



UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

TRATAMIENTO DE ULTRASONIDO PARA MEJORAR LA FLOTABILIDAD DE MINERALES SULFURADOS DE MINA RAFAELA

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

LUKAS ALBERTO RÍOS VELÁSQUEZ

PROFESOR GUÍA:

GONZALO MONTES ATENAS

PROFESOR CO-GUÍA:

CESAR ARREDONDO PEÑA

COMISIÓN:

FERNANDO SILVA CALONGE

SANTIAGO DE CHILE

2022

TRATAMIENTO DE ULTRASONIDO PARA MEJORAR LA FLOTABILIDAD DE MINERALES SULFURADOS DE MINA RAFAELA

Es difícil separar las partículas finas de carbón de otros sólidos, como los minerales sulfurados, y de líquidos, como el agua en procesos extractivos. Por esta razón la flotación de minerales sulfurados con alto nivel de carbón, en muchas oportunidades, genera problemas en su procesamiento, obteniéndose baja eficiencia en recuperaciones y disminución en la razón de enriquecimiento. En la actualidad, esto se contrarresta mezclando el mineral con otros con menor contenido de carbón o utilizando hasta cuatro veces la cantidad de reactivos, en algunos casos.

La energía de ultrasonido -entendida como ondas de alta frecuencia- se ha utilizado en diferentes industrias para separar partículas finas. La literatura indica que el ultrasonido produce cavitación en la interfaz carbón-mineral y carbón-líquido, logrando que la superficie de las partículas minerales se limpie del carbón.

En este documento se presenta el trabajo realizado en mina Rafaela, ubicada en la localidad de Cabildo en la región de Valparaíso. La faena explota minerales sulfurados de cobre con alto contenido de carbón orgánico, el que es sometido a un tratamiento de ondas ultrasónicas con el propósito de liberar las partículas ocluidas o débilmente liberadas por una capa de carbón. Para comprobar la eficiencia práctica del ultrasonido, se realizaron pruebas de flotación a escala de laboratorio y deshidratación para su posterior análisis químico mediante espectroscopía de absorción atómica. Los ensayos consideraron las siguientes variables más significativas: el tiempo de tratamiento ultrasónico, el pH del sistema, la adición de reactivos y el tamaño de las partículas.

Los resultados obtenidos de este estudio muestran que el tratamiento mediante ondas ultrasónicas mejora entre un 4,2 y un 22,5 % la ley de cobre en concentrados y aumenta entre un 2,5 a un 14,9 % la recuperación de cobre en concentrados, estos resultados varían en función del tiempo de tratamiento. Se aprecia una mayor eficiencia en la separación carbón-mineral obteniéndose un menor atrapamiento mecánico y, en consecuencia, una mayor ley de concentrado. También se observa mayores tasas de sedimentación del sólido y menor turbiedad de la fase líquida.

Este estudio mide la eficiencia en las recuperaciones de cobre y razones de enriquecimiento, al tratar mineral con ultrasonido a nivel de laboratorio, y que, además es una opción para mejorar los niveles de flotabilidad de minerales sulfurados con alto contenido en carbón orgánico.

ABSTRACT

It is difficult to separate fine carbon particles from other solids, such as sulphide minerals, and from liquids, such as water in extractive processes. For this reason, the flotation of sulphide minerals with a high level of coal, on many occasions, generates problems in their processing, obtaining low recovery efficiency and a decrease in the enrichment ratio. Currently, this is counteracted by mixing the mineral with others with lower coal content or using up to four times the amount of reagents, in some cases.

Ultrasound energy -understood as high frequency waves- has been used in different industries to separate fine particles. The literature indicates that ultrasound produces cavitation at the carbon-mineral and carbon-liquid interface, making the surface of mineral particles clean of coal.

This document presents the work carried out at the Rafaela mine, located in the town of Cabildo in the Valparaíso region. The site exploits copper sulphide minerals with a high content of organic carbon, which is subjected to ultrasonic wave treatment in order to release the particles occluded or weakly released by a layer of carbon. To check the practical efficiency of ultrasound, laboratory-scale flotation and dehydration tests were carried out for subsequent chemical analysis using atomic absorption spectroscopy. The tests considered the following most significant variables: the ultrasonic treatment time, the pH of the system, the addition of reagents and the size of the particles.

The results obtained from this study show that treatment using ultrasonic waves improves the grade of copper in concentrates by between 4.2 and 22.5% and increases the recovery of copper in concentrates by between 2.5 and 14.9%, these results vary depending on the treatment time. A greater efficiency in the coal-mineral separation is observed, obtaining a lower mechanical entrapment and, consequently, a higher grade of concentrate. Higher sedimentation rates of the solid and lower turbidity of the liquid phase are also observed.

This study measures the efficiency in copper recovery and enrichment ratios, when treating ore with ultrasound at the laboratory level, and which is also an option to improve the floatability levels of sulfide minerals with a high content of organic coal.

Agradecimientos

Quiero partir agradeciendo a mi familia. A mi abuelo Jorge y a mi madre Paola, por ser los primeros en creer en mí, este trabajo va dedicado a ustedes por su apoyo incondicional. A mi hermano Martín, por tolerar mi forma de ser y por estar conmigo en las más difíciles situaciones. A mis tías Bety, Lizzy y Tamy, por ayudarme cada vez que lo necesité y por entregarme un concepto de familia y unidad, que antes era ajeno a mí. Agradezco a mi padre Jorge, a mis tíos Cristian y Jaime y a mi abuela Berta, por todos los buenos momentos que he vivido junto a cada uno de ustedes y por tener siempre una disposición colaborativa en este trabajo.

Quiero agradecer a mis amigos, quienes fueron pieza clave en toda esta etapa. A mi amigo y sicólogo Iván, por vivir conmigo parte de esta travesía, donde hemos reído, llorado y sentido infinitas experiencias de vida. Quiero dar agradecimientos a mi amigo Diego, por estar en todas y ser una persona incondicional, a mis amigos en la facultad, Levi, Maty, Juan, Romy, Zinthia, Mauro, Seba Fuentes y Juanito, por vivir codo a codo lo que fue estudiar ingeniería y a mis amigos de Rancagua, Fran, Lorca y Yévenes, por tener la misma pasión por la música y por todas esas buenas tardes de distención.

Quiero agradecer al profesor Gonzalo Montes, quien me enseñó parte de este universo llamado metalurgia y procesamiento de minerales, por ayudarme en todo lo que fue posible en este proyecto, por ser una persona comprometida y por inspirarme a pensar fuera de la caja y ver las cosas desde otro punto de vista ingenieril. Agradezco a las personas de la facultad que me brindaron ayuda: Francisco Bello, Cesar, Sergio, señora Emma y Gloria.

Finalmente agradezco a Don Fernando Silva, por su siempre buena disposición a ayudarme y por su compromiso con los alumnos de la facultad. Agradezco a todo el equipo del laboratorio metalúrgico MTQ, en especial a Don Jorge, por ser una persona gentil y profesional conmigo y por disponer de sus excelentes servicios e instalaciones.

Quiero agradecer a todas las personas que fueron parte de este proceso, que significó parte importante de mi vida universitaria, lugar donde conocí mi vocación y donde aprendí valores y métodos que me ayudaron a crecer como persona. Para todos ellos, Gracias Totales.

Tabla de Contenido

1	Capítulo1: Introducción	1
1.1	Motivación.....	1
1.2	Objetivos Generales.....	3
1.3	Objetivos Específicos	3
1.4	Alcances.....	4
2	Capítulo 2: Revisión Crítica de la Literatura.....	5
2.1	Contexto del estudio: Flotación del mineral	5
2.1.1	Hidrofobicidad	5
2.1.2	Mecanismos de Flotación	6
2.1.3	Flotación Verdadera.....	7
	a) Colisión entre partícula y burbuja.....	7
	b) Adhesión entre partícula y burbuja.....	8
	c) Estabilización del agregado	9
2.1.4	Flotación por Arrastre	10
2.1.5	Reactivos.....	12
	a) Tipos de reactivos	12
	b) Colectores	13
	c) Interacción colector - partícula	14
	d) Espumantes.....	14
	e) Modificadores	15
2.1.6	Tamaño de partícula y Grado de liberación.....	16
2.1.7	Rendimiento del proceso de Flotación.....	19

a) Propagación de error	22
b) Cinética de Flotación	22
c) Modelo Clásico	23
d) Curva Recuperación – Grado de Enriquecimiento	25
2.2 Ultrasonido.....	26
2.2.1 Cavitación Acústica	26
2.2.2 Recubrimiento de Partículas	26
2.3 Mina Rafaela.....	28
2.3.1 Mineralización y Geología del lugar	30
2.3.2 Recursos y Explotación	31
2.3.3 Caracterización de material orgánico.....	33
2.3.4 Desafíos del Procesamiento	34
3 Capítulo 3: Materiales y Metodología	35
3.1 Plan de Trabajo	35
3.2 Materiales y Equipo	36
3.2.1 Etapa de Conminución.....	36
3.2.2 Etapa de Flotación y Tratamiento	38
3.2.3 Etapa de Análisis Químico.....	39
3.3 Metodología.....	39
3.3.1 Etapa de Conminución.....	40
3.3.2 Etapa de Flotación (Primer protocolo).....	40
3.3.3 Etapa de Flotación (Segundo protocolo)	41
3.3.4 Etapa de Secado y Análisis Químico.....	42
3.3.5 Etapa de Análisis de datos	43

4	Capítulo 4: Resultados y Análisis	44
4.1	Resultados y discusión del primer protocolo	44
4.2	Resultados y discusión del segundo protocolo	50
4.3	Rendimiento del tratamiento con ultrasonido	58
4.3.1	Comparación de leyes de cobre	59
4.3.2	Comparación de recuperación metalúrgica.....	61
4.3.3	Comparación de recuperación – factor de enriquecimiento	66
5	Capítulo 5: Conclusiones	71
5.1	Conclusiones finales del trabajo	71
5.2	Discusión final y recomendaciones	72
6	Capítulo 6: Bibliografía	74
7	Anexos	79
	Anexo A: Cálculo de errores en primer protocolo.....	79
	Anexo B: Cálculo de errores en segundo protocolo	80

Índice de Ilustraciones

Figura 1. Burbuja de cavitación a punto de implosionar y esquema de colapso de burbujas de cavitación.....	3
Figura 2. Transferencia de Masas dentro de una celda de flotación	6
Figura 3. Ilustración de la colisión entre partícula y burbuja.....	8
Figura 4. Ilustración de la adhesión entre partícula y burbuja	9
Figura 5. Ilustración de la estabilización agregado partícula-burbuja.....	9
Figura 6. Diferentes mecanismos de arrastre	11
Figura 7. Estructura molecular típica de un colector iónico.....	13
Figura 8. Clasificación de colectores.....	13
Figura 9. Estructura química del MIBC	15
Figura 10. Recuperación de cobre en diferentes fracciones de tamaños.....	16
Figura 11. Impacto de la liberación en las constantes de velocidad en función del tamaño.....	17
Figura 12. Impacto del ángulo de contacto en las constantes de velocidad en función del tamaño.	18
Figura 13. Impacto del grado de liberación en las constantes de velocidad de Galena.	18
Figura 14. Impacto del grado de liberación en la recuperación de Galena.	19
Figura 15. Esquema de balance de masas.	20
Figura 16. Tabla de Modelos Cinéticos de flotación tipo batch.....	23
Figura 17. Comparación de ajustes de diferentes modelos cinéticos	25
Figura 18. Esquema de colapso de burbujas de cavitación.	27
Figura 19. Burbuja de cavitación a punto de implosionar.....	27
Figura 20. Ley y recuperación de cobre en función del porcentaje de contaminante	29
Figura 21. Esquema de partículas antes y después del tratamiento de ultrasonido.....	29

Figura 22. Microfotografía SEM de una partícula de carbón antes y después del tratamiento de ultrasonido.	30
Figura 23. Fotografía de la entrada principal del acceso a Mina Rafaela.	31
Figura 24. Esquema de formación mineralógica de Mina Rafaela.	32
Figura 25. Tamiz de malla #200 Tyler y bolsas de muestreo.....	37
Figura 26. Vasos precipitados de 1000 mL y pulverizador de anillos.	37
Figura 27. Cortador de muestras de laboratorio de 8 salidas.	37
Figura 28. Jeringa de 1mL, bandejas recolectoras de espuma, filtros de 50 μm	38
Figura 29. Analizador de muestras de laboratorio y horno de secado de muestras.....	39
Figura 30. Tamaño de burbuja de la espuma en celda de sección 11*11 [cm^2].....	48
Figura 31. Placa de hierro oxidada tratada con ultrasonido por 30 [min].	49
Figura 32. Placa de cobre oxidada tratada con ultrasonido por 30 [min].....	49
Figura 33. Esquema de partículas antes y después del tratamiento de ultrasonido.....	61

Índice de Tablas

Tabla 1. Variables de cada flotación en primer protocolo.....	41
Tabla 2. Tiempos de tratamiento con ultrasonido en segundo protocolo.....	42
Tabla 3. Pesos de los concentrados y cola.....	44
Tabla 4. Porcentaje de material mermado.	44
Tabla 5. Leyes de cobre de los concentrados y cola.....	45
Tabla 6. Factor de enriquecimiento de cobre por concentrados.	45
Tabla 7. Recuperación másica de los concentrados y cola.....	46
Tabla 8. Recuperación másica acumulada de los concentrados y cola.	46
Tabla 9. Recuperación metalúrgica de los concentrados y cola.	46
Tabla 10. Recuperación metalúrgica acumulada de los concentrados y cola.....	47
Tabla 11. Pesos de los concentrados y cola.....	51
Tabla 12. Tiempos de tratamiento con ultrasonido en segundo protocolo.....	51
Tabla 13. Porcentaje de material mermado.	51
Tabla 14. Leyes de cobre de los concentrados y cola.....	52
Tabla 15. Factor de enriquecimiento de cobre por concentrados.	52
Tabla 16. Recuperación másica de los concentrados y cola.....	52
Tabla 17. Recuperación másica acumulada de los concentrados y cola.	53
Tabla 18. Recuperación metalúrgica de los concentrados y cola.	53
Tabla 19. Recuperación metalúrgica acumulada de los concentrados y cola.....	53
Tabla 20. Parámetros del Modelo de recuperación metalúrgica acumulada	58
Tabla 21. Porcentaje de variación entre modelo y datos experimentales.....	58
Tabla 22. Leyes de cobre por tiempo para flotaciones con tratamiento de 15 [min].	59
Tabla 23. Leyes de cobre por tiempo para flotaciones sin tratamiento (caso base).	59
Tabla 24. Leyes de cobre por tiempo para flotaciones con tratamiento de 30 [min].	60

Tabla 25. Leyes de cobre por tiempo para flotaciones sin tratamiento (caso base).	60
Tabla 26. Recuperación metalúrgica acumulada por tiempos para flotaciones con tratamiento de 15[<i>min</i>].	63
Tabla 27. Recuperación metalúrgica acumulada por tiempos para flotaciones sin tratamiento.	63
Tabla 28. Recuperación metalúrgica acumulada por tiempos para flotaciones con tratamiento de 30 [<i>min</i>].	65
Tabla 29. Recuperación metalúrgica acumulada por tiempos para flotaciones sin tratamiento.	65
Tabla 30. Parámetros para modelo AREV.	66
Tabla 31. Cálculo de error absoluto de la ley del primer protocolo.	79
Tabla 32. Cálculo de error absoluto del cobre fino del primer protocolo.	79
Tabla 33. Cálculo de error absoluto de la recuperación metalúrgica de cobre del primer protocolo.	79
Tabla 34. Cálculo de error absoluto de la recuperación metalúrgica acumulada de cobre del primer protocolo.	80
Tabla 35. Cálculo de error absoluto del factor de enriquecimiento del segundo protocolo.	80
Tabla 36. Cálculo de error absoluto de la ley del segundo protocolo.	80
Tabla 37. Cálculo de error absoluto del cobre fino del segundo protocolo.	81
Tabla 38. Cálculo de error absoluto de la recuperación metalúrgica de cobre del segundo protocolo.	81
Tabla 39. Cálculo de error absoluto de la recuperación metalúrgica acumulada de cobre del segundo protocolo.	81
Tabla 40. Cálculo de error absoluto del factor de enriquecimiento del segundo protocolo.	81

Índice de Gráficos

Gráfico 1. Modelo de recuperación metalúrgica acumulada Flotación 1.....	54
Gráfico 2. Modelo de recuperación metalúrgica acumulada Flotación 2.....	55
Gráfico 3. Modelo de recuperación metalúrgica acumulada Flotación 3.....	55
Gráfico 4. Modelo de recuperación metalúrgica acumulada Flotación 4.....	56
Gráfico 5. Modelo de recuperación metalúrgica acumulada Flotación 5.....	56
Gráfico 6. Modelo de recuperación metalúrgica acumulada Flotación 6.....	57
Gráfico 7. Modelo de recuperación metalúrgica acumulada para todas las flotaciones.....	57
Gráfico 8. Recuperación por tiempos para casos base y casos de 15 [min]......	62
Gráfico 9. Recuperación por tiempos para casos base y casos de 30 [min]......	64
Gráfico 10. Recuperación vs factor de enriquecimiento para flotación 1.	67
Gráfico 11. Recuperación vs factor de enriquecimiento para flotación 2.	67
Gráfico 12. Recuperación vs factor de enriquecimiento para flotación 3.	68
Gráfico 13. Recuperación vs factor de enriquecimiento para flotación 4.	68
Gráfico 14. Recuperación vs factor de enriquecimiento para flotación 5.	69
Gráfico 15. Recuperación vs factor de enriquecimiento para flotación 6	69
Gráfico 16. Modelamiento AREV de Recuperación vs factor de enriquecimiento para todas las flotaciones.	70

CAPÍTULO 1

INTRODUCCIÓN

1.1 MOTIVACIÓN

En la minería es fundamental el proceso de separación de los materiales valiosos, desde un punto de vista económico, de aquellos que no presentan valor. Actualmente esta separación se realiza mediante una tecnología basada en flotación, ya que es una alternativa eficiente que permite el tratamiento de grandes volúmenes de mineral. La flotación es posible debido a la diferencia de hidrofobicidad de las superficies de las distintas especies mineralógicas que contiene el mineral.

En una celda de flotación convencional existen dos fases; la primera, es la pulpa que corresponde a una mezcla de partículas de mineral, agua y reactivos de flotación donde se hace pasar aire en forma de burbujas; y la segunda, es la espuma, lugar donde las partículas valiosas quedan suspendidas en la parte superior de la celda. De esta forma, la hidrofobicidad del mineral permite la adherencia selectiva de partículas valiosas a las burbujas de aire, las que conducen el mineral de interés de la fase pulpa, suspendiéndolas hasta la parte superior de la fase espuma.

Dentro de la separación de minerales por flotación se pueden distinguir dos mecanismos relevantes que impactan en la recuperación final de mineral valioso. El primero es la flotación verdadera, la que hace referencia a la interacción fisicoquímica entre partículas hidrófobas y burbujas permitiendo la separación selectiva. El segundo proceso es la flotación por arrastre, que se describe como el mecanismo por el cual las partículas suspendidas en la fase pulpa, son enviadas a la fase espuma producto de la acción mecánica de las burbujas de gas ascendentes.

En la práctica, y a escala industrial, ocurre que, dentro del procesamiento de minerales sulfurados con alto contenido de carbono, las partículas presentan una delgada capa de polvo o materia orgánica en sus superficies. Estas películas superficiales absorben el agua en el proceso de flotación, formando una especie de gel o bitumen que recubre las partículas

provocando dos efectos relevantes; primero, la partícula recubierta tiene un menor grado de liberación, provocando que el contacto partícula-burbuja de la flotación sea menos efectiva; y la densidad relativa de la partícula se ve reducida por esta capa viscosa, confiriéndole menor tasa de sedimentación.

Este recubrimiento impide que la flotación ocurra de manera adecuada y, además, esta viscosidad adicional conlleva a que la ganga flote por atrapamiento mecánico con mayor facilidad, generando flotación por arrastre. También se aprecia una interacción entre el carbono orgánico, el cual tiene capacidad tensoactiva, con los reactivos reduciendo la efectividad de estos. Actualmente, este fenómeno se contrarresta utilizado hasta 4 veces la cantidad de reactivos en algunos casos.

Por otro lado, la implementación de ultrasonido para la limpieza de superficies es conocida. El término “ultrasonido” se refiere a ondas cuyas frecuencias están por encima de la capacidad de audición del oído humano. Cuando estas ondas son emitidas en el rango de frecuencias de 20-100kHz se conoce como ultrasonido de baja frecuencia. El ultrasonido genera una intensa vibración, la que puede ser aplicada en: limpieza industrial de piezas oxidadas, limpieza dental, mecanizado, soldaduras, atomización de líquidos, secado y una extensa variedad de procesos que involucran reacciones químicas y fisicoquímicas.

El fenómeno que produce la limpieza de superficies mediante la irradiación ultrasónica a baja frecuencia es llamada cavitación acústica, que se refiere a la formación y posterior colapso de cavidades o “burbujas de cavitación”. Estas cavidades duran un instante de segundo, cercano al tiempo de ciclo de la onda, lo que provoca su violento rompimiento en burbujas más pequeñas durante el ciclo de compresión del movimiento de onda.

A medida que las burbujas colapsan, se desarrollan presiones de hasta 100 atmósferas por un período de tiempo muy breve. Si el colapso ocurre en una interfaz líquido-sólido, se generan pulsos de líquido con velocidades que alcanzan los 400 km/h, lo que provoca un efecto de limpieza de la superficie sólida.

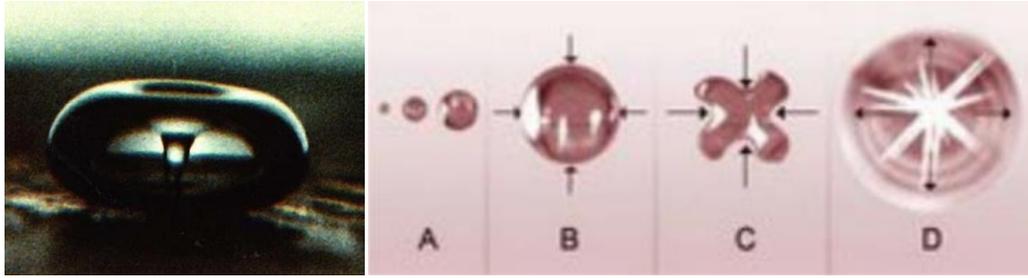


Figura 1. Izq: Burbuja de cavitación a punto de implosionar. Der: Esquema de colapso de burbujas de cavitación.

Debido a que la flotación del mineral se basa esencialmente en las propiedades superficiales de los minerales, el presente estudio aporta evidencia a que el tratamiento ultrasónico ayuda a restaurar las características de la superficie del mineral que podrían haberse perdido o modificado por la presencia de carbón orgánico. Los resultados de este método de tratamiento incluyen: un aumento en la cinética de flotación, mayor recuperación y ley de concentrado del mineral, mejor selectividad y ahorro en el consumo de reactivos.

Finalmente se plantean sugerencias y se discute la implementación de ultrasonido a nivel de laboratorio con el fin de mejorar el proceso de flotación de sulfuros de cobre.

1.2 OBJETIVO GENERAL

Realizar un estudio metalúrgico para diseñar e implementar una estrategia que permita mejorar el nivel flotabilidad del mineral de Mina Rafaela utilizando ondas de ultrasonido de baja intensidad.

1.3 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Los objetivos específicos de este trabajo son los siguientes:

- i. Comprender el comportamiento del mineral de Mina Rafaela cuando es flotado, revisando las características mecánicas, químicas y fisicoquímicas del mineral.
- ii. Estudiar el comportamiento del ultrasonido de baja frecuencia en flotación de minerales.
- iii. Diseñar e implementar un tratamiento que utilice el ultrasonido para limpiar las superficies de minerales.
- iv. Analizar las variables más importantes del tratamiento para medir su efectividad.
- v. Evaluar la implementación de ultrasonido en flotación de minerales y discutir su implementación a escala de laboratorio para el procesamiento de sulfuros de cobre.

1.4 ALCANCES

Con respecto al alcance del presente trabajo, este se enmarcará y probará con mineral de Mina Rafaela ubicada en la comuna de Cabildo, faena que se emplaza en la provincia de Petorca, y que extrae principalmente sulfuros de cobre.

Por otro lado, este estudio se llevará a cabo utilizando ondas ultrasónicas de baja intensidad de 20-40kHz.

CAPÍTULO 2

REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

En el siguiente capítulo se pretende revisar críticamente la bibliografía con el propósito de comprender el estado del arte y enmarcar el tema de estudio. En primer lugar, se revisan los temas relacionados con el proceso de flotación, los fenómenos involucrados, los minerales hidrofóbicos, los reactivos utilizados en las celdas además de su clasificación y el impacto del tamaño de partícula y el grado de liberación en el proceso y los modelos matemáticos de la cinética de flotación. En segundo lugar, se hace una revisión del ultrasonido como método de generación de burbujas mediante cavitación acústica. Por último, se revisa las características del mineral a tratar, entendiendo su mineralogía y geología, su comportamiento metalúrgico y los desafíos que plantea su procesamiento.

2.1 CONTEXTO DE ESTUDIO: FLOTACIÓN DE MINERALES

La flotación es un proceso utilizado ampliamente en la industria minera para separar el mineral valioso (con valor económico) y la ganga (poco interés económico) [Wills, 2006]. Para lograr la separación, la flotación se fundamenta en la diferencia de hidrofobicidad de las superficies de las distintas especies mineralógicas que contiene el mineral [Gaudin, 1976]. Este proceso se lleva a cabo en un estanque que consta de 2 fases: la fase inferior llamada zona de colección o pulpa, la cual contiene mineral, agua y reactivos; y la fase superior llamada zona de espuma o burbujas, que es donde se concentran las especies valiosas producto de la adherencia entre partícula y burbuja, las cuales ascienden hasta que son removidas del estanque para generar el concentrado [Harris & Rimmer, 1966].

