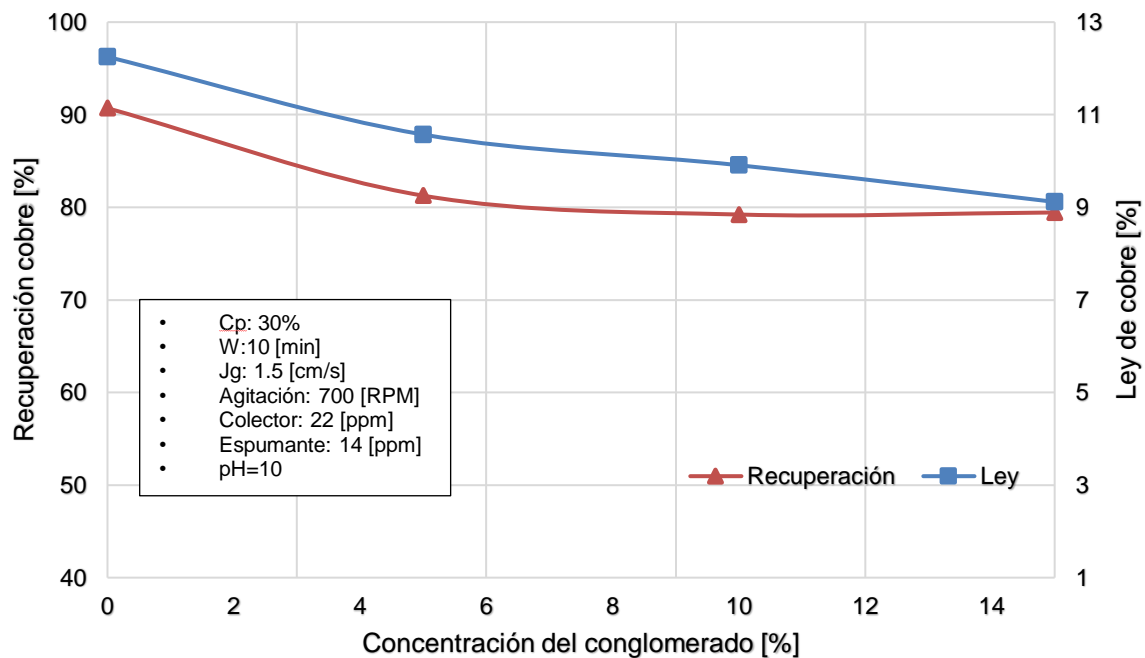


Figura 37. Efecto del contenido de conglomerado de arcillas en la recuperación metalúrgica y ley de cobre en la flotación rougher.

La Figura 37, muestra que existe una significativa caída de la ley de cobre en concentrado como de la recuperación metalúrgica de cobre a medida que se incrementa el contenido de las arcillas en la pulpa, hasta alcanzar un contenido 15% en peso de conglomerado una recuperación metalúrgica del orden de 90% y una ley de cobre de 9%. Cabe mencionar que a diferencia del fuerte impacto que tiene la bentonita en el proceso de flotación de cobre llegando a recuperaciones metalúrgicas que se encuentran muy por debajo del 80% para concentraciones superiores al 15% en peso de este mineral de arcilla, el conglomerado proveniente de DAND también tiene un impacto nocivo para el proceso pero significativamente menor. La ley de cobre en el concentrado también se ve afectada producto de la presencia de los minerales de arcilla pero al igual que la recuperación metalúrgica, el efecto no es tan importante como en el caso de la bentonita, la que llega a valores

cercanos a la alimentación para una concentración elevada de arcillas (15% en peso) mientras que para el conglomerado la ley de cobre es de un 9% aproximadamente para el mismo contenido de arcillas.

Como se ha mencionado previamente, el impacto que tiene el conglomerado proveniente de DAND tuvo un efecto menor que la bentonita, pero no implica que no sea significativo ya que al incrementar en tan solo un 5% la concentración del conglomerado en la pulpa la recuperación de cobre baja de un 91% a un 81% lo que significa que se experimentó una caída porcentual de casi un 11%. Posteriormente se logra apreciar un nivel estable de la recuperación de cobre al alcanzar un 79% para los contenidos de 10% y 15%, con lo que se observa la mayor caída porcentual, correspondiente a un 13% con respecto a la recuperación original.

El efecto que tiene el conglomerado mineralógico proveniente de DAND sobre la recuperación metalúrgica como en la ley de cobre en el concentrado final se diferencia del efecto que tiene la bentonita sobre estos dos parámetros metalúrgicos debido principalmente a que este conglomerado como se mencionó en los apartados anteriores, está compuesto por una serie de minerales de arcilla y otros compuestos los que tienen distintas propiedades físico-químicas, que pueden influir en la eficiencia del proceso de flotación de cobre de maneras muy variadas. Dentro de los minerales de arcillas que se pueden encontrar en el conglomerado, se destaca la presencia de montmorillonitas (componente principal de la bentonita), caolinita, cloritas, biotitas y moscovitas, estas últimas correspondientes al grupo de las micas.

La Tabla 3 muestra un resumen de las diferencias que existen entre las propiedades físico-químicas y la ley de los diferentes minerales de arcillas que están presentes en el conglomerado de DAND.

Tabla 3. Tabla Comparativa entre las Propiedades Físico-Químicas de las Arcillas del Conglomerado Proveniente de DAND

Arcilla	Ley [%]	Estructura Laminar	Carga	Hidratación Interlaminar
Montmorillonita	0.24	2:1	Si	Si
Caolinita	0.35	1:1	No	No
Biotita	7.26	2:1	Si	No
Moscovita	15.42	2:1	Si	No
Cloritas	6.49	2:1-1	No	No

Las variadas propiedades físicas como químicas que se muestran en la tabla anterior (ver Tabla 3), genera que durante el proceso de flotación de mineral de cobre se produzca efectivamente un cambio reológico, debido a la presencia de montmorillonita, que tiene la capacidad de captar iones de agua entre sus hojas y de esta manera hidratarse, generando lamas que incrementan la viscosidad de la pulpa y de esta manera reduce la eficiencia del proceso de flotación, al atrapar una fracción del mineral de interés en las lamas generadas y reducir la probabilidad colección, al generar líneas de flujo más resistentes, evitando el contacto entre las partículas y las burbujas de aire, pero lo observado con la bentonita. Otra fracción de la pulpa se verá afectada, principalmente por la propiedad de dispersarse del resto de los minerales de arcillas, que no tienen la capacidad de hidratarse (en su totalidad) como es el caso de caolinita, biotitas, moscovitas y cloritas a diferencia de la montmorillonita. La capacidad de dispersarse de estos minerales de arcilla, tiene un impacto en la ley de cobre en el concentrado, al ser arrastrados mecánicamente hacia el concentrado al quedar atrapados entre las burbujas que ascienden por la celda de flotación o al ser arrastrados por las corrientes generadas por el mismo ascenso de las burbujas de aire.

La Figura 38 muestra como se ve afectada la recuperación en peso y la ley del concentrado final al incrementar el contenido del conglomerado proveniente de DAND. Los datos se obtuvieron de la información recopilada de las pruebas experimentales realizadas en la Figura 37.

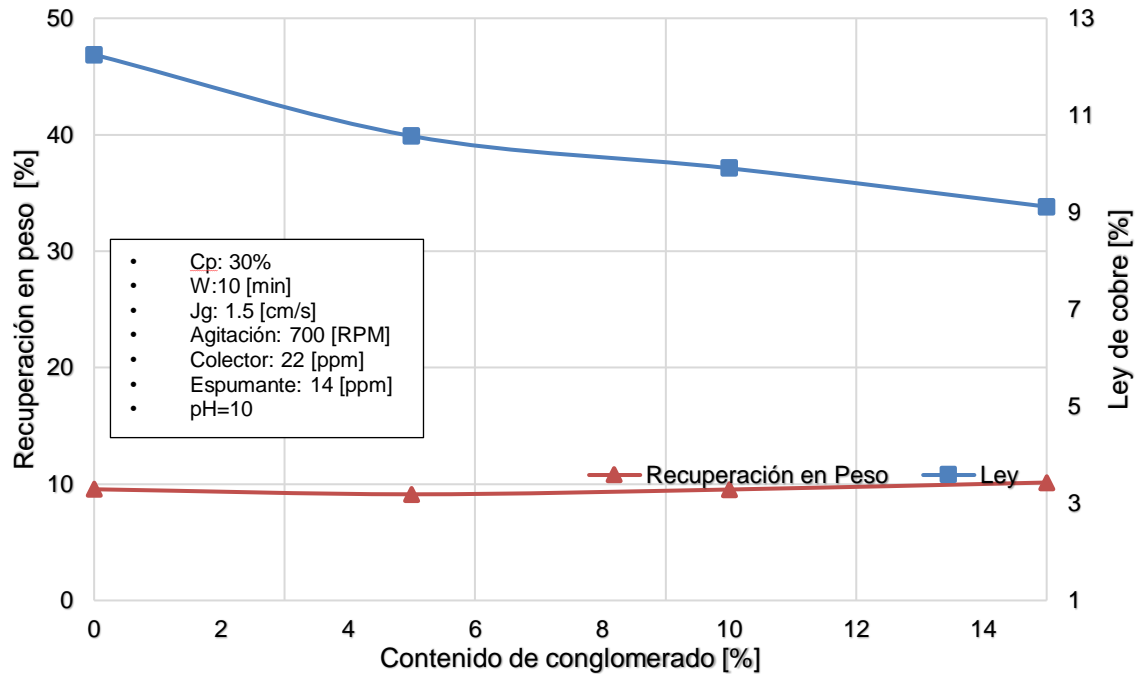


Figura 38. Efecto del contenido de conglomerado de arcillas en la recuperación en peso y ley de cobre en concentrado rougher.

Como se puede observar en la Figura 38, al incrementar el contenido del conglomerado proveniente de DAND se puede observar que la recuperación en peso del concentrado rougher tiende a mantenerse constante en torno a 10%. Por otro lado, como se mencionó con anterioridad a medida que se comenzó a elevar el porcentaje de arcilla en la pulpa la ley de cobre en el concentrado comenzó a disminuir rápidamente, pasando de una ley de 12% a una de 9% de cobre en el concentrado.

Este fenómeno está asociado al arrastre del mineral de arcilla hacia el concentrado, al encontrarse disperso en la pulpa. Cabe destacar que una parte del mineral de arcilla arrastrado corresponde a la montmorillonita que al formar lamas también pueden ser arrastradas al concentrado. Por ende, la ley se ve mayormente afectada a diferencia de la recuperación en peso ya que una parte del mineral de arcillas es arrastrado al concentrado y otra fracción de mineral de cobre, se perdió al ser

arrastrado a las colas. Por este motivo, la ley de cobre en el concentrado, pasa de un 12% a un 9%, aproximadamente, al incrementar el contenido concentración del conglomerado en un 15% en peso.

También es importante mencionar que a diferencia del caso de la bentonita con un solo tipo de arcilla y una alta pureza, el conglomerado es un mix de minerales, que contiene filosilicatos y otros tipo de minerales como pirita, calcopirita, y una serie de gangas asociadas, las cuales también pueden influir en cierto grado en los resultados obtenidos como la recuperación metalúrgica y en peso y también en la ley de concentrado rougher.

### **1.12.3 Efecto de la concentración de colector para un contenido de arcillas.**

Para poder evaluar el efecto que tiene la variación en la concentración de colector Hostafлот X 023 sobre la recuperación metalúrgica y la ley de concentrado de cobre, se trabajó con un contenido fijo de arcillas y conglomerado proveniente de DAND de un 10% en peso. Además, se mantuvo constante, el pH en 10, la concentración de espumante, en 14 [ppm] y las condiciones de operación de la celda con una velocidad de agitación de 700 [RPM] y un Jg de 1,5 [cm/s].

- ***Consumo de colector en presencia de bentonita.***

Con la finalidad de verificar si es posible reestablecer valores de recuperación metalúrgica y/o ley de concentrado de cobre, equivalentes a las obtenidas en las pruebas preliminares sin la presencia de arcillas, se realizaron experimentos variando la concentración del colector en 1.5, 2 y 3 veces la concentración inicial, que equivale a concentraciones de 33 [ppm], 44 [ppm] y 66 [ppm], respectivamente.

La **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**, muestra la conducta de la recuperación metalúrgica y ley de concentrado de cobre, a medida que se incrementa la concentración del colector, comenzado desde una concentración inicial equivalente a la original solicitada por DAND de 22 [ppm] hasta las 66 [ppm] manteniendo constante las condiciones operacionales de la celda como son la velocidad de agitación de 700 [RPM], una velocidad superficial de gas (Jg) de 1,5 [cm/s] y un P<sub>80</sub> de 190 [μm] requerido por DAND.

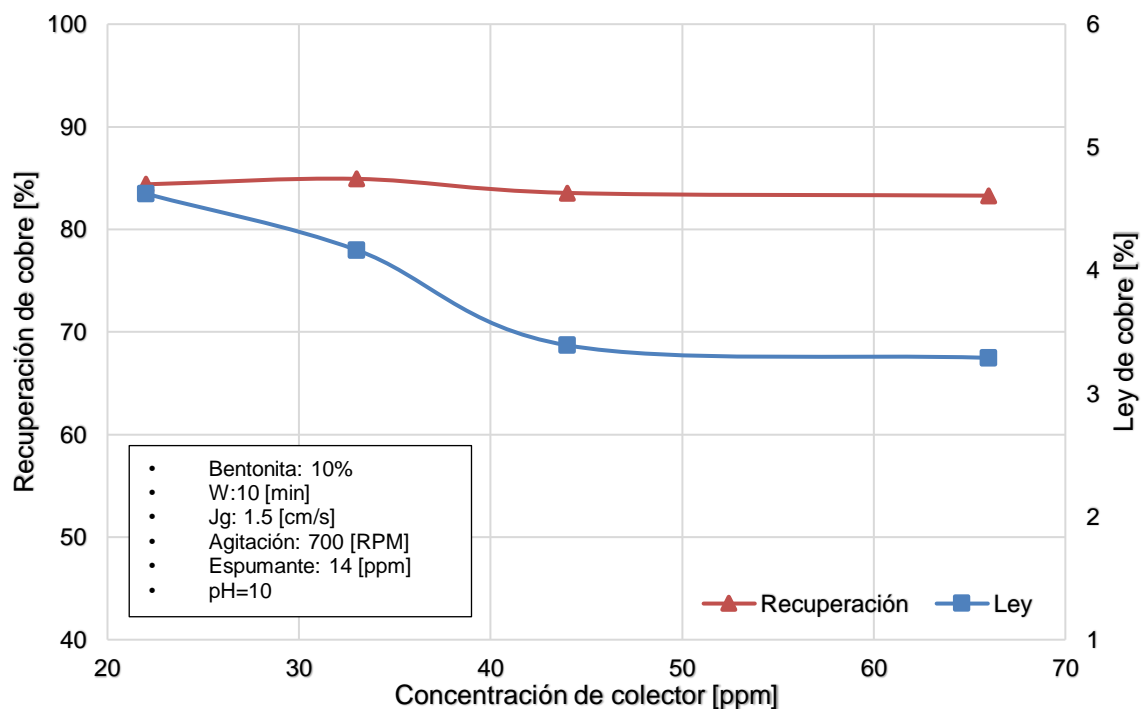


Figura 39. Efecto de la concentración de colector en la recuperación y ley de cobre del concentrado rougher, en presencia de un 10% de bentonita.

La Figura 39, muestra el comportamiento que tiene la recuperación metalúrgica de cobre como la ley de concentrado rougher al ir incrementando la dosificación del colector hasta el triple de la concentración inicial para las condiciones de operación dadas. Se puede apreciar que a medida que se incrementa la concentración del colector utilizado (Hostafлот X 023) la recuperación metalúrgica de cobre presenta

una tendencia a mantenerse relativamente constante cercano al 84%, a pesar de que existe una mayor dosis de colector que se pueda adherir al mineral de cobre que se encuentra parcialmente liberado. Este fenómeno puede estar asociado a que al tratarse de un mineral de arcilla que presenta la capacidad de captar iones de agua y de esta manera generar conglomerados, en los que existe una alta probabilidad de que las partículas de mineral de cobre queden atrapadas, imposibilita de esta manera que estas partículas de mineral de cobre, logren generar el agregado partícula burbuja a pesar de que estas tengan una cantidad suficiente de colector en su superficie para poder ser recuperado. Es importante mencionar que existe una alta probabilidad de que una fracción del mineral de cobre quede atrapado en las lamas generadas por la bentonita antes de entrar en contacto con el colector.

La Figura 40, esquematiza el atrapamiento que sufren las partículas de mineral en las lamas generadas por la bentonita al ser hidratada y conglomerada debido a sus propiedades físicas y químicas.

