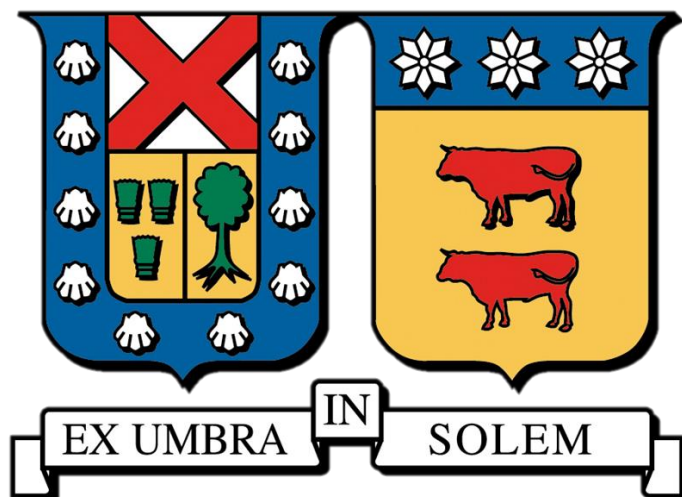


UNIVERSIDAD TECNICA FEDERICO SANTA MARIA
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA METALÚRGICA Y DE MATERIALES



FLOTACIÓN SELECTIVA DE ZINC DESDE MINERAL DE COBRE-ZINC

**Memoria de título presentada en conformidad con los requisitos y
reglamentos requeridos para obtener el título de Ingeniero Civil
de Minas**

Profesor Guía: Dr. Jorge Ipinza

Profesora Patrocinante: Dra. Francisca Justel

PABLO IGNACIO VÁSQUEZ JARAMILLO

2024

Agradecimientos

Para comenzar, quiero dar un gran agradecimiento a Dios por hacerme sentir protegido y seguro a donde quiera que vaya y sin importar la situación en la que me encuentre.

Quiero agradecer también a mi familia, en especial a mi madre Margarita del Rosario Jaramillo Navarro que a pesar de las dificultades por la gran distancia a la que nos encontramos, siempre me dio su apoyo incondicional. A mi hermana Vanesa Alejandra Reyes Jaramillo por darme compañía y enseñarme a como convivir en una misma casa tan lejos de donde solía vivir por tantos años. A mi hermana Paulina Andrea Reyes Jaramillo por también darnos su gran apoyo, felicidad, siempre tenernos en gran consideración para muchas cosas y también por traer a la vida a mis lindos sobrinos el año que ingresé a la universidad.

Agradezco a mi profesor guía Jorge Ipinza por responder a varias de mis dudas durante la realización de la memoria y darse el tiempo para poder revisar y guiarme no solo durante la memoria, sino también en sus clases de procesamientos de minerales y negocio minero sustentable.

Agradezco también a todos los profesores, tanto a los que me han enseñado en enseñanza básica, media y en la universidad.

También quiero agradecer a varios de mis compañeros de universidad con quienes compartí buenas experiencias durante el transcurso de los años como Carlos Bachmann, Patricio Vivar, Cristian Espinoza, Alison Menares, Marilia Foitzick, Nicolás Inzunza, Francisco Cueto, Ariadna Huerta, Joaquín Ravest, Gabriela Maturana. Además, agradecer a varios de mis amigos fuera de la universidad.

Por último, pero no menos importante, quiero darle un especial agradecimiento a mi perro Jack (Q.E.P.D.) a pesar de los tantos años de su ausencia, espero que se encuentre de lo más contento este donde este.

En general, ¡Muchas gracias a todos!

Resumen

La explotación de las minas de cobre hacia zonas más profundas ha hecho que sea más frecuente encontrar el mineral asociado con otros minerales convirtiéndolo en un recurso polimetálico. En estos casos, el cobre está acompañado de molibdeno, esfalerita, plomo, metales preciosos, entre otros. La esfalerita, un mineral sulfurado de zinc, ha provocado que el concentrado comercial de la flotación de cobre se vea contaminado con este sulfuro, disminuyendo su valor comercial. Se ha propuesto como una solución la aplicación de la flotación selectiva mediante el uso de reactivos depresores adecuados, con el fin de mejorar la calidad química del concentrado cobre, encontrándose con ciertas complejidades que se analizan en esta memoria de título. También, si la ley de zinc es lo suficientemente alta, se pueden obtener beneficios económicos mediante la producción de un concentrado de zinc como subproducto.

La presente memoria de título realiza un análisis de los antecedentes teóricos y experimentales de terceros. La información obtenida de distintas fuentes bibliográficas y laboratorios metalúrgicos permitió determinar los efectos de las distintas variables de la técnica de flotación selectiva de minerales en la separación efectiva entre el sulfuro de cobre y de zinc. Tales variables pueden afectar positiva o negativamente la separación selectiva del cobre y del zinc dependiendo de las condiciones de cada caso, principalmente relacionados con la mineralogía. Se tiene en cuenta en este análisis la influencia que posee la calidad del agua de flotación que debido a la escasez hídrica exige a las empresas mineras una mayor provisión de fuentes externas o de terceros de aguas tratadas y sin tratar. En estos casos la contribución de materia orgánica y sólidos en suspensión suele ser relevante.

Se concluye del análisis crítico del estado del arte que la calidad del agua en la pulpa mineral tiene el mayor impacto en la flotación colectiva y selectiva. En los casos de la flotación de calcopirita y esfalerita, estos procesos suelen verse afectados principalmente por la presencia de iones disueltos como Zn^{2+} y Cu^{2+} que tienen efectos activadores sobre la calcopirita y esfalerita, respectivamente.

Otros aspectos que pueden afectar la flotación son la presencia de arcillas, sales, reactivos residuales de flotaciones anteriores o iones como Mg^{2+} y Ca^{2+} que precipitan sobre el mineral. Estos pueden afectar a la flotación alterando propiedades como la densidad, viscosidad, estabilidad y tamaño de burbujas o provocar efectos depresores sobre el mineral de interés.

La empresa Solvay, uno de los principales proveedores de reactivos colectores y modificadores, realizó ensayos de flotación con el objetivo de seleccionar el mejor reactivo depresor de zinc para el mineral polimetálico de Cu-Fe-Zn. El proveedor utilizó como variables de respuesta, la ley y recuperación de Cu obtenidas en el concentrado final, contrastados debidamente con la composición química y mineralógica de los relaves producidos.

Los resultados experimentales indican que la alternativa más favorable es la aplicación del modificador AERO 8860 con una dosificación óptima de 50 g t^{-1} . Este caso logra una ley de cobre en el concentrado de 16,93% y una recuperación de cobre de 93,94%, mientras que el contenido de zinc es de 2,02%.

Por otro lado, los resultados obtenidos para un concentrado colectivo Cu/Zn de Codelco-DMH, muestran que la adición de un reactivo oxidante, como por ejemplo peróxido de hidrógeno, permite destruir la fórmula de algunos colectores favoreciendo significativamente la separación entre el zinc flotado formando un concentrado y el cobre depresado en la cola del proceso. En este sentido resulta más fácil flotar el elemento que se encuentra en menor volumen que en este caso particular es la esfalerita. El uso del reactivo OxiFloat Process® de Foster Ing, entrega los mismos resultados que el peróxido de hidrógeno, pero con un menor consumo de este último debido a su mezcla con un estabilizador molecular.