2.1.1 HIDROFOBICIDAD

El oxígeno presente en la molécula de agua es un buen captador de electrones debido a su electronegatividad. Esta característica posibilita que el oxígeno de la molécula genere un dipolo, producto de este fenómeno el agua es un solvente polar [Chang, 1992]. Por otro lado, los minerales pueden clasificarse respecto de su afinidad con el agua, estos pueden ser hidrofílicos o hidrofóbicos. Las especies que no interactúan con los dipolos del agua son aquellos minerales apolares, quienes poseen propiedades hidrofóbicas [IUPAC,1997]. Algunos ejemplos de esta clase de minerales son el azufre nativo, carbón, grafito y los

minerales sulfurados en general. En contraparte, las especies que efectivamente interactúan con los dipolos del agua son los minerales polares con propiedades hidrofílicas. Los más representativos de esta familia son los óxidos [Yianatos, 2005].

2.1.2 MECANISMOS DE FLOTACIÓN

Los dos fenómenos que gobiernan y describen el paso de las partículas desde la zona de pulpa de una celda de flotación hacia el concentrado, son la flotación verdadera y la flotación por arrastre, los que serán abordados en la siguiente sección. En la figura 2 se presenta una descripción simplificada de la transferencia de masa a través de una celda de flotación, donde los flujos de masa indicados son:

- 1) Transferencia de la pulpa a la espuma a través de la verdadera flotación.
- 2) Transferencia de la espuma al concentrado a través de la verdadera flotación.
- 3) Arrastre de partículas suspendidas en la pulpa a la espuma.
- 4) Transferencia de partículas arrastradas de la espuma al concentrado.
- 5) Transferencia de la espuma de vuelta a la pulpa debido al desprendimiento en la espuma y drenaje de partículas desprendidas y arrastradas.

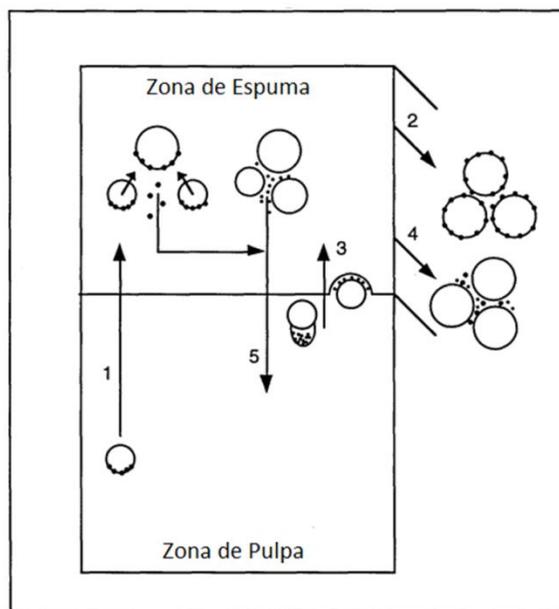


Figura 2. Transferencia de Masas dentro de una celda de flotación [Savassi, 1998].

2.1.3 FLOTACIÓN VERDADERA

La flotación verdadera es el proceso que se caracteriza por una interacción fisicoquímica entre partículas y burbujas permitiendo una separación selectiva. Las partículas de la pulpa que contienen mineral (mayormente hidrófobos, principalmente sulfuros), se adhieren a las burbujas de aire para ascender a la fase colección o espuma [Schuhmann, 1942; Sutherland, 1948; Harris & Rimmer, 1966]. Este proceso contempla 3 estados de materia: estado sólido que integra el aglomerado de minerales de la partícula; estado líquido que corresponde al solvente (agua y reactivos) en el que están inmersas las partículas y burbujas; y el estado gas que se refiere al sistema de burbujas de aire que ingresan al sistema [Savassi, 1998].

Uno de los desafíos de la flotación verdadera establece que el éxito en la separación está ligado a la interacción que tiene la partícula con la burbuja para lograr el agregado partícula-burbuja (el cual puede ser flotado y separado) [Nguyen, 2004]. Las diferentes etapas en el proceso de flotación se detallan a continuación:

a) Colisión entre partícula y burbuja

Esta etapa hace referencia al encuentro que existe entre las partículas de la pulpa y las burbujas de aire dentro de la pulpa minera en la celda de flotación, como muestra la figura 3. Esto que puede darse por diferentes razones:

- **Gravedad:** encuentro producto de la velocidad de sedimentación de las partículas, las cuales, al desviarse de la trayectoria del líquido, colisionan con la superficie de las burbujas ocasionando la interacción entre la superficie hidrófoba y el aire de la burbuja
- **Impacto inercial:** las partículas siguen el movimiento inercial descendente y no el movimiento curvilíneo de las líneas del fluido, chocando verticalmente con la burbuja y produciendo el encuentro.
- **Intercepción:** las partículas siguen la trayectoria de las líneas de flujo del líquido, luego producto de la compresión de estas líneas las partículas quedan más próximas a las burbujas por lo que se encuentran por fuerzas hidrodinámicas.
- **Difusión:** las partículas más pequeñas difunden en las burbujas debido a variaciones espaciales del flujo debido a la turbulencia del medio.

- Movimientos turbulentos: la turbulencia del medio y principalmente debido al agitador que genera burbujas, se producen encuentros producto del movimiento relativo que existe entre burbuja y partícula.

Estas son las principales razones de colisión con lo que no se descartan otras fuerzas o razones que produzcan el encuentro entre partícula y burbuja, por otro lado, esta interacción se produce por la acción conjunta de estos tipos de encuentros y no por una sola en particular [Nguyen et al., 1998].

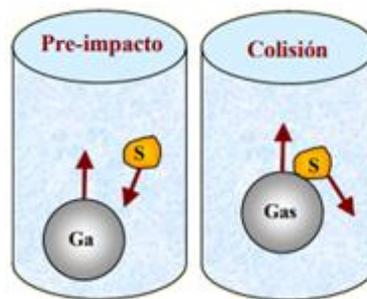


Figura 3. Ilustración de la colisión entre partícula y burbuja.

b) Adhesión entre partícula y burbuja

El encuentro entre la partícula y burbuja no es suficiente para un efectivo proceso de flotación verdadera, es necesario que la acción de fuerzas intermoleculares genere una presión de interfase entre las burbujas y la superficie de las partículas hidrófobas. Esta presión provocará que la película de líquido que rodea a la burbuja se desestabilice, lo que genera un drenaje y adelgazamiento hasta llegar a la ruptura de esta. Esta etapa logra producir el agregado partícula-burbuja (como ilustra la figura 4), ya que entran en contacto las tres fases (sólida, líquida y gaseosa) [Hanumanth & Williams, 1992]. El tiempo necesario para que la partícula llegue a esta etapa se llama tiempo de inducción, el cual debe ser menor al tiempo de contacto entre la partícula y la burbuja para que se produzca la adhesión, de lo contrario se desadhiere.

Esta etapa está controlada por fenómenos superficiales, donde las fuerzas moleculares en la película de líquido que rodea a la partícula adquieren importancia. Estas fuerzas son:

fuerzas de Van der Waals de atracción, fuerzas eléctricas provenientes de la interacción (deformación) de las capas hidratadas alrededor de las partículas e hidratación de algunos grupos hidrofílicos sobre las superficies de las partículas [Nguyen, 2004].

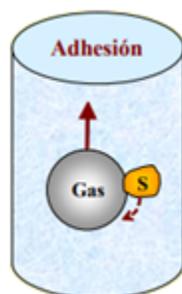


Figura 4. Ilustración de la adhesión entre partícula y burbuja.

c) Estabilización del agregado:

Esta etapa da cuenta de que el agregado partícula-burbuja sea estable. Considera tanto el que el agregado no se rompa como el que pueda ser levantado (flotado) a superficie, como muestra la figura 5. Esto también puede ser visto como la probabilidad de que la partícula, una vez adherida, no se desprenda. Para que exista ascenso de una burbuja cargada con partículas, se debe cumplir que la densidad conjunta del agregado burbuja – partículas sea menor que la del líquido en que se encuentran.

Por ende, la probabilidad de que una partícula sea flotada verdaderamente depende de estas 3 etapas [Nguyen et al., 1998]. No hay evidencia de que una de estas etapas influya más que otra en la flotación del mineral.

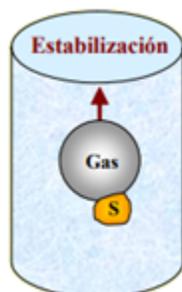


Figura 5. Ilustración de la estabilización agregado partícula-burbuja.

2.1.4 FLOTACIÓN POR ARRASTRE

El otro proceso que influye en el traspaso de partículas desde pulpa hacia la fase espuma se conoce como flotación por arrastre o mecánica o carryover. Este es un proceso que ocurre simultáneamente con la flotación verdadera y puede entenderse como la recuperación indeseable e inevitable de partículas de ganga que involucra una clasificación basada en el tamaño y la gravedad específica [Johnson, 1972]. Por ende, es un proceso que no involucra una interacción fisicoquímica entre partículas y burbujas, y por lo tanto independiente de las propiedades de superficie [Gaudin, 1957; Jowett, 1966; Johnson, 1972; Smith y Warren, 1989]. Si la flotación verdadera es el proceso en el cual las partículas hidrófobas siguen la transferencia de masa de aire, el arrastre es aquel en el que las partículas suspendidas siguen la transferencia de masa de agua [Trahar, 1981]. Los ejemplos de flotación por arrastre más notables son (esquematisados en la Figura 6):

- Ganga encerrada entres los bordes de Plateau de las burbujas.
- Atrapamiento mecánico de ganga entre las burbujas.
- Soporte a la ganga producto del empuje ascendente de la burbuja.
- Cuando las burbujas están recubiertas de limo.
- Ganga es elevada por el efecto turbulento que deja la estela de una burbuja en ascenso.
- Flotación sin contacto debido a fuerzas dispersivas y fuerzas dispersivas incluyendo polares.

Cabe mencionar que la flotación por arrastre no es un proceso selectivo, ya que puede flotar partículas de carácter hidrófobo e hidrofílico, lo que conlleva a recuperar partículas sin valor económico en muchos casos. Esto provoca que la ley del concentrado baje, lo que genera que la flotación por arrastre sea un proceso que en la mayoría de las plantas concentradoras no es deseable [Kirjavainen, 1989; Kirjavainen, 1996]. Según la literatura, los factores que influyen en el arrastre de partículas no deseadas son principalmente la densidad de pulpa, flujo de aire, recuperación de agua, granulometría de entrada y altura de espuma [Konopacka y Drzymala, 2010].

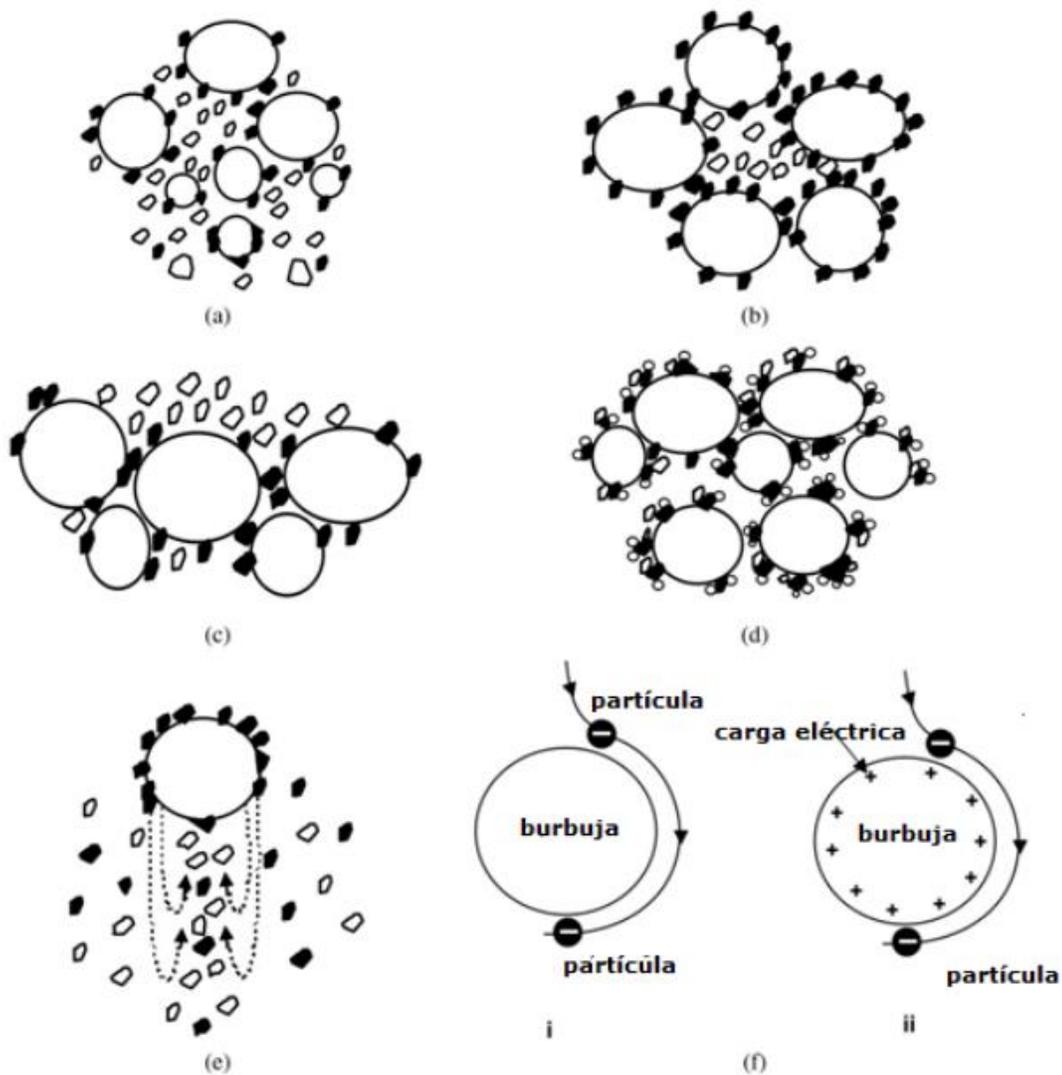


Figura 6. Diferentes mecanismos de arrastre (a) Por medio de Bordes de Plateau (b) Atrapamiento (c) Soporte (d) Slime coatings (e) Wake (f) Flotación sin contacto debido a fuerzas dispersivas (i) y fuerzas dispersivas incluyendo polares (ii) [Savassi, 1998].

En la práctica se ha encontrado métodos para mitigar el efecto del arrastre, por ejemplo, se ha logrado una reducción del arrastre en los circuitos industriales a costa de mayor tiempo de residencia y mayores cargas de circulación en las etapas de limpieza en los circuitos de flotación [Kirjavainen, 1996]. La introducción de agua de lavado cerca de la parte superior de la región de la espuma tiene un fuerte efecto sobre el rechazo del agua de alimentación y, en consecuencia, sobre el rechazo de partículas arrastradas.

También resulta efectivo aumentar la altura de la espuma, ya que se genera un concentrado más selectivo a modo de *trade-off* con la recuperación de mineral, puesto que no se estarían flotando minerales menos valiosos pero que aún así poseen algún interés económico. Resultados similares se obtendrían disminuyendo el flujo volumétrico de gas [Kratch, 2011].

En la industria minera, una decisión importante en el procesamiento es la selección de reactivos a utilizar. Por ejemplo, cuando se necesita recuperar menos agua en el concentrado y arrastrar menos sólidos, se utiliza los conocidos espumantes débiles, que generan burbujas con un borde de espesor pequeño. Por otro lado, un espumante fuerte puede lograr que las burbujas generadas posean un borde de espesor de líquido más grueso, recuperando más agua y, en consecuencia, arrastrando más sólidos.

2.1.5 REACTIVOS

Las plantas de flotación han tenido un rendimiento que ha estado vinculado estrechamente con la adición de reactivos, ya que la cantidad de especies con alta flotabilidad natural es reducida, podría decirse que sin reactivos la flotación industrial no es factible actualmente. Por ende, se consideran los insumos más importantes en la etapa de flotación para conseguir recuperaciones de valioso viables.

a) TIPOS DE REACTIVOS

En la actualidad, existen diversos reactivos que tiene diferentes propiedades que pueden ayudar a mejorar las razones de enriquecimiento, la selectividad y la recuperación de minerales valiosos. Estos reactivos se dividen esencialmente en 3 grupos, tomando en cuenta su función dentro de la flotación:

- **Colectores:** su función es proporcionar propiedades hidrofóbicas a las superficies de los minerales objetivos.
- **Espumantes:** su función es generar espumas más estables y con tamaño de burbuja adecuado al proceso, impidiendo su coalescencia.
- **Modificadores o reguladores:** sirven para crear condiciones favorables en la superficie de los minerales, principalmente para el funcionamiento selectivo de los colectores, existen varios tipos como activadores, depresantes y reguladores de pH.

b) COLECTORES

Los colectores son sustancias orgánicas que reducen la afinidad de las partículas por agua a través de la adsorción de moléculas o iones en la superficie del mineral, reduciendo la estabilidad de la capa hidratada, para permitir la adhesión con las burbujas [Nguyen, 2004; Fuerstenau, 2007]. Existen 2 clases de colectores: iónicos y no iónicos. Los primeros tienen una estructura heteropolar, es decir, un extremo polar y el otro apolar, tal como se muestra en la figura 7. El extremo polar se adhiere a la superficie hidrofílica del mineral, mientras que el apolar queda libre, orientándose hacia la fase líquida sin interactuar con esta última y transformando la superficie del sólido en hidrofóbica. Los colectores del tipo no iónicos no son solubles en agua, pero cumplen el mismo rol que los iónicos [Leja, 2004; Wills, 2006].

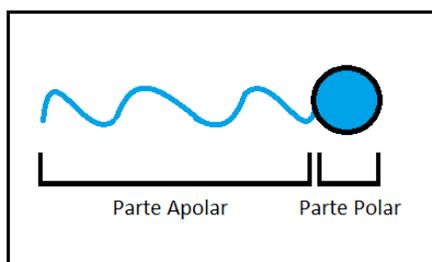


Figura 7. Estructura molecular típica de un colector iónico.

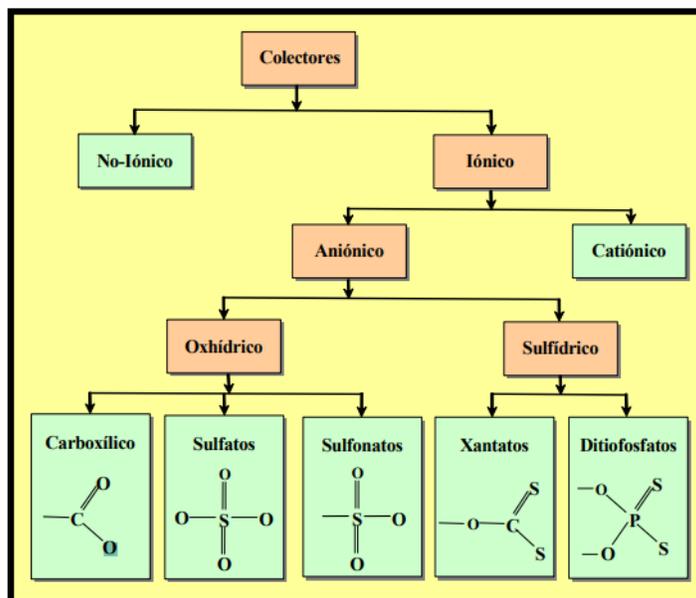


Figura 8. Clasificación de colectores.

Como podemos apreciar en la figura 8, dentro de la familia de colectores iónicos existe una subdivisión entre colectores aniónicos y catiónicos, dependiendo de la carga que estos adquieren una vez disueltos en fase acuosa. Por ejemplo, el xantato isopropílico de sodio al solubilizarse se disocia en un catión de sodio y un anión con el resto de la cadena de hidrocarburos, por lo que es un colector aniónico.

En relación con lo anterior, es importante recalcar que la hidrofobicidad en términos operacionales no es una propiedad inherente del mineral, sino más bien del tipo de colector utilizado. A mayor largo de la cadena de hidrocarburos, mayor es la repelencia al agua, por lo que un colector con cadena más larga produce una mayor hidrofobicidad del mineral [Yianatos, 2005].

Los colectores que se basan en mezclas de ditiofosfatos, son utilizados ampliamente en la flotación de sulfuros. Se utiliza en pulpas con pH entre 9 – 11 y es altamente selectivo para especies de cobre y molibdeno debido a que ayuda al rechazo de sulfuros de hierro (pirita) [Cayunao, 2014]. Por otro lado, también es adicionado petróleo diésel como colector para mejorar el rendimiento de la flotación.

c) INTERACCIÓN COLECTOR-PARTÍCULA

La literatura apunta a que los colectores funcionan en mejor medida cuando la superficie de las partículas de mineral está limpia, esto quiere decir, cuando la superficie no está cubierta con polvo, material orgánico, óxido u otro material que impida el contacto entre colector y partícula [Welsby, 2010; Albijanac et al, 2014]. De esto se infiere que cualquier obstrucción entre la interacción colector-partícula repercute en el rendimiento del colector.

d) ESPUMANTES

Los espumantes son compuestos orgánicos de carácter heteropolar, cuyo extremo polar posee una gran afinidad con el agua. El efecto que produce la adición de espumante es la disminución de la tensión superficial en la interfase líquido-gas, una menor coalescencia de burbujas, espumas más estables y burbujas de tamaño más apropiado.

Los espumantes que generan espuma con burbujas que tienen un borde de espesor de líquido más bien pequeño, son conocidos como espumantes débiles y tienen la ventaja de que se recupera menos agua en el concentrado, y por lo tanto se arrastra menos sólidos. Por otro

lado, un espumante fuerte puede lograr que las burbujas generadas posean un borde de espesor de líquido más grueso, recuperando más agua y, en consecuencia, arrastrando más sólidos.

El espumante Metil Isobutil Carbinol (MIBC), el cual pertenece a la familia de los alcoholes, es ampliamente utilizado en la industria por generar espuma homogénea y estable. A continuación, se muestra la estructura química del MIBC:

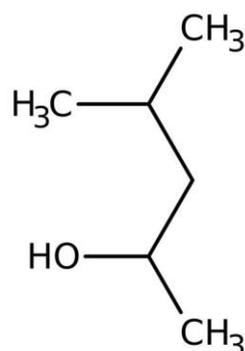


Figura 9. Estructura química del MIBC.

e) MODIFICADORES

Los modificadores son reactivos empleados para cambiar condiciones de potencial y de pH, con el objetivo de mejorar el rendimiento de la flotación, ya sea aumentando la capacidad de colección, cambiando el pH del sistema o mejorando la selectividad de la concentración. Esta rama de reactivos se subdivide en tres grupos: activadores, depresantes y modificadores de pH [Wills, 2006].

- **Activadores:** estos reactivos alteran la naturaleza química de la superficie del mineral para fortalecer el enlace entre la superficie y el colector, o aumentando la adsorción de estos últimos sobre la superficie del mineral. Los activadores son usualmente sales solubles que se ionizan en solución, luego los iones reaccionan con la superficie del mineral.
- **Depresantes:** son usados para incrementar la selectividad de la flotación, transformando ciertos minerales hidrófilos previniendo por tanto su flotación.

- Reguladores de pH: reactivos que se utilizan para controlar las condiciones de pH, que son determinantes en la adsorción de los colectores. Estos reguladores de pH varían en función del medio a utilizar (alcalino o ácido).

Por ejemplo, el uso de Cal apagada ($\text{Ca}(\text{OH})_2$) sirve para aumentar el pH del sistema, de tal manera, de deprimir la pirita y tener un rango de pH idóneo para el buen funcionamiento del colector. Esto provoca que la pirita en este rango de pH no flota al inhibirse la formación de dixantógenos que es la especie colectora [Cayunao, 2014].

2.1.6 TAMAÑO DE PARTÍCULA Y GRADO DE LIBERACIÓN

Diversos autores reportan que una de las variables con mayor impacto en las tasas de flotación es el tamaño de partícula de entrada del mineral [Gaudin, 1931; Morris, 1952; Jowett, 1980; Trahar, 1981]. Algunos trabajos revelan que la eficiencia de la flotación en celdas convencionales disminuye cuando el tamaño de partícula es menor a $30\mu\text{m}$ y cuando es mayor a $200\mu\text{m}$ [Wyslouzil, 2009]. Como muestra la figura 10, la flotación de cobre es un ejemplo de este fenómeno, manifestándose menores recuperaciones para tamaños extremos de partícula.