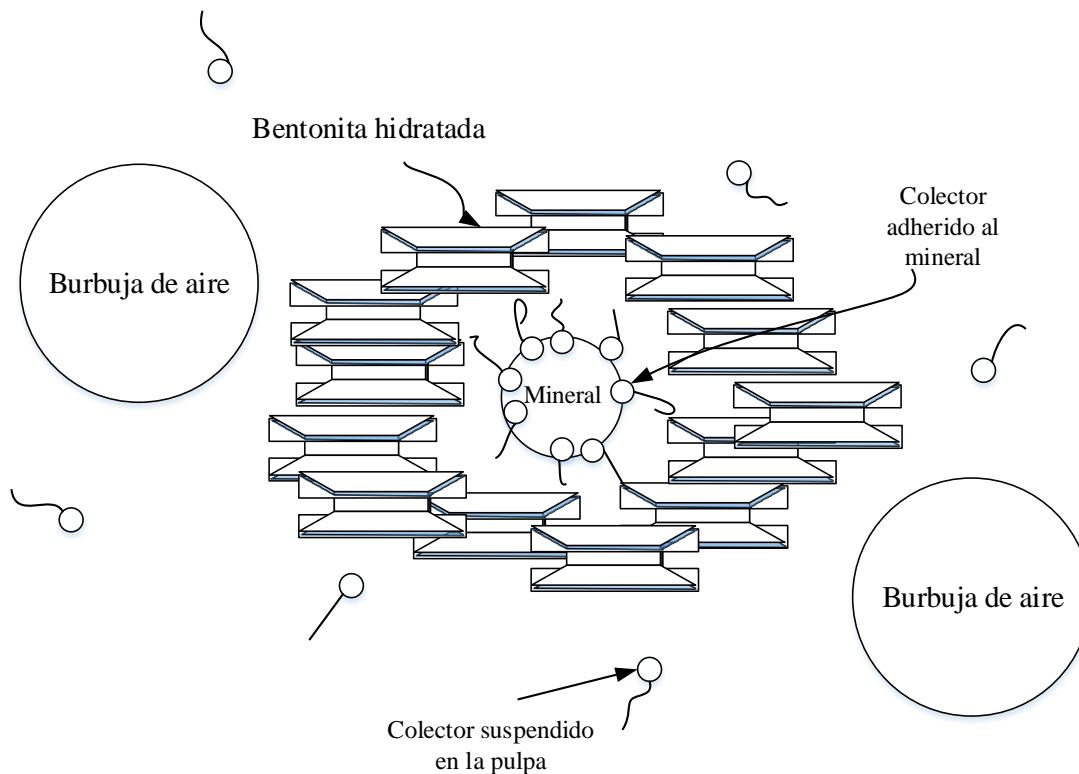


Figura 40. Esquema del atrapamiento del mineral de cobre en las lamillas generadas por la bentonita hidratada.

Por otro lado, al analizar el comportamiento de la ley del concentrado final al incrementar la dosificación del colector, se puede apreciar una caída significativa de esta, pasando de 4,6% a un 4,2% al incrementar en 1,5 veces la concentración del colector, por lo que hubo una caída porcentual en la ley de un 9% la cual se incrementa a un 28%, cuando se alcanza una ley de concentrado de 3,3% de cobre al triplicar la dosis de colector.

La caída que se experimenta en la ley del concentrado de cobre, puede atribuirse a que el colector tiene un grado de selectividad con respecto a los minerales presentes en la pulpa, pero al saturar la superficie disponible del mineral de cobre que se encuentra en la pulpa, el excedente de colector tenderá a reaccionar y enlazarse con cualquier mineral con el que tenga una misma afinidad incluso con el mineral de bentonita como se estudió en el apartado anterior "Efectos de las arcillas.", en el cual se menciona que tanto la calcopirita como la bentonita, tienen

potenciales zetas similares para valores de pH básicos, lo que implica que ambos tendrán una marcada tendencia a reaccionar con el colector. El colector al reaccionar con otros minerales aparte del mineral de cobre (calcopirita), otorga la capacidad de formar agregados con las burbujas de aire al transformar su superficie en hidrofóbica, lo cual genera un ensuciamiento del concentrado ya que se está recuperando el cobre en conjunto con una serie de elementos no deseados.

Para complementar el análisis sobre la baja que sufre la ley de concentrado es necesario analizar el comportamiento de la recuperación másica a medida que se incrementa la concentración del colector. La Figura 41 muestra el efecto que tiene el aumento de la concentración de colector sobre la recuperación en peso y la ley de concentrado del proceso de flotación de cobre. Los datos fueron obtenidos desde de la información obtenida de la Figura 39.

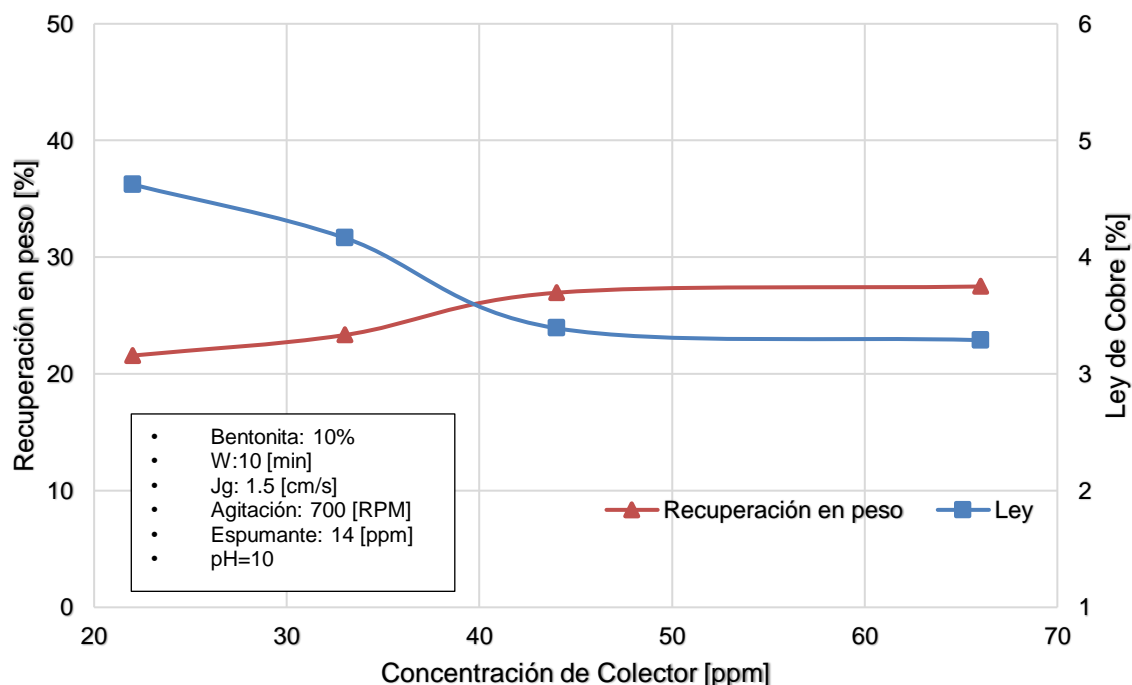


Figura 41. Efecto de la concentración de colector sobre la recuperación en peso y la ley de concentrado rougher en presencia de un 10% de bentonita.

Al analizar la información que entrega la Figura 41, se puede observar claramente un incremento en la recuperación másica a medida que se incrementa la concentración del colector, pasando de una recuperación de un 21,6% a un 23,3% para una dosificaciones de 22 [ppm] y 33 [ppm] respectivamente, lo que significa que se experimentó un crecimiento experimental de un 7% al incrementar en tan solo 1,5 veces la dosis del colector. Este aumento en la recuperación se mantiene llegando a un crecimiento porcentual de un 21% al triplicar la dosis de colector, con una recuperación másica de un 27,5%.

Es importante destacar que el aumento de la recuperación másica es inversamente proporcional a la ley del concentrado final la cual disminuye conforme la recuperación se incrementa. Este fenómeno ratifica el hecho de que el concentrado final comienza a ensuciarse al incrementar la dosificación del colector, debido a que el reactivo comienza a reaccionar con otros minerales (que tienen menor afinidad que con la calcopirita) tales como los minerales de hierro, como por ejemplo, la pirita, la bentonita, etc. logrando que tengan la capacidad de generar el agregado partícula-burbuja y de esta manera arrastrados hacia el concentrado rougher.

Esta información también explica el hecho de que la recuperación metalúrgica se mantenga constante, ya que al incrementar la dosificación de colector no se está afectando de manera significativa la reología de pulpa como se presentó en el apartado anterior “Efecto de la interacción de las arcillas y reactivos de la flotación.”, ya que el cambio de reología o de viscosidad es uno de los parámetros más importantes para estudiar el efecto que tienen los minerales de arcillas en el proceso de flotación de minerales de cobre, ya que al generarse un cambio en la viscosidad de la pulpa, la recuperación metalúrgica se ve fuertemente afectada, al reducir la eficiencia del proceso, debido a que un incremento de la viscosidad reduce la probabilidad de colección, al generar líneas de flujo más intensas, que las partículas no logran atravesar y por lo tanto, no se genera el contacto y posterior adhesión a la burbuja de, aire como se estudió en el apartado anterior “Probabilidad de colisión ( $E_c$ ).”.

- ***Consumo de colector por el conglomerado proveniente de DAND.***

De manera equivalente al apartado previo, se estudió el comportamiento que tienen los parámetros de recuperación metalúrgica y ley de cobre en el concentrado, al variar la concentración del colector Hostafлот X 023 a razón de 1.5, 2 y 3 veces la concentración utilizada en las pruebas preliminares correspondiente a 22 [ppm].requerida por DAND, manteniendo la presencia del conglomerado con una concentración de un 10% en peso.

Para este estudio se mantuvieron constantes las demás variables operacionales que corresponden a una concentración de espumante Metil Isobutil Carbinol de 14 [ppm], el pH se mantuvo constante en 10 mediante la adición de lechada de cal, se mantuvo una agitación de 700 [RPM] y un flujo de aire de 13 [L/min] (Jg de 1,5 [cm/s]) y el tamaño de partícula corresponde a un P<sub>80</sub> de 190 [μm]. Los resultados de estas pruebas se presentan en la Figura 42 en donde se varió la concentración del colector: 22 [ppm], 33 [ppm], 44 [ppm] hasta 66 [ppm].

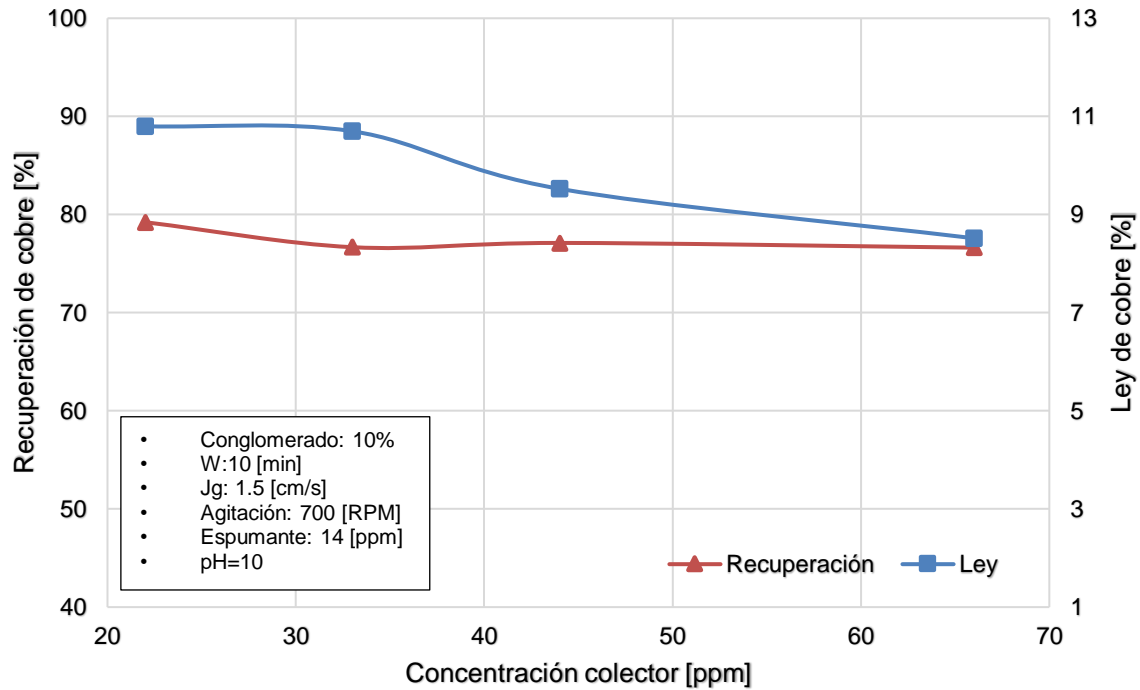


Figura 42. Efecto que tiene la concentración de colector en la Recuperación y ley de concentrado en presencia de un 10% conglomerado proveniente de DAND.

Al variar la concentración de colector manteniendo el resto de las variables operacionales constantes en presencia del conglomerado proveniente de DAND, se puede observar (ver Figura 42), que al ir incrementado la concentración de colector desde 22 [ppm] (concentración requerida por DAND) hasta 66 [ppm], la recuperación metalúrgica de cobre presenta una caída de aproximadamente un 3% al incrementar la dosificación de colector en un 1,5 veces la concentración requerida por DAND de 22 [ppm]. Enseguida, se observa una tendencia a mantenerse constante en un valor promedio de 77%. Por otro lado, al observar el comportamiento que tiene la ley de concentrado al incrementar la dosificación del colector se logra visualizar una clara caída desde 10,8% a un 9,5%, al duplicar la dosificación del colector (de 22 [ppm] a 44 [ppm]), lo que se traduce en una caída porcentual de un 12%, porcentaje que se incrementa al triplicar la concentración del

colector (66 [ppm]) llegando desde un 21% a 8,5% en la ley del concentrado de cobre.

El fenómeno de que la recuperación metalúrgica de cobre se mantenga relativamente constante al incrementar la dosis del colector incluso al triple de la concentración original se puede deber al hecho de que no necesariamente por tener una mayor concentración de colector este reaccionara con el mineral de cobre (calcopirita) como se mencionó con anterioridad en el apartado previo y se estudió en la sección de “Efectos de las arcillas.”, los colectores no solo tienen afinidad con el mineral calcopirítico sino que tienden a reaccionar con una serie de minerales pero con menor reactividad que con la calcopirita bajo ciertas condiciones de pH y potencial Z. En primera instancia al estar en condiciones de pH favorables (10) para que el colector tenga una mayor selectividad, esta tenderá a reaccionar con el mineral calcopirítico hasta saturar la superficie disponible por lo que el reactivo remanente reaccionará con las siguientes especies mineralógicas que tengan afinidad con él. Cabe la posibilidad que para este tamaño de partícula (190 [µm]) el punto de saturación de la superficie disponible de mineral calcopirítico para que se acople el colector esté por debajo de la concentración requerida por DAND (bajo las 22 [ppm] de colector), por lo que al agregar una mayor concentración de colector no implicaría que las partículas tengan una mayor fuerza de adhesión con las burbujas de aire ya que no existe superficie para que se acoplen las cabezas polares del colector y quede expuestas las colas apolares hidrofóbicas.

También es importante destacar que el comportamiento recesivo que presenta la ley de concentrado de cobre la cual pasa de un valor de 10,8% a 8,5% al triplicar la concentración del colector puede estar relacionado a la selectividad que presente este, ya que como se mencionó en el apartado “Consumo de colector en presencia de bentonita.” al incrementar la dosis de colector en la pulpa existirá una fracción de este que reaccionaría y otorgara propiedades de hidrofobisidad a minerales sin interés económico (minerales de hierro, arcillas, gangas en general), por lo que se generaría un ensuciamiento del concentrado el cual aparte de recolectar el mineral de cobre por medio del mecanismo de flotación al generar el agregado partícula-

burbuja se estaría además recolectando por este mismo mecanismo minerales no deseados (sin interés económico como pirita y arcillas).

Por otro lado, la Figura 43, presenta el comportamiento que tiene la recuperación en peso y la ley de concentrado al ir incrementando la concentración del colector, desde 22 [ppm] hasta alcanzar las 66 [ppm]. Los datos se obtuvieron de la información entregada en las pruebas experimentales realizadas en las Figura 42.

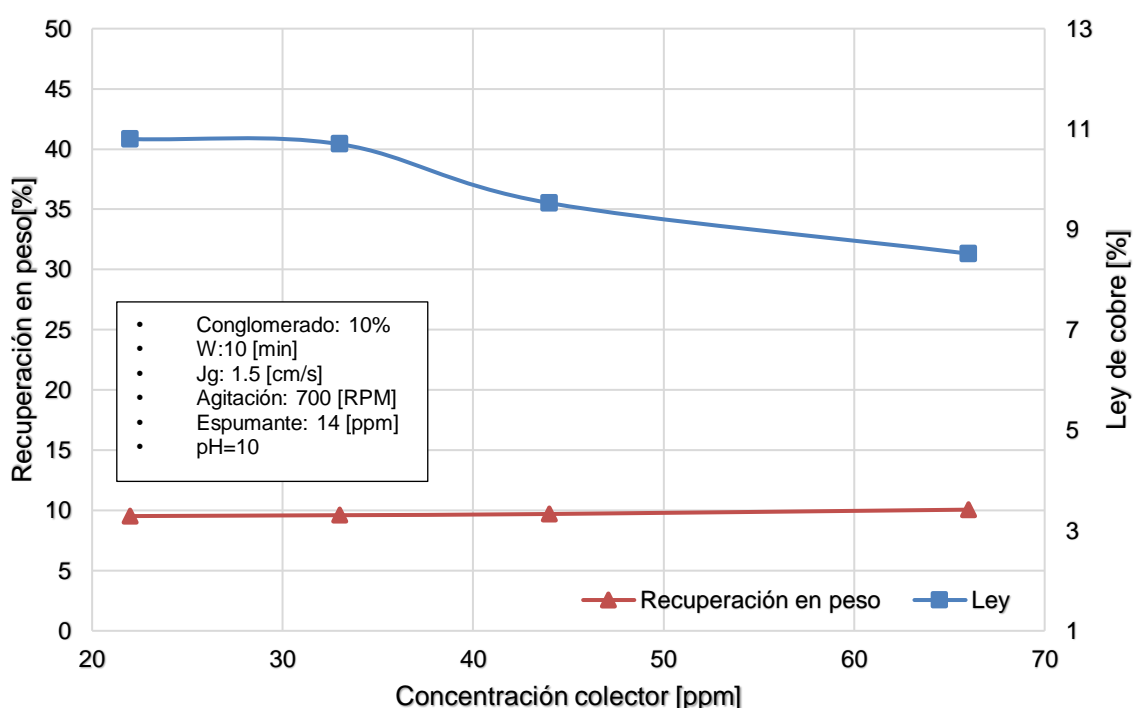


Figura 43. Efecto de la concentración de colector sobre la recuperación en peso y la ley de concentrado en presencia de un 10% en peso conglomerado proveniente de DAND.