Finalmente se propone tratar el concentrado de cobre obtenido por Solvay como un concentrado “*rougher*” para someterlo al proceso de limpieza que permita una ley de cobre entre 28 – 30% Cu. Asimismo, la cola de esfalerita se somete a una flotación “*rougher*” para obtener un concentrado de zinc con una ley del orden de 28% y una cola con el cobre remanente.

Abstract

The exploitation of copper mines in deeper areas has made it more common to find the mineral associated with other minerals, making it a polymetallic resource. In these cases, copper is accompanied by molybdenum, sphalerite, lead, precious metals, among others. Sphalerite, a zinc sulfide mineral, has caused the commercial concentrate from copper flotation to be contaminated with this sulfide, decreasing its commercial value. The application of selective flotation through the use of appropriate depressing reagents has been proposed as a solution, in order to improve the chemical quality of the copper concentrate, encountering certain complexities that are analyzed in this title report. Also, if the zinc grade is high enough, economic benefits can be obtained through the production of a zinc concentrate as a by-product.

This thesis analyses the theoretical and experimental background of third parties. The information obtained from different bibliographic sources and metallurgical laboratories allowed determining the effects of the different variables of the selective mineral flotation technique on the effective separation between copper and zinc sulfide. These variables can positively or negatively affect the selective separation of copper and zinc depending on the conditions of each case, mainly related to mineralogy. This analysis takes into account the influence of the quality of the flotation water, which due to water scarcity requires mining companies to provide greater supplies of treated and untreated water from external sources or third parties. In these cases, the contribution of organic matter and suspended solids is usually relevant.

It is concluded from the critical analysis of the state of the art that the water quality in the mineral pulp has the greatest impact on collective and selective flotation. In the cases of chalcopyrite and sphalerite flotation, these processes are usually affected mainly by the presence of dissolved ions such as Zn^{2+} and Cu^{2+} that have activating effects on chalcopyrite and sphalerite, respectively.

Other aspects that can affect flotation are the presence of clays, salts, residual reagents from previous flotations or ions such as Mg^{2+} and Ca^{2+} that precipitate on the mineral. These can affect flotation by altering properties such as density, viscosity, stability and bubble size or cause depressing effects on the mineral of interest.

Solvay, a leading supplier of collector and modifying reagents, conducted flotation tests to select the best zinc depressing reagent for Cu-Fe-Zn polymetallic ore. The supplier used the Cu grade and recovery obtained in the final concentrate as response variables, duly contrasted with the chemical and mineralogical composition of the tailings produced.

The experimental results indicate that the most favourable alternative is the application of the AERO 8860 modifier at an optimum dosage of 50 g t⁻¹. This case achieves a copper grade

in the concentrate of 16.93% and a copper recovery of 93.94%, while the zinc content is 2.02%.

On the other hand, the results obtained for a collective Cu/Zn concentrate from Codelco-DMH show that the addition of an oxidising reagent, such as hydrogen peroxide, allows the formula of some collectors to be destroyed, significantly favouring the separation between the zinc floated forming a concentrate and the copper depressed at the end of the process. In this sense, it is easier to float the element that is in a smaller volume, which in this particular case is sphalerite. The use of the OxiFloat Process® reagent from Foster Ing, provides the same results as hydrogen peroxide, but with a lower consumption of the latter due to its mixture with a molecular stabilizer.

Finally, it is proposed to treat the copper concentrate obtained by Solvay as a “rougher” concentrate to subject it to a cleaning process that allows a copper grade of between 28 – 30% Cu. Likewise, the sphalerite tail is subjected to a “rougher” flotation to obtain a zinc concentrate with a grade of around 28% and a tail with the remaining copper.

Tabla de contenido

Agradecimientos	1
Resumen	2
Abstract	4
Índice de figuras	8
Índice de tablas	12
Capítulo 1. Introducción	13
1.1. Introducción general	13
1.2. Definición del problema	13
1.3. Hipótesis	15
1.4. Objetivos	15
1.4.1. Objetivo general	15
1.4.2. Objetivos específicos	15
Capítulo 2 Revisión crítica del estado del arte	16
2.1. Flotación de minerales	16
2.1.1. Análisis de las principales variables de la flotación colectiva y selectiva.	16
2.1.1.1. Mineralogía metálica y de ganga	16
2.1.1.2. Potencial zeta	22
2.1.1.3. Valor del pH de la pulpa	25
2.1.1.4. Tamaño de partículas en la flotación	28
2.1.1.5. Flujo de inyección de aire	30
2.1.1.6. Tamaño de las burbujas de aire	32
2.1.1.7. Tipo de celda de flotación	34
2.1.1.8. Cinética de flotación	42
2.1.1.9. Velocidad de agitación	44
2.1.1.10. Altura de espuma y rebose	45
2.1.1.11. Porcentaje de sólidos en peso	46
2.1.1.12. Viscosidad de la pulpa mineral	47
2.1.2. Reactivos de flotación, fórmula de reactivos y punto de adición	50
2.1.2.1. Colectores	51
2.1.2.2. Espumantes	52
2.1.2.3. Modificadores	52
2.2. Calidad física y química del agua de proceso	53
	6

2.2.1. Tipos de agua en plantas concentradoras	54
2.2.2. Calidad química del agua de procesos	64
2.2.2.1. Contenido de orgánicos residuales	64
2.2.2.2. Contenido de iones principales	67
2.3. Conclusiones de la revisión crítica del estado del arte	71
Capítulo 3. Metodología de trabajo	73
3.1. Revisión del estado del arte del efecto de impurezas orgánicas e inorgánicas en la flotación de minerales y su impacto en la separación de Cu/Zn	73
3.2. Revisión de informes técnicos de estudios de proveedores de reactivos para mejorar la selectividad Cu/Zn.	73
3.3. Metodología para la colección y análisis de la información documental	73
Capítulo 4. Resultados experimentales y discusiones.	78
4.1. Primer grupo de experimentos de flotación	78
4.2. Segundo grupo de experimentos de flotación	79
4.3. Tercer grupo de experimentos de flotación	83
4.4. Efecto de la calidad química del agua en la flotación selectiva.	87
4.5. Propuesta de alternativa técnica.	91
Capítulo 5. Conclusiones y recomendaciones	94
5.1. Conclusiones	94
5.2. Recomendaciones	95
Bibliografía	96
Anexos	103
Anexo 1 Tablas de datos del estado del arte	104
Anexo 2 Tablas de datos experimentales del proveedor	106
Anexo 3 Ficha técnica de colector AERO ⁺ 3894 Promoter	109
Anexo 4 Ficha técnica de colector AEROFLOAT 208	111
Anexo 5 Ficha técnica de modificador Aero 7261A Depressant	113
Anexo 6 Ficha técnica de modificador AERO 8860 GL GCA	115
Anexo 7 Aplicaciones de modificadores	116
Anexo 8 Ficha técnica de espumante Aerofroth 70 Frother	117
Anexo 9 Ficha técnica de espumante OREPREP X 133	119