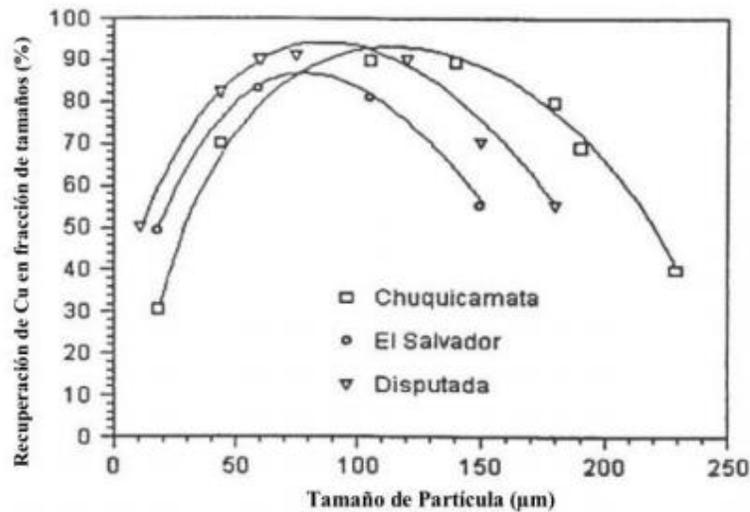


Figura 10. Recuperación de cobre en diferentes fracciones de tamaños. [Bulatovic, 2007]

Las bajas recuperaciones en la fracción gruesa del mineral podrían explicarse debido a que a medida que el tamaño de las partículas aumenta, las fuerzas de desprendimiento aumentan más rápidamente que las fuerzas de adherencia. Además, existen menores tasas de

liberación de partícula y turbulencia en la celda lo que ocasiona menores interacciones partículas-burbujas dentro de la celda. [Concha & Wasmund, 2016]

Por otro lado, una disminución del tamaño de partícula aumenta la cantidad de partículas ultrafinas que son arrastradas mecánicamente por el agua, cambiando su condición hidrodinámica, las cuales son gobernadas por el movimiento del agua, provocando menores interacciones partículas-burbujas. Asimismo, estas partículas ultrafinas generan un recubrimiento en otras partículas de mayor tamaño, que es suficiente para impartir hidrofobicidad moderada en ausencia de colector, impactando negativamente en la liberación y recuperación del mineral valioso. [Griffin et al., 1991]

En otro conjunto de datos publicados el año 2012, se ha demostrado de manera concluyente que las curvas de constantes de velocidad en función del tamaño de partícula no se ven afectada por la liberación (ver figura 11) o el ángulo de contacto (ver figura 12). Asimismo, se deja en evidencia de que el grado de liberación de la superficie afecta a las constantes de velocidad de todas las partículas de la misma manera, independientemente del tamaño [Jameson, 2012].

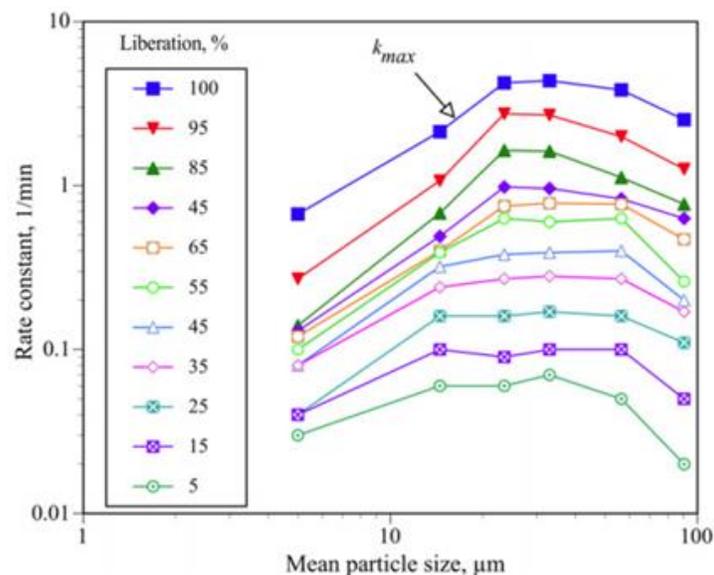


Figura 11. Impacto de la liberación en las constantes de velocidad en función del tamaño. [Jameson, 2012]

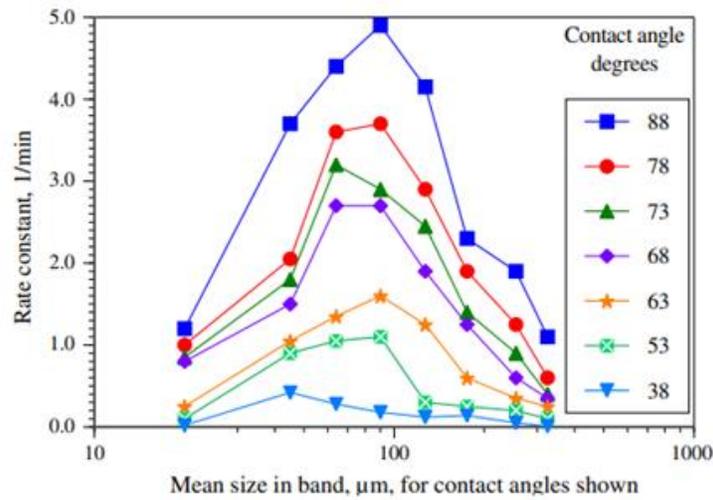


Figura 12. Impacto del ángulo de contacto en las constantes de velocidad en función del tamaño. [Jameson, 2012]

El grado de liberación de la superficie de las partículas tiene relación proporcional con la recuperación (ver figura 13) y la cinética de flotación (ver figura 14). Cuanto mayor es la cantidad de minerales de cobre alta o moderadamente liberados en los concentrados, menor es el tiempo de unión burbuja-partícula mejorando las constantes de velocidad [Welsby, 2010; Albijanic et al, 2014].

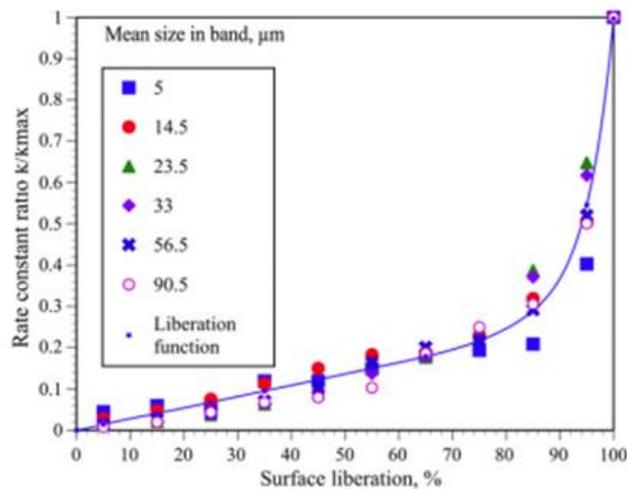


Figura 13. Impacto del grado de liberación en las constantes de velocidad de Galena. [Jameson, 2012]

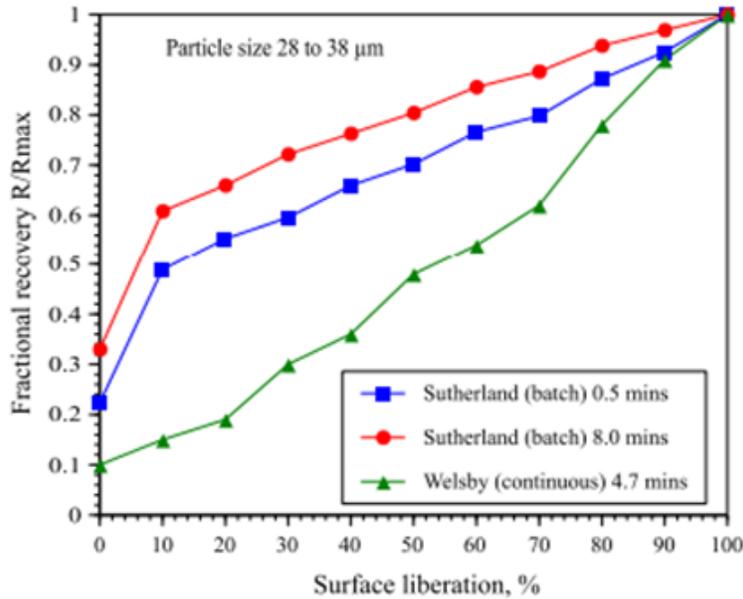


Figura 14. Impacto del grado de liberación en la recuperación de Galena. [Jameson, 2012]

Por ende, según la bibliografía revisada la eficiencia de la flotación en celdas convencionales aumenta cuando el tamaño de partícula está en un rango de 30-200 μm , cabe decir, que el tamaño óptimo depende de la mineralogía específica del material a tratar. Además, los mejores resultados se obtienen con el mayor grado de liberación de la partícula, debido a que aumenta el área superficial disponible [Kracht, 2011; Bennett y Crnkovic, 2012]. Esto es deseable para la etapa de flotación la cual utiliza las propiedades superficiales de las partículas.

2.1.7 RENDIMIENTO DEL PROCESO DE FLOTACIÓN

En primer lugar, información referente a los experimentos debe ser consistente antes de evaluar el rendimiento de las flotaciones. Por lo mismo, la conciliación de datos experimentales se lleva a cabo mediante un balance de masa, que en principio busca mantener una relación entre la cantidad de masa entrante, recirculada y saliente del sistema de flotación, como muestra la figura 15. Esto queda referido en la siguiente ecuación de balance de masa:

$$F = C + T \quad (1)$$

Ecuación 1. Balance global de masas.

Donde:

F : Flujo de mineral de la alimentación al sistema

C : Flujo de mineral recuperado por rebose hacia los concentrados

T : Flujo de mineral remanente en la celda.

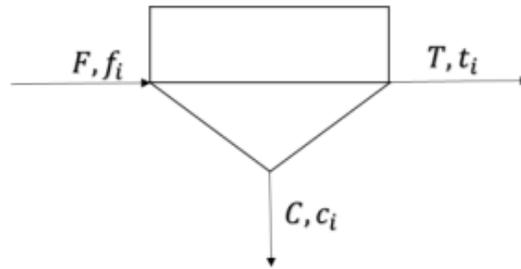


Figura 15. Esquema de balance de masas.

Utilizando esta ecuación, podemos hacer un balance de masas referente a una especie mineralógica en particular. Para esto, se pondera los tres flujos del sistema por la ley respectiva de la especie de interés, de esta manera, lo que entra por la alimentación será lo que salga en el concentrado y el relave, como muestra la siguiente ecuación:

$$F \times f_i = C \times c_i + T \times t_i \quad (2)$$

Ecuación 2. Balance de masas por especie.

Donde:

f_i : Ley o porcentaje de la especie mineralógica del total en la alimentación

c_i : Ley o porcentaje de la especie mineralógica del total del concentrado

t_i : Ley o porcentaje de la especie mineralógica del total remanente.

Ahora bien, para obtener la recuperación másica asociada al concentrado en función de las leyes, que corresponde a la razón entre el flujo de concentrado y el flujo de alimentación, se debe ocupar la ecuación 2, de donde se desprende lo siguiente:

$$Y = \frac{C}{F} \quad (3)$$

Ecuación 3. Recuperación Másica.

Donde:

Y : Recuperación másica

C : Flujo de mineral recuperado por rebose hacia los concentrados

F : Flujo de mineral de la alimentación al sistema

Se define la recuperación metalúrgica específica de cada especie mineralógica, como la ponderación de recuperación másica por la razón entre la ley de concentrado y alimentación del mineral de interés, como se ilustra en la siguiente ecuación:

$$R_i = \frac{C \times c_i}{F \times f_i} \quad (4)$$

Ecuación 4. Recuperación Metalúrgica.

Donde:

R_i : Recuperación metalúrgica de la especie mineralógica i

C : Flujo de mineral recuperado por rebose hacia los concentrados

F : Flujo de mineral de la alimentación al sistema

c_i Ley o porcentaje de la especie mineralógica i del total del concentrado

f_i : Ley o porcentaje de la especie mineralógica i del total alimentado.

Finalmente, se define el factor de enriquecimiento como la razón entre la ley del concentrado y la la ley de alimentación de una especie mineralógica del sistema:

$$\gamma = \frac{c_i}{f_i} \quad (5)$$

Ecuación 5. Factor de Enriquecimiento.

Donde:

γ : Factor de enriquecimiento de la especie mineralógica i

c_i : Ley o porcentaje de la especie mineralógica i del total del concentrado

f_i : Ley o porcentaje de la especie mineralógica i del total alimentado.

a) PROPAGACIÓN DE ERROR

Para el presente trabajo, se midieron porcentajes de cobre a través de un analizador de muestras basado en espectroscopía de absorción atómica. Estas mediciones experimentales poseen una incertidumbre intrínseca, la cual se fijó en un 5% de error experimental. Por lo que algunos parámetros, al estar ponderados por los valores de estas mediciones, arrastran errores, lo que se conoce comúnmente como propagación de errores. A continuación, se presenta la estimación aritmética del error:

$$x + y = z \quad \Delta z = \sqrt{\Delta x^2 + \Delta y^2}$$

Ecuación 6. Cálculo de error para la suma de variables.

$$x * y = z \quad \frac{\Delta z}{z} = \sqrt{\left(\frac{\Delta x}{x}\right)^2 + \left(\frac{\Delta y}{y}\right)^2}$$

Ecuación 7. Cálculo de error para la multiplicación de variables.

b) CINÉTICA DE FLOTACIÓN

Otra variable relevante para el proceso de flotación es el tiempo, debido a que las partículas de valioso son recuperadas de manera paulatina hacia el concentrado. Debido a esto, el tiempo de residencia de las partículas de interés al interior de la celda es una de las variables a medir y controlar. La cinética de flotación es un parámetro ilustrativo del rendimiento de la flotación selectiva en función del tiempo. Por lo mismo, la cinética de flotación en celdas convencionales ha sido objeto de estudio y existen modelos que son utilizados para evaluar y analizar el proceso de concentración.

Diversos autores han creado modelos matemáticos para obtener curvas de ley-recuperación, tanto para operaciones tipo batch como continuos. Los siguientes son algunos de los modelos matemáticos de cinética de flotación de primer orden: Modelo Clásico, Modelo de Klimpel, Modelo de Kelsall, Modelo de Kelsall modificado, Modelo Gamma y Modelo de mezclamiento completo [García y Zuñiga, 1931; Kelsall, 1961; Imaizumi and Inoue, 1963; Loveday, 1966, Imaizumi and Inoue, 1968; Jowett, 1974; Klimpel, 1980]. La figura 16 presenta alguno de estos modelos:

<i>Modelo</i>	<i>Ecuación</i>	<i>Parámetros</i>
<i>Modelo Clásico (García-Zuñiga, 1935)</i>	$R = R_{\infty}(1 - e^{-kt})$	R_{∞} : Máxima recuperación posible del metal. k : constante cinética de la flotación [min^{-1}].
<i>Modelo de Klimpel (Klimpel, 1980)</i>	$R = R_{\infty} \left(1 - \frac{1}{kt} (1 - e^{-kt}) \right)$	R_{∞} : Recuperación de equilibrio para largos tiempos de flotación k : constante cinética de la flotación [min^{-1}].
<i>Modelo de Kelsall (Kelsall, 1961)</i>	$R = (1 - \phi)(1 - e^{-k_f t}) + \phi(1 - e^{-k_s t})$	ϕ : porción de minerales con constante cinética lenta. k_f : constante cinética rápida [min^{-1}] k_s : constante cinética lenta [min^{-1}].
<i>Modelo de Kelsall Modificado (Jowett, 1974)</i>	$R = (R_{\infty} - \phi)(1 - e^{-k_f t}) + \phi(1 - e^{-k_s t})$	R_{∞} : Máxima recuperación posible del metal. ϕ : porción de minerales con constante cinética lenta. k_f : constante cinética rápida [min^{-1}] k_s : constante cinética lenta [min^{-1}].
<i>Modelo Gamma (Huber-Panu et al., 1976)</i>	$R = R_{\infty} \left[1 - \left(\frac{\lambda}{\lambda + t} \right)^P \right]$	R_{∞} : Máxima recuperación posible del metal. λ : constante cinética [min]. P : exponente.
<i>Modelo Completamente Mezclado (Imaizumi et al., 1965)</i>	$R = R_{\infty} \left[1 - \left(\frac{1}{1 + \frac{t}{k}} \right) \right]$	R_{∞} : Máxima recuperación posible del metal. k : constante cinética de la flotación [min].

Figura 16. Tabla de Modelos Cinéticos de flotación tipo batch.

c) MODELO CLÁSICO

El primer modelo cinético de flotación fue propuesto por García y Zuñiga y asume que la concentración de burbujas en la celda permanece invariable. Se basa principalmente en que la tasa de colisión entre partículas y burbujas es de primer orden con respecto al

número de partículas en el sistema. Este modelo es apoyado por la teoría cinética de gases y se destaca por ser más preciso que otros modelos.

La ecuación cinética de primer orden desarrollada por García y Zuñiga se expresa de la siguiente manera:

$$R = R_{\infty} (1 - e^{-kt}) \quad (8)$$

Ecuación 8. Modelo clásico de García y Zuñiga.

Donde R : Recuperación del mineral de interés (%)

k : constante de velocidad (1/min)

t : tiempo de flotación (min)

R_{∞} : Recuperación máxima teorica (%)

Como se puede apreciar en la ecuación 8, existen 2 parametros que se pueden ajustar: la constante velocidad o constante cinética (k) que depende principalmente de variables físicas del proceso, como lo son el tamaño de partícula y el flujo de gas hacia la celda; y la recuperación máxima que se puede lograr (R_{∞}), esta última depende en gran medida de los reactivos utilizados en la flotación.

Aunque se han presentado diferentes modelos matemáticos para el modelamiento de la flotación en celdas convencionales, el modelo clásico sigue siendo ampliamente utilizado en la industria debido a su simpleza y excelente aplicación industrial. A diferencia de otros modelos, este es de primer orden con variables que pueden ser determinadas de manera experimental a través del ajuste de regresión, por otro lado, en terminos comparativos, es mas preciso que otros modelos. [M. Alvarez-Silva et al., 2016]. En la figura 17 se muestra la comparación de ajustes de cuatro modelos cinéticos (donde el primero “single constante” corresponde al modelo clásico).

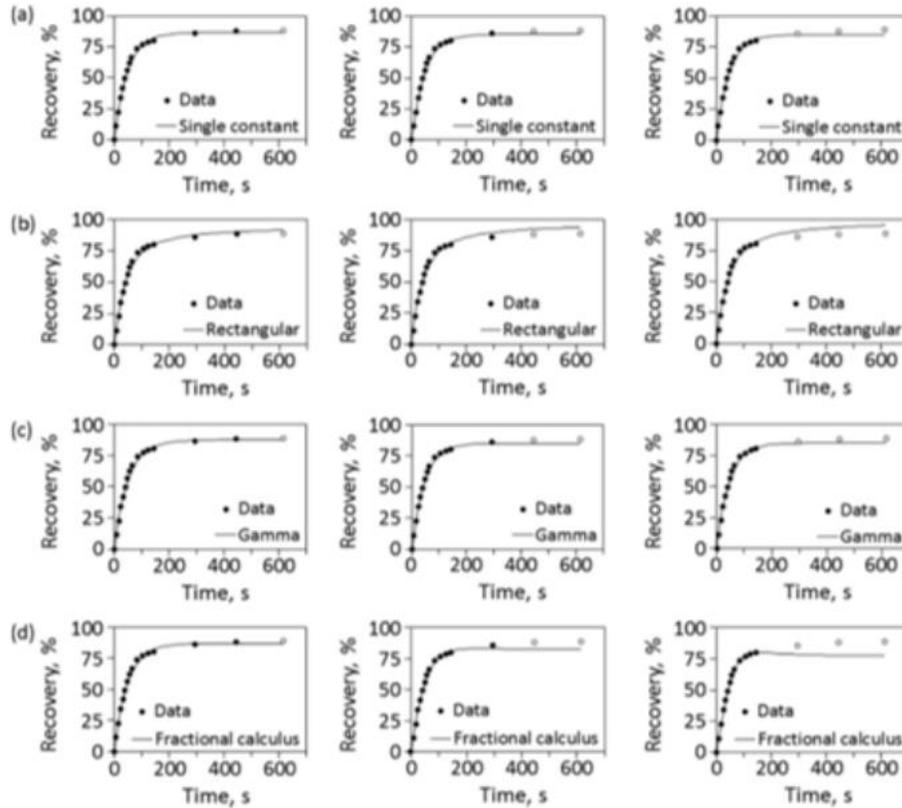


Figura 17. Comparación de ajustes de diferentes modelos cinéticos [M. Alvarez-Silva, 2016]

d) CURVA DE RECUPERACIÓN-GRADO DE ENRIQUECIMIENTO

La recuperación de un valioso y su ley, convencionalmente mantienen una relación inversa debido a que aumentar la recuperación de fino implica recuperar más ganga y esto impacta negativamente en la ley. En la literatura existe un modelo simple de dos parámetros para la relación entre recuperación y ley del concentrado de flotación [Vera et al, 1998]. El modelo se basa en las limitaciones mineralógicas impuestas por las propiedades del material. La ecuación que se plantea en este modelo llamado AREV está basado en la naturaleza hiperbólica de esta curva de recuperación y grado de enriquecimiento:

$$R = R^* - a * \sinh(b * [\gamma - 1]) \quad (9)$$

Ecuación 9. Ecuación de modelo AREV para recuperación – grado de enriquecimiento.

Donde el parámetro R^* describe la proporción de contenido metálico que es flotable, representa el valor de R cuando γ tiende a 1; el otro b es la velocidad a la que las partículas que flotan más rápidamente están siendo contaminadas por las otras partículas menos valiosas presentes en el sistema mineral, también representa el grado de contaminación en el concentrado. Una característica importante de la curva de grado de recuperación es que la recuperación inicial (es decir, $R \rightarrow 0$) se encuentra en el grado mineral más puro que se puede obtener, pero a medida que la recuperación aumenta, el grado acumulativo del concentrado tiende al grado de alimentación. La curva de grado de recuperación ideal para un sistema mineralógico particular se puede obtener mediante análisis de liberación: la curva de análisis de liberación determina la eficiencia de separación máxima o limitante.

2.2 ULTRASONIDO

El término “ultrasonido” se refiere a una serie de ondas mecánicas cuya frecuencia está por encima de la capacidad de audición del oído humano (mayor a los 20.000 ciclos por segundo o 20kHz). Desde el punto de vista de su aplicabilidad en diversos campos, ofrece ciertas ventajas: puede ser dirigido como un haz, cumple las leyes de reflexión y refracción, y puede ser reflejado por objetos de pequeño tamaño. Sin embargo, también tiene limitaciones: se propaga muy poco a través de medios gaseosos y la cantidad de energía acústica reflejada depende de las desigualdades acústicas del medio [Martinez, 2007].

2.2.1 CAVITACIÓN ACÚSTICA

Cuando una onda es emitida en el rango de frecuencia de 20-100kHz se conoce como ultrasonido de baja frecuencia. Estas ondas de alta energía que pueden crear zonas de compresión y expansión cuando se usan para irradiar líquidos. Esta acción genera regiones de presión variables que conducen a la cavitación o la formación, crecimiento y colapso casi inmediato de vacíos o burbujas microscópicas [Frederick 1965; Leighton 1994; Mason y Lorimer 1988]. El colapso ocurre cuando la burbuja alcanza un tamaño crítico y no puede absorber energía adicional del campo de sonido, y el tamaño crítico se rige por la frecuencia del ultrasonido [Shchukin et al., 2011]. Este fenómeno es conocido como Cavitación Acústica y se ilustra en la figura 18.

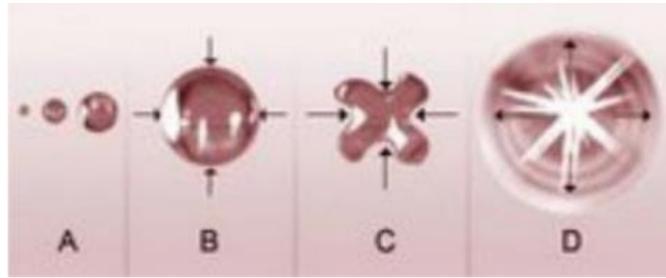


Figura 18. Esquema de colapso de burbujas de cavitación. [Suslick, 1989]

Al producirse este fenómeno acústico mediante un fluido sobre un sólido, el colapso de las burbujas de cavitación genera *microjets* o chorros de agua de muy alta energía dirigidos desde el punto de la burbuja más alejado hacia la superficie del sólido (ver figura 19), cuyos impactos en las partículas inician microgrietas. El colapso de las pequeñas burbujas enjuaga las superficies de partículas sólidas con el líquido circundante. Esta acción de lavado provoca que las partículas se separen unas de otras y elimina el material muy fino de las superficies de las partículas [Farmer et al., 2003]. Millones de burbujas se producen y se colapsan durante cada ciclo de frecuencia de la onda de sonido que pasa a través del líquido. La frecuencia generalmente utilizada para la limpieza ultrasónica es entre 20,000 y 60,000 ciclos por segundo; por lo tanto, la eliminación y limpieza de superficies interfaciales sólidas puede ser muy rápida [Neppiras et al., 1951].



Figura 19. Burbuja de cavitación a punto de implosionar. [Suslick, 1989]

Las ondas ultrasónicas pueden mejorar la nucleación, el crecimiento y la coalescencia de las grietas de la partícula, causados por la tensión o esfuerzos de corte. Estas microgrietas de

tensión inducidas por compresión se nuclean en grietas preexistentes. Estos mecanismos son impulsados por la onda de choque y los efectos de cavitación en el fluido circundante [Chen, Huang y Shih, 2003].

Las vibraciones transmitidas a la suspensión rompen los aglomerados de partículas y esto se produce debido a que las partículas que están unidas libremente pueden promover la cavitación cerca de sus puntos de contacto, ayudando así a la separación de las partículas entre sí [Fairbanks, 1990].

2.2.2 RECUBRIMIENTO DE PARTÍCULAS

Algunas partículas pueden tener una capa delgada de polvo o materia orgánica en sus superficies. Estas películas superficiales pueden absorber agua para formar un gel que recubre las partículas. Este recubrimiento de gel no solo reduce la densidad relativa de las partículas, sino que también produce una capa superficial viscosa y móvil sobre las partículas. Este fenómeno frecuentemente es nombrado como *slime coating* en la literatura.

Este recubrimiento de partículas finas debajo de los 10 μm de tamaño provoca dos efectos indeseables en la flotación, el primero genera una baja en la cinética de flotación y segundo hay una mayor flotación por arrastre de ganga fina. Esto repercute negativamente en la ley del concentrado debido a que hay mayor porcentaje de ganga en el concentrado.

Se han estudiado ensayos de flotaciones de minerales sulfurados a escala de laboratorio con diferentes tipos de contaminantes coloidales (arcillosos) y como estos repercuten tanto en la recuperación como en la ley del valioso [Wang et al., 2015]. En la siguiente figura 20, se muestra el impacto de diferentes porcentajes de presencia de bentonita y caolinita (arcillas) y como estas disminuyen la eficiencia en la flotación.