Al analizar la información entregada por la Figura 43, se puede observar que la recuperación másica tiende a mantenerse relativamente constante con una variación aproximada de 10%, a medida que se incrementa la concentración del colector hasta el triple (66 [ppm]), mientras que la ley del concentrado final cae considerablemente como se mencionó con anterioridad.

El hecho de que la ley de concentrado de cobre comience a disminuir de manera rápida al incrementar la concentración del colector, puede relacionarse con a la selectividad del colector (como se estudió previamente). Ya que el este reactivo puede reaccionar con distintas especies y su selectividad con una especie mineral en especial se potencia con la utilización de activadores o depresores los cuales incrementan o disminuyen la reactividad del colector con uno o más minerales de interés.

Al no haber realizado las pruebas experimentales en presencia de este tipo de reactivos (depresantes o activadores) la probabilidad de que el colector reaccione con otra especie mineralógica se ve incrementada, al no tener una afinidad lo suficientemente fuerte con una especie mineralógica en específico. Al incrementar la dosificación del colector se ve incrementada la posible interacción de este reactivo con las demás especies mineralógicas presentes tales como la pirita la cual sin la presencia de un depresante es altamente reactiva con el colector.

#### **1.12.4 Efecto de la variación de la concentración de espumante para un contenido fijo de arcillas.**

Con la finalidad de evaluar el efecto que tiene la variación de la concentración del espumante Metil Isobutil Carbinol sobre la recuperación metalúrgica y la ley de concentrado de cobre en presencia de un porcentaje de arcillas correspondiente a de un 10% en peso de bentonita y del conglomerado proveniente de DAND, se realizaron pruebas manteniendo constante el contenido de arcillas, con una dosificación variable de espumante de 14 [ppm], 21 [ppm], 28 [ppm] hasta 42 [ppm]. La concentración de colector se mantuvo en 22 [ppm] requerida por DAND, el pH se regulo en 10, mediante la adición de lechada de cal y las condiciones operacionales de la celda de flotación consideran un Jg de 1,5 [cm/s] y una agitación de impeler de 700 [RPM].

- ***Consumo de espumante por la bentonita.***

Para determinar si es que es posible lograr recuperaciones metalúrgicas y leyes de concentrado de cobre similares a las obtenidas bajo condiciones ideales de flotación (dosificación de reactivos y condiciones de mecánicas expuestas con anterioridad) y sin la presencia de minerales de arcillas, en este caso bentonita, se estudió la incidencia que tiene un incremento en la concentración del espumante utilizado (Metil Isobutil Carbinol) a partir de la concentración requerida por DAND correspondiente a 14 [ppm], incluyendo dosificaciones de 1.5, 2 y 3 veces la concentración inicial (21 [ppm], 28 [ppm] y 42 [ppm], respectivamente). La concentración de bentonita fue de 10% en peso para cada una de la pruebas realizadas, el colector se mantuvo en una concentración de 22 [ppm], el pH se regulo en un valor de 10 mediante la adición de lechada de cal el tamaño de partícula correspondió al requerido por DAND de 190 [ $\mu\text{m}$ ], flujo de aire fue de 13 [L/min] ( $J_g$  1,5 [cm/s]), mientras que la agitación fue de 700 [RPM]. La Figura 44 presenta los resultados obtenidos en las pruebas experimentales.

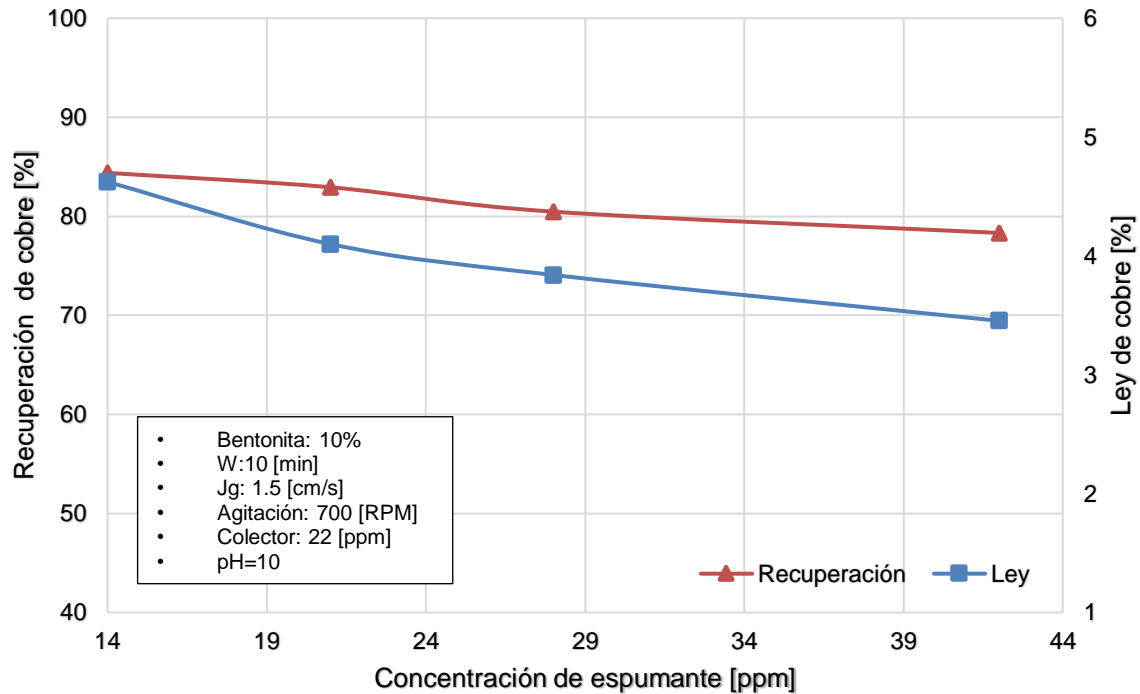


Figura 44. Efecto que tiene la variación de la concentración de espumante sobre la recuperación metalúrgica y la ley de concentrado de cobre en presencia de un 10% en peso de bentonita.

La Figura 44, muestra una caída significativa en la recuperación metalúrgica, la que disminuye de un 84% hasta un 78%, aproximadamente. Este descenso se comienza a observar de manera significativa al duplicar la concentración del espumante, llegando a una recuperación cercana al 80%, con una caída porcentual de un 5%, con respecto a la recuperación obtenida con una concentración de espumante de 14 [ppm]. La mayor caída porcentual de la recuperación con respecto a la concentración de espumante original, se obtiene al triplicar la dosificación de este reactivo, logrando una diferencia de un 7% al alcanzar una recuperación metalúrgica de un 78%.

Por otro lado, al analizar el efecto que tiene la concentración de espumante en la ley de concentrado final, se puede observar una caída aún más pronunciada, bajando de una ley de 4,6% hasta un 3,5% Cu. Al incrementar la concentración de

espumante en 1,5 veces la concentración inicial (21 [ppm]), la ley experimenta una caída porcentual de un 11% alcanzando una ley de un 4,1% Cu la cual se ve incrementada al triplicar la concentración de espumante (42 [ppm]), produciendo una caída de la a una ley de aproximadamente 3,5%, representando una disminución de un 24% con respecto a ley de concentrado inicial (correspondiente a 4,6% para una dosificación de 14 [ppm] de espumante).

Esta pérdida en la recuperación metalúrgica y ley de concentrado conforme aumenta la concentración de espumante añadida al proceso de flotación, puede estar asociada al mecanismo de acción de este tipo de reactivo (como se estudió en el apartado “Parámetros químicos.” subíndice “Espumantes.”), ya que el espumante tiene como función principal estabilizar las burbujas generadas por la aeración y la agitación del impeler evitando su coalescencia por medio de un recubrimiento sobre la burbuja producido por una cabeza polar (orientada hacia el líquido) y una cola de hidrocarburos (orientada hacia la fase gaseosa). El espumante al adherirse a la superficie de la burbuja, genera una capa que el colector debe superar, para poder generar una completa adhesión entre el mineral y la burbuja de aire.

Al incrementar la concentración del espumante, aumenta la estabilidad de la espuma, al tener una mayor cantidad de cabezas polares en la superficie de las burbujas, evitando un mayor grado de coalescencia entre ellas, pero al mismo tiempo, la superficie de la burbuja comienza a saturarse, incrementado la resistencia para que las colas hidrofóbicas del colector, penetren y se adhieran a la burbuja de aire. Este fenómeno se esquematiza en la Figura 45, en la que se aprecia en la sección “A”, cómo interactúan las colas hidrofóbicas del colector con la burbuja de aire, al presentar una baja dosificación de espumante en su superficie y en la sección “B”, se puede apreciar como el colector debe atravesar en primera instancia la capa generada por el espumante en altas concentraciones, para lograr llegar a la burbuja de aire.

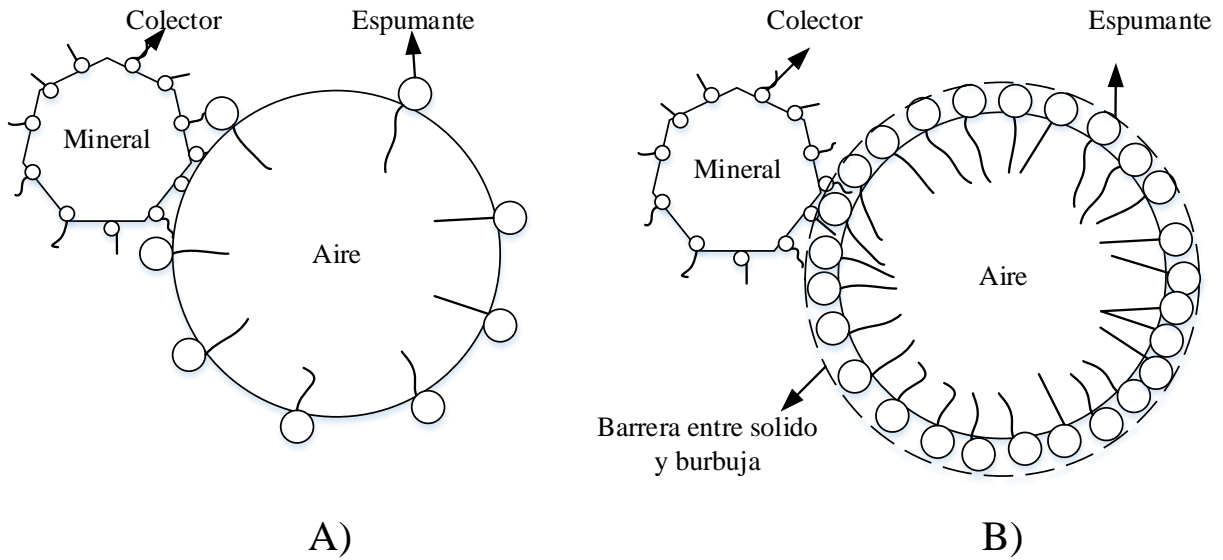


Figura 45. Esquema del efecto del incremento en la dosificación de espumante. A) Baja concentración de espumante. B) Alta concentración de espumante. [31]

Este fenómeno incide directamente en la probabilidad de adhesión, que se estudió con anterioridad en el apartado “Proceso de colisión-adhesión.”, ya que al generar una capa sobre la burbuja, dificulta la penetración del colector hacia la burbuja de aire, incrementado el tiempo de inducción necesario para la que se genere el agregado partícula-burbuja.

Por otro lado la Figura 46, muestra el impacto que tiene la concentración de espumante en la recuperación en peso y ley de concentrado, con un 10% en peso de bentonita. Los datos se obtuvieron de las pruebas experimentales realizadas en la Figura 44

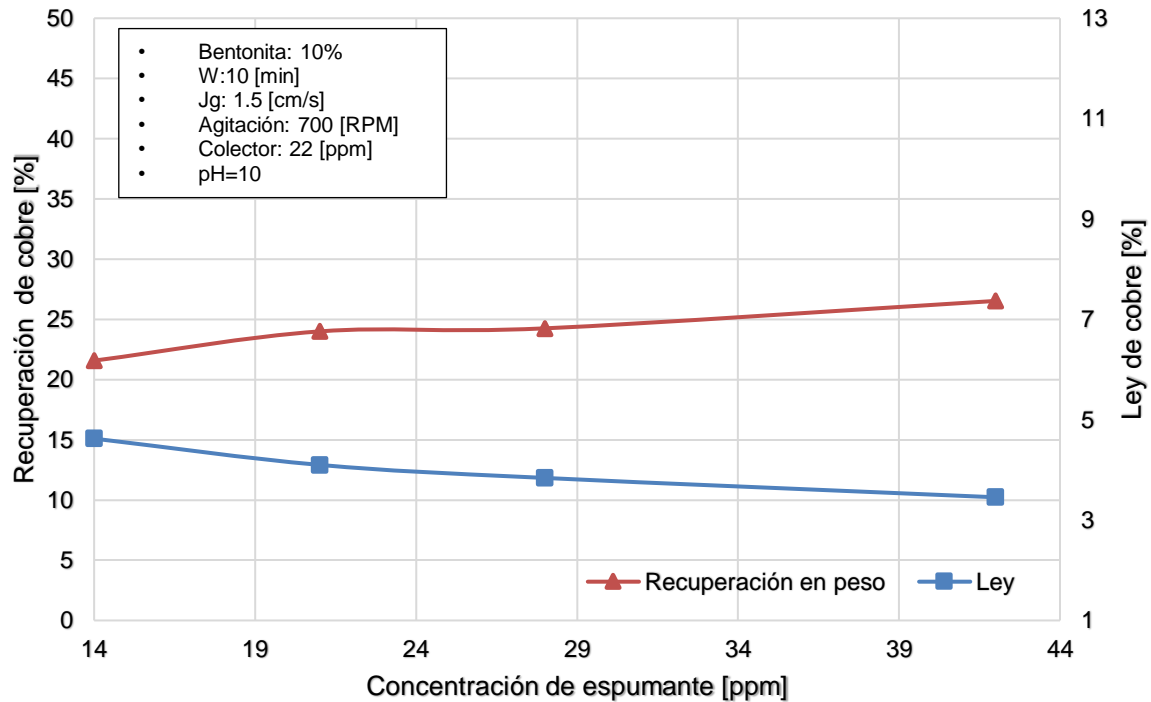


Figura 46. Efecto de la concentración de espumante sobre la recuperación en peso y la ley de concentrado rougher en presencia de un 10% en peso de bentonita.

La Figura 46, muestra un leve incremento en la recuperación en peso, que pasa de un 22% al utilizar una dosificación de espumante de 14 [ppm] a un 27% al triplicar la concentración de espumante (42 [ppm]), generándose una diferencia porcentual de un 19%, la cual a medida que se fue incrementando la concentración del espumante, desde los 14 [ppm], fue creciendo gradualmente pasando de un 8% al alcanzar una recuperación de un 24% para 1,5 veces la dosis de espumante requerida por DAND, luego se aprecia que la recuperación en peso se mantiene constante en 24% hasta duplicar la concentración del espumante donde posteriormente se logra la máxima alza de un 19% al llegar a la recuperación de un 27%, al triplicar la concentración del espumante.

Este incremento en la recuperación en peso, al incrementar la concentración del espumante en el proceso de flotación de mineral de cobre, puede estar asociado al hecho de que al incrementar la dosis de este reactivo, también se está

incrementando la resistencia y estabilidad de las burbujas de aire que ascienden a través del equipo, hasta ser descargadas. Al incrementar la estabilidad de las burbujas estas pueden estar favoreciendo el arrastre mecánico o atrapamiento del mineral de bentonita, que se encuentra en suspensión, lo que explicaría el alza en la recuperación en peso y en parte la baja de la ley del concentrado rougher debido al ensuciamiento generado. Esto de debido a que las burbujas en condiciones operacionales normales (a menores concentraciones de espumante) se pueden romper con mayor facilidad, evitando arrastrar minerales no deseados (ganga).

- ***Consumo de espumante por el conglomerado proveniente de DAND.***

De manera equivalente que el estudio realizado para determinar el efecto de la concentración del espumante sobre la recuperación metalúrgica y la ley de concentrado de cobre en presencia de bentonita, se hizo con la presencia del conglomerado proveniente de DAND, con la finalidad de saber si se puede lograr recuperaciones y leyes de cobre similares a las obtenidas bajo condiciones operacionales ideales (sin la presencia de mineral arcilloso).

Las pruebas experimentales que se realizaron consistieron en ir incrementando el consumo de espumante Metil Isobutil Carbinol a partir de la concentración determinada por DAND correspondiente a 14 [ppm], que enseguida incrementa a 21 [ppm], 28 [ppm] y 42 [ppm] lo cual corresponde a 1.5, 2 y 3 veces la concentración inicial, respectivamente. La concentración del conglomerado se fijó en 10% en peso de manera equivalente a las pruebas realizadas con bentonita, la dosificación del colector fue de 22 [ppm] para cada una de las pruebas, el pH se reguló en 10 mediante la adición de lechada de cal, el tamaño de partícula del mineral calcopiritico fue de 190 [ $\mu\text{m}$ ] y el flujo de aire y la velocidad de agitación fue de 13 [L/min] y 700 [RPM], respectivamente. En la Figura 47, se presentan los resultados obtenidos en las pruebas experimentales.