Índice de figuras

Figura 1: Efecto de la concentración de caolinita sobre la recuperación de calcopirita a diferentes condiciones de pH (Jeldres, 2017).	18
Figura 2: Ley de Cu en función de la recuperación de Cu en la flotación de mineral limpio Telfer en ausencia y presencia de minerales arcillosos en diferentes concentraciones de bentonita (Wang et al., 2015).	19
Figura 3: Ley de Cu en función de la recuperación de Cu en la flotación de mineral limpio Telfer en ausencia y presencia de minerales arcillosos en diferentes concentraciones de caolinita (Wang et al., 2015).	20
Figura 4: Viscosidad aparente en función de la concentración de mineral arcilloso en el mineral limpio Telfer (Wang et al., 2015).	21
Figura 5: Estabilidad de la espuma en función de la concentración de minerales de arcilla durante la flotación (Wang et al., 2015).	21
Figura 6: Partícula en solución acuosa con doble capa de eléctrica de iones (Microtrac, 2024).	23
Figura 7: Adsorción de tensoactivos sobre la goethita ($\text{FeO}(\text{OH})$). (a) Sulfato de cadena larga a $\text{pH} < 6-7$. (b) Sal de amonio a $\text{pH} > 6-7$ (Hunter, 1981).	24
Figura 8: Adsorción de tensoactivo en superficie hidrofóbica: (a) baja concentración superficial; (b) cerca del p.z.r.; (c) en cobertura monocapa; (d) alta concentración superficial (Hunter, 1981).	24
Figura 9: Potencial Zeta de la Pentlandita (Malysiak, 2003).	25
Figura 10: pH de la solución de descarga del molino vs la adición de carbonato de sodio (Levay et al., 2001).	27
Figura 11: Concentración de especies que permanecen en la solución frente a la adición de carbonato de sodio (Levay et al., 2001).	28
Figura 12: relación ilustrativa para minerales muy flotables, poco flotables y recuperados por arrastre (Wills & Finch, 2015).	29
Figura 13: Factor de arrastre como función del tamaño de partícula (Johnson, 2010).	29
Figura 14: Efectos del tamaño de partícula sobre la recuperación acumulada de cobre en el proceso de separación por flotación (Ran et al., 2019).	30
Figura 15: Relación entre la tasa de flotación del cuarzo y el caudal de aire (Gupta & Yan, 2006).	31
Figura 16: Influencia del diámetro de burbuja en la cinética de flotación del cuarzo por rangos de diámetro de partícula: ● $d_b = 0,8 \text{ mm}$, □ $d_b = 1,0 \text{ mm}$, ▲ $d_b = 1,2 \text{ mm}$ (Pyke, 2004).	33
Figura 17: Influencia del diámetro de burbuja en eficiencia de adhesión del cuarzo por rangos de diámetro de partícula: ● $d_b = 0,8 \text{ mm}$, □ $d_b = 1,0 \text{ mm}$, ▲ $d_b = 1,2 \text{ mm}$ (Pyke, 2004).	33
Figura 18: Influencia del diámetro de burbuja en la eficiencia de colisión del cuarzo por rangos de diámetro de partícula: ● $d_b = 0,8 \text{ mm}$, □ $d_b = 1,0 \text{ mm}$, ▲ $d_b = 1,2 \text{ mm}$ (Pyke, 2004).	34
Figura 19: Esquema de celda de flotación mecánica.	35
Figura 20: Celda de flotación mecánica de (a) aire forzado y (b) autoaspirante (Yianatos, 2007).	36

Figura 21: Recuperaciones de concentrado de Pt para distintos tamaños de partícula y celdas de flotación (WEMCO, 2015).	37
Figura 22: Recuperación de concentrado de Pt y distribución del tamaño de partículas para cada tipo de celda (WEMCO, 2015).	38
Figura 23: Esquema de celda de flotación neumática.	39
Figura 24: Esquema de celda de flotación columnar con inyección de aire interna (A) e inyección externa (B).	39
Figura 25: Diámetro de burbuja por tecnología y área superficial de contacto que produce (Eriez, 2024).	40
Figura 26: Mejora de recuperación de la cavitación respecto a la inyección de aire tradicional (Eriez, 2024).	41
Figura 27: Recuperación acumulada de cobre con ajuste de modelo Klimpel y García-Zúñiga (Rubilar, 2014).	43
Figura 28: Relación entre la tasa constante de flotación y la velocidad del rotor (Gupta & Yan, 2006).	44
Figura 29: Recuperación y ley de P_2O_5 en función de la altura de espuma (Valderrama et al., 2020).	45
Figura 30: Medición de altura de espuma (Kemp, 2018).	46
Figura 31: Efectos del tamaño de partícula en la viscosidad aparente del mineral mixto de smithsonita-caolinita usando una concentración de octadecilamina (Shang & Sun, 2023).	49
Figura 32: Efectos del tamaño de partícula en la viscosidad aparente del mineral mixto de smithsonita-calcita usando una concentración de octadecilamina (Shang & Sun, 2023).	49
Figura 33: Efectos del tamaño de partícula en la viscosidad aparente del mineral mixto de smithsonita-cuarzo usando una concentración de octadecilamina (Shang & Sun, 2023).	50
Figura 34: Funcionamiento del colector en una partícula de mineral.	51
Figura 35: Funcionamiento del espumante en una burbuja de aire.	52
Figura 36: Grado vs recuperación para distintos tipos de agua (Muzenda, 2010).	54
Figura 37: Consumo de cal en flotación “rougher” en función del pH para un mineral de cobre flotado en agua dulce y agua de mar (Castro, 2012).	56
Figura 38: Incrustaciones de sulfato de calcio y carbonato de calcio.	57
Figura 39: Proyecto Desarrollo Los Bronces (PDLB).	59
Figura 40: Recuperación y ley de Cu según el tipo de agua utilizada.	60
Figura 41: Recuperación de Cu por flotación (Biçak et al., 2012).	61
Figura 42: Recuperación de Zn por flotación (Biçak et al., 2012).	61
Figura 43: Recuperación de Zn por arrastre físico (Biçak et al., 2012).	62
Figura 44: Recuperación de Cu por arrastre físico (Biçak et al., 2012).	62