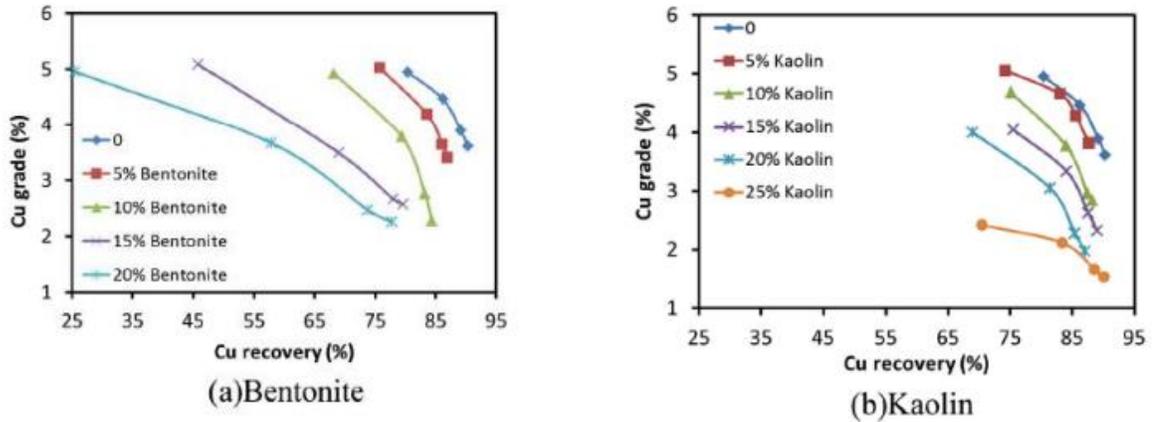


Figura 20. Ley y recuperación de cobre en función del porcentaje de contaminante [Wang et al., 2015].

En la literatura se señala que esta disminución del rendimiento de la flotación se debe a dos fenómenos que ocurren simultáneamente: el efecto de *slime coating* y por el aumento de la viscosidad de la pulpa, lo que implica mayor flotación por arrastre de ganga [Yu et al., 2017]. Aún no se ha determinado cuantitativamente cual de estos dos fenómenos pondera más en la baja de rendimiento.

Algunos investigadores señalan que cuando las partículas con superficie viscosa se han tratado con ultrasonidos, la película similar a un gel en la superficie se elimina y solo una capa delgada de película de agua se adhiere a las superficies de partículas limpias. Esta película de agua sigue de más cerca el contorno de la partícula como se muestra en la figura 21. Luego de asentarse, las partículas tenderán a enclavarse más estrechamente con las partículas adyacentes, aumentando así la tasa de compactación del material [Fairbanks, 1990].

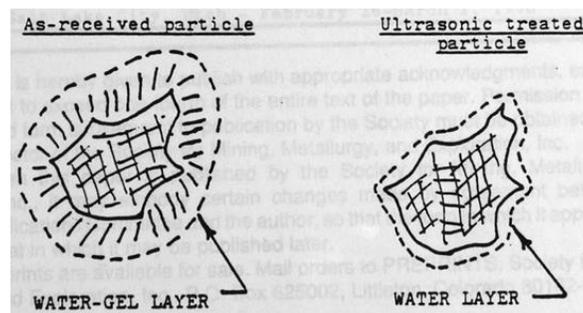


Figura 21. Esquema de partículas antes y después del tratamiento de ultrasonido [Fairbanks, 1990].

Debido al hecho de que las partículas tratadas ultrasónicamente tienen superficies más limpias, se han observado las siguientes ventajas: (1) restauración de las características superficiales del mineral que podrían haberse perdido o modificado por la presencia de carbón orgánico, (2) tasas de sedimentación más rápidas (3) mejor compactación del mineral (4) drenaje de agua más rápido (5) aumenta la separación partícula-carbón y partícula-partícula [Fairbanks, 1990; Tao et al., 2000]. Algunos autores señalan que la dosis de reactivos podría reducirse en pulpas pretratadas ultrasónicamente debido a la mayor hidrofobicidad de la superficie de los sulfuros, así como una disminución de la hidrofobicidad de los silicatos [Aldrich & Feng, 1999].

A continuación, en la figura 22 se muestra el impacto en una partícula de carbón sometida a un tratamiento de ultrasonido, donde se puede apreciar mejores condiciones superficiales.

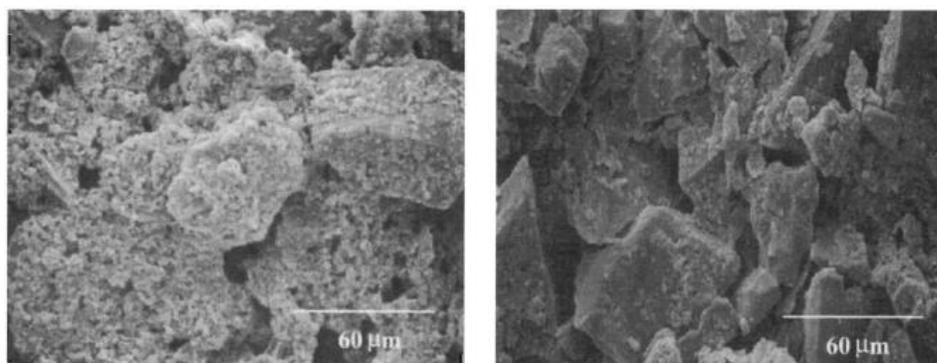


Figura 22. Microfotografía SEM de una partícula de carbón antes y después del tratamiento de ultrasonido. [Tao et al., 2000].

2.3 MINA RAFAELA

Mina Rafaela está emplazada en la Cordillera de la Costa a 4.7 [km] al sur de Cabildo, provincia de Petorca, en la Región de Valparaíso. Situada a 740 msnm en la formación Lo Prado. Fue adquirida por Minera Rafaela el año 2005 pero su explotación remonta al año 1945. En la actualidad se explotan zonas con mineralización de sulfuros de cobre de alta ley, principalmente calcopirita con presencia de bornita y pirita.

El método de extracción corresponde al Shrinkage Stopping para los sectores tipo veta, y Room and Pillar inclinado para los sectores tipo manto. La producción alcanza las 1700 toneladas por mes con una ley promedio de 2,3% de cobre insoluble.

El clima del sector es del tipo templado-cálido con temperaturas promedio de 14 [°C] y lluvias que no sobrepasan los 400 [mm] anuales. La vegetación es preferentemente del tipo matorrales arborescentes característicos de la zona. [Moscoso, 2016]

Existe en el sector un número considerable de concesiones mineras de explotación y exploración, muchas de estas pertenecen a la Minera Las Cenizas, la cual tiene la posesión de la mayoría de las minas del sector. Se presenta en el sector la explotación de un mismo manto o veta a diferentes cotas por parte de diferentes mineras colindantes.



Figura 23. Fotografía de la entrada principal del acceso a Mina Rafaela.

2.3.1 MINERALIZACIÓN Y GEOLOGÍA DEL LUGAR

El yacimiento se encuentra en la base de la Formación Lo Prado. Esta formación está integrada por areniscas oscuras, lutitas estratificadas, capas lentiformes de caliza y bancos de conglomerados, además estas capas se encuentran intercaladas con tobas arenosas, brechas tobíferas y lavas andesíticas [Ortega, 2018]. El sector de Mina Rafaela comprende tanto

terrenos volcánicos como sedimentarios que corresponden al Mesozoico y Cenozoico, depositados durante el proceso de generación de Los Andes.

La mineralización es del tipo estratoligado; están presentes rocas volcánicas principalmente andesitas, tobas y brechas, así como rocas sedimentarias, principalmente calizas de grano fino y de color gris oscuro a negro. [Moscoso, 2016].

La mineralización es depositada en estratos de caliza y andesita que mantienen 20° - E, estos estratos fueron alimentados desde una intrusión de andesita ocoite (término minero chileno). Capas han sido reconocidas en Rafaela desde el nivel 751 al 779. Con el cuerpo mineralizado abierto por ahora, la alimentación va desde los niveles 747 al 811 casi siempre vertical (manteo de 80 °) y con una extensión de 100 metros. A continuación, se ilustra una vista transversal del yacimiento:

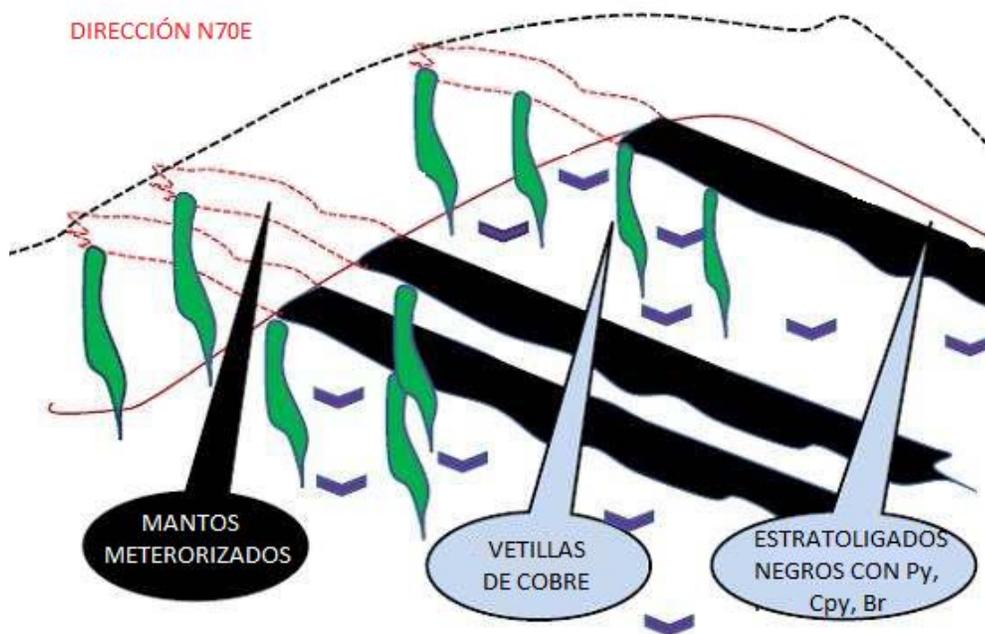


Figura 24. Esquema de formación mineralógica de Mina Rafaela.

2.3.2 RECURSOS Y EXPLOTACIÓN

El recurso mineral total, hasta ahora cuantificado, a ser extraído en diez años son 20.626.580 toneladas con una ley de cobre promedio de 0,89% y con 16 g/ton de plata. No obstante, existen zonas mineralizadas de hasta 3% de ley de cobre.

Existe un buen potencial de agregar recursos a la Mina Rafaela, más profundo que los actuales 350 metros desde la superficie, de mineral sulfuro de cobre y un estimado de 2 millones de toneladas adicionales de mineralización de sulfuro de cobre. El segundo potencial existente en la vecindad superficial trata de mineralización de óxido de cobre sobre el depósito, encontrándose en este momento en estado de recursos medidos e inferidos. Desde la superficie, la mineralización de óxido de cobre es de hasta 70 y 80 metros de profundidad.

Actualmente se está desarrollando una campaña de perforación de sondajes de diamantina para poder recabar información detallada de la mineralogía, litología y minerales de interés del lugar.

Desde la adquisición de la mina por su actual dueño, diferentes trabajos de exploración han sido realizados, como 250 metros (m.) de longitud de túnel de acceso, 480 m. de longitud de rampa de transporte de mineral, 298 m. de longitud de diferentes traspasos de mineral, 180 m. de longitud de chimeneas de ventilación, 150 m. de longitud de chimeneas ciegas y 1,885 m. de diferentes túneles. Además de desarrollar otras galerías junto a la explotación de dos niveles, L 779 y L 756. También en superficie se ha realizado un reconocimiento detallado, incluyendo topografía, geología, muestreo, 1.600 m. de camino, calicatas, entre otros trabajos.

Actualmente, Rafaela produce a una razón de 12,000 toneladas de mineral de cobre al año con una ley promedio de 2,5%, que es vendida desde la mina a Enami (compañía estatal chilena de procesamiento minero que comercializa el mineral de cobre extraído de mineros de tamaño pequeño y mediano).

El proceso de perforación es desarrollado por tres equipos de perforación manuales, Jack-Leg YT27, mientras que el proceso de tronadura utiliza emultex y ando guiados por cordón corriente.

El sistema minero es completado con dos cargadores frontales de bajo perfil (LHD), un Scoop Sanva SJ100 con balde de 1,5 yardas cúbicas y un Toro 150D. Estos equipos acarrear el mineral desde la frente de trabajo hasta una buitra que acumula el material. Luego el mineral es remanejado a superficie a través de una rampa, donde es apilado esperando los camiones que transportarán el mineral a la planta de procesamiento de ENAMI.

2.3.3 CARACTERIZACIÓN DEL MATERIAL ORGÁNICO

El mineral presenta un porcentaje de material orgánico proveniente de la lutita o la formación andesítica del lugar. Este material orgánico tiene propiedades hidrofóbicas y además aumenta la densidad relativa cuando se adhiere a las partículas, dificultando su sedimentación. Al ser de una densidad menor que el mineral, se muele de manera más fina que este último, lo que aumenta las probabilidades de contacto entre este material orgánico y las partículas de mineral.

2.3.4 DESAFÍOS DEL PROCESAMIENTO

El mineral de Mina Rafaela tiene contenido material orgánico (en forma de carbón orgánico) el cual presenta propiedad superficiales hidrófobas. Aunque no comprende una proporción muy grande de la mineralogía, esta es suficiente para generar problemas en su procesamiento, reflejándose en menores recuperaciones y razones de enriquecimiento.

En la actualidad, esto se contrarresta mezclando el mineral con otros con menor nivel de carbón o utilizando hasta 4 veces la cantidad de reactivos, en algunos casos. La consecuencia es que, en muchas oportunidades, la flotación de sulfuros de cobre con alto contenido de carbón orgánico genera problemas en su procesamiento.

Esta pequeña capa de material orgánico que tienen las partículas genera propiedades superficiales no deseables para su procesamiento, por lo que se propone el uso de ondas ultrasónicas con el propósito de limpiar la superficie de las partículas y restaurar las características de la superficie del mineral que podrían haberse perdido o modificado por la presencia de carbón orgánico.

El presente estudio busca aportar evidencia a que el tratamiento ultrasónico ayudaría a lograr mayor recuperación y ley de concentrado, además de minimizar las dosis de reactivos utilizados en la flotación.

CAPÍTULO 3

MÉTODOLOGIA

3.1 PLAN DE ACCIÓN

En primera instancia, se busca entender las implicancias de procesar sulfuros de cobre con alto contenido de material orgánico hidrofóbico, más profundamente en la etapa de flotación, que es donde repercute mayormente. Por lo que se busca entender la fenomenología involucrada y como esta impacta en los parámetros industriales más importantes en la flotación, y posteriormente, ajustar las variables del sistema que impactan en la correcta flotación de este mineral.

En la segunda parte de este estudio, se propone implementar un pretratamiento de ultrasonido que tiene como finalidad minimizar el impacto del orgánico en la flotación y medir su rendimiento en términos de la recuperación másica y metalúrgica, ley y factor de enriquecimiento de cobre y cinética de flotación.

Se realiza un muestreo de rocas provenientes de la mina y se obtiene muestras representativas del mineral del yacimiento con un alto contenido de material orgánico. Estas muestras se someten a diferentes procesos para simular, a escala de laboratorio, el procesamiento metalúrgico al cual el mineral de mina Rafaela es sometido. Para esto se reduce de tamaño los 7 kg de mineral hasta obtener a un tamaño de partícula de #200 malla Tyler en un 80% de las partículas pasantes. Cada muestra generó 6 kg de muestras de mineral molidas, las cuales se mezclaron para homogeneizar la ley. Las muestras se cortan en un cortador rotatorio de 8 salidas y se obtuvieron 64 muestras para ser enviadas a flotación.

En la etapa de flotación, se generan dos protocolos diferentes para procesar este mineral, el primero tiene como finalidad, buscar donde se provoca la dificultad de procesamiento y cómo esto genera cambios en la flotabilidad del mineral objetivo. En este protocolo se desarrollan diferentes experimentos para medir el rendimiento del mineral objetivo en una flotación convencional. Se utilizaron parámetros industriales para determinar los parámetros de laboratorio, de tal manera, que se asemejaran a las condiciones en que se procesa en la actualidad este mineral. Se modifican dos variables del sistema: la temperatura y el tiempo de tratamiento con ultrasonido.

El segundo protocolo busca proponer un pretratamiento que minimice el impacto del orgánico en la flotación, por lo que se ajustan ciertas variables que generen problemas en el primer protocolo, como, por ejemplo: revisar la dosis de reactivo a usar, el pH del sistema, y el tiempo de tratamiento de ultrasonido.

La espuma rebosante fue paleteada generando diferentes submuestras de concentrado, además, otras muestras son obtenidas del material restante de la flotación (cola). Cada submuestra fue filtrada con papel filtro y posteriormente secada en horno para quitarle la humedad a la muestra. Una última submuestra es la obtenida directamente del cortador para medir la ley de cobre de alimentación. Luego de esto, las muestras son enviadas a análisis químico.

Finalmente, después de obtener los resultados de peso y ley de cobre en la alimentación, concentrado y cola de las submuestras, se desarrolla un balance de masa y se obtuvieron los indicadores de rendimiento de la flotación.

3.2 MATERIALES Y EQUIPO

A continuación, se detallan los insumos y materiales utilizados además del equipamiento y maquinarias utilizadas para confeccionar este estudio. Los experimentos se hicieron en el Laboratorio de Hidrometalurgia en las dependencias de la facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas de la Universidad de Chile.

Los materiales son agrupados en los siguientes grupos (aunque no necesariamente son utilizados exclusivamente en el grupo asignado):

3.2.1 Etapa de Conminución:

Materiales:

- 7 kg de muestras de mineral
- 100 bolsas para muestras
- 7 vasos precipitados de 1 litro
- Tamices de #150 y #200 malla Tyler

Equipos:

- Pulverizador de anillos de muestras minerales
- Cortador de laboratorio giratorio de 8 salidas



Figura 25. Tamiz de malla #200 Tyler (izquierda) y bolsas de muestreo (derecha).



Figura 26. Vasos precipitados de 1000 mL (izquierda) y pulverizador de anillos (derecha).



Figura 27. Cortador de muestras de laboratorio de 8 salidas.

3.2.2 Etapa de Flotación y Tratamiento:

Materiales:

- 10 jeringas de 10 ml
- 8 bandejas de metal
- Embudos y papel filtro de 50 μm
- Paleta
- Reactivo espumante MIBC (primer protocolo 24 g/t; segundo protocolo 96 g/t)
- Reactivo Diesel (12 g/ton de mineral)
- Reactivo colector (36 g/ton de mineral)
- Reactivo modificador de pH $\text{Ca}(\text{OH})_2$ (Cal apagada)

Equipos:

- Celda de Flotación de Laboratorio
- Limpiador de Ultrasonido de Laboratorio



Figura 28. Jeringa de 1mL (izquierda), bandejas recolectoras de espuma (centro), filtros de 50 μm (derecha).

3.2.3 Etapa de Análisis Químico:

Equipos:

- Horno de secado de muestras
- Analizador de muestras de laboratorio (Espectroscopía de Absorción Atómica)

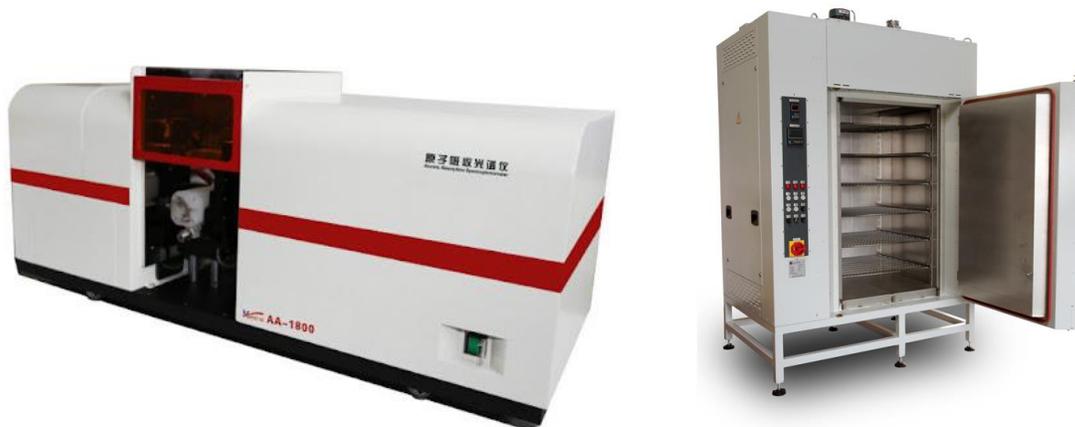


Figura 29. Analizador de muestras de laboratorio (izquierda) y horno de secado de muestras (derecha).

3.3 METODOLOGÍA

En principio, existen 3 etapas en las que se prepara el mineral para ser ensayado, la primera es la etapa de molienda, que consta de conminuir el mineral a un tamaño de partícula de #200 malla Tyler en un 80% de las partículas pasantes. La segunda etapa es la flotación misma del mineral, lo cual se hizo con dos protocolos diferentes con objetivos diferentes. La tercera etapa es la de filtrado y secado, de tal manera de dejar las muestras preparadas para análisis químico.

Cabe destacar que, cada etapa fue realizada con los elementos de protección personal (EPP) como bata, lentes, mascarilla, guantes de nitrilo, zapatos de seguridad, entre otros, con el fin de proteger la integridad y salud del memorista. Si bien, el equipo de seguridad no se incorpora en la sección de materiales y equipos, estos son parte esencial del presente trabajo.

3.3.1 Etapa de Conminución:

- Las muestras en bruto desde la mina fueron procesadas en un molino de laboratorio para su conminución. El criterio utilizado para la molienda que el 80% de las partículas tengan un tamaño $P_{80} = 74 \mu\text{m}$ correspondiente a una malla Tyler #200 (correspondiente al tamaño de partícula utilizado en la industria para flotar este mineral). Se registraron los pesos de las muestras conminuidas y malladas.
- Las muestras previamente conminuidas son procesadas en un cortador rotatorio de laboratorio, con el fin de tener muestras representativas. Se obtuvo 8 muestras y fueron empaquetadas en bolsas de muestreo. Se pesó cada muestra para tener el porcentaje de pérdida de material dentro del proceso de conminución y corte de muestras.

3.3.2 Etapa de flotación (Primer Protocolo)

- Las muestras utilizadas para esta etapa son las siguientes: Chimenea Sur R61763 (ley de cobre = 1.86 %); Banco SE2 R52979 (ley de cobre = 2.19 %); Frente Este 740 R61552 (ley de cobre = 2.20 %).
- Se prepara la pulpa mineral dentro un de un vaso precipitado de 1 litro con un porcentaje de sólidos de 30 % para luego ser vaciadas en la celda.
- Las jeringas con reactivos fueron preparadas antes de iniciar la flotación, cuidando de tenerlas siempre a mano al momento del inicio.
- Se regularon los parámetros de la celda de flotación de la siguiente manera: tiempo de preacondicionamiento de 5 [min], cada un minuto de iniciada la flotación se agrega un reactivo diferente, esto para mezclar bien la pulpa con los reactivos antes del inicio.
- El agitador fue configurado a 1100 RPM y el flujo de gas se fija para obtener un JG de 0.6 [cm/s], y con ello el flujo de aire en 8,1 [LPM].
- Se desarrollan seis pruebas de flotación en donde se modificaron solo dos variables, la temperatura y el tiempo de tratamiento con ultrasonido, como muestra la siguiente tabla:

	Temperatura	Tiempo de Ultrasonido
Flotación 1	25 °C	0 min
Flotación 2	25 °C	5 min
Flotación 3	25 °C	0 min
Flotación 4	25 °C	15 min
Flotación 5	25 °C	0 min
Flotación 6	70 °C	15 min

Tabla 1. Variables de cada flotación en primer protocolo.

- Las muestras que fueron tratadas con ultrasonido se les aplica entre 5-15 [min] (dependiendo del caso) en un contenedor metálico conectado a un parlante de ondas ultrasónicas.
- Los paleteos de espuma rebosante se recuperaron en bandejas y se realizaron en los siguientes tiempos: 0.5, 1, 2, 4, 8, 16 [min]. Luego de esto se recuperó la cola, para luego pesarlas.
- Se mide la altura de columna y se repone la pulpa que se recupera en las bandejas.

3.3.3 Etapa de flotación (Segundo Protocolo)

- Se preparó la pulpa mineral dentro un de un vaso precipitado de 1 litro con un porcentaje de sólidos de 30 [%] para luego ser vaciadas en la celda.
- Las jeringas con reactivos fueron preparadas antes de iniciar la flotación, cuidando de tenerlas siempre a mano al momento del inicio.
- Para modificar el pH del sistema, se utilizó una lechada de cal para que difundiera de mejor manera dentro de la pulpa. Esto se logró agitando cal y agua hasta lograr una solución homogénea. Se conecta el medidor de pH a la celda para medir los niveles de pH a medida que se agrega la lechada con cal hasta llegar a pH = 9,5.
- Se regulan los parámetros de la celda de flotación de la siguiente manera: tiempo de preacondicionamiento de 5min, cada un minuto de iniciada la flotación se agrega un reactivo diferente, esto para mezclar bien la pulpa con los reactivos antes del inicio.
- El agitador fue configurado a 1100 RPM y el flujo de gas se fija para obtener un JG de 0.6 [cm/s], y con ello el flujo de aire en 8,1 [LPM].

- Se hicieron seis pruebas de flotación en donde se modificó el tiempo de tratamiento con ultrasonido como muestra la siguiente tabla:

	Tiempo de Ultrasonido
Flotación 1	15 min
Flotación 2	30 min
Flotación 3	15 min
Flotación 4	0 min
Flotación 5	30 min
Flotación 6	0 min

Tabla 2. Tiempos de tratamiento con ultrasonido en segundo protocolo.