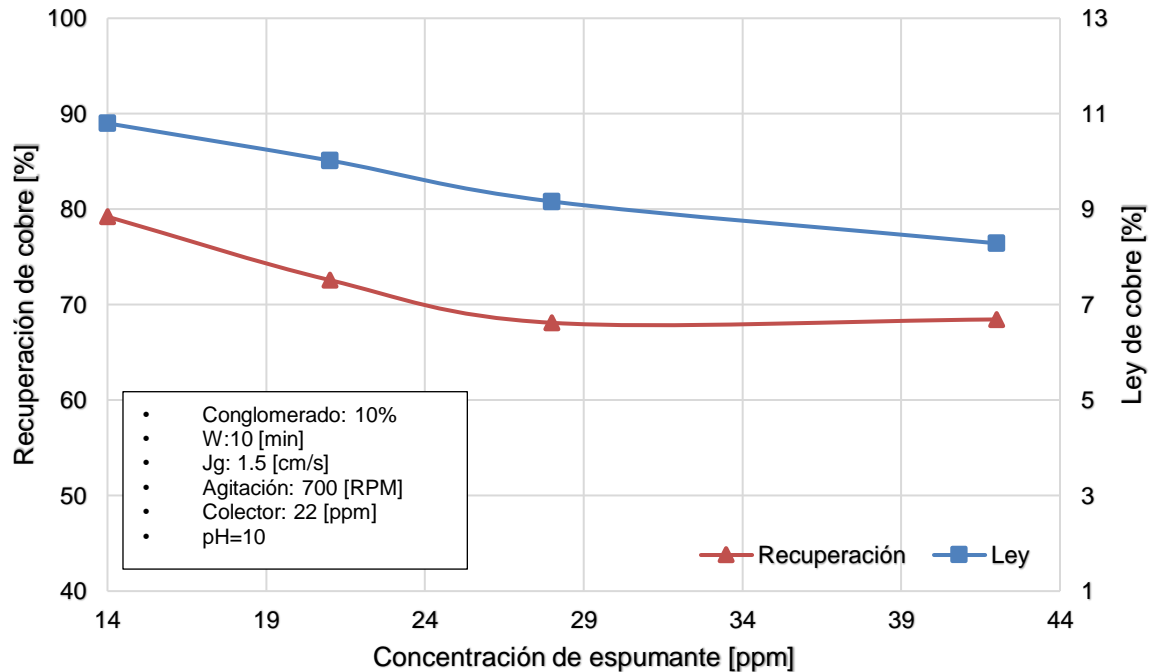


Figura 47. Efecto de la concentración de espumante en la recuperación y ley de cobre en presencia de un 10% en peso de conglomerado proveniente de DAND.

Al analizar la información presentada en la Figura 47, se puede observar una evidentemente caída de la recuperación metalúrgica de cobre, la que al incrementar la dosificación en 21 [ppm] correspondiente a 1,5 veces la concentración original, baja de un 79% hasta un 73%, lo que se traduce en una caída porcentual de un 8%, que se incrementa al duplicar la concentración del espumante (28 [ppm]), en un 14% al alcanzar una recuperación de un 68%, enseguida se estabiliza.

La ley del concentrado sufre un comportamiento similar al que experimenta la recuperación metalúrgica, la cual pasa de un 10,2% aproximadamente a un 10% al incrementa a 21 [ppm] la concentración del espumante, observándose una caída de un 8% aproximadamente, la que nuevamente se incrementa al duplicar la concentración del espumante, logrando una caída porcentual aproximada de un 15% al alcanzar una ley de un 9,2%. Al triplicar la dosificación del espumante, alcanzando una concentración de 42 [ppm], se aprecia una caída un poco menos pronunciada en la ley de concentrado, llegando a un 8,3% lo que significa una baja

de un 23% con respecto a la ley inicial (10,8%), pero de un 10% con respecto a la ley de 9,2%.

La caída que experimenta tanto la recuperación metalúrgica como la ley de concentrado de cobre, se puede deber al mismo motivo por el cual estos parámetros metalúrgicos bajan al incrementar la concentración de espumante en presencia de bentonita, como se ejemplifico en la Figura 45 del apartado previo. Al incrementar la concentración de espumante se incrementa de manera directa la estabilidad y resistencia de las burbujas de aire, al existir una saturación de reactivo (espumante) en la superficie disponible. Al saturar la superficie de la burbuja con las cabezas polares del espumante se genera un efecto adverso en la adhesión del colector en las burbujas de aire, debido a que se incrementa el tiempo de inducción al generar una barrera que dificulta la penetración de las colas hidrofóbicas hacia el aire de las burbujas. Cabe mencionar que la estabilización que experimenta la recuperación de cobre por sobre concentraciones de 28 [ppm], se puede deber a que a estas dosificaciones se logra una saturación del área disponible, por lo que al incrementar la cantidad de espumante a la pulpa, esta no incrementa de manera significativa el impacto sobre la probabilidad de adhesión y por lo tanto la recuperación.

Por otro lado es importante analizar el comportamiento que presenta la recuperación másica, al ir incrementando la dosificación del espumante como se muestra en la Figura 48. Los datos se obtuvieron de las pruebas experimentales que se realizaron para desarrollar la Figura 47.

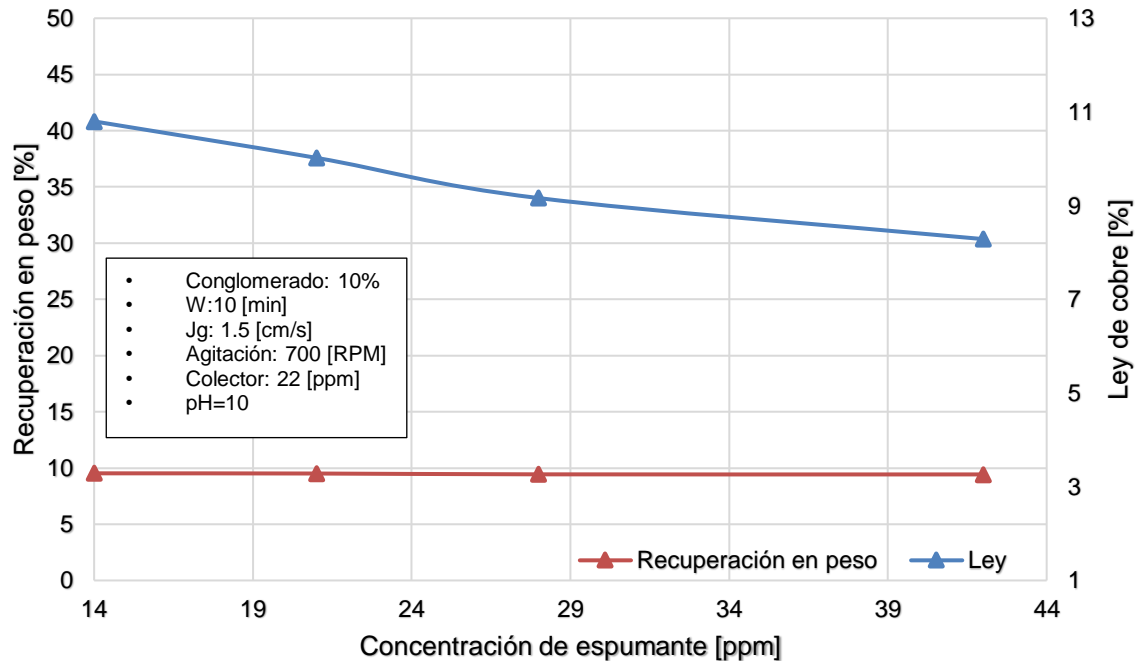


Figura 48. Efecto de la concentración de espumante en la recuperación en peso y ley de concentrado en presencia de un 10% de conglomerado proveniente de DAND.

Al analizar la información presentada en la Figura 48, se puede observar que al incrementar la concentración del espumante la recuperación másica se mantiene prácticamente constante en un 10%, a diferencia de la ley que cae drásticamente hasta alcanzar un 8,3% para una dosificación de espumante correspondiente a 42 [ppm].

Este comportamiento que experimenta la recuperación másica en presencia del conglomerado proveniente de DAND, se diferencia al que experimentó la recuperación en peso en presencia de bentonita, la cual presenta una clara tendencia a incrementar a medida que se eleva la concentración del espumante. Esta diferencia se puede deber a las propiedades físico-químicas de cada uno de los minerales de arcillas que se incorporaron en cada una de las pruebas, ya que como se ha mencionado con anterioridad (en el apartado “Minerales de arcillas”) la

bentonita tiene la capacidad de generar agregados (agrupación de minerales) al hidratarse en contacto con agua, los cuales se mantienen en suspensión en la pulpa. Pero por otro lado el mineral (conglomerado) proveniente de DAND corresponde a una mezcla de minerales de cobre, hierro, arcillas y gangas, cada uno de estos en diversas proporciones, incluso las arcillas presentes en este conglomerado tienen distintas propiedades físico-químicas, desde las estructuras laminares de cada una a la capacidad de captar iones (capacidad de hidratarse). Dentro del conjunto de arcillas presentes en esta mezcla (montmorillonita, caolín, biotitas, moscovitas y cloritas), solo la montmorillonita, como componente principal de la bentonita, tiene la capacidad de hidratarse y generar agregados en casi su totalidad y solo está presente en un 0.24%, mientras que el resto de los minerales de arcillas presentes, no tienen la capacidad de intercambiar iones en su totalidad, tiende a dispersarse en la pulpa. Es por este motivo, que el arrastre mecánico generado por una mayor resistencia y estabilidad de las burbujas de aire, no es tan relevante como en el estudio del efecto de la variación de la concentración de espumante en presencia de un 10% de bentonita, pero si contribuirá al ensuciamiento del concentrado y por lo tanto a la caída en la ley de cobre, ya que como se mencionó, una fracción del mineral de cobre no logrará generar el agregado partícula burbuja, debido al incremento del tiempo inducción, por lo que se reduce la recuperación metalúrgica al perder mineral de cobre que no se está flotando y la ley de concentrado se verá afectada por el ensuciamiento generado por el arrastre de mineral no deseado.

#### **1.12.5 Efecto del tamaño de partícula para una concentración fija de arcillas.**

Con la finalidad de completar el estudio realizado de los efectos que tienen los minerales de arcillas en los parámetros metalúrgicos de recuperación y ley de concentrado de cobre y como estos afectan el consumo de los reactivos (colector y espumante), se realizaron pruebas experimentales a diferentes tamaños de

partícula a partir  $P_{80}$  requerido por DAND correspondiente a 190 [ $\mu\text{m}$ ]. Para estudiar el efecto de este parámetro, en primera instancia el tamaño se redujo a 160 [ $\mu\text{m}$ ] y posteriormente se incrementó a 210 [ $\mu\text{m}$ ] y 230 [ $\mu\text{m}$ ].

- ***Efecto del tamaño de partícula del mineral CPY en presencia de bentonita.***

Para evaluar si es posible reestablecer de manera parcial o total la recuperación metalúrgica y la ley del concentrado rougher el tamaño de partícula  $P_{80}$  en 160 [ $\mu\text{m}$ ], 190 [ $\mu\text{m}$ ] (tamaño requerido por DAND para las pruebas preliminares), 210 [ $\mu\text{m}$ ] y 230 [ $\mu\text{m}$ ], en presencia de un 10% de bentonita. Para estas pruebas experimentales se mantuvo constante la concentración de colector Hostafлот X 023 y espumante Metil Isobutil en 22 [ppm] y 14 [ppm], respectivamente, el pH se reguló mediante la adición de lechada de cal en 10, la agitación y el flujo de aire fueron de 700 [RPM] y 13 [L/min] (correspondiente a un  $J_g$  1,5 [cm/s]), respectivamente. Los resultados experimentales se presentan en la Figura 49

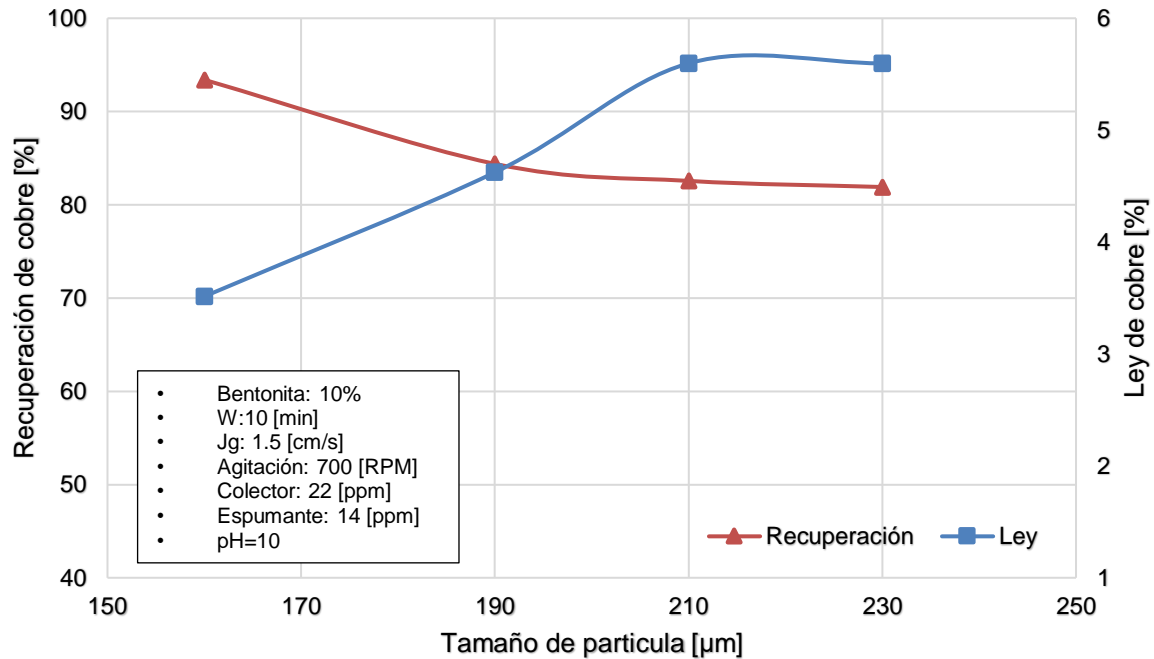


Figura 49. Efecto del tamaño de partícula en la recuperación y ley de concentrado en presencia de un 10% en peso de bentonita.

Al analizar los resultados obtenidos en la Figura 49, se puede observar que a medida que se reduce el tamaño de partícula de 190 [ $\mu\text{m}$ ] a 160 [ $\mu\text{m}$ ], se experimenta un aumento importante en la recuperación metalúrgica de cobre, pasando de un 84% a un 87% aproximadamente, correspondiente a una alza porcentual de un 3%. Por el contrario la ley de concentrado experimenta una caída importante pasando de un 4.6% (para un tamaño de partícula de 190 [ $\mu\text{m}$ ]) a un 3.5% lo que se traduce en una caída de un 24%. Pero al incrementar el tamaño de partícula por sobre los 190 [ $\mu\text{m}$ ] se aprecia una caída de la recuperación metalúrgica, desde un 87% a un valor cercano al 82% para los tamaños de 190 [ $\mu\text{m}$ ] y 210 [ $\mu\text{m}$ ], respectivamente, experimentando una caída porcentual de un 6% aproximadamente, la cual se estabiliza para un tamaño de 230 [ $\mu\text{m}$ ]. Por otro lado, al incrementar el P80 (tamaño de partícula) por sobre los 190 [ $\mu\text{m}$ ], la ley de concentrado comienza a incrementar de un 4.6% hasta un 5.6% (para 190 [ $\mu\text{m}$ ] y

210 [ $\mu\text{m}$ ], respectivamente), generando un aumento de un 18%, enseguida la ley de concentrado se estabiliza aproximadamente en los 5.6%, hasta alcanzar un tamaño de partícula de 230 [ $\mu\text{m}$ ].

Este incremento en la recuperación metalúrgica de cobre al reducir el  $P_{80}$  de alimentación, puede estar asociado al hecho de que al ir reduciendo el tamaño de partícula, se va liberando gradualmente el mineral de cobre que se desea recuperar. Al incrementar el grado de liberación del mineral en primera instancia se incrementa el área en la cual se puede adsorber el colector utilizado, debido a que se genera nueva área al reducir el tamaño de partícula y al exponer mineral que a tamaños mayores no se logra liberar y queda atrapado en mineral no deseado por lo que disminuye su probabilidades de ser recuperado en el concentrado.

Por otro lado, existe una fracción del mineral de interés que a pesar de estar correctamente liberado, será arrastrado hacia las colas, al quedar atrapado en los conglomerados de bentonita hidratados, como se ejemplifico en la Figura 40 presentando en el apartado anterior "Efectos de la bentonita.". A pesar del fenómeno de atrapamiento experimentado por la presencia de la bentonita, existe una mayor fracción de mineral de cobre que tiene la posibilidad de flotar lo que en cierta medida compensa en parte el efecto nocivo del mineral de arcilla del tipo bentonita.

En cambio la ley del concentrado de cobre a diferencia de la recuperación metalúrgica de cobre, sufre una rápida caída al disminuir el tamaño de partícula y por ende generar una mayor liberación del mineral de interés (calcopiritico). Este evento puede estar relacionado a que la reducción no es un proceso selectivo, sino que el 80% del mineral se reduce por debajo del tamaño indicado, por lo cual el mineral sin interés económico, también es afectado por la reducción. Al reducirse el tamaño de la ganga o mineral sin interés económico, este tiene mayor probabilidad de ser arrastrado por fuerzas hidráulicas, al presentar una menor inercia debido una menor masa por partícula.

Para complementar las observaciones realizadas con respecto a la ley de concentrado, es conveniente analizar el comportamiento que tiene la recuperación

en peso al variar el tamaño de partículas. La Figura 50, muestra el efecto que tiene el incremento del P80 a partir de un tamaño de 160 [μm]. Los datos se obtuvieron de las pruebas experimentas con las que se desarrolló la Figura 49.