Figura 45: Recuperación de calcopirita y pirita en función de la recuperación de aguas (Mu & Peng, 2019).	63
Figura 46: Recuperación de pirita (a) y ley de cobre (b) versus recuperación de calcopirita en la flotación de calcopirita mezclada con pirita usando agua de mar a pH 8,5 con MBS agregado en el molino antes de la molienda (G) y durante el acondicionamiento antes de la flotación (F) (Mu & Peng, 2019).	65
Figura 47: Recuperación de calcopirita a diferentes concentraciones de goma guar con 30 % de caolinita a diferentes pH en agua dulce (Jeldres, 2017).	66
Figura 48: Recuperación de calcopirita a diferentes concentraciones de goma guar con 30 % de caolinita a diferentes pH en agua de mar (Jeldres, 2017).	66
Figura 49: Recuperación de molibdeno en función de la dosificación de OPE (Arias, 2019).	67
Figura 50: Microflotación de pirita: Test serie A (Dichmann et al., 2001).	69
Figura 51: Efecto de la dosificación de cobre sobre la selectividad de Py-Sp en la mina Louvicourt (Dichmann et al., 2001).	69
Figura 52: Diagrama de Pourbaix para un sistema con especies de azufre (Takeno, 2005)	71
Figura 53: Máquina de flotación Denver.	74
Figura 54: Leyes de metales en concentrado del primer grupo de experimentos de flotación (Solvay, 2022).	78
Figura 55: Recuperación de metales del primer grupo de experimentos de flotación (Solvay, 2022).	79
Figura 56 Comparación de la ley del concentrado del segundo grupo de experimentos de flotación (Solvay, 2022).	81
Figura 57: Comparación de las leyes del relave del segundo grupo de experimentos de flotación (Solvay, 2022).	82
Figura 58: Recuperación de metales del segundo grupo de experimentos de flotación (Solvay, 2022).	83
Figura 59: Comparación de las leyes del concentrado del tercer grupo de experimentos de flotación (Solvay, 2022).	84
Figura 60: Comparación de las leyes del relave del tercer grupo de experimentos de flotación (Solvay, 2022).	85
Figura 61: Recuperación de metales del tercer grupo de experimentos de flotación (Solvay, 2022).	86
Figura 62: Balance de masa de la flotación de Zn.	87
Figura 63: Composición del agua de procesos de las plantas de concentración colectiva LT1 y LT2.	89
Figura 64: Contenido de sulfato en diferentes aguas tratadas de tercero que conforman el agua de planta.	89

Figura 65: Estabilidad del oxígeno disuelto en función de la concentración de H_2O_2 y adición de hierro férrico.	90
Figura 66: Estabilidad del oxígeno disuelto en función de la concentración de H_2O_2 y adición de estabilizador molecular en concentraciones variables.	91
Figura 67: Técnica de flotación de Zn.	92
Figura 68: Balance de masa de la propuesta de técnica.	92

Índice de tablas

Tabla 1: Efecto de pH en estabilidad de la espuma (Modificado de Farrokhpoay & Zanin, 2012).	27
Tabla 2: Porcentaje de recuperación de cobre por pH y densidad de pulpa (Ramírez & Torres, 2017).	47
Tabla 3: Características de los tipos de agua (Muzenda, 2010).	53
Tabla 4: Composición del agua de mar (modificado de Floor, 2006).	55
Tabla 5: Análisis del agua de mar, agua de proceso y agua del depósito de relaves de la Planta Las Luces, Minera Las Cenizas (Rozas, 2011).	58
Tabla 6: Resumen de metodología utilizada por el proveedor de reactivos (Solvay, 2022).	75
Tabla 7: Leyes del mineral de alimentación para los diferentes grupos de experimentos (Solvay 2022).	75
Tabla 8: Composición mineralógica 100% sulfuros totales.	76
Tabla 9: Grado de liberación de sulfuros de cobre.	76
Tabla 10: Asociación de sulfuros de cobre.	76
Tabla 11: Grado de liberación de pirita.	76
Tabla 12: Modificadores del segundo grupo de experimentos de flotación (Solvay, 2022).	80
Tabla 13: Modificador y sus dosis para tercer de experimentos de flotación (Solvay, 2022).	84
Tabla 14: Análisis corporativo de plantas concentradoras (Rayo & Ipinza, 2010).	104
Tabla 15: Composición iónica de muestras de agua después de molienda y flotación (modificado de Biçak et al., 2012).	105
Tabla 16: Composición de concentrado del primer conjunto (Solvay, 2022).	106
Tabla 17: Recuperación de metales del primer conjunto (Solvay, 2022).	106
Tabla 18: Composición de concentrado del segundo conjunto (Solvay, 2022).	106
Tabla 19: Composición de relave del segundo conjunto (Solvay, 2022).	107
Tabla 20: Recuperación de metales del segundo conjunto (Solvay, 2022).	107
Tabla 21: Composición de concentrado del tercer conjunto (Solvay, 2022).	107
Tabla 22: Composición de relave del tercer conjunto (Solvay, 2022).	108
Tabla 23: Recuperación de metales del tercer conjunto (Solvay, 2022).	108
Tabla 24: Aplicaciones de modificadores Cytec (Willard et al., 2010).	116

Capítulo 1. Introducción

1.1. Introducción general

La técnica de flotación es uno de los principales métodos de separación del mineral con valor económico desde la ganga que lo acompaña para altas capacidades de tratamiento diario de mineral. La separación selectiva de un mineral frente a otro, generalmente se inicia con la obtención de un concentrado “*rougher*” o “*bulk*” que separa los sulfuros metálicos (hidrofóbicos), de las especies hidrofílicas, mojables, que reportan en el relave final. La separación selectiva se realiza normalmente en un circuito independiente con etapas de concentración y de limpiezas (“*cleaner*” y “*recleaner*”).

Los proveedores de reactivos han desarrollado una gama de productos para promover la concentración y depresión de las especies metálicas de interés económico. En este contexto, existe experiencia empírica y de operaciones de plantas industriales orientadas a la concentración de Cu-Mo, Cu-Zn, Cu-Pb-Zn, entre otras que incluyen un circuito de flotación colectiva acompañado de un circuito de flotación selectiva. Normalmente, aunque no se indique como un objetivo relevante de toda concentradora, la recuperación colectiva temprana de los metales preciosos agrega valor comercial al concentrado final.

En la separación selectiva efectiva de un mineral en particular participan un conjunto de variables que acompañan al reactivo depresor como son el pH, potencial redox, temperatura, porcentaje de sólidos en peso, calidad química del agua, entre otras.

1.2. Definición del problema

La disminución de la ley media de cobre en sus yacimientos ha obligado a las mineras a extraer un mayor volumen de roca con el fin de compensar la disminución de dicha propiedad y con esto mantener la cantidad de cobre producido y comprometida con sus clientes.

Esta acción ha aumentado la probabilidad de un mayor número de impurezas como lo es el arsénico, cromo y zinc que producen dificultades técnicas y/o ambientales en el proceso de fundición, razón por la cual dichas impurezas son fuertemente castigadas en el valor comercial del concentrado de cobre. Un caso emblemático en relación con las impurezas, lo ha sido la concentradora de Codelco-DMH y la inclusión de operaciones de tostación para disminuir la concentración de arsénico en sus concentrados de cobre.

La penalización del contenido de zinc en los concentrados de cobre se debe principalmente a problemas que se generan durante la etapa de la fundición, debido a que el zinc se funde a menor temperatura que el cobre provocando que el zinc entre en una fase gaseosa que se adhiere a las paredes de las chimeneas de los hornos de modo que las obstruyen. Otros

problemas que genera la presencia del zinc es que aumenta la viscosidad de la escoria disminuyendo la recuperación de cobre (Lane et al., 2016).