- Las muestras que fueron tratadas con ultrasonido se les aplicó entre 15-30 [min] (dependiendo del caso) en un contenedor metálico conectado a un parlante de ondas ultrasónicas.
- Los paletesos de espuma rebosante se recuperaron en bandejas y se harán en los siguientes tiempos: 0.5 y 2 [min]. Luego de esto se recuperó la cola o material restante de la flotación, para luego pesar cada bandeja y cola de las flotaciones realizadas.
- Se mide la altura de columna y se fue reponiendo la pulpa que se recuperó en las bandejas.

3.3.4 Etapa de Secado y Análisis químico:

- Las muestras de concentrado son secadas en filtros de 50 μm para perder la máxima humedad contenida, para esto se hizo cuatro conos con el papel filtro por submuestra y se deja reposar en vasos de precipitado. Esto para acelerar el proceso de filtrado y no tapar los filtros rápidamente.
- Posterior a esto, las submuestras de mineral filtrado con el papel filtro son secadas paulatinamente en horno de secado de muestras. Esto se realiza revisando que las muestras no se tostaran demasiado y que perdieran la mayor cantidad de humedad posible. Finalmente con un pincel se recupera el mineral filtrado y secado desde el papel filtro hacia las bolsas de muestreo.
- Cada muestra es enrolada con un código que representa el experimento realizado.

- Las muestras son enviadas a análisis químico para obtener la ley de cobre de los concentrados.

3.3.5 Etapa de Análisis de datos:

- A partir de los datos obtenidos mediante el análisis de espectroscopía de absorción atómica, que dan cuenta de la masa de cobre en las muestras, es posible determinar la ley de alimentación, concentrado y cola de la flotación.
- Obtenidas las leyes se procede a calcular y graficar las recuperaciones másicas y metalúrgicas, factor de enriquecimiento y cinética de flotación.
- Finalmente se contrastan los diferentes protocolos usados y se discuten las conclusiones del caso en estudio.

CAPÍTULO 4

RESULTADOS Y ANÁLISIS

En el siguiente capítulo se presentan los resultados más relevantes del estudio anunciados en el capítulo de metodología.

4.1 RESULTADOS Y DISCUSIÓN DEL PRIMER PROTOCOLO

Se registraron los pesos asociados a los diferentes concentrados en sus diferentes tiempos de colección y además el material restante en la celda (cola).

Pesos	Flot 1 [g]	Flot 2 [g]	Flot 3 [g]	Flot 4 [g]	Flot 5 [g]	Flot 6 [g]
0,5 [min]	18,39	29,78	6,17	9,00	3,58	9,11
1 [min]	7,64	5,31	3,68	6,66	5,47	8,32
2 [min]	3,81	1,92	4,39	6,20	4,13	5,87
4 [min]	2,24	1,74	6,52	4,24	2,62	4,73
8 [min]	3,02	1,03	4,06	4,86	6,43	6,31
16 [min]	2,80	1,49	7,31	8,91	6,48	11,87
Cola	258,87	254,31	257,61	248,58	267,24	247,89
Total	296,76	295,59	289,75	288,46	295,94	294,09

Tabla 3. Pesos de los concentrados y cola.

Luego de obtener los pesos de cada concentrado, se estima el material que no fue recuperado y se perdió debido al trabajo experimental, fue menor al 5 [%] por lo que la muestra sigue siendo válidamente representativa. A continuación, se cuantifica el porcentaje de estos en la siguiente tabla:

Porcentaje de material mermado	
Flotación 1	1,08 [%]
Flotación 2	1,47 [%]
Flotación 3	3,42 [%]
Flotación 4	3,85 [%]
Flotación 5	1,35 [%]
Flotación 6	1,97 [%]
Promedio	2,19 [%]

Tabla 4. Porcentaje de material mermado.

Luego de obtener los pesos asociados a cada concentrado y cola, estas fueron enviadas a análisis químico para obtener porcentaje de cobre de cada muestra. A continuación, se muestran los resultados obtenidos de ley de cobre:

Ley de Cu	Flot 1 [%]	Flot 2 [%]	Flot 3 [%]	Flot 4 [%]	Flot 5 [%]	Flot 6 [%]
0,5 [min]	1,72	1,89	2,94	3,21	2,85	1,73
1 [min]	1,39	1,44	3,22	3,34	2,6	2,04
2 [min]	1,17	1,25	2,03	2,56	2,74	1,76
4 [min]	1,14	1,12	2,12	2,53	2,36	1,49
8 [min]	1,08	1,09	2,02	1,96	1,92	1,73
16 [min]	1,06	1,11	1,62	2,34	1,58	1,82
Cola	2,01	2,05	2,22	2,03	1,97	1,95
Prom Pond	1,94	2,00	2,22	2,12	2,00	1,92

Tabla 5. Leyes de cobre de los concentrados y cola.

En la tabla 5 podemos notar problemas en el procesamiento, debido a que no se flota el mineral de manera óptima. Ninguna ley de los concentrados alcanza siquiera la ley de alimentación (2.08 [%]), por ende, el proceso de concentración nunca se lleva a cabo, además, se puede apreciar que el mineral restante en la celda (cola) posee mayor ley que la de los concentrados en la mitad de los casos.

La ley de cobre de alimentación para las flotaciones es de 2.08 [%] y a partir de esto se calculó el factor de enriquecimiento de los concentrados de cobre. Como es posible notar en la tabla 6, el factor de enriquecimiento en ningún caso es mayor que 1, por lo que se puede constatar problemas en el procesamiento del mineral cuando se hace en condiciones convencionales.

Factor de Enriquecimiento	Flot 1 [g]	Flot 2 [g]	Flot 3 [g]	Flot 4 [g]	Flot 5 [g]	Flot 6 [g]
0,5 [min]	0,15	0,27	0,09	0,14	0,05	0,08
1 [min]	0,05	0,04	0,06	0,11	0,07	0,08
2 [min]	0,02	0,01	0,04	0,08	0,05	0,05
4 [min]	0,01	0,01	0,07	0,05	0,03	0,03
8 [min]	0,02	0,01	0,04	0,05	0,06	0,05
16 [min]	0,01	0,01	0,06	0,10	0,05	0,10

Tabla 6. Factor de enriquecimiento de cobre por concentrados.

A partir de las leyes, se calcula la recuperación másica, recuperación másica acumulada, recuperación metalúrgica y recuperación metalúrgica acumulada para la especie de cobre.

Rec Másica	Flot 1 [%]	Flot 2 [%]	Flot 3 [%]	Flot 4 [%]	Flot 5 [%]	Flot 6 [%]
0,5 [min]	6,2	10,1	2,1	3,1	1,2	3,1
1 [min]	2,6	1,8	1,3	2,3	1,8	2,8
2 [min]	1,3	0,6	1,5	2,1	1,4	2,0
4 [min]	0,8	0,6	2,3	1,5	0,9	1,6
8 [min]	1,0	0,3	1,4	1,7	2,2	2,1
16 [min]	0,9	0,5	2,5	3,1	2,2	4,0
Cola	87,2	86,0	88,9	86,2	90,3	84,3

Tabla 7. Recuperación másica de los concentrados y cola.

Rec Másica Acum	Flot 1 [%]	Flot 2 [%]	Flot 3 [%]	Flot 4 [%]	Flot 5 [%]	Flot 6 [%]
0,5 [min]	6,2	10,1	2,1	3,1	1,2	3,1
1 [min]	10,1	12,5	4,9	7,6	4,5	7,9
2 [min]	10,1	12,5	4,9	7,6	4,5	7,9
4 [min]	10,8	13,1	7,2	9,0	5,3	9,5
8 [min]	11,1	12,9	6,3	9,3	6,6	10,1
16 [min]	12,8	14,0	11,1	13,8	9,7	15,7
Cola (restante)	39,0	24,9	63,5	49,6	68,2	45,7

Tabla 8. Recuperación másica acumulada de los concentrados y cola.

Revisando la recuperación másica de las flotaciones es posible notar en la tabla 7 que en el mejor de los casos se recupera masa en un porcentaje del 10.1 [%] por concentrado, esto contrasta con la mayoría de los resultados de flotación en celdas Rougher que alcanzan recuperaciones sobre 20% incluso tomando el peso acumulado de todos los concentrados estos no sobrepasan el 16 [%].

Rec Met	Flot 1 [%]	Flot 2 [%]	Flot 3 [%]	Flot 4 [%]	Flot 5 [%]	Flot 6 [%]
0,5 [min]	5,5	9,5	2,8	4,7	1,7	2,8
1 [min]	1,8	1,3	1,8	3,6	2,4	3,0
2 [min]	0,8	0,4	1,4	2,6	1,9	1,8
4 [min]	0,4	0,3	2,1	1,8	1,0	1,2
8 [min]	0,6	0,2	1,3	1,6	2,1	1,9
16 [min]	0,5	0,3	1,8	3,4	1,7	3,8
Cola	90,4	88,0	88,7	82,4	89,1	85,4

Tabla 9. Recuperación metalúrgica de los concentrados y cola.

Rec Met Acum	Flot 1 [%]	Flot 2 [%]	Flot 3 [%]	Flot 4 [%]	Flot 5 [%]	Flot 6 [%]
0,5 [min]	5,5	9,5	2,8	4,7	1,7	2,8
1 [min]	7,3	10,8	4,7	8,3	4,1	5,8
2 [min]	8,1	11,2	6,0	10,9	6,0	7,6
4 [min]	8,6	11,5	8,2	12,7	7,1	8,9
8 [min]	9,1	11,7	9,5	14,2	9,2	10,8
16 [min]	9,6	12,0	11,3	17,6	10,9	14,6
Cola	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Tabla 10. Recuperación metalúrgica acumulada de los concentrados y cola.

La recuperación metalúrgica de cobre para una ley de alimentación de 2.08 [%] es bastante baja, donde se puede apreciar en la tabla 10, que la recuperación máxima de cobre acumulada esta entre 9.6 y 17.6 [%], muy por debajo de una flotación convencional que ronda sobre el 80 [%] para flotaciones tipo Rougher.

Los resultados dan cuenta de problemas que se apreciaron en la flotación. En primer lugar, la espuma es muy poco homogénea con burbujas de diferentes tamaños alcanzando incluso los 6 [cm] de diámetro. Estas burbujas son un color oscuro (negro) y se puede notar a simple vista que el arrastre mecánico de ganga es muy superior a una flotación con sulfuros de cobre sin contaminante orgánico. Estas burbujas parecen tener una coalescencia mayor debido a la cantidad de material orgánico que presentan, por lo que se asume que es debido al carácter hidrofóbico del contaminante lo que provoca esta irregularidad en la espuma, generando que la espuma rebose con dificultad. Se concluye que el espumante parece no actuar de manera óptima al interactuar con el contaminante debido a la irregular columna de espuma generada, con burbujas que aumentan la flotación por arrastre e impiden una correcta flotación, por lo que se propuso un aumento de la dosis de espumante de 4 veces la dosis inicial para poder contrarrestar el efecto del contaminante en la espuma. En la figura 30 se ilustra el efecto que tiene el contaminante en la espuma de rebose, donde se puede apreciar que el tamaño de burbuja no es uniforme y tienen una alta coalescencia, por lo que se generan burbujas grandes.



*Figura 30. Tamaño de burbuja de la espuma en celda de sección 11*11 [cm²].*

En segundo lugar, debido a las bajas recuperaciones obtenidas experimentalmente se cuestiona el buen funcionamiento del colector. Si bien, se estima que el espumante no funciona de manera correcta debido a la irregular distribución de tamaños de burbujas, los bajos rendimientos de flotación hacen pensar que el colector no opera de manera óptima. Según la bibliografía consultada, en la flotación de sulfuros de cobre, en particular, en la flotación de calcopirita, siempre hay un porcentaje de pirita que influye en el proceso. Esta pirita se deprime en ambientes alcalinos con un pH entre 9 y 11 para poder flotar correctamente la calcopirita. Por otro lado, el rendimiento del colector está altamente relacionado con el pH del sistema, siendo en este caso altamente selectivo para especies de cobre y molibdeno cuando el pH fluctúa entre 9 y 11. Se concluye que la falta de reactivo, en este caso, de modificadores de pH genera bajas tasas de flotabilidad del mineral objetivo, por lo que se propone agregar este reactivo en el segundo protocolo aumentando el pH del sistema a 9.5.

En tercer lugar, luego de realizar las flotaciones se desarrolla un experimento para medir el funcionamiento del ultrasonido en la remoción de óxido en una placa de hierro y otra de cobre. Para esto se pone una placa de hierro y otra de cobre, suspendida en el limpiador de ultrasonido y se fue describiendo cualitativamente el grado de remoción de óxido de la placa basado en el criterio del color. A medida que pasaban los minutos, se

observó el grado de remoción de óxido aumentaba paulatinamente, siendo casi imperceptible transcurrido 5 [min] y siendo más evidente transcurridos 15 [min]. En la figura 31 y 32, se ilustra el efecto del ultrasonido en la remoción de las placas tras ser expuesta 30 [min] al tratamiento con ultrasonido, donde se puede apreciar el efecto limpiador de superficies que genera la cavitación por ultrasonido:



Figura 31. Placa de hierro oxidada tratada con ultrasonido por 30 [min] en uno de sus lados.

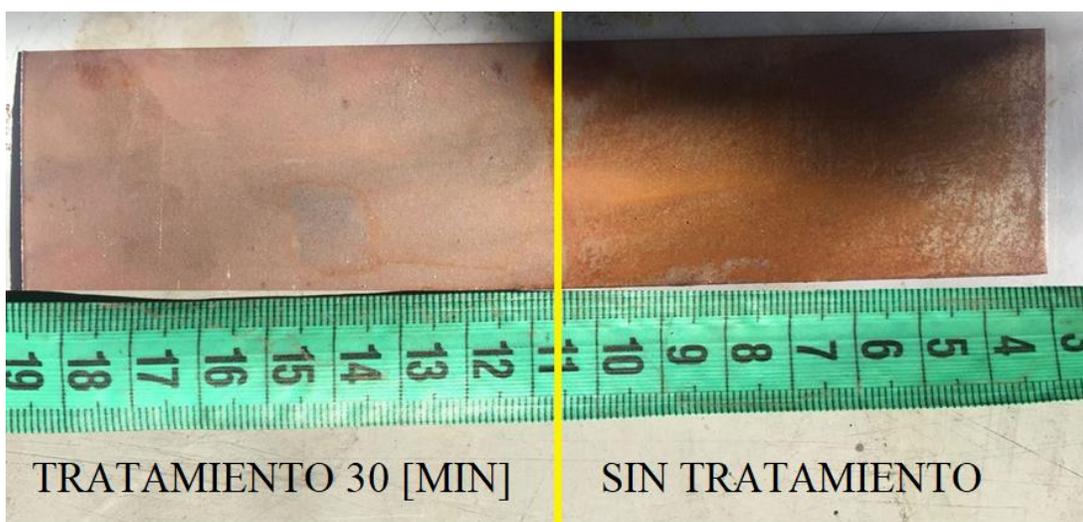


Figura 32. Placa de cobre oxidada tratada con ultrasonido por 30 [min] en uno de sus lados.

Aldrich y Feng (1999) presentan experimentos de flotación variando diferentes parámetros (temperatura, porcentaje de sólidos, gas inyectado y tiempo de condicionamiento ultrasonido) y se concluye que la variable que más impactaba en el aumento de la cinética de flotación fue el tiempo de tratamiento con ultrasonido. Por lo que se concluye que el tiempo de tratamiento con ultrasonido utilizado en este trabajo, en el primer protocolo no es suficiente para un efecto visible o medible, por lo que se decide aumentar en el segundo protocolo el tiempo de tratamiento con ultrasonido de 5 - 15 [min] a 15 - 30 [min], para tener un efecto más marcado de la acción de la cavitación acústica.

Para este primer protocolo se utiliza una confiabilidad en los datos experimentales de un 95 [%], manteniendo un error de medición tolerable de 5 [%]. Para el cálculo de error de algunas variables como la recuperación metalúrgica de valioso y el factor de enriquecimiento se utilizó un error del 7.07 [%] producto de la propagación de errores. El cálculo de error de la ley, recuperaciones máxicas y metalúrgicas y el factor de enriquecimiento fue estimado en la sección 7.1 en el capítulo de anexos.

4.2 ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DEL SEGUNDO PROTOCOLO

En este segundo protocolo, se corrigen 3 variables que en el primer protocolo generaron ineficiencias en el estudio anterior. Se ajusta la dosis de espumante de 24 a 96 [g/ton de mineral], se agrega lechada de cal apagada para aumentar el pH del sistema de 7,4 a 9,5 y se aumenta el tiempo de tratamiento con ultrasonido de 5 – 15 a 15 – 30.

Con las nuevas condiciones operacionales se observa que la espuma se genera de manera homogénea y estable (con una distribución de burbujas más uniforme), sin dificultad para rebosar (desliza de mejor manera por el borde de la celda). Se observa que en los siguientes experimentos la espuma se mueve más rápido por lo que se ajusta el tiempo de paleteo a 0,5 y 2 min.

Se presenta en la tabla 11 los pesos asociados a los diferentes concentrados en sus diferentes tiempos de colección y además el material restante en la celda (cola).

Pesos	Flot 1 [g]	Flot 2 [g]	Flot 3 [g]	Flot 4 [g]	Flot 5 [g]	Flot 6 [g]
0,5 [min]	47,93	71,60	59,06	47,29	58,47	42,78
2 [min]	41,23	38,26	34,16	32,43	43,13	38,30
Cola	203,66	182,34	203,21	209,57	192,86	208,38
Total	292,83	292,20	296,42	289,29	294,45	289,46

Tabla 11. Pesos de los concentrados y cola.

En lo siguiente, se presenta la tabla 12 con los tiempos de tratamiento de ultrasonido para cada prueba de flotación:

	Tiempo de Ultrasonido
Flotación 1	15 min
Flotación 2	30 min
Flotación 3	15 min
Flotación 4	0 min
Flotación 5	30 min
Flotación 6	0 min

Tabla 12. Tiempos de tratamiento con ultrasonido en segundo protocolo.

Luego de obtener los pesos de cada concentrado, se estima el material que no fue recuperado y se perdió debido al trabajo experimental, fue menor al 5 [%] por lo que la muestra sigue siendo válidamente representativa. El detalle se presenta en la tabla 13:

Porcentaje de material mermado	
Flotación 1	2,39[%]
Flotación 2	2,60 [%]
Flotación 3	1,19 [%]
Flotación 4	3,56 [%]
Flotación 5	1,84 [%]
Flotación 6	3,51 [%]
Promedio	2,51 [%]

Tabla 13. Porcentaje de material mermado.

Luego de obtener los pesos asociados a cada concentrado y cola, estas fueron enviadas a análisis químico para obtener porcentaje de cobre de cada muestra. En la tabla 14 se presentan los resultados para la ley de cobre:

Ley de Cu	Flot 1 [%]	Flot 2 [%]	Flot 3 [%]	Flot 4 [%]	Flot 5 [%]	Flot 6 [%]
0,5 [min]	10,4	8,65	10,45	8,88	9,09	8,14
2 [min]	10,2	8,56	9,89	8,84	9,23	7,9
Cola	0,59	0,51	0,83	0,61	0,66	0,57
Total conc.	10,31	8,62	10,24	8,86	9,15	8,03

Tabla 14. Leyes de cobre de los concentrados y cola.

Se verifica un aumento del promedio de leyes de cobre en los concentrados desde 2.0 [%] a un 9.2 [%] con un segundo protocolo, logrando en algunos casos hasta cinco veces más. La ley de la cola disminuye en promedio de 2,0 [%] a un 0,6 [%]. Se puede ver un comportamiento no convencional en la quinta flotación, ya que en el primer concentrado se observa un descenso de 0,14 puntos porcentuales en la ley de concentrado.

La ley de cobre de alimentación para las flotaciones es de 1.86 [%] y a partir de esto se calculó el factor de enriquecimiento de los concentrados de cobre y se presentan en la tabla 15:

Factor de Enriquecimiento	Flot 1 [g]	Flot 2 [g]	Flot 3 [g]	Flot 4 [g]	Flot 5 [g]	Flot 6 [g]
0,5 [min]	5,59	4,65	5,62	4,77	4,89	4,38
2 [min]	5,48	4,60	5,32	4,75	4,96	4,25

Tabla 15. Factor de enriquecimiento de cobre por concentrados.

Se puede apreciar un aumento del factor de enriquecimiento de cobre, los cuales en el primer protocolo no superaban la unidad ahora en promedio están en 5,5. Este cambio es consecuencia directa del aumento de leyes en el concentrado. A partir de las leyes, se calcula la recuperación másica y recuperación másica acumulada, mostradas en la tabla 16:

Rec Másica	Flot 1 [%]	Flot 2 [%]	Flot 3 [%]	Flot 4 [%]	Flot 5 [%]	Flot 6 [%]
0,5 [min]	16,4	24,5	19,9	16,3	19,9	14,8
2 [min]	14,1	13,1	11,5	11,2	14,6	13,2
Cola	69,6	62,4	68,6	72,4	65,5	72,0
Total	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Tabla 16. Recuperación másica de los concentrados y cola.

Rec Mas Acum	Flot 1 [%]	Flot 2 [%]	Flot 3 [%]	Flot 4 [%]	Flot 5 [%]	Flot 6 [%]
0,5 [min]	16,4	24,5	19,9	16,3	19,9	14,8
2 [min]	30,4	37,6	31,4	27,6	34,5	28,0
Cola	69,6	62,4	68,6	72,4	65,5	72,0
Total	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Tabla 17. Recuperación másica acumulada de los concentrados y cola.

Se puede apreciar un aumento en la recuperación másica de un 2,3 [%] a un 15 [%] en promedio comparando ambos protocolos. Las recuperaciones másicas del segundo protocolo son más acordes a una recuperación másica de una celda convencional Rougher, la cual se caracteriza por recuperar más mineral. Además, se puede notar que el segundo concentrado es de menor masa que el primer concentrado, comportamiento acorde a una flotación estándar.

En la tabla 18 y 19, se muestran los resultados para la recuperación metalúrgica y recuperación metalúrgica acumulada de cobre para las distintas flotaciones:

Rec Met	Flot 1 [%]	Flot 2 [%]	Flot 3 [%]	Flot 4 [%]	Flot 5 [%]	Flot 6 [%]
0,5 [min]	48,0	59,6	54,9	50,3	50,3	45,3
2 [min]	40,5	31,5	30,1	34,4	37,7	39,3
Cola	11,6	8,9	15,0	15,3	12,0	15,4
Total	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Tabla 18. Recuperación metalúrgica de los concentrados y cola.

Rec Mas Acum	Flot 1 [%]	Flot 2 [%]	Flot 3 [%]	Flot 4 [%]	Flot 5 [%]	Flot 6 [%]
0,5 [min]	48,0	59,6	54,9	50,3	50,3	45,3
2 [min]	88,4	91,1	85,0	84,7	88,0	84,6
Cola	11,6	8,9	15,0	15,3	12,0	15,4
Total	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Tabla 19. Recuperación metalúrgica acumulada de los concentrados y cola.

Se observa un aumento en promedio de un 12,6 [%] a un 86,9 [%] en las recuperaciones globales de cobre. Este aumento de rendimiento en los parámetros de la flotación se debe principalmente a los ajustes de reactivos utilizados, ya que ambos protocolos se realizaron con las mismas condiciones operacionales.

Para este segundo protocolo se utiliza una confiabilidad en los datos experimentales de un 95 [%], manteniendo un error de medición tolerable de 5 [%]. Para el cálculo de error

de algunas variables como la recuperación metalúrgica de valioso y el factor de enriquecimiento se utilizó un error del 7.07 [%] producto de la propagación de errores. El cálculo de error de la ley, recuperaciones másicas y metalúrgicas y el factor de enriquecimiento fue estimado en la sección 7.2 en el capítulo de anexos.

En los gráficos 1 al 6, se presentan las recuperaciones acumuladas versus tiempo generadas por el modelo clásico y se adjuntan los datos experimentales, el gráfico 7 muestra la comparativa de las otras seis curvas superpuestas:

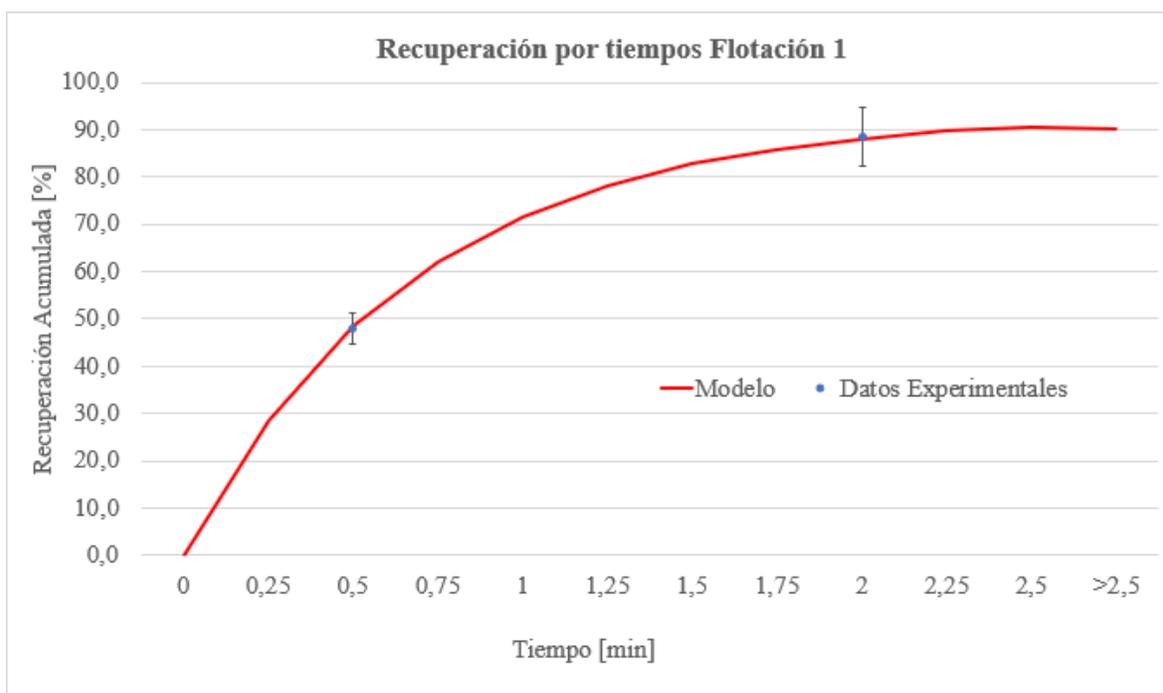


Gráfico 1. Modelo de recuperación metalúrgica acumulada y datos experimentales Flotación 1.