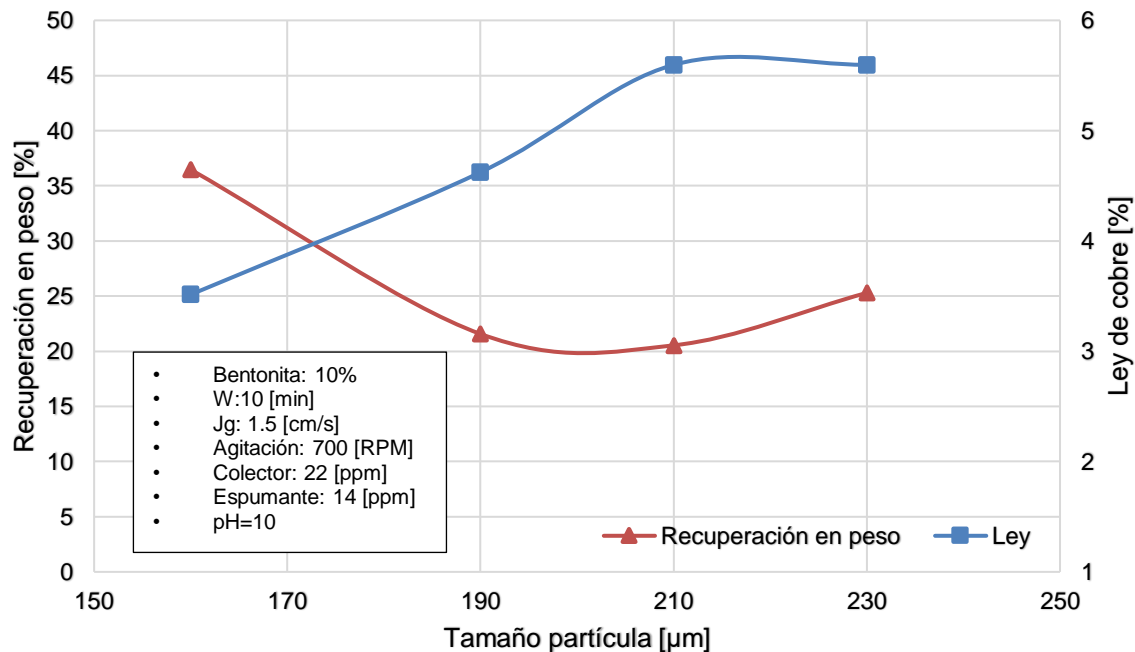


Figura 50. Efecto del tamaño de partícula en la recuperación en peso y ley de concentrado en presencia de un 10% de bentonita.

Al analizar los resultados presentados en la Figura 50, se puede observar que la recuperación másica experimenta un incremento pasando de un 22% (para un tamaño de 190 [μm]) hasta un 36% al disminuir el tamaño de partícula a 160 [μm], experimentando un aumento porcentual de un 39% aproximadamente de manera contraria a lo que experimenta la ley del concentrado, que como se mencionó con anterioridad, cae desde un 4,6% a un 3,5%, para la misma reducción de P<sub>80</sub>. Este resultado ratifica que el concentrado se está ensuciando debido al arrastre mineral no deseado, que como se mencionó con anterioridad, puede deberse a la pérdida

de masa de las partículas de mineral en el concentrado y por ende, a la pérdida de inercia, la cual facilita su arrastre hidráulico y mecánico.

Al elevar el  $P_{80}$  hasta un tamaño de partícula de 230 [ $\mu\text{m}$ ], se puede observar un ligero incremento en la recuperación pasando de un 22% a un 25%, con un aumento porcentual de un 12%, aproximadamente. Esta tendencia continúa hasta alcanzar un tamaño de partícula de 190 [ $\mu\text{m}$ ] y 210 [ $\mu\text{m}$ ], en donde se mantuvo relativamente constante. Esto puede deberse a que el mineral con un mayor tamaño, menos liberado y por lo tanto es altamente probable que el mineral de cobre que logre flotar, se ensucie debido al acompañamiento de mineral de bajo interés económico a diferencia del ensuciamiento producido a tamaños menores, que se debería al arrastre de tipo mecánico y/o hidráulico. Cabe destacar que al incrementar el tamaño por sobre los 210 [ $\mu\text{m}$ ], la ley de concentrado que estaba en alza al incrementar el tamaño de partícula, alcanza una constante en un 5,6%, lo que corrobora que el concentrado final sufrió algún tipo de ensuciamiento.

- ***Efecto del tamaño de partícula del mineral CPY en presencia del conglomerado proveniente de DAND.***

Se estudió si es posible reestablecer de manera parcial o en su totalidad, los parámetros de recuperación metalúrgica y ley de concentrado de cobre, que se obtuvieron bajo condiciones ideales de flotación, sin la presencia de mineral de arcilla, que en este caso corresponde al conglomerado mineralógico proveniente de DAND, con una concentración de un 10% en peso.

Las pruebas experimentales se realizaron manteniendo fijos los parámetros que se utilizaron en la flotación experimental, los cuales corresponden a una concentración de colector y espumante de 22 [ppm] y 14 [ppm], respectivamente, el pH de pulpa se reguló en 10 mediante la adición de lechada de cal, el impeler se rotó a 700 [RPM] mientras que el flujo de aire fue de 13 [L/min] correspondiente a un  $J_g$  de 1,5 [cm/s]. En este caso, el  $P_{80}$  se varió desde 160 [ $\mu\text{m}$ ], 190 [ $\mu\text{m}$ ] (tamaño de partícula

requerido por DAND), 210  $\mu\text{m}$  y 230  $\mu\text{m}$ ]. Los resultados experimentales de estas pruebas de laboratorio se presentan en la Figura 51.

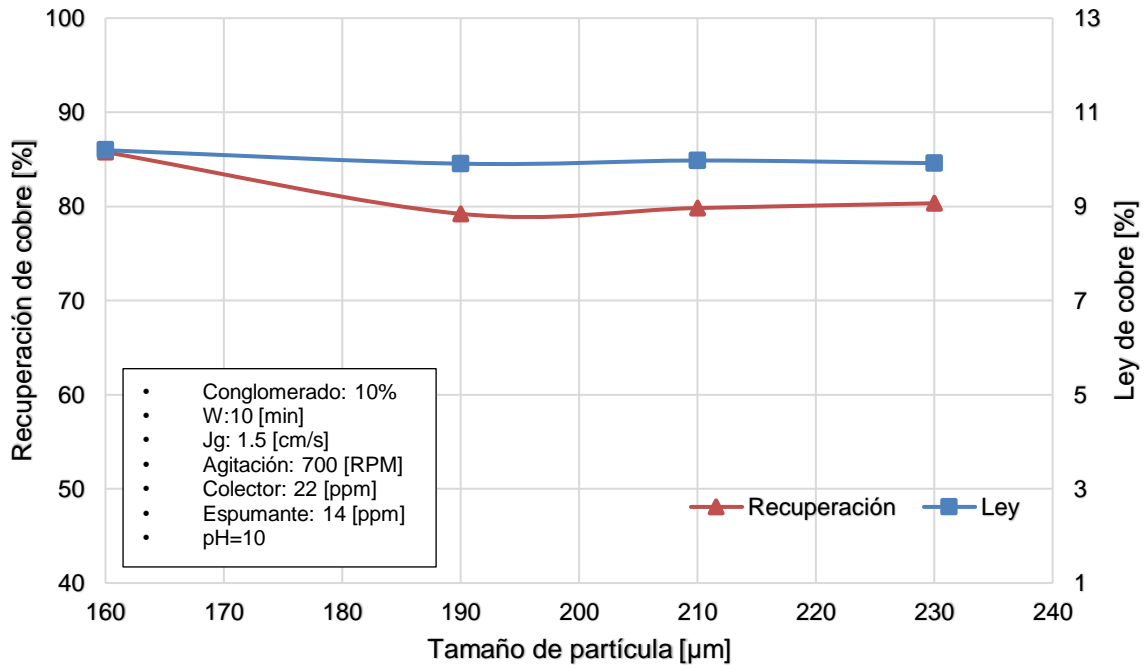


Figura 51. Efecto del tamaño de partícula en la recuperación y ley de concentrado en presencia de un 10% del conglomerado proveniente de DAND.

Al analizar los resultados experimentales expuestos en la Figura 51, se puede observar que al variar el  $P_{80}$  por sobre el tamaño de partícula de 190  $\mu\text{m}$ ], la recuperación metalúrgica se mantiene relativamente constante en un valor cercano al 80%, pero al reducir el tamaño a 160  $\mu\text{m}$ ], se logra ver un ligero incremento, pasando de un 80% aproximadamente, hasta un 85% experimentando una alza porcentual cercana al 6%. La ley del concentrado rougher presenta un comportamiento muy similar a la experimentada por la recuperación, la que al incrementar el tamaño de partícula por sobre los 190  $\mu\text{m}$ ], se mantiene relativamente constante en un valor que bordea el 10%. Pero al disminuir el  $P_{80}$  a

un tamaño de 160 [ $\mu\text{m}$ ], se aprecia que aún se mantiene dentro de un rango muy cercano al 10% la ley de concentrado rougher.

Esta alza en la recuperación metalúrgica de cobre, al disminuir el tamaño de partícula de la alimentación, de igual manera que en el estudio de la variación del tamaño de partícula en presencia de bentonita, puede estar relacionada a un incremento en la liberación del mineral de cobre. Al reducir el tamaño de las partículas, estas pueden presentar una mayor área para que se pueda adsorber el colector y además, se libera una fracción del mineral de cobre, que a tamaños mayores queda atrapado o envuelto en mineral sin interés o con baja reactividad con el colector, por lo que es arrastrado hacia las colas del proceso de flotación. Por otro lado, es posible que al incrementar el  $P_{80}$  la recuperación se mantenga relativamente estable, debido a que a pesar de que el mineral de cobre se encuentra menormente liberado, este tenga una área lo suficientemente amplia para que se adsorba el colector y pueda ser flotado. Además, al tener un mayor tamaño la probabilidad de colisión entre la partícula y la burbuja de aire se incrementa al presentar una mayor masa y por ende una mayor inercia como se estudió en los apartados previos (“Probabilidad de colisión ( $E_c$ ).”).

Por otro lado al analizar el comportamiento de la ley del concentrado, esta tiende a permanecer relativamente constante al disminuir el tamaño de partícula de la alimentación del proceso de flotación a diferencia del comportamiento que experimenta la recuperación en peso, este fenómeno también puede estar relacionado al incremento de liberación que tienen las partículas de cobre y por lo tanto a la pérdida másica que que experimentan. Para complementar este análisis se estudió el comportamiento que tiene la recuperación en peso al variar el  $P_{80}$  del mineral como se muestra en la Figura 52. Para este análisis se obtuvieron los datos de las pruebas experimentales que se realizaron en la

Figura 51.

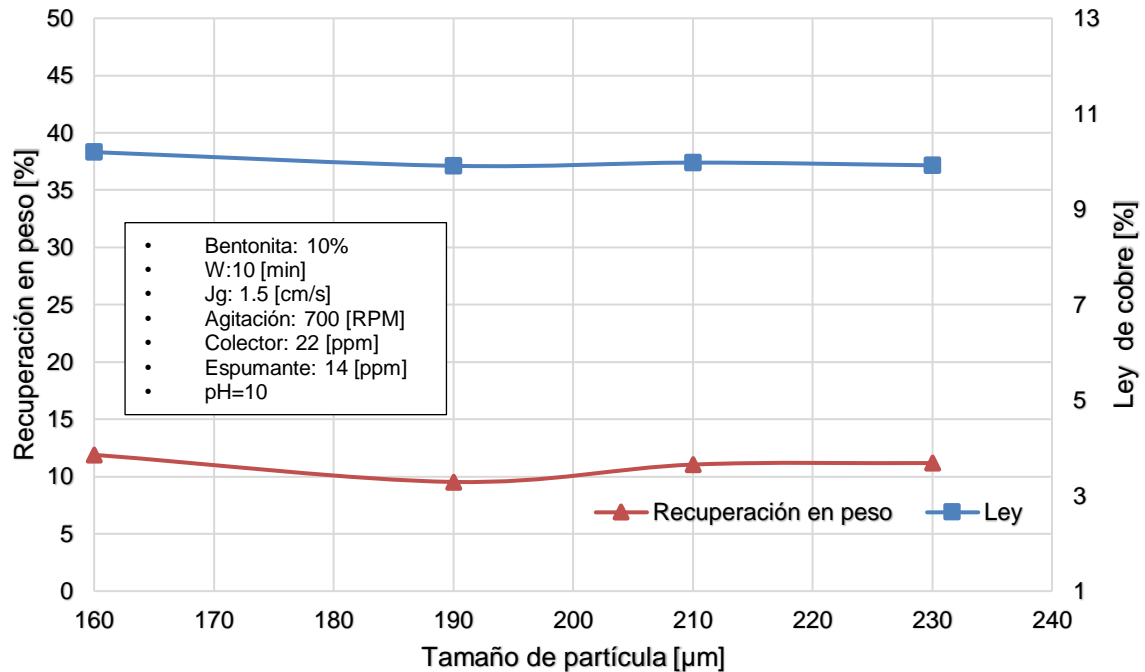


Figura 52. Efecto de la variación del tamaño de partícula en la recuperación en peso y la ley de concentrado en presencia de un 10% en peso de concentrado proveniente de DAND.

Como se puede observar en la Figura 52, la recuperación másica se mantiene relativamente constante en un valor cercano al 10%, pero al disminuir el tamaño de partícula a 160 [ $\mu\text{m}$ ] se observa un leve aumento a 12%, lo que corresponde a un alza porcentual de un 17%, mientras que la ley de concentrado como se mencionó previamente, se mantiene relativamente constante.

Este comportamiento puede estar relacionado a la pérdida de masa e inercia que experimentan las partículas al ser reducidas de tamaño, lo que afecta la probabilidad de colisión, pero en este caso particular a diferencia del estudio anterior (“Efecto del tamaño de partícula del mineral CPY en presencia de bentonita.”) que experimenta un caída en la ley de concentrado, al disminuir el tamaño de partícula a 160 [ $\mu\text{m}$ ], se mantiene relativamente constante a pesar de un leve aumento en la recuperación másica, ya que solo experimenta ensuciamiento debido al arrastre hidráulico y

mecánico de las partículas con menor masa, a diferencia del caso con una alta presencia de bentonita, la que contribuye al ensuciamiento por arrastre de los conglomerados, favorece por su hidratación.

## **CAPÍTULO V: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.**

Se puede concluir a partir de la información obtenida de las pruebas experimentales de molienda en seco, el tiempo necesario para lograr un  $P_{80}$  de 190 [ $\mu\text{m}$ ]. requerido por DAND corresponde a aproximadamente 25 [min]. Por otro lado, se generó una fracción de lamas cercana al 46%, como material particulado bajo 44 [ $\mu\text{m}$ ], para lograr el tamaño de partícula requerido.

Para las pruebas de flotación estándar, se determinó que la máxima recuperación metalúrgica cercana a un 90% se logró al trabajar con un flujo de aire de 13 [L/min] correspondiente a un  $J_g$  de 1.5 [cm/s] y una agitación de impeler de 700 [RPM], bajo condiciones de operación correspondiente a  $\text{pH}=10$ , una concentración de espumante y colector de 14 [ppm] y 22 [ppm], respectivamente.

Los resultados de la adición de minerales de arcilla en distintas concentraciones al proceso de flotación mostraron una caída en la recuperación metalúrgica y la ley de concentrado de cobre. En el caso de la bentonita se experimentó una caída en la recuperación hasta llegar a un valor cercano al 76% al igual que la ley de concentrado que decreció a un valor cercano a la ley de alimentación (1.9%) al incorporar un 15% en peso de esta arcilla. Por otro lado, al agregar el conglomerado proveniente de DAND, la recuperación en metalúrgica disminuyó a valores cercanos 79% y la ley de concentrado bajó a un valor aproximado de 9.1% al añadir un 15% en peso de esta asociación mineralógica.

Para las pruebas de consumo de colector, se apreció que al incrementar la dosificación del colector en presencia de un 10% en peso de mineral de arcilla, la recuperación metalúrgica se mantuvo relativamente constante en un valor cercano al 84% mientras que la ley de concentrado decayó de un 4.6% a un 3.3% aproximadamente al incorporar bentonita. En cambio, la recuperación de cobre al incorporar el conglomerado presentó una baja, disminuyendo de un 79% a un 76% aproximadamente, de igual manera que lo hizo la ley que bajo de 10.8% a un 8.5%

aproximadamente al incrementar la concentración de colector a 66 [ppm] (tres veces la concentración inicial).

Por otro lado, en el estudio realizado para evaluar el consumo de espumante, en el cual se elevó su dosificación en presencia de un 10% de mineral de arcilla, se apreció que en presencia de bentonita la recuperación metalúrgica se vio afectada disminuyendo de un 84% a un 78% al incrementar la concentración de espumante a 42 [ppm], mientras que la ley también experimentó una caída de casi un punto porcentual pasando de aproximadamente 4.6% a 3.5%. De manera similar, la recuperación y la ley se vieron afectadas al trabajar con el conglomerado proveniente de DAND, ya que la recuperación de cobre decayó de un 79% a un 68% aproximadamente y la ley de concentrado de 10.8% a un 8.3%.

Mientras que al realizar las pruebas de variación del tamaño de partícula ( $P_{80}$ ) se presenció una ligera alza en la recuperación metalúrgica al disminuir el tamaño a 160 [ $\mu\text{m}$ ]. en presencia de bentonita y del conglomerado proveniente de DAND (ambos minerales de arcilla en una concentración de 10% en peso) pasando de un 84% a un 87% y de un 79% a un 86%, respectivamente. Al incrementar el  $P_{80}$  no se lograron resultados positivos. Mientras que la ley se incrementa de 3.5% a 5.6% al pasar de 160 [ $\mu\text{m}$ ] hasta 230 [ $\mu\text{m}$ ] en presencia de bentonita, mientras que en presencia del conglomerado se mantiene relativamente constante cercana al 10%.

En último lugar, y a modo de complementar el estudio realizado en esta investigación, se recomienda efectuar estudios de flotación en presencia de minerales de arcilla con la adición de depresantes convencionales utilizados en planta con la finalidad de establecer la influencia de la reactividad de estos minerales con este tipo de reactivo.