Los concentrados de cobre que no cumplen con la calidad química se deben descartar y acopiar, constituyendo un pasivo ambiental y un costo de oportunidad cuando se busca mezclar con otros concentrados de mayor pureza produciendo una dilución de la impureza y de la ley de cobre. En algunas ocasiones, es posible mezclar estos concentrados con otros de buena calidad química para poder reutilizarlos configurando un costo de oportunidad por no vender al precio en la fecha de producción.

Si bien existen procedimientos y reactivos conocidos para la separación del Cu-Zn desde su concentrado colectivos, últimamente se ha registrado en diferentes plantas concentradoras chilenas y peruanas, la dificultad de lograr una separación efectiva de estas especies metálicas, lo que en primera instancia se ha vinculado con la calidad química del agua, sin tener antecedentes experimentales que lo avalen.

➤ **Impacto económico en la venta de cobre**

El principal elemento por el que se penaliza el cobre es el arsénico, siendo este el que penaliza un total del 62,6% de los concentrados exportados en el 2020. En el mismo año el zinc fue el segundo que más ha penalizado teniendo un impacto del orden de 40% de los concentrados exportados (COCHILCO, 2021).

El precio de venta del concentrado de cobre es penalizado en 30 centavos de dólar por cada 1% que sobrepase la tolerancia de 1% de contenido de zinc con un máximo tolerable de 6% (ENAMI, 2022).

➤ **Dificultad para separar Cu/Zn**

La presencia de iones de cobre en el agua de flotación ya sea por la recirculación del agua de proceso, por la integración de aguas de terceros sin tratar o bien tratadas y por la presencia de sales de cobre en el mineral, provoca la activación de la esfalerita (ZnS) contaminando el concentrado de cobre final, muchas veces aún en presencia de un reactivo depresor (Boujounoui et al., 2018).

El mineral de zinc es posible que se encuentre asociado al mineral de cobre, de modo que cuando se flote, se recuperará el zinc. No obstante, la esfalerita por sí sola es altamente hidrofóbica, razón por la que se flotan colectivamente para separarse mediante el uso de un depresor de zinc o de cobre, en la etapa selectiva.

Otros componentes que pueden estar asociados a la ganga o al mismo mineral pueden modificar la composición del agua, provocando reacciones parasitas que deprimen el cobre,

activan el zinc, modifican la calidad y tamaño de las burbujas, favoreciendo la flotación por arrastre, depósitos hidrofílicos superficiales, entre otros fenómenos físicos.

1.3. Hipótesis

El aumento de la cantidad de zinc en el concentrado de cobre en la flotación “*rougher*” podrá abrir a la posibilidad de tratarlo como un concentrado colectivo de Cu/Zn y someterlo a una posterior flotación selectiva. En consecuencia, si se introducen nuevas técnicas para el posterior tratamiento del concentrado colectivo, en donde se modifiquen positivamente aspectos como la calidad del agua utilizada para la flotación, se podrá mejorar la separación entre el Cu y Zn.

1.4. Objetivos

1.4.1. Objetivo general

Encontrar una alternativa técnica para la separación efectiva por flotación de las especies de cobre y las especies de zinc desde el mineral o concentrado colectivo a partir del mejoramiento de la calidad del agua de procesos.

1.4.2. Objetivos específicos

- i. Analizar la factibilidad destrucción de orgánicos en el agua de procesos mediante el uso de concentraciones variables de peróxido de hidrógeno para evitar su interferencia con una fórmula mejorada de reactivos colectores selectivos Cu/Zn.
- ii. Comparar el efecto de reactivos de flotación equivalentes a los utilizados en la flotación selectiva de Cu/Zn/Pb, para lograr una separación efectiva de la impureza Zn.
- iii. Analizar en función de los resultados del concentrado final de zinc la opción de venta de concentrados de zinc en función de su cantidad y ley.

Capítulo 2 Revisión crítica del estado del arte

2.1. Flotación de minerales

En este capítulo se analiza la información recopilada de textos y revistas científico-tecnológicas relacionadas con la flotación de minerales, particularmente en relación con la flotación de cobre y minerales asociados, dando un mayor énfasis al zinc en la forma de esfalerita (ZnS).

Se revisan con los proveedores de reactivos aquellos que podrían permitir una buena flotación colectiva sin que afecten posteriormente la correspondiente flotación selectiva, particularmente en relación con los reactivos depresores del sulfuro de zinc.

2.1.1. Análisis de las principales variables de la flotación colectiva y selectiva.

La flotación de minerales es un proceso de tratamiento de mineral complejo que puede verse afectado en mayor o menor medida por distintas variables presentes previo, durante o en algunos casos posteriores al proceso. Estas variables pueden ser fácilmente controlables como lo puede ser el ajuste de algún parámetro de los equipos o no controlables como la composición de la ganga o del agua de procesos, pero que sus efectos negativos pueden ser mitigados según el tratamiento químico que se emplee.

Para tomar como una base de estudio bibliográfico, la Tabla 14 (Anexo 1) que indica los valores promedios de distintas variables de las plantas de procesamiento a nivel país donde cabe destacar los valores de recuperación y leyes de concentrados de cobre a los que se pretende llegar o en el mejor de los casos, superar (Rayo & Ipinza, 2010).

2.1.1.1. Mineralogía metálica y de ganga

Cuando se habla de flotar un mineral, hay que tener en cuenta que este nunca viene en su estado puro. Siempre trae consigo otros tipos de minerales indeseables que tienen distintas afectaciones en el proceso, como son:

- Contaminación del concentrado
- En la flotación misma, reacciones químicas del agua con el mineral que afectan la recuperación y ley de los concentrados intermedios y final.
- Incremento del consumo de reactivos de flotación

En este apartado se recopila información de las principales especies minerales que más suelen afectar al proceso de flotación.

El contenido de sales en el mineral puede provocar efectos activadores o depresores no deseados de ganga o mineral respectivamente, siendo los iones de magnesio, hierro y cobre los más relevantes. La activación de ganga o mineral no deseado hace que el concentrado resultante contenga una mayor contaminación. El efecto depresor del mineral a flotar provoca que la ley disminuya (Willard et al., 2010).

(Ndlovu et al., 2013) & (Jorjani et al., 2011) investigaron que los minerales arcillosos (aluminosilicatos y silicatos de magnesio) son capaces de provocar un efecto de “*slime coating*” que consiste en el recubrimiento de partículas gruesas de forma parcial o total por aquellas más finas (normalmente hidrofílicas), impidiendo la interacción entre las partículas gruesas con los reactivos colectores o depresores.

(Wen & Sun, 1977) establecieron que las burbujas de aire también se ven afectadas por el mismo efecto de recubrimiento de arcillas, dificultando o imposibilitando la adhesión con las partículas de interés.

La caolinita es capaz de provocar un efecto depresor en la calcopirita durante la flotación “*rougher*”, pues al tratarse de mineral de arcilla tiene dos posibles efectos:

- Consumir parte del reactivo colector dificultando el proceso de hidrofobicidad de la calcopirita.
- Formar especies de precipitación o coloides sobre el mineral induciéndolo a efectos depresores (hidrofílico).