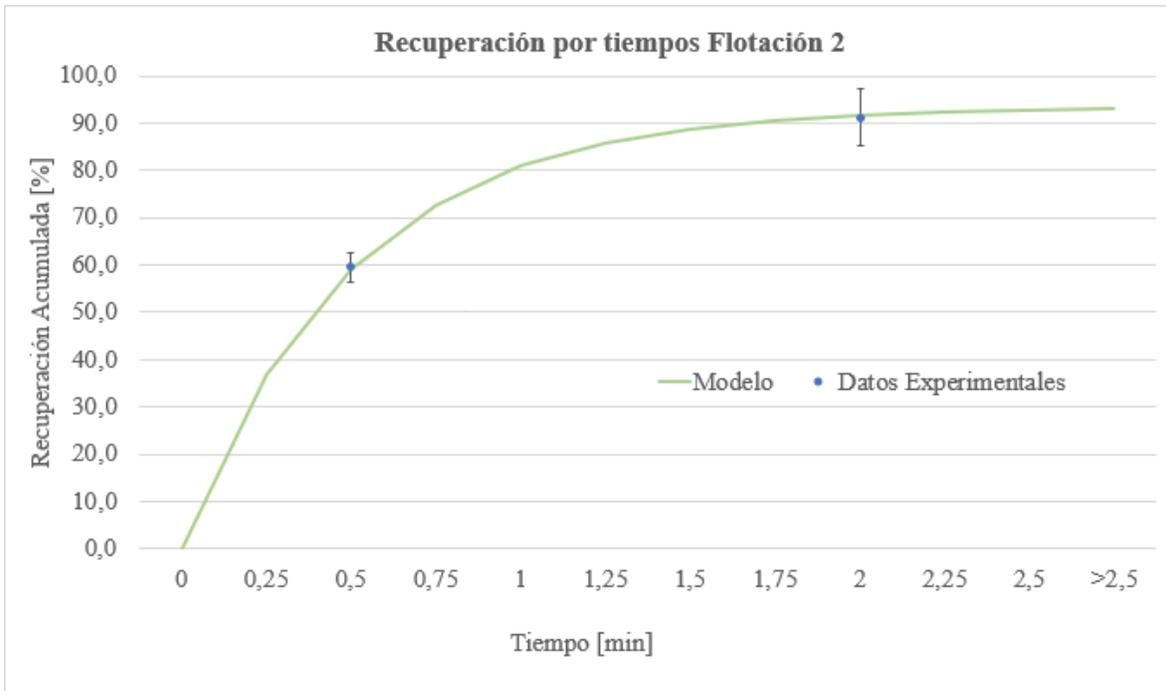


Gráfico 2. Modelo de recuperación metalúrgica acumulada y datos experimentales Flotación 2.

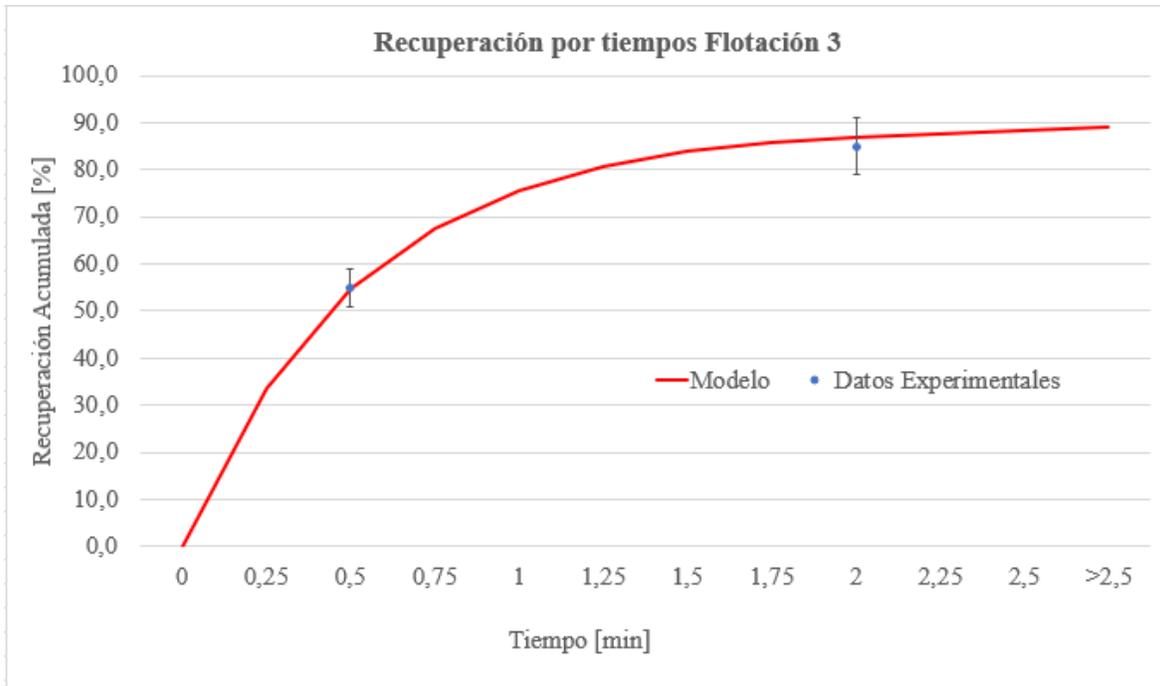


Gráfico 3. Modelo de recuperación metalúrgica acumulada y datos experimentales Flotación 3.

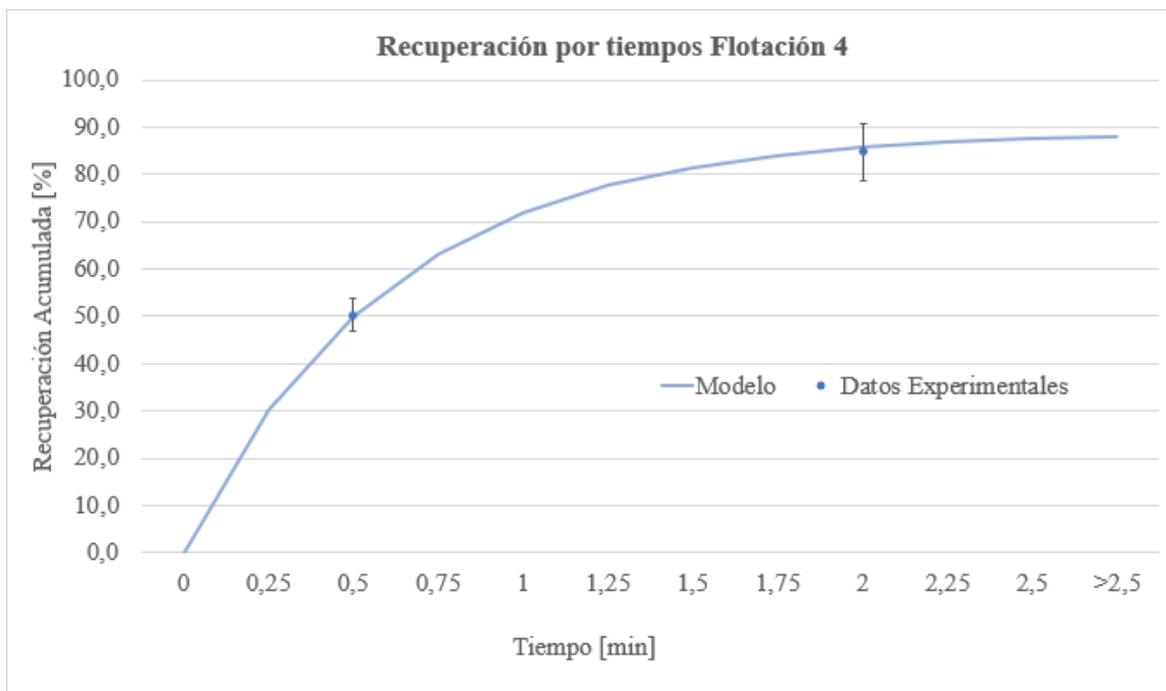


Gráfico 4. Modelo de recuperación metalúrgica acumulada y datos experimentales Flotación 4.

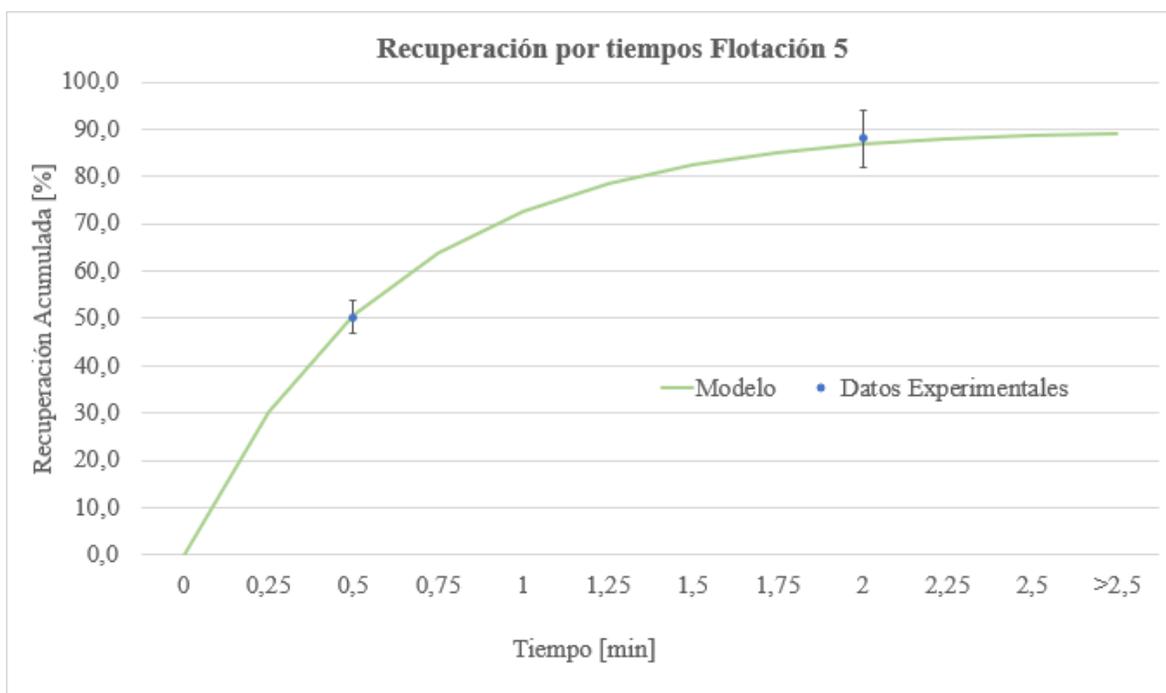


Gráfico 5. Modelo de recuperación metalúrgica acumulada y datos experimentales Flotación 5.

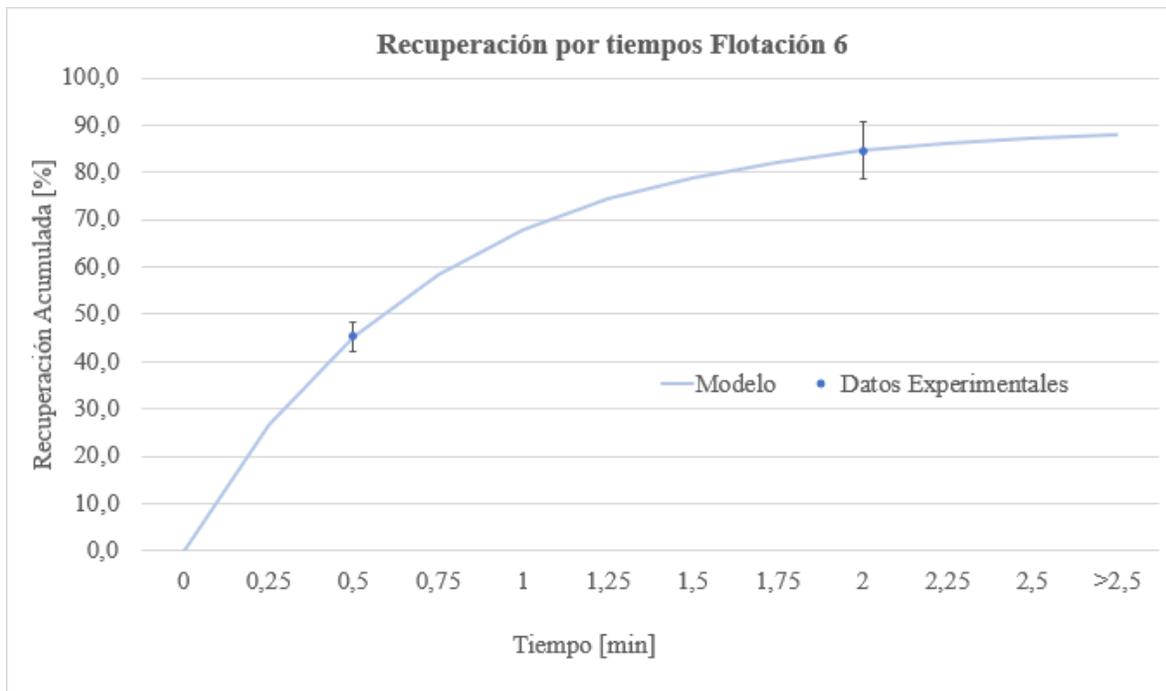


Gráfico 6. Modelo de recuperación metalúrgica acumulada y datos experimentales Flotación 6.

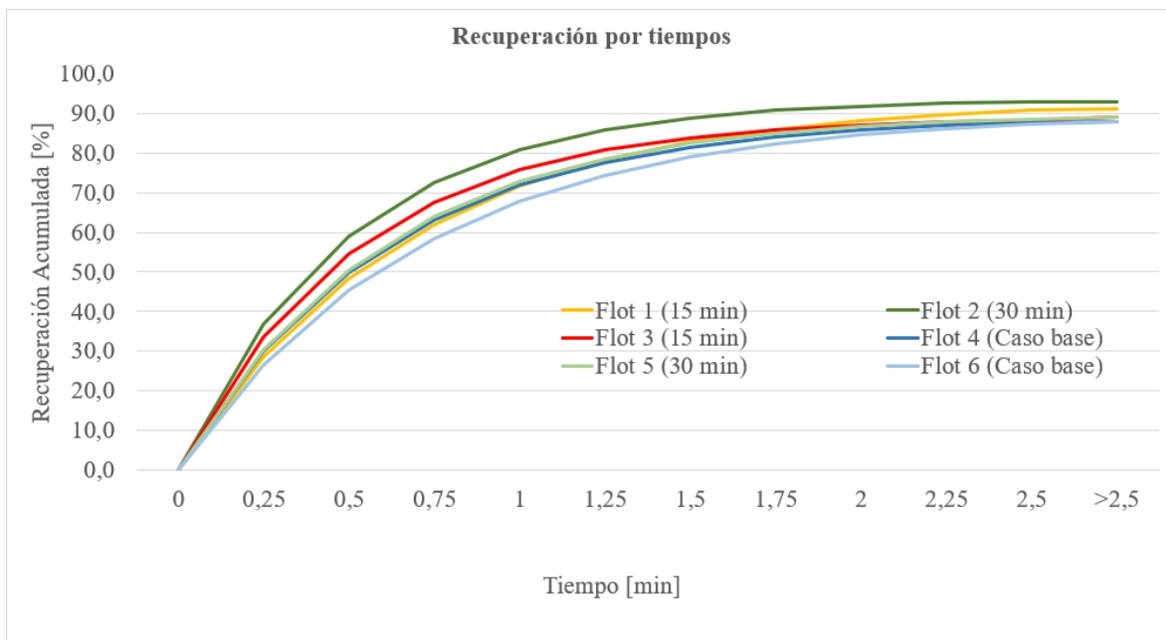


Gráfico 7. Modelo de recuperación metalúrgica acumulada para todas las flotaciones.

En la tabla 20, se presentan los parámetros utilizados en el modelo clásico para generar la curva de recuperación acumulada versus tiempo.

Parámetros	Flot 1	Flot 2	Flot 3	Flot 4	Flot 5	Flot 6
R_{∞}	93,1	93,5	89,0	89,0	90,0	90,0
k	1,47	2,00	1,90	1,65	1,65	1,40

Tabla 20. Parámetros del Modelo de recuperación metalúrgica acumulada

Para medir el grado de precisión que tienen los datos calculados con el modelo y los datos experimentales, se midió el porcentaje de variación, los cuales se presentan en la tabla 21 a continuación:

Porcentaje de variación entre modelo y datos experimentales							
Tiempo	Flot 1 [%]	Flot 2 [%]	Flot 3 [%]	Flot 4 [%]	Flot 5 [%]	Flot 6 [%]	Promedio
0.5 [min]	0,76	0,83	0,58	0,60	0,51	0,02	0,55
2 [min]	0,40	0,75	2,36	1,20	1,50	0,09	1,05
Promedio	0,58	0,79	1,47	0,90	1,01	0,05	0,80

Tabla 21. Porcentaje de variación entre modelo y datos experimentales.

La variación entre los datos obtenidos experimentalmente y los datos simulados con el modelo clásico difieren en promedio un 0,8 [%], por lo que se estima que es una buena aproximación en general. La diferencia más notoria entre un dato real y otro modelado es de 2,36 [%], lo cual demuestra que el modelo es bastante preciso para simular la cinética de flotación.

4.3 RENDIMIENTO DEL TRATAMIENTO CON ULTRASONIDO

A continuación, se hace una comparativa entre las flotaciones sin tratamiento, las que fueron tratadas por 15 [min] con ultrasonido y las que fueron tratadas por 30 [min] con ultrasonido. En primer lugar, se contrastaron las leyes de cobre de los concentrados de cada grupo, posteriormente se compararon las recuperaciones metalúrgicas acumuladas de cada grupo de flotaciones y finalmente se hizo un gráfico recuperación versus factor de enriquecimiento para comparar el rendimiento de todas las flotaciones.

4.3.1 COMPARACIÓN DE LEYES

En esta primera parte, se presentan las leyes de cobre de concentrados de los primeros dos grupos (grupo de flotaciones con tratamiento de 15 [min] y grupo de flotaciones sin tratamiento o casos base):

Leyes de Cobre [%]			
Tratamiento 15 [min]			
Tiempo	Flotación 1	Flotación 3	Promedio
0.5 [min]	10,4	10,45	10,43
2 [min]	10,2	9,89	10,05

Tabla 22. Leyes de cobre por tiempo para flotaciones con tratamiento de 15 [min].

Leyes de Cobre [%]			
Caso Base			
Tiempo	Flotación 4	Flotación 6	Promedio
0.5 [min]	8,88	8,14	8,51
2 [min]	8,84	7,9	8,37

Tabla 23. Leyes de cobre por tiempo para flotaciones sin tratamiento (caso base).

Se puede apreciar que las flotaciones tratadas con ultrasonido por 15 [min] comparadas con las flotaciones sin tratamiento presentan mejores leyes de cobre en promedio, con un aumento de 22,5 [%] para los 0,5 [min] de transcurrida la flotación y 20,0 [%] para los 2 [min] de transcurrida la flotación, llegando a un aumento global del 21,2 [%].

Esto puede deberse principalmente a que las flotaciones con un tratamiento de 15 [min] son expuestas a cavitación acústica, al producirse este fenómeno mediante un fluido (pulpa) sobre un sólido (partículas minerales), el colapso de las burbujas de cavitación genera *microjets* o chorros de agua de muy alta energía dirigidos desde el punto de la burbuja más alejado hacia la superficie del sólido, cuyos impactos en las partículas inician microgrietas. El colapso de las pequeñas burbujas enjuaga las superficies de partículas sólidas con el líquido circundante. Según lo abarcado en la bibliografía [Farmer et al.,2003] se recoge que esta acción de lavado provoca que las partículas se separen unas de otras y elimina el material muy fino de las superficies de las partículas, reduciendo el efecto “*slime coating*” producido por el contaminante. Esto podría implicar que la acción de lavado limpiaría las partículas valiosas de la ganga, aumentando la probabilidad de contacto con colector y así ser recuperada, lo que explicaría el aumento en las leyes.

A continuación, se presentan las leyes de cobre de concentrados de los siguientes dos grupos (grupo de flotaciones con tratamiento de 30 [min] ultrasonido y grupo de flotaciones sin tratamiento o casos base):

Leyes de Cobre [%]			
Tratamiento 30 [min]			
Tiempo	Flotación 2	Flotación 5	Promedio
0.5 [min]	8,65	9,09	8,87
2 [min]	8,56	9,23	8,90

Tabla 24. *Leyes de cobre por tiempo para flotaciones con tratamiento de 30 [min].*

Leyes de Cobre [%]			
Caso Base			
Tiempo	Flotación 4	Flotación 6	Promedio
0.5 [min]	8,88	8,14	8,51
2 [min]	8,84	7,9	8,37

Tabla 25. *Leyes de cobre por tiempo para flotaciones sin tratamiento (caso base).*

Se puede apreciar que las flotaciones tratadas con ultrasonido por 30 [min] comparadas con las flotaciones sin tratamiento presentan mejores leyes de cobre en promedio, con un aumento de 4,2 [%] para los 0,5 [min] de transcurrida la flotación y 6,3 [%] para los 2 [min] de transcurrida la flotación, llegando a un aumento global del 5,3 [%].

Este aumento podría deberse a la misma razón que el caso anterior, la acción de fregado que provoca la cavitación acústica en la pulpa. Esto explicaría el aumento en las leyes, pero cabe notar que el aumento en esta segunda comparativa (flotaciones con 30 [min] versus casos base) es menor que la primera comparación (flotaciones de 15 [min] versus casos base). Esta diferencia podría explicarse debido a que las pulpas después de un tiempo de ser tratadas por ultrasonido tienden a limpiar las superficies, pero luego empieza un proceso de compactación entre el material removido y la superficie del mineral.

Según el trabajo realizado por Fairbanck (1990), se señala que, cuando las partículas con superficie viscosa se han tratado con ultrasonidos, la película similar a un gel en la superficie se elimina y solo una capa delgada de película de agua se adhiere a las superficies de partículas limpias. Esta película de agua sigue más cerca del contorno de la forma de la partícula. Luego de asentarse, las partículas tenderán a enclavarse más estrechamente con las partículas adyacentes, aumentando así la tasa de compactación del material [Fairbanks,

1990]. La densidad relativa de la partícula aumenta al desprenderse esta película gel y por ende pierde volumen, obteniendo una mayor tasa de sedimentación.

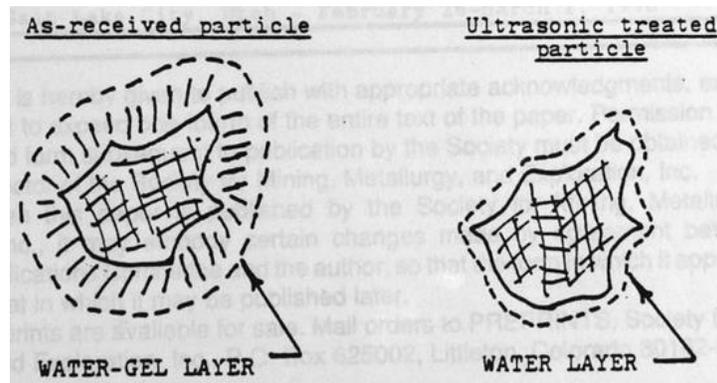


Figura 33. Esquema de partículas antes y después del tratamiento de ultrasonido.

Tao (2000) señalan que las partículas tratadas ultrasónicamente tienen superficies más limpias y se han observado las siguientes ventajas: (1) restauración de las características superficiales del mineral que podrían haberse perdido o modificado por la presencia de carbón orgánico, (2) tasas de sedimentación más rápidas (3) mejor compactación del mineral (4) drenaje de agua más rápido (5) aumenta la separación partícula-carbón y partícula-partícula [Fairbanks, 1990; Tao et al., 2000].