También se recomienda realizar pruebas a menor tamaño de partícula y realizar ensayos de sólidos complementarios de análisis SEM y DRX.

## REFERENCIAS

- [1] “Precio de los Metales | Cochilco.” [Online]. Available: <https://www.cochilco.cl/Paginas/Estadisticas/Bases de Datos/Precio-de-los-Metales.aspx>. [Accessed: 16-Apr-2018].
- [2] R. P. Intelectual, “Competitividad de la minería chilena del cobre,” *Com. Chilea del Cobre*, p. 9, 2015.
- [3] D. E. Minerales, J. Y. B, and B. Principios, “Indice General,” 2005.
- [4] R. D. Crozier, *Flotation : theory, reagents, and ore testing*. Pergamon, 1992.
- [5] L. Vinnett and J. Yianatos, *Flotación de Minerales: Fundamentos, Tecnología y Aplicación*, Primera. Valparaiso: Editorial USM, 2015.
- [6] P. Mporfu, J. Addai-Mensah, and J. Ralston, “Investigation of the effect of polymer structure type on flocculation, rheology and dewatering behaviour of kaolinite dispersions,” *Int. J. Miner. Process.*, vol. 71, no. 1–4, pp. 247–268, Sep. 2003.
- [7] S. Farrokhpay, “The importance of rheology in mineral flotation: A review,” *Miner. Eng.*, vol. 36–38, pp. 272–278, Oct. 2012.
- [8] C. W. Bakker, C. J. Meyer, and D. A. Deglon, “Numerical modelling of non-Newtonian slurry in a mechanical flotation cell,” *Miner. Eng.*, vol. 22, no. 11, pp. 944–950, 2009.
- [9] C. A. Prestidge, “Rheological investigations of ultrafine galena particle slurries under flotation-related conditions,” *Int. J. Miner. Process.*, vol. 51, no. 1–4, pp. 241–254, Oct. 1997.
- [10] M. He, Y. Wang, and E. Forssberg, “Slurry rheology in wet ultrafine grinding of industrial minerals: A review,” *Powder Technol.*, vol. 147, no. 1–3, pp. 94–112, 2004.

- [11] Perales Agüera, "Curso: Tecnología Mineralúrgica," *Universidad de Cartagena*, 2011. [Online]. Available: <http://ocw.bib.upct.es/course/view.php?id=88&topic=3>. [Accessed: 12-Apr-2018].
- [12] S. L. Potos and S. Leona, "Flotación de calcopirita , pirita y molibdenita en minerales de cobre tipo pórfidos Alejandro López Valdivieso y Juan Luis Reyes Bahena Resumen Calcopirita," pp. 1–29, 2005.
- [13] Pablo, "Las Arcillas Clasificacion Identificacion Usos y Especificaciones Industriales," *Boi. Soc. Geol. Mexicana*, 1994. [Online]. Available: <https://es.scribd.com/document/101647720/Las-Arcillas-Clasificacion-Identificacion-Usos-y-Especificaciones-Industriales>. [Accessed: 12-Apr-2018].
- [14] A. Meliton, *Fundamentos de química de suelos - Melitón Adams - Google Books*. Caracas: Consejo de Desarrollo Científico y Humanístico Universidad Central de Venezuela, 1995.
- [15] Jórdan Manuel and Pardo Francisco, *Aportación al estudio de las arcillas industriales en Chile - Francisco Pardo Fabregat, Manuel Miguel Jordán Vidal - Google Books*. Universidad Miguel Hernández de Elche, 2016.
- [16] J. Gisbert, S. Ibañez, and H. Moreno, "Filosilicatos 1:1," p. 7, 2011.
- [17] S. Ibañez Asensio, J. M. Gisbert Blanquer, and H. Moreno Ramón, "Filosilicatos 2:1," pp. 1–12.
- [18] S. Farrokhpay, B. Ndlovu, and D. Bradshaw, "Behaviour of swelling clays versus non-swelling clays in flotation," *Miner. Eng.*, vol. 96–97, pp. 59–66, 2016.
- [19] Y. Peng and S. Zhao, "The effect of surface oxidation of copper sulfide minerals on clay slime coating in flotation," *Miner. Eng.*, vol. 24, no. 15, pp. 1687–1693, 2011.

- [20] S. Farrokhpay and D. Bradshaw, "Effect of clay minerals on froth stability in mineral flotation: a review," *26th Int. Miner. Process. Congr. IMPC 2012 Innov. Process. Sustain. Growth - Conf. Proc.*, vol. 2, no. 313, pp. 4601–4611, 2012.
- [21] Y. Wang, Y. Peng, T. Nicholson, and R. Andreas, "Applied Clay Science The different effects of bentonite and kaolin on copper flotation," *Appl. Clay Sci.*, vol. 114, pp. 48–52, 2015.
- [22] P. F. Luckham and S. Rossi, "The colloidal and rheological properties of bentonite suspensions," *Adv. Colloid Interface Sci.*, vol. 82, no. 1–3, pp. 43–92, Oct. 1999.
- [23] V. Gupta and J. D. Miller, "Surface force measurements at the basal planes of ordered kaolinite particles," *J. Colloid Interface Sci.*, vol. 344, no. 2, pp. 362–371, Apr. 2010.
- [24] N. Yildiz and A. Çalimli, "Alteration of three Turkish bentonites by treatment with Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> and H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>," *Turkish J. Chem.*, vol. 26, no. 3, pp. 393–401, 2002.
- [25] M. Zhang and Y. Peng, "Effect of clay minerals on pulp rheology and the flotation of copper and gold minerals," *Miner. Eng.*, vol. 70, pp. 8–13, 2015.
- [26] N. Cruz, Y. Peng, S. Farrokhpay, and D. Bradshaw, "Interactions of clay minerals in copper – gold flotation : Part 1 – Rheological properties of clay mineral suspensions in the presence of flotation reagents," *Miner. Eng.*, vol. 50–51, pp. 30–37, 2013.
- [27] Y. S. Evangeline, "Permeability Variation of Sodium Activated Bentonites PERMEABILITY VARIATION OF SODIUM ACTIVATED BENTONITES," 2009.
- [28] M. Glamorgan, "Sulfate expansion of lime-stabilized kaolinite: II. Reaction products and expansion," *Clay Miner.*, vol. 28, pp. 569–583, 1993.

- [29] C. Morales, "Puesta en marcha celda agitair escala laboratorio con posterior estudio para flotar mineral sobretamaño," vol. 1, p. 31, 2016.
- [30] J. Yianatos, *Reunión Personal*. .
- [31] L. Vinnett, "Clase, Reactivos de Flotación," in *Clase de Flotación de Minerales*, 2016.

## ANEXOS

### ANEXO A: MEMORIA DE CÁLCULO.

#### A.1. Cálculo de peso específico.

Para la determinación del peso específico del mineral, se ocuparon las siguientes correlaciones:

$$\rho_{sólido} = \left( \frac{W_2 - W_1}{(W_4 - W_1) - (W_3 - W_2)} \right) * \rho_{parafina} \quad (7)$$

Donde:

- $W_1$  : Masa picnómetro.
- $W_2$  : Masa picnómetro + muestra.
- $W_3$  : Masa picnómetro + muestra + parafina.
- $W_4$  : Masa picnómetro + parafina.
- $\rho_{parafina}$  : Densidad de la parafina.
- $\rho_{agua}$  : Densidad del agua.

Primero se debe determinar la densidad de la parafina, realizando una regresión lineal a distintos volúmenes con el fin de corroborar la tendencia de estos datos, como lo muestra la Tabla. A. 1:

Tabla A. 1: Densidad de la parafina.

Densidad Parafina		
Volumen [ml]	Masa [g]	Densidad [g/cm <sup>3</sup> ]
5	3.9645	0.7929
10	7.9875	0.7988
15	12.0006	0.8000
20	16.0053	0.8003
<b>Promedio</b>		<b>0.7980</b>

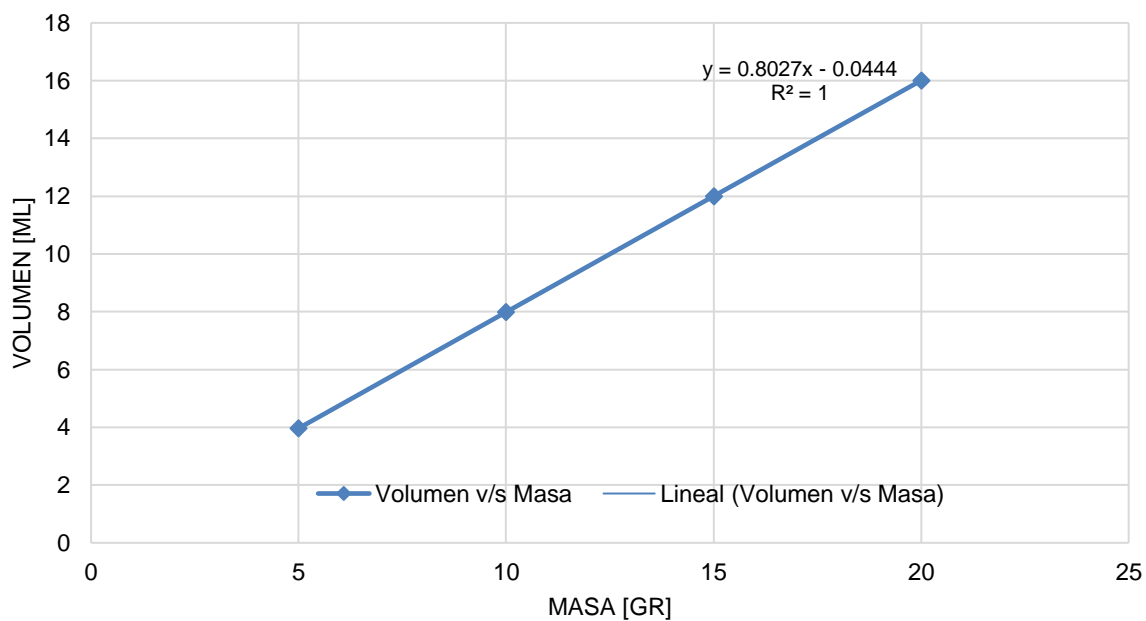


Figura. A. 1: Regresión lineal para los volúmenes y masas de parafina.

Este gráfico presenta un coeficiente  $R^2 = 1$ , lo que verifica que la densidad de la parafina corresponde a 0.7980. A partir de esta información se puede determinar el peso específico del mineral.

Los datos entregados en la Tabla A. 2 se realizaron a temperatura ambiente (25 C°):

Tabla A. 2: Peso específico determinado mediante picnómetro.

<b>Tabla A.</b>						<b>Densidad Mineral</b>
<b>1:</b>	<b>Masas [g]</b>					<b>[g/mL]</b>
<b>Densidad de la parafina.</b>	<b>W<sub>1</sub></b>	<b>W<sub>2</sub></b>	<b>W<sub>3</sub></b>	<b>W<sub>4</sub></b>		<b>ρ<sub>sólido</sub></b>
1	23.0169	44.0897	32.9941	51.0801		2.6656
2	23.0242	44.08	32.9943	51.0768		2.6758
3	23.0213	44.0614	33.0272	51.1026		2.6932
4	23.0277	44.0653	33.0214	51.0938		2.6895
<b>Promedio</b>						<b>2.7</b>
<b>Desviación Estándar</b>						<b>0.0127</b>

Para obtener la estimación de la media, con un intervalo de confianza de un 95% se utiliza la siguiente expresión:

$$I_{c\ 95\%} = \bar{X} \pm t_{(1-\frac{\alpha}{2};n)} * \frac{S}{\sqrt{n}} \quad (8)$$

Donde:

- $I_{c\ 95\%}$  : Intervalo de confianza con 95% de certidumbre.
- $\bar{X}$  : Promedio aritmético.
- $t$  : T de Student, se obtiene de tablas.
- $S$  : Desviación estándar.
- $n$  : Número de muestras.
- $\alpha$  : Error permitido 5%.

Tabla A. 3: Intervalo de confianza.

<b>Intervalo de Confianza</b>	
$\bar{X}$	2.7
t	3.182
S	0.0127
n	4
a	5%
<b><math>I_{c\ 95\%}</math></b>	<b><math>\pm 0.02021</math></b>

A.2. Densidad aparente.

La densidad aparente del mineral, se puede determinar mediante la Ecuación 9:

$$\rho_{ap} = \frac{\frac{\text{masa mineral}}{1000}}{(H_{Total} - H_{Sobrante}) * \pi \frac{D^2}{4}} \quad (9)$$

En la Tabla A. 4 se presentan los resultados de las densidades aparentes obtenidas experimentalmente:

Tabla A. 4. Densidad aparente del mineral.

Prueba	Masa Mineral [gr]	Volumen de Agua [ml]	Volumen Desplazado [ml]	Densidad Aparente [g/cm <sup>3</sup> ]
1	499	497	683	2.6828
2	498	499	684	2.6919
3	501	494	681	2.6791
<b>Promedio</b>				<b>2.7</b>
<b>Desviación estándar</b>				<b>0.0066</b>
<i>I<sub>c</sub> 95%</i>				<b>0.0121</b>

### A.3. Cálculo de parámetros de molienda seca.

Para determinar los parámetros de la molienda, se debe conocer en primera instancia las dimensiones internas del molino (diámetro y altura), con lo que se puede obtener el volumen interno de este.

Las medidas internas obtenidas corresponden a 22,4 [cm] de alto (*h*) y 17,0 [cm] de diámetro (*D*), por lo que el volumen corresponde a:

$$V_{interno} = \frac{\pi * D^2 * h}{4} = \frac{\pi * (17,0[\text{cm}])^2 * 22,4 [\text{cm}]}{4} = 5084 [\text{cm}^3] \quad (10)$$

Considerando un valor de llenado volumétrico (*J*) de un 40%, se tiene que el volumen disponible queda:

$$V_{efectivo} = V_{interno} * J = 5084 [\text{cm}^3] * 40\% = 2034 [\text{cm}^3] \quad (11)$$

Con esta información se puede determinar la carga del medio de molienda considerando que se cumple una razón volumétrica en bolas versus mineral de 1,5 (40% carga de mineral y 60% de bolas) con una densidad de acero correspondiente a 7,85 [g/cm<sup>3</sup>], con lo que se obtiene:

$$Carga\ de\ bolas = V_{efectivo} * 60\% * \rho_{acero} \quad (12)$$

$$Carga\ de\ bolas = 2034 [cm^3] * 60\% * 7,85 \left[ \frac{g}{cm^3} \right] = 9579 [g] \quad (13)$$

Para finalizar, se procede a determinar la masa del mineral que se incorpora al molino. Cabe destacar que la carga para que sea representativa a un medio de molienda, se debe considerar una porosidad ( $P$ ) inicial correspondiente a un 10%:

$$Masa\ Mineral \quad (14)$$

$$= V_{efect.\ mol.} * Fracción\ Vol.\ Mineral * \rho_{mineral} * (100\% - P)$$

$$Masa\ Mineral = 2034 [cm^3] * 0.4 * 2.7 \left[ \frac{g}{cm^3} \right] * (100\% - 10\%) = 1940 [g] \quad (15)$$

- Velocidad crítica de molienda.

La velocidad crítica de molienda queda determinada por la Ecuación 15:

$$Velocidad_{critica} = \frac{42,2}{\sqrt{D_i - d'}} \quad (16)$$

Donde:

- $D_i$  : Diámetro interno del molino.
- $d'$  : Diámetro de bolas 1 [pulg].

De la Ecuación 16, reemplazando con los datos obtenidos en el apartado anterior, se tiene que:

$$Velocidad_{critica} = \frac{42,2}{\sqrt{0,17 [m] - 1 [pulg]}} \quad (17)$$

$$Velocidad_{critica} = \frac{42,2}{\sqrt{0,17 [m] - 0,0254 [cm]}} = 111 [rpm] \quad (18)$$

- Velocidad de operación de molienda.

La velocidad de operación se determina mediante la Ecuación 19:

$$Velocidad_{operacional} = V_c * P_{v_c} \quad (19)$$

Donde:

- $V_c$  : Velocidad critica.
- $P_{v_c}$  : Media velocidad operacional.

Si se considera una media de velocidad operacional  $P_{v_c}$  que se mueve entre el 80% y 90%, se obtiene que (ver Ecuación 20):

$$Velocidad_{operacional} = 111 [rpm] * 0.85 = 94 [rpm] \quad (20)$$

#### A.4. Cálculos de parámetros de flotación.

- Volumen nominal:

Para las pruebas de flotación que se realizaron, se consideró una celda Rougher con una capacidad volumétrica nominal determinado de la siguiente manera (ver Ecuación 21):

$$V_n = alto * largo * ancho \quad (21)$$

La Tabla. A. 1 muestra las dimensiones de la celda rougher.

Tabla. A. 1: Dimensiones celda de flotación rougher.

<b>Volumen Nominal</b>		
<b>Parámetro</b>	<b>Cifra</b>	<b>Unidad</b>
Alto	11.9	cm
Ancho	11.9	cm
Largo	11.9	cm

Con estos datos se tiene que el volumen nominal corresponde a:

$$V_n = 11.9 [cm] * 11.9 [cm] * 11.9 [cm] = 1685 [cm^3] \cong 1,7 [L] \quad (22)$$

#### A.5. Volumen mecánico:

El volumen mecánico de la celda corresponde al volumen que ocupan las placas estabilizadoras en conjunto con volumen utilizado por el impulsor.

$$V_m = V_{PE} + V_I \quad (23)$$

Donde:

- $V_m$  : Volumen mecánico.
- $V_{PE}$  : Volumen placas estabilizadoras
- $V_I$  : Volumen impulsor

El volumen de las placas estabilizadoras se determina mediante el método de volumen de agua, en el cual se incorporado a la celda hasta llegar a la altura nominal (11.9 [cm]). En Segundo lugar se determina el volumen de agua añadido y se compara con el volumen nominal de la celda calculado con anterioridad (ver Tabla. A. 2.)