La recuperación de la calcopirita se ve más perjudicada a medida que aumenta la cantidad de material arcilloso en el mineral. En la Figura 1 se muestra que conforme se sube la concentración de caolinita en la pulpa, la recuperación en el concentrado de calcopirita disminuye, sobre todo para un pH en torno a 11. Por esta razón, cuando se tiene un alto contenido de arcilla en la pulpa que alimenta la flotación, para disminuir la viscosidad de esta se suele disminuir el porcentaje de sólidos en peso en las líneas de “*rougher*” a valores de 25%.

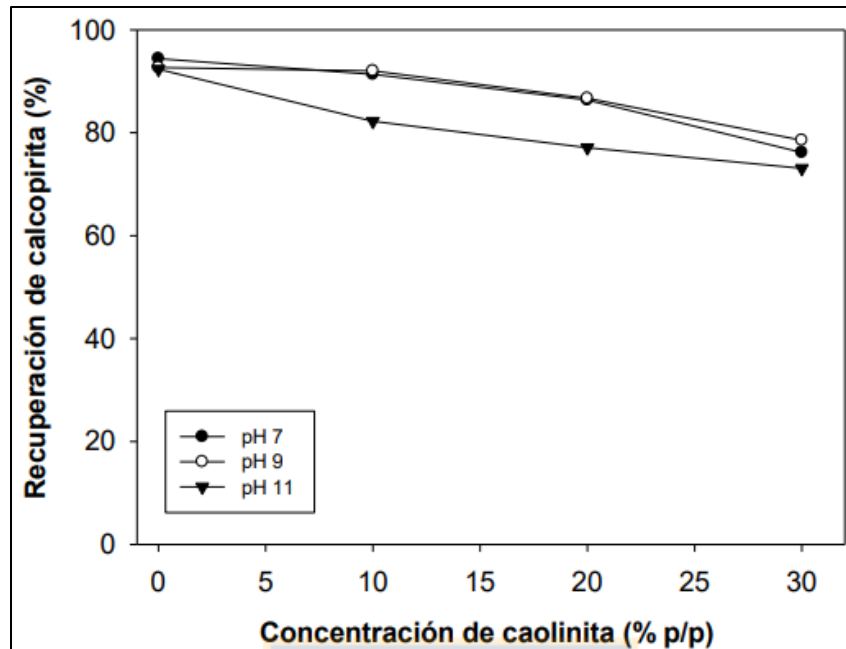


Figura 1: Efecto de la concentración de caolinita sobre la recuperación de calcopirita a diferentes condiciones de pH (Jeldres, 2017).

(Wang et al., 2015) estudiaron el efecto de las arcillas usando las especies de bentonita y caolinita en la flotación de minerales. Dependiendo de las cantidades que se encuentren en el mineral, pueden generar efectos positivos o negativos, pero generalmente tienden a empeorar la calidad del concentrado, de modo que la ley disminuye aun contando con una alta recuperación. Normalmente se consideran parte de la fracción de insolubles que contiene el concentrado de cobre o de zinc.

La Figura 2 muestra que cuando existe presencia de bentonita, la calidad del concentrado disminuye, de modo que, a mayores recuperaciones de Cu, menor es la ley del concentrado resultante debido al arrastre físico de estos insolubles. En el caso de la flotación con 5% de bentonita, la alteración de la recuperación y ley de la muestra es poco significativa comparándola con el resto de los casos. Para una recuperación cercana al 85% del cobre, en una flotación sin bentonita hay una ley de Cu de aproximadamente 4,5%, pero para cuando existe un 10% de bentonita, la ley disminuye a casi 2% (Wang et al., 2015).

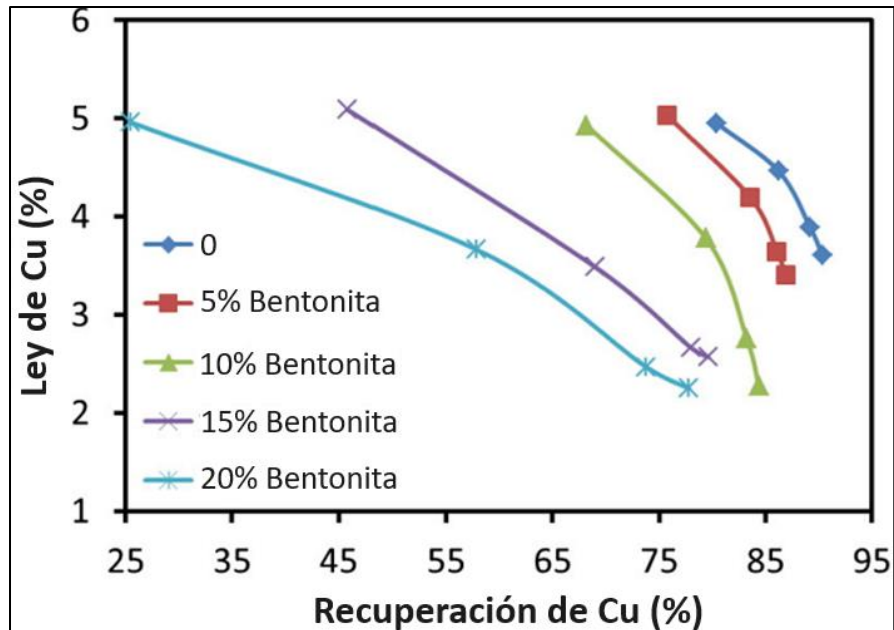


Figura 2: Ley de Cu en función de la recuperación de Cu en la flotación de mineral limpio Telfer en ausencia y presencia de minerales arcillosos en diferentes concentraciones de bentonita (Wang et al., 2015).

La Figura 3 indica que la caolinita también disminuye la calidad del concentrado, aunque con un impacto menor en comparación a la bentonita, ya que este permite obtener mayores recuperaciones de cobre antes de que la ley de Cu disminuya significativamente. En el caso de los experimentos con 5% de caolinita no se observa una reducción significativa de ley de cobre y recuperación en comparación del 10% en adelante que ya se vuelve más perjudicial para la ley de Cu (Wang et al., 2015).