4.3.2 COMPARACIÓN DE RECUPERACIONES METALÚRGICAS

En la segunda parte, se confeccionó las curvas de recuperación acumulada para las flotaciones base (sin tratamiento de ultrasonido) las cuales se representan de color azul y para las flotaciones con un tratamiento de 15 [min] de ultrasonido. Se presentan en el gráfico 8:

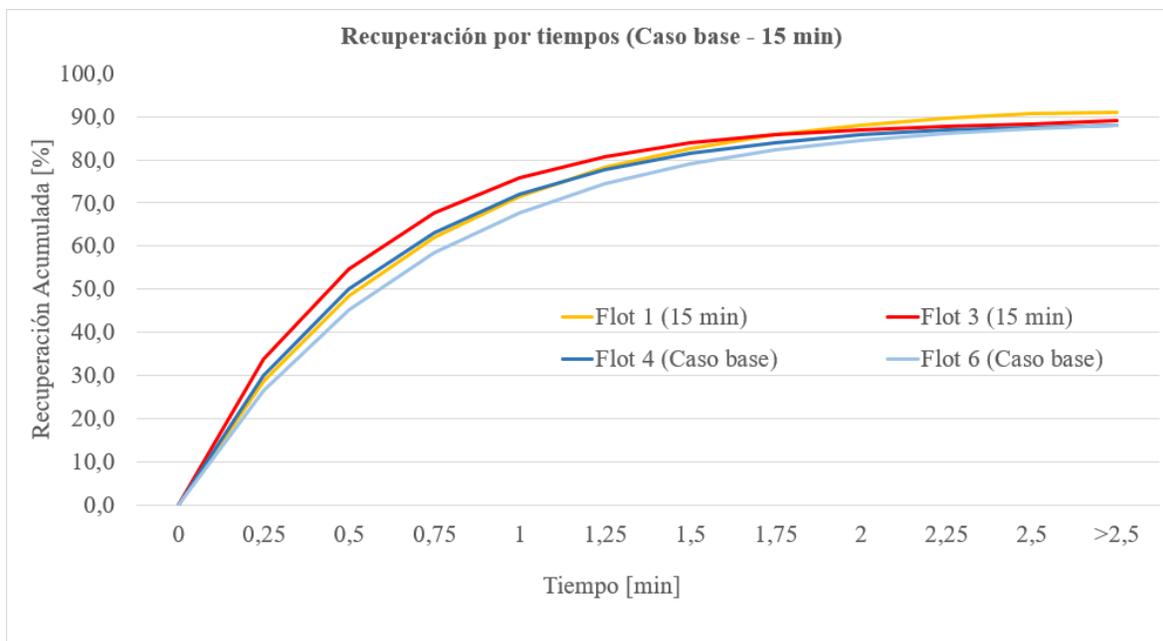


Gráfico 8. Recuperación por tiempos para casos base y casos de tratamiento de 15 [min].

Las curva amarilla y roja corresponde a las flotaciones con un tratamiento de 15 [min] y la curva celeste y azul corresponde a las flotaciones sin tratamiento (caso base). Se puede notar que antes del minuto las curvas de la flotación 1 y 4 se parecen bastante pero después del minuto la recuperación de la flotación 1 es la que más recupera de todas. La flotación 3 (15[min]) es la que presenta mejor recuperación acumulada por tiempo superada solamente por la flotación 1 (15[min]) después de los 2 minutos. La flotación 6 (Caso Base) muestra menor recuperación por tiempo y es la que tiene la cinética más baja de este conjunto.

Después del minuto de flotación se puede apreciar que las pendientes se acercan a cero, por lo que se alcanza el plateau de recuperación con lo que se puede observar que las curvas con pretratamiento de 15 [min] tienen una mejor cinética de flotación y además llegan a recuperar más cobre cuando se compara con las curvas del caso base (esto debido a que las curvas de los casos base están estrictamente bajo las curvas de 15 [min] de tratamiento).

Si bien las flotaciones con tratamiento de 15 [min] recuperan más masa en sus concentrados que los casos base (cerca de un 10 [%] más en promedio), este aumento en la cinética de flotación podría deberse a que, al ser expuestas las partículas a cavitación acústica, aumentan las tasas de sedimentación de las partículas de ganga, producto de perder la película de gel que les confiere el contaminante, aumentando su densidad relativa. Este efecto,

sumado a que algunas partículas de ganga pierden su carácter hidrofóbico conferido por esta película de contaminante, provoca una disminución de la flotación por arrastre reportada en los concentrados.

Si bien esta acción de fregado se aplica antes de la flotación, cuando idóneamente se debería utilizar mientras ocurre la flotación, se puede apreciar un aumento en la cinética de flotación y una mejor recuperación acumulada por tiempo cuando se compara el grupo de flotaciones de 15 [min] de tratamiento con las flotaciones del caso base. Este aumento se refleja en un 7,5 [%] en promedio para los 0.5 [min] de transcurrida la flotación y un 2,5 [%] en promedio para los 2 [min] de transcurrida la flotación, por lo que el aumento de recuperación acumulada en promedio es de un 5.0 [%]. A continuación, se muestra la tabla con los valores experimentales de recuperación metalúrgica acumulada para los tiempos de paleteo:

Recuperación Metalúrgica Acumulada [%]			
Tratamiento 15 [min]			
Tiempo	Flotación 1	Flotación 3	Promedio
0.5 [min]	47,97	54,93	51,45
2 [min]	88,4	84,99	86,70

Tabla 26. Recuperación metalúrgica acumulada por tiempos para flotaciones con tratamiento de 15[min].

Recuperación Metalúrgica Acumulada [%]			
Caso Base			
Tiempo	Flotación 4	Flotación 6	Promedio
0.5 [min]	50,33	45,25	47,79
2 [min]	84,68	84,57	84,63

Tabla 27. Recuperación metalúrgica acumulada por tiempos para flotaciones sin tratamiento.

A continuación, se hizo el mismo ejercicio, pero comparando las flotaciones tratadas con 30 [min] de tratamiento con ultrasonido (curva de color verde y verde claro) y las flotaciones sin tratamiento (caso base, curvas de color azul y celeste).

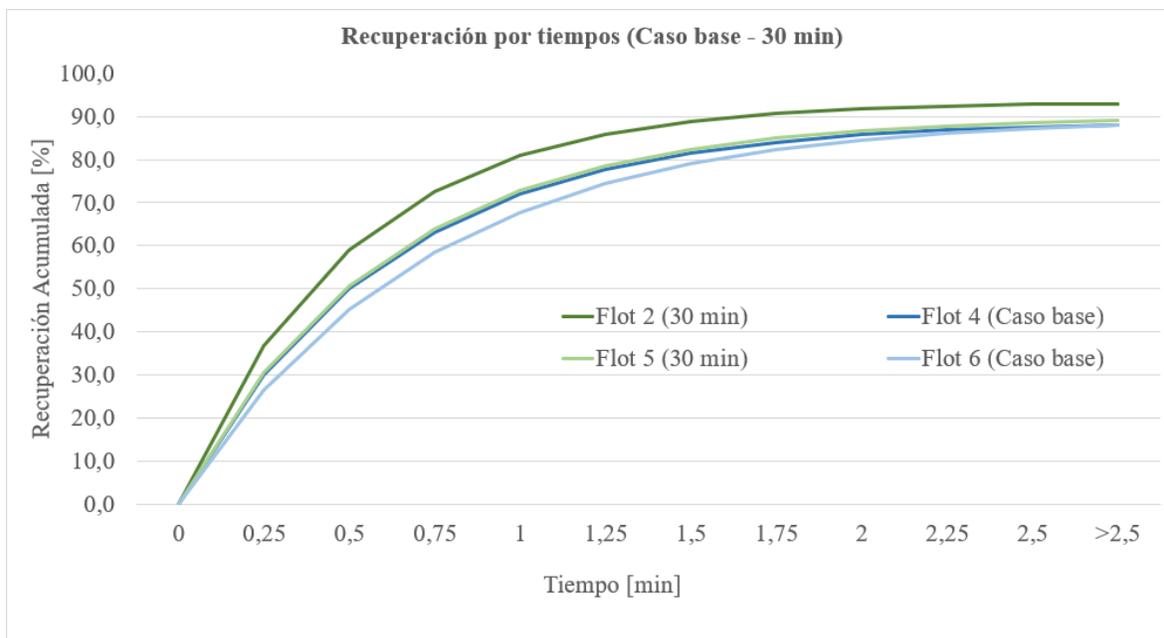


Gráfico 9. Recuperación por tiempos para casos base y casos de tratamiento de 30 [min].

Es posible notar que las curvas de flotación tratadas con ultrasonido tienen estrictamente una mejor cinética de flotación que los casos base y además tienen una mayor recuperación acumulada de cobre (esto debido a que las curvas de los casos base están estrictamente bajo las curvas de 30 [min] de tratamiento). Las curvas de flotación 4 (30[min]) y 5 (caso base) tienen una cinética de flotación similar, pero en ningún caso la curva 5 llega a tener mejor recuperación metalúrgica que la curva 4. La curva de flotación 2 es la que tiene el mejor rendimiento recuperando más que todas las demás flotaciones, incluso comparándola con el grupo de flotación de 15 [min] de tratamiento. Por otro lado, la flotación 6 es la que el peor rendimiento tiene, siendo la que menos recupera cobre de todas las demás curvas, incluyendo el grupo de flotación de 15 [min] de tratamiento.

A continuación, se muestra la tabla 28 con los valores experimentales de recuperación metalúrgica acumulada para los tiempos de paletado:

Recuperación Metalúrgica Acumulada [%]			
Tratamiento 30 [min]			
Tiempo	Flotación 2	Flotación 5	Promedio
0,5 [min]	59,56	50,29	54,93
2 [min]	91,06	87,96	89,51

Tabla 28. Recuperación metalúrgica acumulada por tiempos para flotaciones con tratamiento de 30 [min].

Recuperación Metalúrgica Acumulada [%]			
Caso Base			
Tiempo	Flotación 4	Flotación 6	Promedio
0,5 [min]	50,33	45,25	47,79
2 [min]	84,68	84,57	84,63

Tabla 29. Recuperación metalúrgica acumulada por tiempos para flotaciones sin tratamiento.

Se puede apreciar un aumento en la cinética de flotación y una mejor recuperación acumulada por tiempo cuando se compara el grupo de flotaciones de 30 [min] de tratamiento con las flotaciones del caso base. Este aumento se refleja en un 14,9 [%] en promedio para los 0,5 [min] de transcurrida la flotación y un 5,8 [%] en promedio para los 2 [min] de transcurrida la flotación, por lo que el aumento de recuperación acumulada en promedio es de un 10,4 [%].

Este aumento promedio de las recuperaciones se explica por un mejor rendimiento en la cinética de flotación producto del aumento en las tasas de sedimentación de las partículas de ganga y que además algunas partículas de ganga pierden su carácter hidrofóbico conferido por la película de contaminante.

4.3.3 COMPARACIÓN DE RECUPERACIONES - FACTOR DE ENRIQUECIMIENTO

Finalmente, obtenidas las recuperaciones experimentales y los factores de enriquecimientos de las distintas flotaciones se confeccionó la curva de recuperación acumulada de cobre versus el factor de enriquecimiento acumulado. Para esto se utilizó el modelo “AREV” [Vera et al., 1998] basado en la naturaleza hiperbólica de esta curva, para modelar esta curva a partir de los datos experimentales obtenidos de las flotaciones.

En la tabla 30 se muestran los siguientes parámetros para modelar mediante “AREV” las curvas de recuperación acumulada versus factor de enriquecimiento, estos parámetros minimizan el error entre los datos experimentales y los calculados. Se calcularon a partir de una optimización lineal (se deja un parámetro fijo y el otro se optimiza hasta llegar lo más cerca del experimental, luego se deja ese valor fijo y el otro se optimiza, y así sucesivamente), además se utilizaron diferentes condiciones de borde para verificar el resultado, esto debido a la sensibilidad del modelo AREV al cambiar los parámetros.

Parámetro	Flot 1	Flot 2	Flot 3	Flot 4	Flot 5	Flot 6
a	0,0021	0,0021	0,00268	0,0028	0,004	0,00360745
b	2,31	2,68	2,1	2,57	2,4	3
R*	91	93	90	90	91	91

Tabla 30. Parámetros para modelo AREV.

Se presenta a continuación, los gráficos de recuperación acumulada de cobre versus factor de enriquecimiento generados por el modelo AREV y los datos experimentales para cada una de las flotaciones:

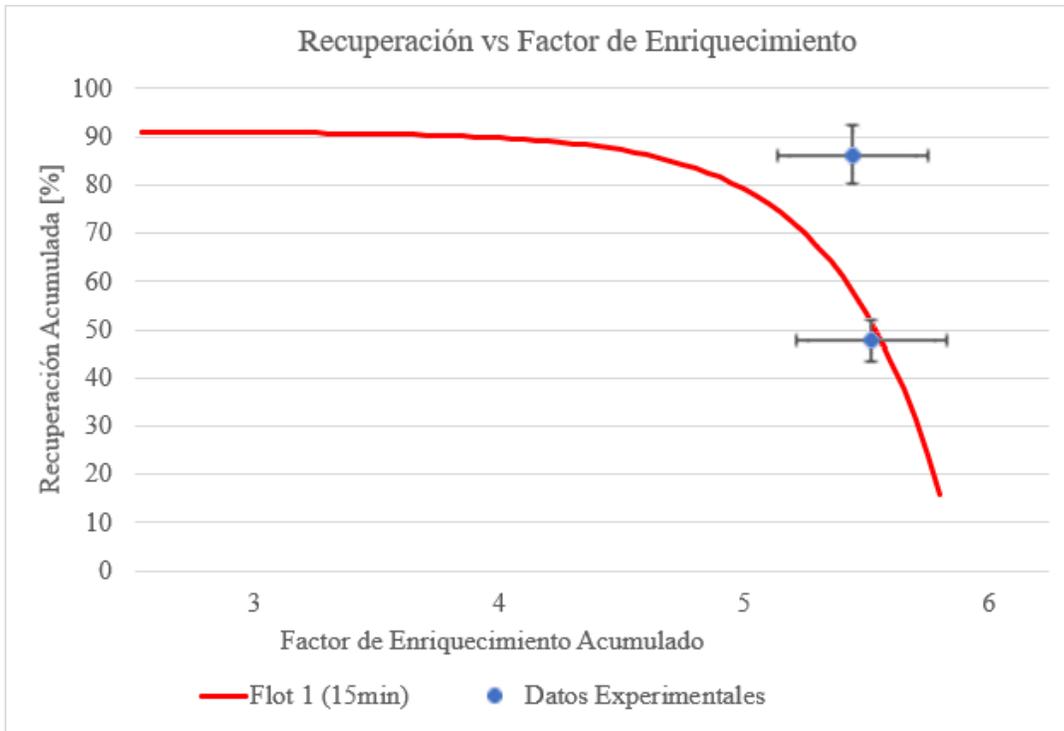


Gráfico 10. Recuperación vs factor de enriquecimiento para flotación 1.

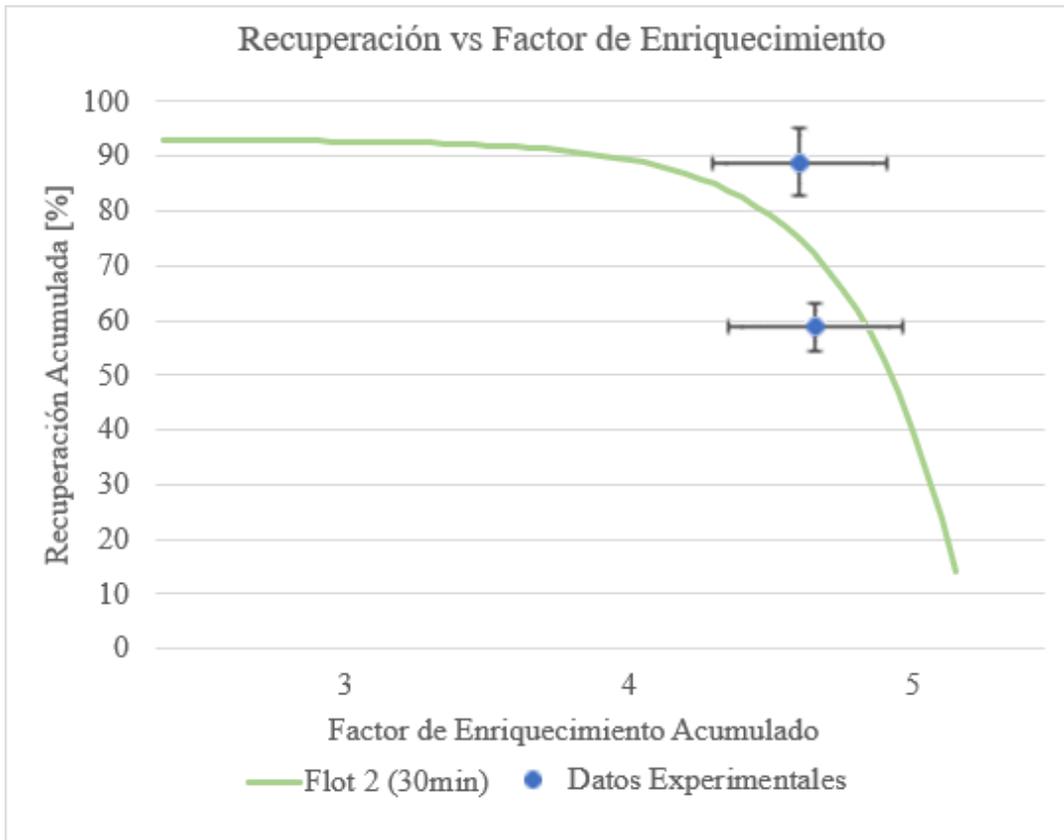


Gráfico 11. Recuperación vs factor de enriquecimiento para flotación 2.

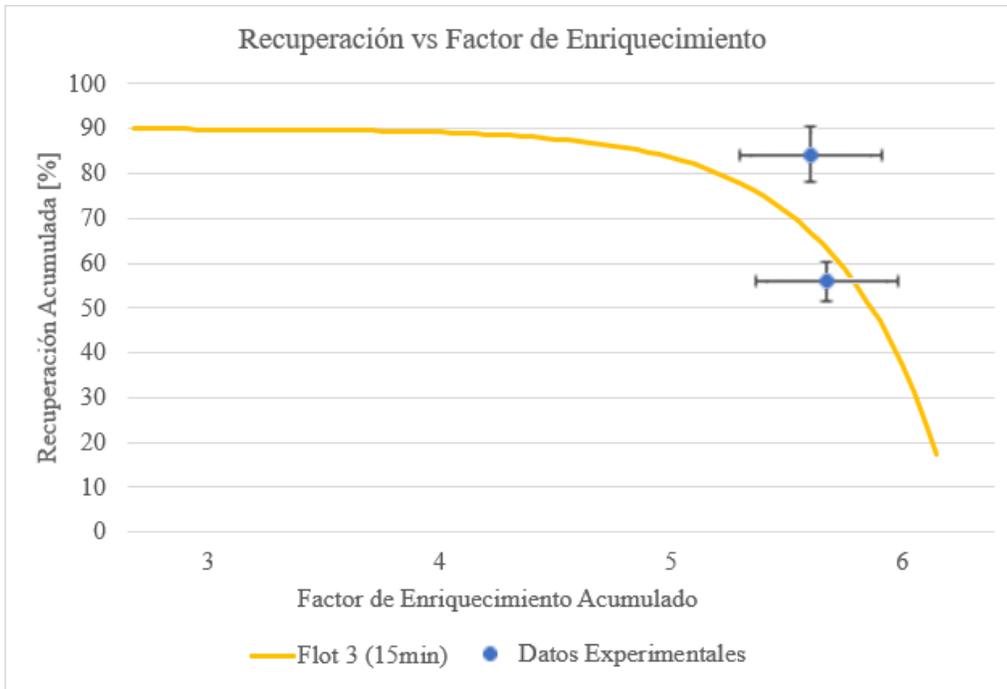


Gráfico 12. Recuperación vs factor de enriquecimiento para flotación 3.

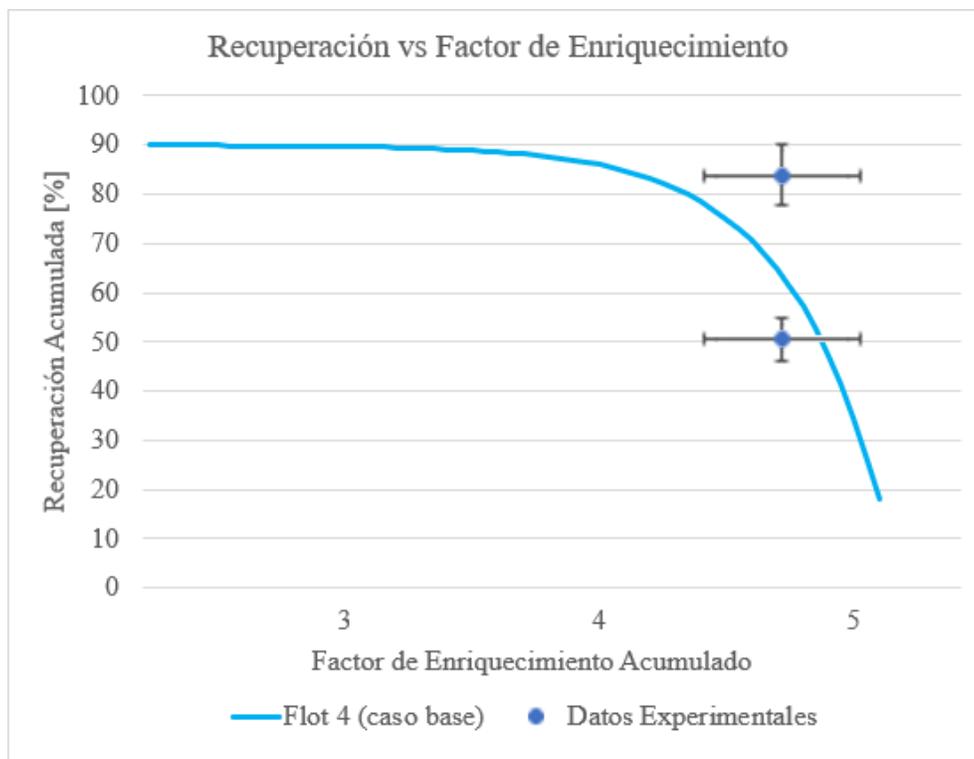


Gráfico 13. Recuperación vs factor de enriquecimiento para flotación 4.

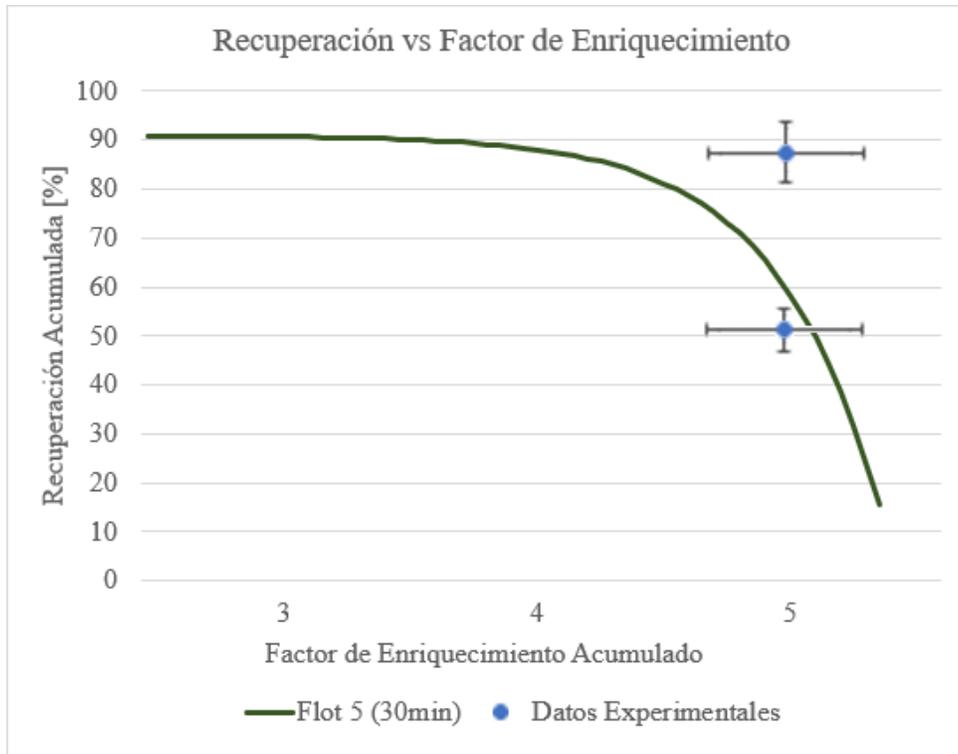


Gráfico 14. Recuperación vs factor de enriquecimiento para flotación 5.

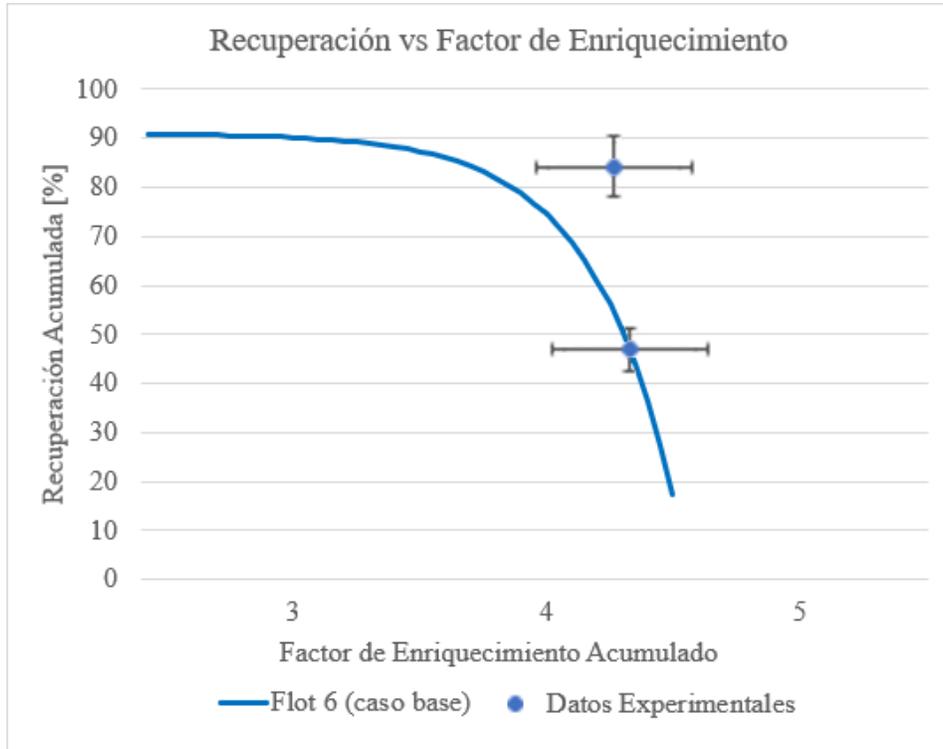


Gráfico 15. Recuperación vs factor de enriquecimiento para flotación 6.