Tabla. A. 2: Volumen nominal y volumen de agua añadida.

<b>Volumen Placas Estabilizadoras</b>		
<b>Parámetro</b>	<b>Cifra</b>	<b>Unidad</b>
Vol. Nominal	1685.16	cm <sup>3</sup>
Vol. Agua (añadida)	1600	cm <sup>3</sup>

Con esta información se obtiene:

$$V_{PE} = V_n - V_{agua} \quad (24)$$

$$V_{PE} = 1685,16 [cm^3] - 1600 [cm^3] = 85,16[cm^3] \quad (25)$$

Mientras tanto el volumen utilizado por el impulsor se determina mediante el método del rebalse, el cual se agrega un volumen de agua a la celda, posteriormente se introduce el impeler y se registre la diferencia de altura del agua, con lo cual se puede determinar el volumen desplazado correspondiente al impeler (ver Tabla. A. 3.)

Tabla. A. 3: Dimensiones volumen desplazado.

<b>Volumen Impeler</b>		
<b>Parámetro</b>	<b>Cifra</b>	<b>Unidad</b>
Diferencia de altura	0.5	cm
Ancho	11.9	cm
Largo	11.9	cm

A partir de esta información se tiene que el volumen del impeler corresponde a:

$$V_I = \text{Dif. altura} * \text{ancho} * \text{largo} \quad (26)$$

$$V_I = 0,5[\text{cm}] * 11,9[\text{cm}] * 11,9[\text{cm}] = 70,81[\text{cm}^3] \quad (27)$$

Con el volumen del impeler y las placas estabilizadoras, se puede determinar el volumen mecánico de la celda:

$$V_m = 85,16[\text{cm}^3] + 70,81[\text{cm}^3] = 155,96[\text{cm}^3] \quad (28)$$

- Volumen útil celda rougher:

Volumen disponible luego de restar volumen utilizado por piezas mecánicas, tales como placas difusoras y rotor. Determinado por diferencia entre el volumen nominal y volumen mecánico:

$$V_{Util} = V_n - V_m \quad (29)$$

Con la información obtenida en los apartados anteriores se tiene que el volumen útil corresponde a:

$$V_{Util} = 1685 [cm^3] - 155,96[cm^3] = 1529,2 [cm^3] \quad (30)$$

- Masa mineral:

Para determinar la masa de mineral necesaria para el proceso de flotación, en primera instancia se debe definir el volumen de pulpa considerando un valor de altura de espuma de 1 [cm]:

$$V_{pulpa} = V_{util} = 1529,2 [cm^3] \quad (31)$$

A partir de esta información se puede conocer la masa de pulpa que ocupa ese volumen. Para ello se considera una fracción en peso de sólido de 30%. Es imperativo determinar previamente la densidad de esta:

$$\rho_{pulpa} = \left( \frac{Cp}{\rho_{mineral}} + \frac{1 - Cp}{\rho_{agua}} \right)^{-1} \quad (32)$$

$$\rho_{pulpa} = \left( \frac{0.3}{2,68 \left[ \frac{g}{cm^3} \right]} + \frac{1 - 0.3}{1 \left[ \frac{g}{cm^3} \right]} \right)^{-1} = 1,232 \left[ \frac{g}{cm^3} \right] \quad (33)$$

Luego, la masa de la pulpa es:

$$M_{pulpa} = V_{pulpa} * \rho_{pulpa} = 1529,2 [cm^3] * 1,232 \left[ \frac{g}{cm^3} \right] = 1885,3 [g] \quad (34)$$

Con esta información es posible determinar la masa de mineral y el volumen de agua requerida para obtener la concentración en peso requerida:

$$Cp = \frac{M_{mineral}}{M_{pulpa}} \quad (35)$$

$$M_{mineral} = Cp * M_{pulpa} = 0.3 * 1885,3 [g] = 565,6 [g] \quad (36)$$

$$V_{agua} = (M_{pulpa} - M_{mineral}) * \frac{1}{\rho_{agua}} = (1885,3 [g] - 565,6 [g]) * \frac{1}{1 \left[ \frac{g}{mL} \right]} = 1319,7 [mL] \quad (37)$$

El último parámetro correspondiente a la celda de flotación corresponde al cálculo del flujo de aire ( $Q_g$ ) necesario para obtener una velocidad superficial de gas correspondiente ( $J_g$ ) a 1,5 [cm/s]:

$$Q_g = J_g * Largo * Ancho = 1,5 \left[ \frac{cm}{s} \right] * 11,9 [cm] * 11,9 [cm] = 212,4 \left[ \frac{cm^3}{s} \right] \quad (38)$$

$$Q_g = 212,4 \left[ \frac{cm^3}{s} \right] * \frac{60}{1} \left[ \frac{s}{min} \right] * \frac{1}{1000} \left[ \frac{L}{cm^3} \right] = 12,8 \left[ \frac{L}{min} \right] \quad (39)$$

#### A.6. Cálculo de dosificación de reactivos.

- Volumen de colector.

Para obtener el volumen de colector necesario para cumplir los requisitos deseados, se debe considerar la densidad del reactivo ( $\rho=0,9906$  [g/mL]), masa del mineral y la concentración requerida, la cual corresponde a 22 [ppm], de la siguiente manera:

$$V_{Colector} = \frac{C_{colector} * M_{mineral}}{\rho_{colector}} \quad (40)$$

$$V_{Colector} = \frac{22[ppm] * 565,6[g]}{0,9906 \left[ \frac{g}{mL} \right]} * \frac{1000}{1} \left[ \frac{\mu L}{mL} \right] \quad (41)$$

$$V_{Colector} = \frac{22 * 10^{-6} * 565,6[g]}{0,9906 \left[ \frac{g}{mL} \right]} * \frac{1000}{1} \left[ \frac{\mu L}{mL} \right] \cong 13[\mu L] \quad (42)$$

- Volumen del espumante.

Para determinar el volumen del espumante necesario, se realiza el mismo procedimiento mostrado en el apartado anterior, el cual cuenta con la densidad del espumante ( $\rho=0,8093$  [g/mL]), masa del mineral y concentración requerida:

$$V_{\text{espumante}} = \frac{C_{\text{espumante}} * M_{\text{mineral}}}{\rho_{\text{espumante}}} \quad (43)$$

$$V_{\text{espumante}} = \frac{14[\text{ppm}] * 1677[\text{g}]}{0,8093 \left[ \frac{\text{g}}{\text{mL}} \right]} * \frac{1000}{1} \left[ \frac{\mu\text{L}}{\text{mL}} \right] \quad (44)$$

$$V_{\text{espumante}} = \frac{14 * 10^{-6} * 565,6[\text{g}]}{0,8093 \left[ \frac{\text{g}}{\text{mL}} \right]} * \frac{1000}{1} \left[ \frac{\mu\text{L}}{\text{mL}} \right] \cong 10[\mu\text{L}] \quad (45)$$

## ANEXO B: PROCEDIMIENTOS DE LABORATORIO.

### B.1. Ley de Cobre Total:

#### **Materiales**

- Vaso precipitado 250 [mL].
- Pro-pipeta.
- Probeta de 15 [mL].
- Probeta 100 [mL].
- Vidrio reloj.
- Espátula.
- Placa calefactora.
- Pipeta graduada 2 [mL].
- Matraz Aforado 250 [mL].
- Matraz kitazato.
- Embudo Buchner.
- Bomba de vacío.
- Papel filtro.
- Embudo analítico.
- Piseta.

#### **Procedimiento**

1. Pesar 2,5 g de muestra secada a 40 oC y homogenizada previamente, en un vaso precipitado de 250 [mL].
2. Agregar 10 [mL] de ácido clorhídrico concentrado y 15 [mL] de mezcla sulfonítrica.
3. Tapar con vidrio reloj y ebulir a temperatura de 90°C.

4. Dejar digerir en placa de calefacción hasta estado siruposo.
5. Agregar 100 [mL] de agua destilada y 2 [mL] de ácido sulfúrico al 10 % p/p.
6. Llevar la muestra a ebullición (90 °C) durante 5 a 10 minutos procurando tapar con vidrio reloj, evitando pérdida de muestra (si salta demasiado mantener a menor temperatura).
7. Dejar enfriar, filtrar por filtración al vacío y proceder a aforar en un matraz de aforo de 250 [mL].

### Cálculo

$$Ley \% = \frac{C_{EAA} * 250 * f_{dilución}}{Peso muestra * 10000} \quad (46)$$

Donde:

- $C_{EAA}$  : Concentración obtenida de EAA en [mg/L].
- $f_{dilución}$  : Aplicado para medir en EAA, 1.
- $Peso muestra$  : Peso muestra analizada [g].

B.2. Preparación mezcla sulfonítrica:

### Materiales:

- Botella oscura de 1 [L].
- Probeta de 500 [mL].

## **Procedimiento**

1. En una botella oscura de 1 [L] agregar 330 [mL] de agua destilada.
2. Luego agregar 330 [mL] de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> concentrado al 98%.
3. Una vez que la mezcla este fría agregar 340 [mL] de HNO<sub>3</sub>.

### **B.3. Análisis granulométrico F<sub>80</sub>:**

#### **Materiales:**

- Muestra de mineral 100% -10 # mallas.
- Ro-Tap.
- Set de tamices.
- Balanza granataria.
- Bandejas.
- Brocha y pala.

#### **Procedimiento:**

1. Preparar 1200 (g) aproximadamente de muestra de mineral. El mineral debe estar mezclado uniformemente con granulométricas 100% -10#.
2. Homogenizar el mineral mediante la técnica de Roleo. Luego mediante Cuarteo se procede a la obtención de 4 de muestras representativas de 300 (g) cada una.
3. Limpiar cada tamiz, pesar y anotar el valor obtenido.
4. Ordenar el set de tamices desde la malla con mayor abertura (menor número de malla) hasta la de menor abertura (mayor número de malla). Procurar colocar un fondo bajo la última malla.
5. Tapar el set de tamices y colocarlo en la máquina ROTAP.

6. Realizar análisis granulométrico a +325# por distintas mallas, en Ro- Tap por 6 minutos en intervalo continuo con amplitud 70.
7. Finalizado el tiempo de tamizaje se retira el set de tamices y las mallas deben ser cuidadosamente separadas, de manera de no perder muestra.
8. Pesarse cada tamiz con el mineral retenido en su interior. Anotar los pesos y determinar la masa de mineral retenido.
9. Finalizados los 6 minutos de tamizaje vaciar la muestra de mineral contenida en cada tamiz sobre un paño roleador y pesarla.
10. Graficar y realizar cálculos para determinar F80.

B.4. Deslame:

**Materiales:**

- Balde.
- Malla 325.

**Procedimiento:**

1. Vaciar pulpa obtenida de molienda sobre malla 325. No exceder 300 (g) de pulpa sobre malla.
2. Abrir llave a baja presión de agua.
3. Tomar manguera y aplicar chorro de agua encima de malla 325.
4. La malla se debe ir moviendo de manera tal, que la pulpa escurra de un extremo de la malla hacia el extremo opuesto.
5. Una vez que el agua de la pulpa se torne clara, incolora, finalizar deslamado.

## ANEXO C: FIGURA DE EQUIPOS Y HERRAMIENTAS PRINCIPALES.

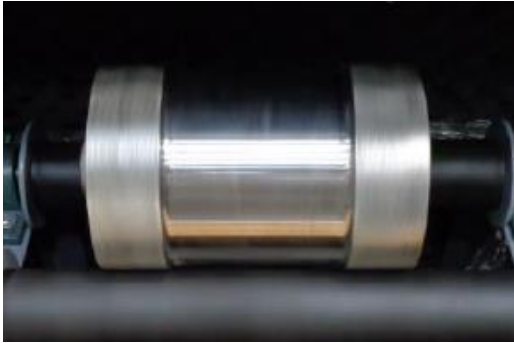


Figura. C. 1: Molino de bolas.



Figura. C. 2: Bolas de 1 [pulg] de diámetro.



Figura. C. 3: Roleo de mineral previo a molienda.

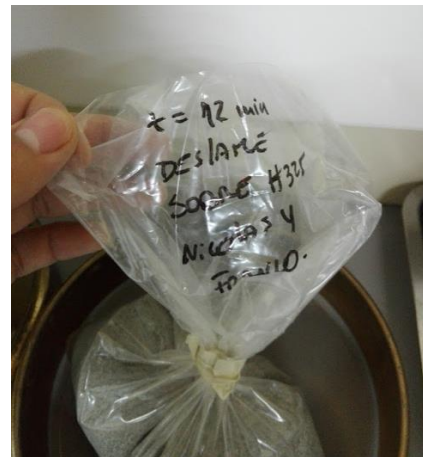


Figura. C. 4: Mineral deslamado sobre malla #325 Tyler.



Figura. C. 5: Mineral deslamado bajo malla #325 Tyler.



Figura. C. 6: Mineral preparado para el deslame.



Figura. C. 7: Picnómetro para medir densidad de sólido mediante kerosene.

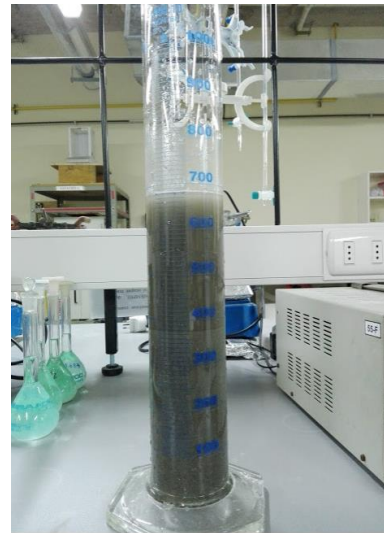


Figura. C. 8: Probeta para medir densidad mediante diferencia de volumen.



Figura. C. 9: Tamizador de ensayo Tyler Ro-Tap.



Figura. C. 10: Set de malla Tyler.



Figura. C. 11: Ro-Tap y set de mallas Tyler para análisis granulométrico.



Figura. C. 12: Equipo de flotación EDEMET.



Figura. C. 13: Reguladores de flujo de aire de equipo de flotación EDEMET.

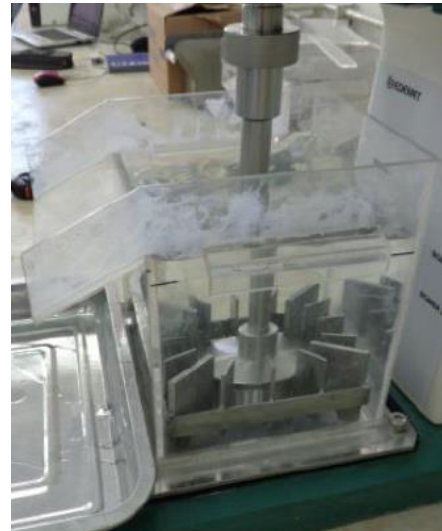


Figura. C. 14: Celda de flotación rougher.

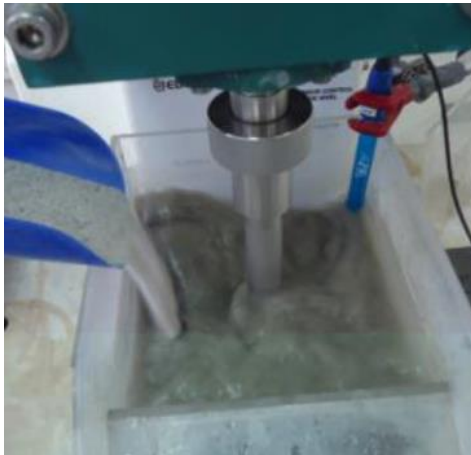


Figura. C. 15: Preparación pulpa.



Figura. C. 16: Concentrado de flotación en los primeros segundos.



Figura. C. 17: Filtro de prensa.



Figura. C. 18: Concentrado de flotación filtrado en prensa.



Figura. C. 19: Concentrado a distintos tiempos de flotación.



Figura. C. 20: Mineral de bentonita.



Figura. C. 21: Mineral conglomerado proveniente de DAND.



Figura. C. 22: Cal viva.



Figura. C. 23. Espumante Metil Isobutil Carbonil.

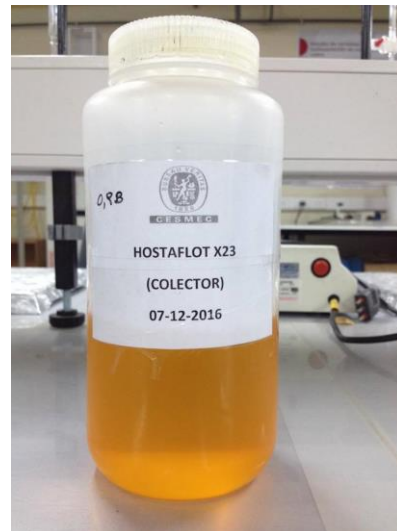


Figura. C. 24: Colector Hostafлот X23.



Figura. C. 25: Micro pipeta de laboratorio.



Figura. C. 26: Ensayos de ley de cobre total.



Figura. C. 27. pH-metro extech.



Figura. C. 28: Balanza analítica.

## ANEXO D: RESULTADOS EXPERIMENTALES.

### D.1. Cinética de molienda:

- Molienda seca con tiempo 0 [min].

Tabla. D. 1: Distribución granulométrica para 0 [min] de molienda.

Tiempo de molienda 0 [min]								
Malla #	Tamaño [um]	Tara [g]	Retenido [g]	Masa retenida [g]	% Masa retenida	% Acumulado	% Acumulado pasante	P <sub>80</sub>
30	600	427	2192	484	42.0	42.0	57.99	1116
40	425	394	1662	86	7.5	49.5	50.52	
45	355	375	1563	63	5.5	54.9	45.05	
70	212	553	2349	137	11.9	66.8	33.16	
100	150	485	2031	91	7.9	74.7	25.26	
140	106	340	1455	95	8.2	83.0	17.01	
200	75	515	2135	75	6.5	89.5	10.50	
230	63	522	2149	61	5.3	94.8	5.21	
Fondo	-63	373	1552	60	5.2	100.0	0.00	
<b>Total</b>				<b>1152</b>	<b>100.0</b>			

- Molienda seca con tiempo 3 [min].