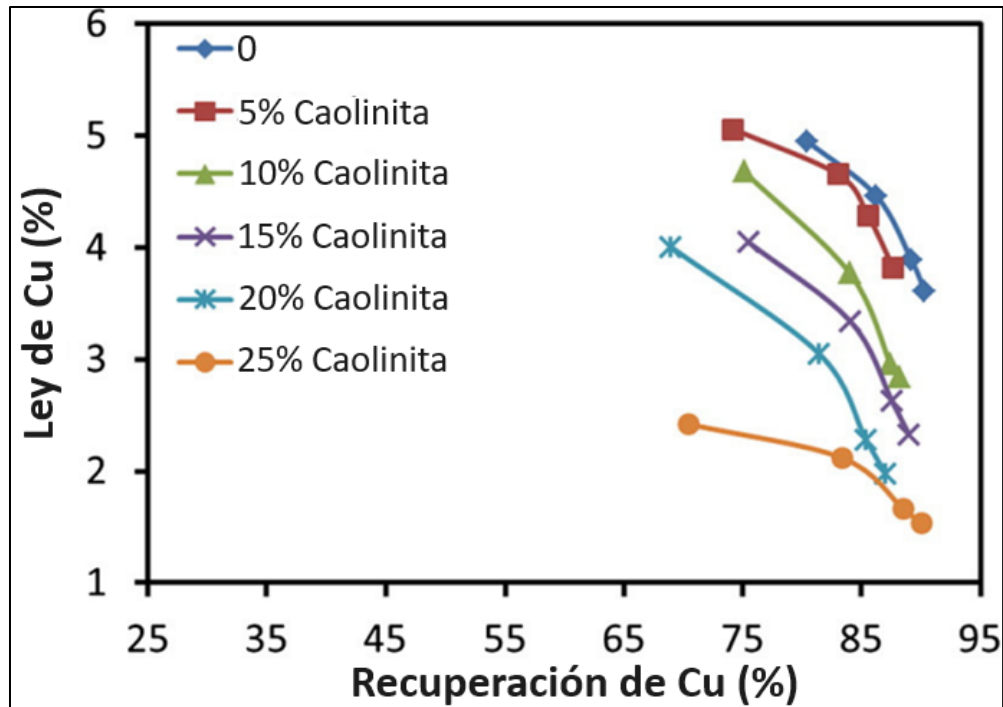


Figura 3: Ley de Cu en función de la recuperación de Cu en la flotación de mineral limpio Telfer en ausencia y presencia de minerales arcillosos en diferentes concentraciones de caolinita (Wang et al., 2015).

Durante el mismo estudio, comprobaron la evolución de la viscosidad aparente según la cantidad de ambos minerales, mostrando que la caolinita apenas influye en este, pero la bentonita, tiende a aumentar bastante la viscosidad conforme va aumentando su concentración. Esto se debe a la capacidad de hinchamiento que tiene naturalmente la bentonita, pues según (Luckham & Rossi, 1999), este mineral posee un considerable espaciamiento basal entre sus capas que permite un hinchamiento cristalino (de aproximadamente 10 Armstrong de espaciado expansión cada capa) y/o un hinchamiento osmótico (30 a 40 Armstrong de expansión por cada capa).

La Figura 4 muestra que la cantidad de caolinita presente en la pulpa no afecta a la viscosidad aparente de la pulpa, en cambio la bentonita cuanto mayor es su cantidad presente, más aumenta la viscosidad aparente de la pulpa de mineral.

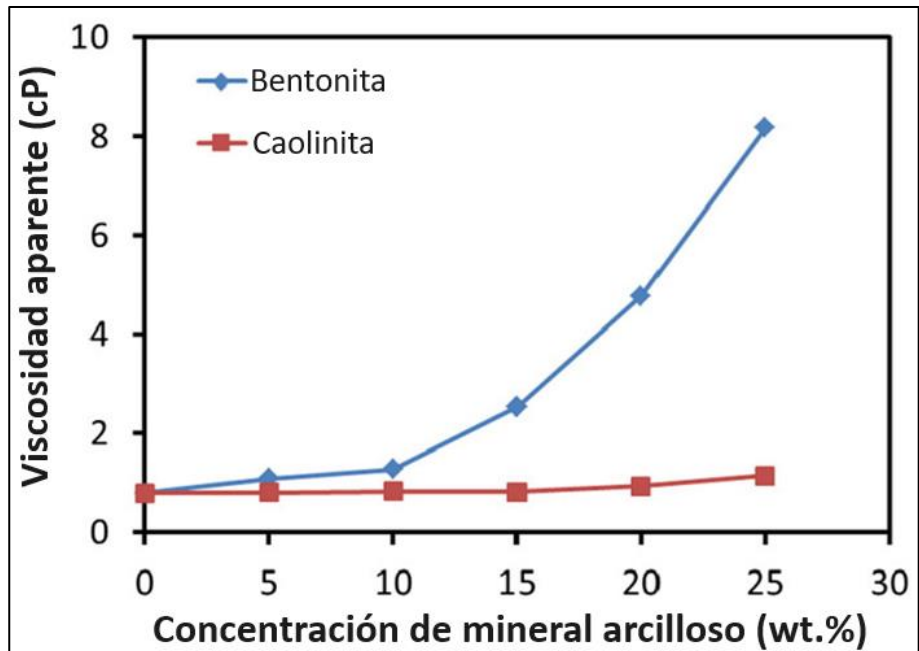


Figura 4: Viscosidad aparente en función de la concentración de mineral arcilloso en el mineral limpio Telfer (Wang et al., 2015).

También estudiaron como afectan las arcillas a la estabilidad de la espuma, dando como resultado que la bentonita empeora la estabilidad de la espuma, pero la caolinita la mejora conforme aumenta su concentración en la pulpa mineral (Figura 5).

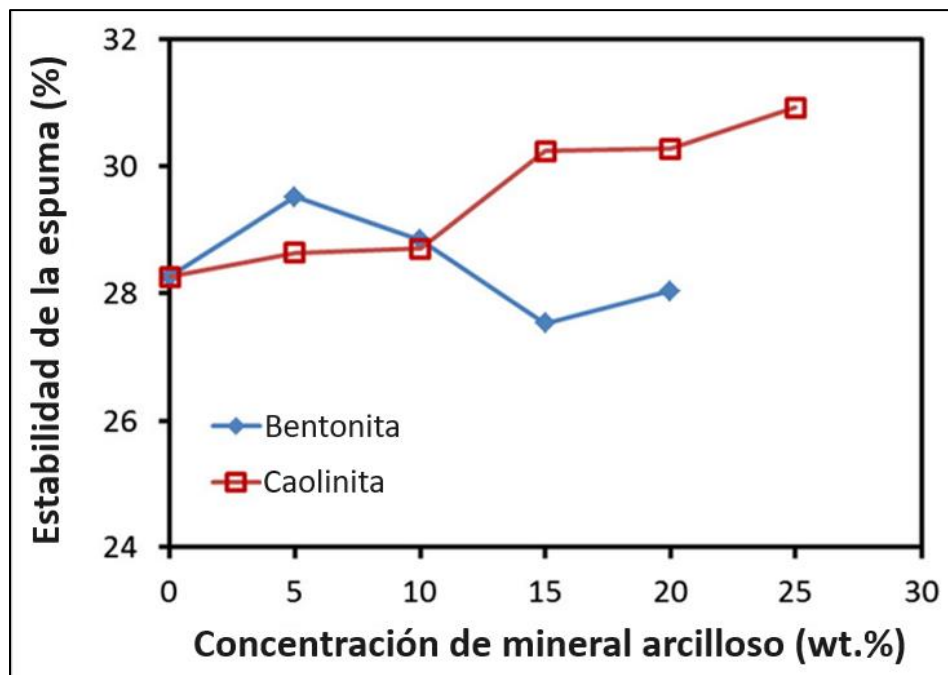


Figura 5: Estabilidad de la espuma en función de la concentración de minerales de arcilla durante la flotación (Wang et al., 2015).