Finalmente se confecciona el gráfico de todos los modelamientos que se hicieron por flotación para generar una comparativa:

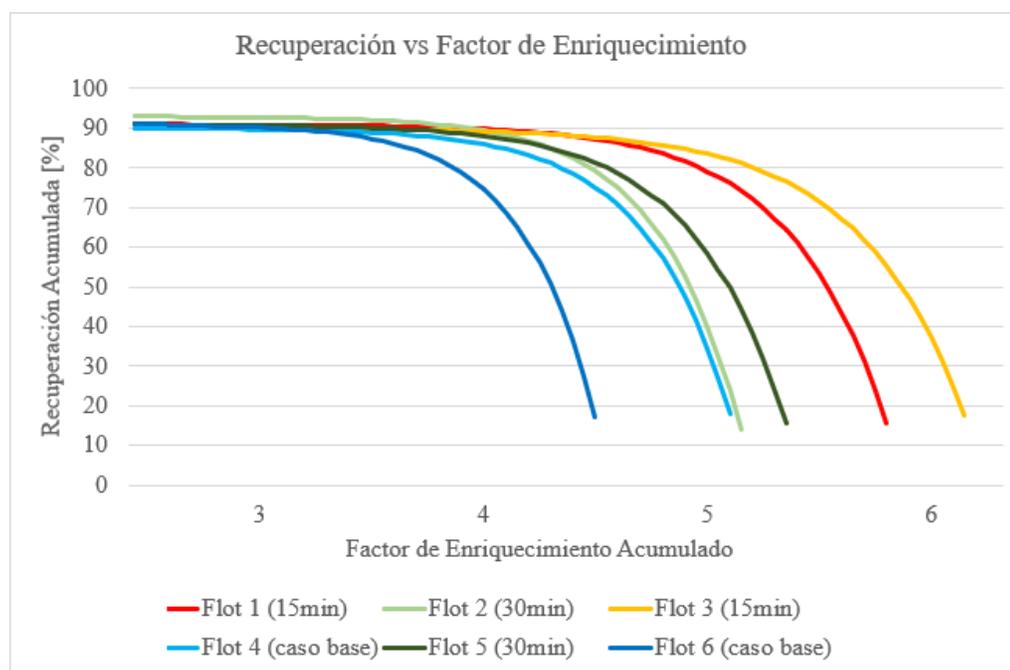


Gráfico 16. Modelamiento AREV de Recuperación vs factor de enriquecimiento para todas las flotaciones.

Teniendo en cuenta que los mejores rendimientos en este gráfico de recuperación versus factor de enriquecimiento son los que más se alejan del origen, podemos deducir lo siguiente: las curvas que son tratadas con ultrasonido por 30 [min] tienen estrictamente un mejor rendimiento que los casos base y, además, las curvas que son tratadas por 15 [min] tienen estrictamente un mejor rendimiento cuando se comparan con el grupo de flotaciones de 30 [min] y con el grupo de casos base.

CAPÍTULO 5

CONCLUSIONES

5.1 CONCLUSIONES FINALES DEL TRABAJO

El mineral de la faena Rafaela utilizado en este trabajo presenta baja flotabilidad por la presencia de material orgánico lo que repercute en su recuperación. En particular, este contaminante provoca disminución de la sedimentación de ganga y aumento de la hidrofobicidad de la ganga producto del recubrimiento de las partículas, esto impacta en el rendimiento del colector y del espumante debido a la menor probabilidad de contacto entre los reactivos y el mineral valioso, y finalmente un aumento de la viscosidad de la pulpa.

Del primer protocolo confeccionado se concluye que las correcciones en cuanto a reactivos ayudan a contrarrestar parcialmente el efecto “*slime coating*” o recubrimiento de partículas con contaminante. Las correcciones en cuanto a la dosis de reactivos ayudan a generar una mejor espuma para la colección del valioso y por ende mejoran la flotabilidad del mineral. Esto se puede comparar al tener los resultados del segundo protocolo, donde se puede apreciar que existe un aumento de la ley promedio de los concentrados de un 2,0 a 9,2 [%], una disminución de la ley promedio de cola de un 2,0 a un 0,6 [%], un aumento en el factor de enriquecimiento promedio de <1 a 5,5, un aumento en la recuperación másica promedio de un 2,3 a un 15 [%] y un aumento en la recuperación metalúrgica de cobre promedio de un 12,6 a un 86,9 [%].

De la comparación entre las flotaciones sin tratamiento y con tratamiento de ultrasonido, se puede desprender lo siguiente, existe un efecto positivo en la flotabilidad del mineral cuando este se trata con ultrasonido entre 15 y 30 [min]. Se aumentan las leyes de cobre en concentrados un 21,2 [%] en promedio cuando se tratan con 15 [min] de ultrasonido y un 5,3 [%] en promedio cuando se tratan con 30 [min] de ultrasonido. Se mejoran las recuperaciones de cobre en concentrado en un 5,0 [%] en promedio cuando se tratan con 15 [min] de ultrasonido y un 10,4 [%] en promedio cuando se tratan con 30 [min] de ultrasonido. Cuando se compararon los modelamientos de las curvas recuperación versus factor de enriquecimiento confeccionadas para todas las flotaciones, existe un aumento de rendimiento en la flotación cuando se trata por 15 o 30 [min] de ultrasonido en comparación con los casos

sin tratamiento, siendo el caso de 15 [min] el mejor grupo en cuanto a rendimiento de flotación.

Se estima que estas mejoras a la flotabilidad del mineral objetivo se deben a un efecto combinado de estos tres fenómenos generados por el tratamiento ultrasónico: (1) limpieza de la superficie de las partículas (provocando un aumento de probabilidad de contacto entre partícula y espumante/colector), (2) aumento de la separación partícula-carbón y partícula-partícula y (3) mayores tasas de sedimentación de ganga junto con una menor hidrofobicidad de las partículas (generando una menor flotación por arrastre de ganga).

5.2 DISCUSIÓN FINAL Y RECOMENDACIONES

Si bien existen resultados esperanzadores para la implementación del ultrasonido a escala laboratorio, hay que tomar en cuenta las siguientes consideraciones.

Para tener resultados consistentes y conclusiones más robustas, se necesitan hacer un número mayor de muestreos, esto para minimizar los errores experimentales y generar promedios con menor variabilidad.

El tratamiento limpia las superficies de las partículas, sin embargo, se utiliza antes de la flotación, lo que genera que el contaminante se separe de la partícula, quedando suspendido en la fase líquida. Este contaminante asciende a la fase espuma cuando comienza la flotación, por lo que se reporta una mayor cantidad de ganga en el concentrado en un inicio.

En el caso que se desee utilizar este tratamiento simultáneamente con la flotación hay que considerar que la cavitación acústica generada por el ultrasonido puede generar efectos no deseados entre los reactivos y las partículas de valiosos, en particular, podría eventualmente aumentar la separación entre los reactivos y la partícula.

Otra forma de atacar el problema del carbón orgánico, es disolverlo con ácido. De esta manera se podría determinar si este contaminante es efectivamente la fuente de los problemas de flotabilidad y si se puede disolver antes de flotar.

Existen otras áreas dentro del procesamiento de minerales donde es posible utilizar las ventajas de este tratamiento con ultrasonido, como lo es en espesadores, donde el ultrasonido genera una mayor compactación de mineral y tasas de sedimentación más rápidas

además de un drenaje de agua más rápido (estos resultados no son concluidos en este trabajo, sino que son recogidos de la bibliografía utilizada).

Este trabajo se realizó y confeccionó para mejorar la flotabilidad del mineral de mina Rafaela, por lo que puede ser de ayuda para el procesamiento de minerales provenientes de las minas cercanas al sector de mina Rafaela, que presenten este mismo contaminante.

CAPÍTULO 6

BIBLIOGRAFÍA

1. Albijanic, B., Nimal Subasinghe, G.K., Bradshaw, Dee J., Nguyen, Anh V. Influence of liberation on bubble–particle attachment time in flotation.
2. Arbiter, N. “Flotation rates and flotation efficiency, Min. Engng., 1951, p.3, 791-796.
3. Ata, S. & Ahmed, N. “The effect of hydrophobic particles on the entrainment of hydrophilic particles”, 7th International Mineral Processing Symposium, Istanbul, 1998, p.147-151.
4. Barry, B.; Klima, M.S.; Cannon, F.S. (2015). Effect of Ultrasonic Cavitation Treatment on Liberation and Hydrocyclone Separation of Bituminous Coal. Minerals & Metallurgical Processing, 2015, Vol. 32, No. 3.
5. Bennet, D. & Crnkovic, I. “Recent Process Developments at the Phu Kham Copper-Gold Concentrator in Laos”, 11^o Mill Operators’ conference, 2012.
6. Bulatovic, S. M. (2007). Handbook of flotation reagents: chemistry, theory and practice: volume 1: flotation of sulfide ores. Elsevier.
7. Cayunao, B. “Estudio comparativo de la activación de la pirita en flotación de minerales a nivel industrial y de laboratorio usando la técnica de XPS”, Departamento de Ing. Química y Biotecnología, Universidad de Chile, 2014.
8. Chandra, A.R. & Gerson, A.R. “A review of the fundamental studies of the Cooper activation mechanism for selective flotation of the sulfide minerals, sphalerite and pyrite”, Advances in Colloid and Interface Science, Volume 145, 2009, p.97-110.
9. Chang, R., Química, “Equilibrios de Solubilidad”, McGraw Hill Interamericana, México, 1992.
10. Chaturvedi, S., Katz, R., Guevremont, J., Schoonen, M.A.A. & Strongin, D.R. “XPS and LEED study of a single-crystal surface of pyrite”, American Mineralogist, Volume 81, 1996, p.261-264.
11. Cheng, M.H. “XPS analysis of pyrite thin films”, John C. Hemminger group, 2010.
12. Farmer, A.D., Collings, A.F, Jameson, G.J. The application of power ultrasound to the surface cleaning of silica and heavy mineral sands, Ultrasonics Sonochemistry, Volume 7, Issue 4, 2000, Pages 243-247.

13. Frost, D.C., Leeder, W.R., Tapping, R.L. & Wallbank, B. "An XPS study of the oxidation of pyrite and pyrite in coal", *Fuel* Volume 56, 1977, p.277-280.
14. Fuerstenau, M.C. "Froth Flotation a century of innovation" edited by C.S.F.M. Littleton, Metallurgy, and Exploration, 2007.
15. Gaudin, A.M. "Flotation: A.M. Gaudin memorial volumen", edited by American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, 1976.
16. Gaudin, J. Grob and H. Henderson, "Effect of Particle Size in Flotation", Technical Publication No. 414, AIME, New York, NY, USA, 1931.
17. Graeme J. Jameson (2000) The effect of surface liberation and particle size on flotation rate constants, Pages 132-137.
18. Greene, E.W. & Duke, J.B. "Selective froth flotation of ultrafine minerals or slimes", *Min. Engng.*, N.Y., 1962, Cap 14 p.51-55.
19. Griffin LF, ; Johnson NW, ; Smart RST C, ; Ralston J, (1991). Treatment of Naturally Hydrophobic Gangue Minerals at the Cooper Concentrator of Mt Isa Mines Limited.
20. Hanumanth G.S. & Williams D.J.A. "A three-phase model of froth flotation", *International Journal of Mineral Processing*, 1992, p.261-273.
21. Hanumanth, G.S. & Williams, D.J.A. "A three-phase model of froth flotation", Elsevier Science & Technology, 1992, p.261-273.
22. Harris, C. & Rimmer, H. "Study of a two-phase model of the flotation process", *Trans. Inst. Min. Metall. C*, 1975, p.153-162.
23. Harris, C. & Rimmer, H. "Study of a two-phase model of the flotation process" *Trans Inst. Min. Metall.*, 1966, p.75,153-162.
24. Johnson N.W. & Zheng X. "Modelling of entrainment in industrial flotation cells: Water recovery and degree of entrainment", *Minerals Engineering*, Elsevier, 2006.
25. Johnson N.W. & Zheng X. "Modelling of entrainment in industrial flotation cells: The effect of solids suspension", *Minerals Engineering*, Elsevier, 2006.
26. Jowett, A., 1980. Formation and disruption of particle–bubble aggregates in flotation. In: Somasundaran, P. (Ed.), *Fine Particles Processing*. American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, New York, pp. 720–754.
27. Klimpel, R.R. & Hansen, R.D. "Frothers", Dow Chemical Mining Products, Reserch and Development Center, 1986.

28. Kracht, W. “Flotación de Minerales”, Programa de capacitación en innovación tecnológica para la minería, Apunte de módulo de Flotación de minerales, Departamento de Ingeniería de Minas, Universidad de Chile, 2011, p.343.
29. Laplante, A.R. & Kaya, M. “Evaluation of the potencial of wash wáter addition and froth vibration on gangue entrepment in mechanical flotation cells”, 2nd International Mineral Processing Symposium, Izmir, 1988, p.176-184.
30. Leiro, J.A., Mattila, S.S. & Laajalhto, K. “XPS study of the sulphur 2p spectra of pyrite”, Surface Science Volumen 547, 2003, p.157-161.
31. Leja, J. “Surface Chemistry of froth flotation”, published in Springer, 2004.
32. M. Alvarez-Silva, L. Vinnett, R. Langlois, K.E. Waters, A comparison of the predictability of batch flotation kinetic models, Minerals Engineering, Volume 99, 2016, Pages 142-150, ISSN 0892-6875.
33. Martinez Rodriguez, Jairo Alejandro; Vitola Oyaga, Jaime; Sandoval Cantor, Susana del Pilar (21 de septiembre de 2006). «Fundamentos teórico-prácticos del ultrasonido». 30 de abril de 2007. Consultado el 20 de septiembre de 2021.
34. Moscoso Castillo, E. (2016). Explotación de recursos de óxidos en Minera Rafaela. Disponible en <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/140625>.
35. Moys, M. H. “Mass Transport in Flotation Froths”, Department of Chemical Engineering, University of Witwatersrand, Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, 2007, p203-228.
36. Muganda, S., Zanin, M., Grano, S.J., 2011. Benchmarking flotation performance. Single minerals. International Journal of Mineral Processing 98, 182–194.
37. Neppiras E A and Noltingk B E. 1951 Cavitation produced by ultrasonics: Theoretical conditions for the onset of cavitation. Proc. Phys. Soc. B 64, 1032-1038.
38. Nesbitt, H.W., Bancroft, G.M., Pratt, A.R., & Scaini, M.J. “Sulfur and Iron surface states on fractured pyrite surface”, American Mineralogist, Volume 83, 1998, p.1067-1076.
39. Nguyen, A.V. “Colloidal Science of Flotation”, edited by M. Dekker, 2004.
40. Nguyen, A.V., J. Ralston, H.J. Schulze, Onmodeling of bubble–particle attachment probability in flotation, Minerals Engineering 53 (1998) 225–249.

41. Ortega Verdugo, S (2018) Petrografía y estratigrafía de la formación Lo Prado en la cordillera de la costa (entre 33°27'-33°30' S). Disponible en <http://repositorio.unab.cl/xmlui/handle/ria/6452#:~:text=La%20Formaci%C3%B3n%20Lo%20Prado%2C%20que,gruesas%2C%20lutitas%20bien%20estratificadas%2C%20varias.>
42. Savassi, O.N. “Direct Estimation of the degree of Entrainment and the Froth Recovery of Attached Particles in Industrial Flotation Cells”, Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, Department of Mining Minerals and Materials, University of Queensland, 1998.
43. Schuhmann, R. “Flotation kinetics I – Methods for steady-state study of flotation problems”, J. Phys. Chem, 1942, p.46, 861-902.
44. Singh, V.; Venugopal, R.; Saxena, V.K.; Mukherjee, A.K. (2016). Study of the Effect of Ultrasonic Treatment on Mineral Materials of Different Morphologies. Minerals & Metallurgical Processing, 2016, Vol. 33, No. 2.
45. Subrahmanyam, T.V. & Forssberg, E. “Frother performance in flotation of copper and lead-zinc ores”, Trans. IMM, 1988, section C p. 134-141.
46. Subrahmanyam, T.V. and Forssberg, E. “Froth stability, particle entainment and drainage in flotation - A review”, International Journal of Mineral Processing, 1988, p.23-53.
47. Sutherland, K.L. “Physical chemistry of flotation - Part II: Kinetics of the flotation process, *ibid*, 1948, p.52, 394-424.
48. Sutherland, K.L. “Physical Chemistry of Flotation – XI: Kinetics of the Flotations Process “, The Journal of Chemical Physics”, 1948, p.52, 394-425.
49. T.M. Morris, “Measurement and Evaluation of the Rate of Flotation as a Function of Particle Size”, Mining Engineering, Vol. 4, No. 8, 794-798, 1952.
50. Trahar, W.J., 1981. A rational interpretation of the role of particle size in flotation. International Journal of Mineral Processing, 289–327.
51. Vera, M. A., Franzidis, J. P. & Manlapig, E. V. (1998) The recovery-enrichment ratio equation (AREV equation). Minerals Processing 98'. Cape Town - South Africa, South African Institute of Mining and Metallurgy.

52. Wang, B., Peng, Y.; “The effect of saline water on mineral flotation – A critical review”; *Minerals Engineering* 66-68, 13-24; 2014.
53. Welsby, S.D.D., Vianna, S.M.S.M., Franzidis, J.-P., 2010a. Assigning physical significance to floatability components. *International Journal of Mineral Processing* 97, 59–67. Welsby, S.D.D., Vianna, S.M.S.M., Franzidis, J.-P., 2010b. A continuous pilot-scale flotation rig for.
54. Wills, B.A. “Mineral Processing Technology”, 7th edition, Elsevier Science & Technology, 2006.
55. Wyslouzil, H. E., Kohmeunch, J., Christodoulou, L., & Fan, M. (2009, October). Coarse and fine particle flotation. In *Proceedings of the 48th Conference of Metallurgists*.
56. Yianatos, J. “Flotación de minerales”, Universidad técnica Federico Santa María, Departamento de procesos químicos, biotecnológicos y ambientales, 2005, p.130.
57. Yu, Y., Ma, L., Cao, M., Liu, Q.; “Slime coatings in froth flotation: A review”; *Minerals Engineering* 114, 26-36; 2017.

ANEXOS

ANEXO A: CÁLCULO DE ERRORES EN PRIMER PROTOCOLO

Tabla de cálculo de error absoluto de la ley del primer protocolo, la cual corresponde a un 5 [%] de los valores experimentales medidos para la ley.

Error Ley	Flot 1 [%]	Flot 2 [%]	Flot 3 [%]	Flot 4 [%]	Flot 5 [%]	Flot 6 [%]
0,5 [min]	0,086	0,0945	0,147	0,1605	0,1425	0,0865
1 [min]	0,0695	0,072	0,161	0,167	0,13	0,102
2 [min]	0,0585	0,0625	0,1015	0,128	0,137	0,088
4 [min]	0,057	0,056	0,106	0,1265	0,118	0,0745
8 [min]	0,054	0,0545	0,101	0,098	0,096	0,0865
16 [min]	0,053	0,0555	0,081	0,117	0,079	0,091
Cola	0,1005	0,1025	0,111	0,1015	0,0985	0,0975

Tabla 31. Cálculo de error absoluto de la ley del primer protocolo.

Tabla de cálculo de error del cobre fino del primer protocolo, la cual corresponde a un 5 [%] de los valores de cobre fino estimados.

Error Cu Fino	Flot 1 [gr]	Flot 2 [gr]	Flot 3 [gr]	Flot 4 [gr]	Flot 5 [gr]	Flot 6 [gr]
0,5 [min]	0,016	0,028	0,009	0,014	0,005	0,008
1 [min]	0,005	0,004	0,006	0,011	0,007	0,008
2 [min]	0,002	0,001	0,004	0,008	0,006	0,005
4 [min]	0,001	0,001	0,007	0,005	0,003	0,004
8 [min]	0,002	0,001	0,004	0,005	0,006	0,005
16 [min]	0,001	0,001	0,006	0,010	0,005	0,011
Cola	0,260	0,261	0,286	0,252	0,263	0,242

Tabla 32. Cálculo de error absoluto del cobre fino del primer protocolo.

Tabla de cálculo de error de la recuperación metalúrgica de cobre del primer protocolo, la cual corresponde a un 7,07 [%] de los valores de recuperación estimados.

Error Rec Met	Flot 1 [%]	Flot 2 [%]	Flot 3 [%]	Flot 4 [%]	Flot 5 [%]	Flot 6 [%]
0,5 [min]	0,39	0,67	0,20	0,33	0,12	0,20
1 [min]	0,13	0,09	0,13	0,26	0,17	0,21
2 [min]	0,05	0,03	0,10	0,18	0,14	0,13
4 [min]	0,03	0,02	0,15	0,12	0,07	0,09
8 [min]	0,04	0,01	0,09	0,11	0,15	0,14
16 [min]	0,04	0,02	0,13	0,24	0,12	0,27
Cola	6,39	6,22	6,27	5,82	6,30	6,04

Tabla 33. Cálculo de error absoluto de la recuperación metalúrgica de cobre del primer protocolo.

Tabla de cálculo de error de la recuperación metalúrgica acumulada de cobre del primer protocolo, la cual corresponde a un 7,07 [%] de los valores de recuperación estimados.

Error Rec Mas Acum	Flot 1 [%]	Flot 2 [%]	Flot 3 [%]	Flot 4 [%]	Flot 5 [%]	Flot 6 [%]
0,5 [min]	0,39	0,67	0,20	0,33	0,12	0,20
1 [min]	0,52	0,76	0,33	0,59	0,29	0,41
2 [min]	0,57	0,79	0,43	0,77	0,43	0,54
4 [min]	0,60	0,82	0,58	0,90	0,50	0,63
8 [min]	0,64	0,83	0,67	1,01	0,65	0,76
16 [min]	0,68	0,85	0,80	1,25	0,77	1,03

Tabla 34. Cálculo de error absoluto de la recuperación metalúrgica acumulada de cobre del primer protocolo.

Tabla de cálculo de error del factor de enriquecimiento de cobre del primer protocolo, la cual corresponde a un 7,07 [%] de los valores de enriquecimiento estimados.

Error Factor de Enriq	Flot 1	Flot 2	Flot 3	Flot 4	Flot 5	Flot 6
0,5 [min]	0,011	0,019	0,006	0,010	0,003	0,005
1 [min]	0,004	0,003	0,004	0,008	0,005	0,006
2 [min]	0,002	0,001	0,003	0,005	0,004	0,004
4 [min]	0,001	0,001	0,005	0,004	0,002	0,002
8 [min]	0,001	0,000	0,003	0,003	0,004	0,004
16 [min]	0,001	0,001	0,004	0,007	0,003	0,007

Tabla 35. Cálculo de error absoluto del factor de enriquecimiento del segundo protocolo.

ANEXO B: CÁLCULO DE ERRORES EN SEGUNDO PROTOCOLO

Tabla de cálculo de error absoluto de la ley del primer protocolo, la cual corresponde a un 5 [%] de los valores experimentales medidos para la ley.

Error Ley	Flot 1 [%]	Flot 2 [%]	Flot 3 [%]	Flot 4 [%]	Flot 5 [%]	Flot 6 [%]
0,5 [min]	0,52	0,43	0,52	0,44	0,45	0,41
2 [min]	0,51	0,43	0,49	0,44	0,46	0,40
Cola	0,03	0,03	0,04	0,03	0,03	0,03

Tabla 36. Cálculo de error absoluto de la ley del segundo protocolo.

Tabla de cálculo de error del cobre fino del primer protocolo, la cual corresponde a un 5 [%] de los valores de cobre fino estimados.

Error Cu Fino	Flot 1 [gr]	Flot 2 [gr]	Flot 3 [gr]	Flot 4 [gr]	Flot 5 [gr]	Flot 6 [gr]
0,5 [min]	0,25	0,31	0,31	0,21	0,27	0,17
2 [min]	0,21	0,16	0,17	0,14	0,20	0,15
Cola	0,06	0,05	0,08	0,06	0,06	0,06

Tabla 37. Cálculo de error absoluto del cobre fino del segundo protocolo.

Tabla de cálculo de error de la recuperación metalúrgica de cobre del primer protocolo, la cual corresponde a un 7,07 [%] de los valores de recuperación estimados.

Error Rec Met	Flot 1 [%]	Flot 2 [%]	Flot 3 [%]	Flot 4 [%]	Flot 5 [%]	Flot 6 [%]
0,5 [min]	3,36	4,17	3,85	3,52	3,52	3,17
2 [min]	2,83	2,20	2,10	2,40	2,64	2,75
Cola	0,81	0,63	1,05	1,07	0,84	1,08

Tabla 38. Cálculo de error absoluto de la recuperación metalúrgica de cobre del segundo protocolo.

Tabla de cálculo de error de la recuperación metalúrgica acumulada de cobre del primer protocolo, la cual corresponde a un 7,07 [%] de los valores de recuperación estimados.

Error Rec Mas Acum	Flot 1 [%]	Flot 2 [%]	Flot 3 [%]	Flot 4 [%]	Flot 5 [%]	Flot 6 [%]
0,5 [min]	1,15	1,72	1,39	1,14	1,39	1,03
2 [min]	2,13	2,63	2,20	1,93	2,42	1,96

Tabla 39. Cálculo de error absoluto de la recuperación metalúrgica acumulada de cobre del segundo protocolo.

Tabla de cálculo de error del factor de enriquecimiento de cobre del primer protocolo, la cual corresponde a un 7,07 [%] de los valores de enriquecimiento estimados.

Error Factor de Enriq	Flot 1	Flot 2	Flot 3	Flot 4	Flot 5	Flot 6
0,5 [min]	0,4	0,3	0,4	0,3	0,3	0,3
2 [min]	0,4	0,3	0,4	0,3	0,3	0,3

Tabla 40. Cálculo de error absoluto del factor de enriquecimiento del segundo protocolo.