Tabla. D. 2: Distribución granulométrica para 3 [min] de molienda.

Tiempo de molienda 3 [min]								
Malla #	Tamaño [um]	Tara [g]	Retenido [g]	Masa retenida [g]	% Masa retenida	% Acumulado	% Acumulado pasante	P <sub>80</sub>
30	600	427	2026	318	28.6	28.6	71.40	730
40	425	394	1705	129	11.6	40.2	59.80	
45	355	375	1557	57	5.1	45.3	54.68	
70	212	553	2384	172	15.5	60.8	39.21	
100	150	485	2037	97	8.7	69.5	30.49	
140	106	340	1460	100	9.0	78.5	21.49	
200	75	515	2153	93	8.4	86.9	13.13	
230	63	522	2147	59	5.3	92.2	7.82	
Fondo	-63	373	1579	87	7.8	100.0	0.00	
<b>Total</b>				<b>1112</b>	<b>100.0</b>			

- Molienda seca con tiempo 6 [min].

Tabla. D. 3: Distribución granulométrica para 6 [min] de molienda.

Tiempo de molienda 6 [min]								
Malla #	Tamaño [um]	Tara [g]	Retenido [g]	Masa retenida [g]	% Masa retenida	% Acumulado	% Acumulado pasante	P <sub>80</sub>
30	600	427	1480	199	17.5	17.5	82.54	563
40	425	394	1319	137	12.0	29.5	70.53	
45	355	375	1221	96	8.4	37.9	62.11	
70	212	553	1862	203	17.8	55.7	44.30	
100	150	485	1573	118	10.4	66.1	33.95	
140	106	340	1138	118	10.4	76.4	23.60	
200	75	515	1661	116	10.2	86.6	13.42	
230	63	522	1633	67	5.9	92.5	7.54	
Fondo	-63	373	1205	86	7.5	100.0	0.00	
<b>Total</b>				<b>1140</b>	<b>100.0</b>			

- Molienda seca con tiempo 9 [min].

Tabla. D. 4: Distribución granulométrica para 9 [min] de molienda.

Tiempo de molienda 9 [min]								
Malla #	Tamaño [um]	Tara [g]	Retenido [g]	Masa retenida [g]	% Masa retenida	% Acumulado	% Acumulado pasante	P <sub>80</sub>
30	600	427	1348	67	6.3	6.3	93.66	396
40	425	394	1276	94	8.9	15.2	84.77	
45	355	375	1245	120	11.4	26.6	73.42	
70	212	553	1908	249	23.6	50.1	49.86	
100	150	485	1589	134	12.7	62.8	37.18	
140	106	340	1142	122	11.5	74.4	25.64	
200	75	515	1664	119	11.3	85.6	14.38	
230	63	522	1630	64	6.1	91.7	8.33	
Fondo	-63	373	1207	88	8.3	100.0	0.00	
<b>Total</b>				<b>1057</b>	<b>100.0</b>			

- Molienda seca con tiempo 12 [min].

Tabla. D. 5: Distribución granulométrica para 12 [min] de molienda.

Tiempo de molienda 12 [min]								
Malla #	Tamaño [um]	Tara [g]	Retenido [g]	Masa retenida [g]	% Masa retenida	% Acumulado	% Acumulado pasante	P <sub>80</sub>
30	600	427	1724	16	1.6	1.6	98.37	316
40	425	394	1655	79	8.1	9.7	90.32	
45	355	375	1524	24	2.4	12.1	87.87	
70	212	553	2496	284	29.0	41.1	58.92	
100	150	485	2107	167	17.0	58.1	41.90	
140	106	340	1502	142	14.5	72.6	27.42	
200	75	515	2174	114	11.6	84.2	15.80	
230	63	522	2165	77	7.8	92.0	7.95	
Fondo	-63	373	1570	78	8.0	100.0	0.00	
<b>Total</b>				<b>981</b>	<b>100.0</b>			

- Molienda seca con tiempo 18 [min].

Tabla. D. 6: Distribución granulométrica para 18 [min] de molienda.

Tiempo de molienda 18 [min]								
Malla #	Tamaño [um]	Tara [g]	Retenido [g]	Masa retenida [g]	% Masa retenida	% Acumulado	% Acumulado pasante	P <sub>80</sub>
30	600	427	1281	0	0.0	0.0	100.00	253
40	425	394	1194	12	1.2	1.2	98.79	
45	355	375	1147	22	2.2	3.4	96.56	
70	212	553	1888	229	23.2	26.6	73.41	
100	150	485	1663	208	21.0	47.6	52.38	
140	106	340	1199	179	18.1	65.7	34.28	
200	75	515	1701	156	15.8	81.5	18.50	
230	63	522	1649	83	8.4	89.9	10.11	
Fondo	-63	373	1219	100	10.1	100.0	0.00	
<b>Total</b>				<b>989</b>	<b>100.0</b>			

- Molienda seca con tiempo 24 [min].

Tabla. D. 7: Distribución granulométrica para 24 [min] de molienda.

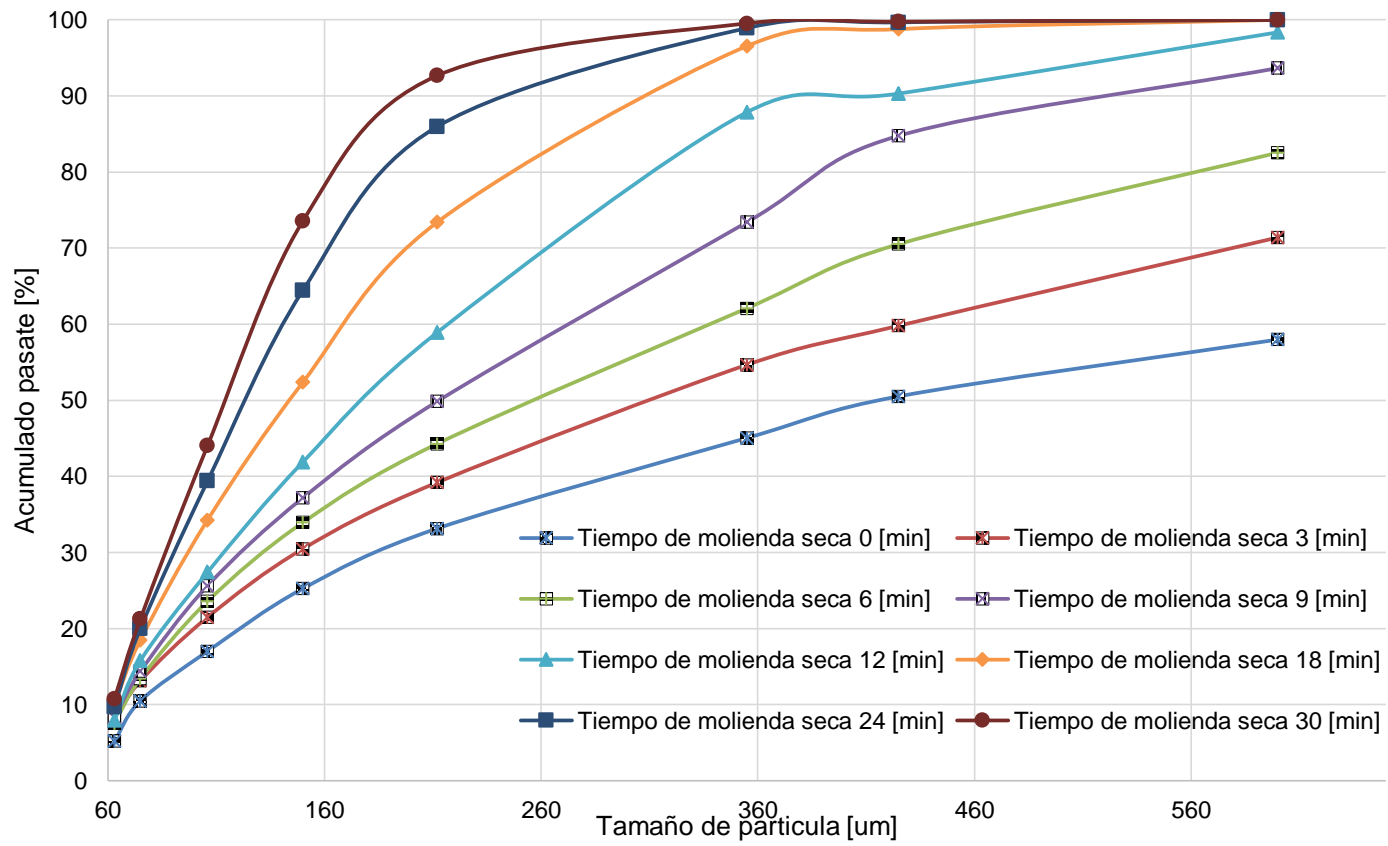
Tiempo de molienda 24 [min]								
Malla #	Tamaño [um]	Tara [g]	Retenido [g]	Masa retenida [g]	% Masa retenida	% Acumulado	% Acumulado pasante	P <sub>80</sub>
30	600	427	1281	0	0.0	0.0	100.00	195
40	425	394	1185	3	0.3	0.3	99.68	
45	355	375	1132	7	0.7	1.1	98.93	
70	212	553	1780	121	13.0	14.0	85.97	
100	150	485	1656	201	21.5	35.5	64.45	
140	106	340	1254	234	25.1	60.6	39.40	
200	75	515	1726	181	19.4	80.0	20.02	
230	63	522	1662	96	10.3	90.3	9.74	
Fondo	-63	373	1210	91	9.7	100.0	0.00	
<b>Total</b>				<b>934</b>	<b>100.0</b>			

- Molienda seca con tiempo 30 [min].

Tabla. D. 8: Distribución granulométrica para 30 [min] de molienda.

Tiempo de molienda 30 [min]								
Malla #	Tamaño [um]	Tara [g]	Retenido [g]	Masa retenida [g]	% Masa retenida	% Acumulado	% Acumulado pasante	P <sub>80</sub>
30	600	427	1281	0	0.0	0.0	100.00	171
40	425	394	1184	2	0.2	0.2	99.77	
45	355	375	1127	2	0.2	0.5	99.54	
70	212	553	1719	60	6.9	7.3	92.68	
100	150	485	1622	167	19.1	26.4	73.57	
140	106	340	1278	258	29.5	55.9	44.05	
200	75	515	1744	199	22.8	78.7	21.28	
230	63	522	1658	92	10.5	89.2	10.76	
Fondo	-63	373	1213	94	10.8	100.0	0.00	
<b>Total</b>				<b>874</b>	<b>100.0</b>			

- Curvas de distribución granulométrica.



D.2. Flotación:

- Flotación Estándar.

Tabla. D. 9: Recuperación a distintos tiempos para la flotación estándar.

<b>Flotación Estándar</b>					
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa muestra [g]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
0.5	2.5006	35.2707	15.72	75.54	75.54
1	2.5002	5.4035	9.98	7.35	82.89
1.5	1.454	1.454	8.72	1.73	84.62
3	2.5005	4.1322	5.01	2.82	87.44
6	2.5003	4.6803	3.63	2.31	89.75
9	2.2072	2.2072	2.19	0.66	90.41
12	1.1863	1.1863	1.79	0.29	90.70
Colas	2.5002	484.5002	1.38		
Alimentación	2.5007	569	1.29		

- Variación porcentaje de bentonita.

Tabla. D. 10: Recuperaciones metalúrgica a distintos porcentajes de bentonita.

<b>Bentonita 0%</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	54.3	12.2	91.34
Colas	484.5	1.4	
Alimentación	569.0	1.3	
<b>Bentonita 5%</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	68.129	8.9	89.66
Colas	525.121	0.2	
Alimentación	593.25	1.1	
<b>Bentonita 10%</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	20.05	4.6	84.39
Colas	487.4261	0.203457911	
Alimentación	621.5	1.181840541	
<b>Bentonita 15%</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	11.15	1.9	75.68
Colas	343.336	0.3	
Alimentación	649.75	1.2	

- Variación porcentaje de conglomerado proveniente de DAND.

Tabla. D. 11: Recuperaciones metalúrgicas a distintos porcentajes de conglomerado proveniente de DAND.

<b>Conglomerado 0%</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	503.6	12.2	79.22
Colas	484.5	1.4	
Alimentación	569.0	1.3	
<b>Conglomerado 5%</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	1132.4086	10.6	81.25
Colas	59.2166	0.2	
Alimentación	562.2834	1.2	
<b>Conglomerado 10%</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	59.2	9.9	79.22
Colas	562.3	0.2	
Alimentación	621.5	1.2	
<b>Conglomerado 15%</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	65.8	9.1	79.44
Colas	583.9	0.2	
Alimentación	649.8	1.2	

- Variación de la concentración de colector en presencia de un 10% de bentonita.

Tabla. D. 12: Recuperaciones metalúrgica a distintas concentraciones de colector en presencia de un 10% de bentonita.

<b>Concentración colector 22 [ppm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	134.1	4.6	84.39
Colas	487.4	0.2	
Alimentación	621.5	1.2	
<b>Concentración colector 33 [ppm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	145	4.2	84.92
Colas	477	0.2	
Alimentación	622	1.1	
<b>Concentración colector 44 [ppm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	167.5	3.4	83.55
Colas	454.0	0.2	
Alimentación	621.5	1.1	
<b>Concentración colector 66 [ppm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	170.9	3.3	83.29
Colas	450.6	0.2	
Alimentación	621.5	1.1	

- Variación de la concentración de colector en presencia de un 10% de conglomerado proveniente de DAND.

Tabla. D. 13: Recuperaciones metalúrgica a distintas concentraciones de colector en presencia de un 10% de conglomerado proveniente de DAND.

<b>Concentración colector 22 [ppm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	59.2	9.9	79.22
Colas	562.3	0.2	
Alimentación	621.5	1.2	
<b>Concentración colector 33 [ppm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	60.1	9.6	76.67
Colas	561.4	0.3	
Alimentación	621.5	1.2	
<b>Concentración colector 44 [ppm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	59.8	59.8	77.11
Colas	561.7	561.7	
Alimentación	621.5	621.5	
<b>Concentración colector 66 [ppm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	62.5	9.0	76.63
Colas	559.0	0.2	
Alimentación	621.5	1.1	

- Variación de la concentración de espumante en presencia de un 10% de bentonita.

Tabla. D. 14: Recuperaciones metalúrgica a distintas concentraciones de espumante en presencia de un 10% de bentonita.

<b>Concentración espumante 14 [ppm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	134.1	4.6	84.39
Colas	487.4	0.2	
Alimentación	621.5	1.2	
<b>Concentración espumante 21 [ppm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	155.0	3.9	82.93
Colas	466.5	0.2	
Alimentación	621.5	1.2	
<b>Concentración espumante 28 [ppm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	150.7	3.8	80.47
Colas	470.8	0.2	
Alimentación	621.5	1.2	
<b>Concentración espumante 42 [ppm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	164.9	3.5	78.32
Colas	456.6	0.2	
Alimentación	621.5	1.2	

- Variación de la concentración de espumante en presencia de un 10% de conglomerado proveniente de DAND.

Tabla. D. 15: Recuperaciones metalúrgica a distintas concentraciones de espumante en presencia de un 10% de conglomerado de DAND.

<b>Concentración espumante 14 [ppm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	59.2	9.9	79.22
Colas	562.3	0.2	
Alimentación	621.5	1.2	
<b>Concentración espumante 21 [ppm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	59.1	9.2	72.58
Colas	562.4	0.2	
Alimentación	621.5	1.2	
<b>Concentración espumante 28 [ppm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	58.7	9.2	68.10
Colas	562.8	0.3	
Alimentación	621.5	1.3	
<b>Concentración espumante 42 [ppm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	58.6	9.3	68.46
Colas	562.9	0.3	
Alimentación	621.5	1.2	

- Variación del tamaño de partícula en presencia de un 10% de bentonita.

Tabla. D. 16: Recuperaciones metalúrgica al variar el tamaño de partícula en presencia de un 10% de bentonita.

<b>P<sub>80</sub> 190 [μm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	134.1	4.6	84.39
Colas	487.4	0.2	
Alimentación	621.5	1.2	
<b>P<sub>80</sub> 160 [μm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	226.7	3.5	93.40
Colas	394.8	0.1	
Alimentación	621.5	1.4	
<b>P<sub>80</sub> 210 [μm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	127.7	5.6	82.56
Colas	493.8	0.2	
Alimentación	621.5	1.4	
<b>P<sub>80</sub> 230 [μm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	157.2	5.2	81.90
Colas	464.3	0.3	
Alimentación	621.5	1.6	

- Variación del tamaño de partícula en presencia de un 10% de conglomerado proveniente de DAND.

Tabla. D. 17: Recuperaciones metalúrgica al variar el tamaño de partícula en presencia de un 10% de conglomerado proveniente de DAND.

<b>P<sub>80</sub> 190 [μm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	59.2	9.9	79.22
Colas	562.3	0.2	
Alimentación	621.5	1.2	
<b>P<sub>80</sub> 160 [μm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	73.9	10.2	85.77
Colas	547.6	0.1	
Alimentación	621.5	1.4	
<b>P<sub>80</sub> 210 [μm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	68.6	10.0	79.83
Colas	552.9	0.2	
Alimentación	621.5	1.4	
<b>P<sub>80</sub> 230 [μm]</b>			
<b>Tiempo [min]</b>	<b>Masa recuperada [g]</b>	<b>Ley de cobre [%]</b>	<b>Recuperación acumulada [%]</b>
12	69.5	9.9	80.34
Colas	552.0	0.2	
Alimentación	621.5	1.6	