En el caso de la bentonita se observa que aumenta la viscosidad de la pulpa, dificultando la colisión entre las burbujas de aire con el mineral de interés, haciendo que se genere una menor cantidad de espuma. En cambio, la caolinita si bien mejora bastante la calidad de la espuma, esto proporciona mejores condiciones para que se produzca recuperación de contaminantes por arrastre físico y, por lo tanto, reducir la calidad química del concentrado.

Los precipitados y coloides se pueden eliminar eficazmente mediante flotación con aire disuelto pudiendo lograr una colección de hasta más del 90% de los sólidos suspendidos. También se pueden eliminar en algunos casos con separación con hidrociclón (Levay et al., 2001).

Existen distintas explicaciones para la presencia de impurezas en el concentrado de cobre como lo son los minerales de zinc y hierro en sus concentrados de cobre y zinc, respectivamente, siendo las principales especies mineralógicas que las contienen, la esfalerita y la pirita, respectivamente. Por estar asociado a los minerales de interés, por arrastre mecánico en la flotación o por activación natural debido a la presencia de iones activadores presentes en el agua o por sales contenidas en el mineral tienden a reportar directamente en el concentrado. Este último factor es el más difícil de controlar ya que depende tanto de la naturaleza del material a flotar como de la dosificación de reactivos, lo que requiere distintos estudios de laboratorio para encontrar las condiciones que minimicen su efecto (Azañero et al., 2016).

El contenido de arcillas es perjudicial tanto para la flotación de cobre como para la flotación de zinc, principalmente por el efecto “*slime coating*” que dificulta los efectos colectores de las burbujas. También contaminan los concentrados por los efectos de arrastre físico que favorece la presencia de las arcillas, ya sea por los minerales de ganga o la pirita.

2.1.1.2. Potencial zeta

El potencial zeta es la forma de medir la magnitud de la atracción o repulsión electrostática entre las partículas. Cuando las partículas se sumergen en un medio acuoso, a estas se les adhieren los electrolitos disueltos con carga opuesta a su superficie, generando una doble capa de iones que cubre toda la superficie de la partícula como se muestra en la Figura 6.

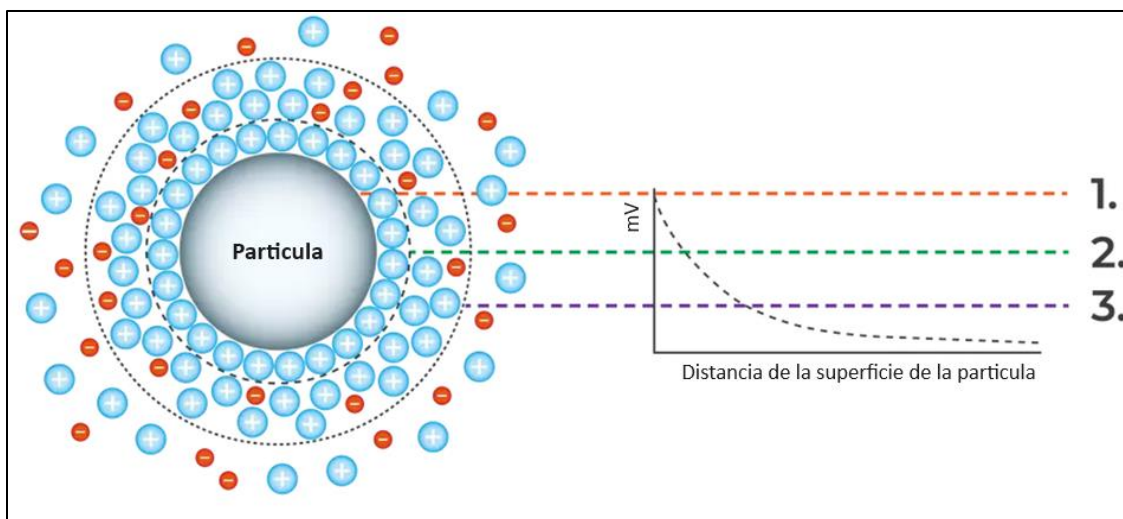


Figura 6: Partícula en solución acuosa con doble capa de eléctrica de iones (Microtrac, 2024).

El borde señalado por el numero 1 representa la superficie de la partícula que, en este ejemplo, tiene una carga negativa ya que atrae los iones positivos principalmente. El numero 2 es representa a la “capa Stern” que está constituido solo por iones de una misma carga que es contraria a la carga de la superficie de la partícula (en este ejemplo, iones positivos). La tercera capa corresponde a la “capa difusa” cuyo potencial corresponde al potencial zeta, el cual puede ser determinado por un proceso llamado “Electroforesis” (Yianatos, 2005).

La “electroforesis laser Doppler” es una forma de medir el Potencial Zeta, en donde las partículas positivas son atraídas hacia un ánodo y las negativas a un cátodo de modo que se determina la movilidad de las partículas cargadas en un campo eléctrico alterno. El potencial Zeta se calcula a partir de la movilidad por la ecuación de Henry o la ecuación Smoluchowski (Microtrac, 2024).

Dependiendo de la carga del potencial zeta del mineral la cual puede ser modificada por el pH de la solución, los agentes tensoactivos se pueden adherir a su superficie siempre que su carga de su ion polar sea contraria al potencial (Hunter, 1981) como se representa en la Figura 7.

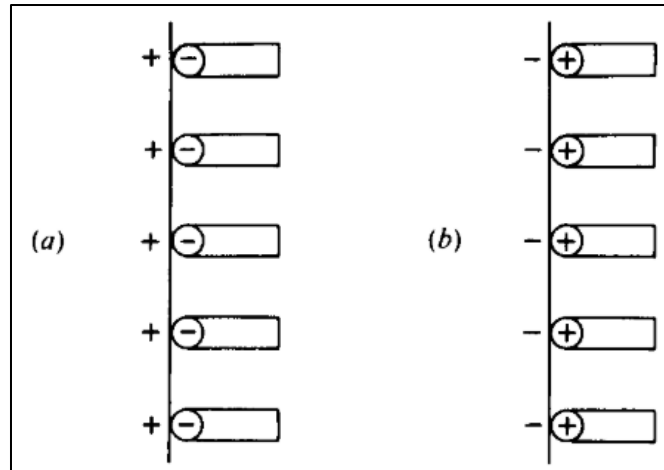


Figura 7: Adsorción de tensoactivos sobre la goethita ($\text{FeO}(\text{OH})$). (a) Sulfato de cadena larga a $\text{pH} < 6-7$. (b) Sal de amonio a $\text{pH} > 6-7$ (Hunter, 1981).

Cuando los iones de los tensoactivos se adhieren a la superficie, sus cadenas de hidrocarburos de orientan de forma horizontal a la superficie, pero a medida que la densidad de adsorción de iones tensoactivos, las interacciones entre sus cadenas de hidrocarburos comienzan a ser más influyentes. Cuando existe una alta diferencia de potencial entre la carga de la superficie y el ion del tensoactivo, las cadenas de hidrocarburos se ordenan de forma vertical a la superficie formando “hemimicelas” (Fuerstenau, 1957). La Figura 8 representa de forma ilustrativa los ordenamientos de los tensoactivos y las siglas “p.z.r.” significa “point of zeta potential reversal”.

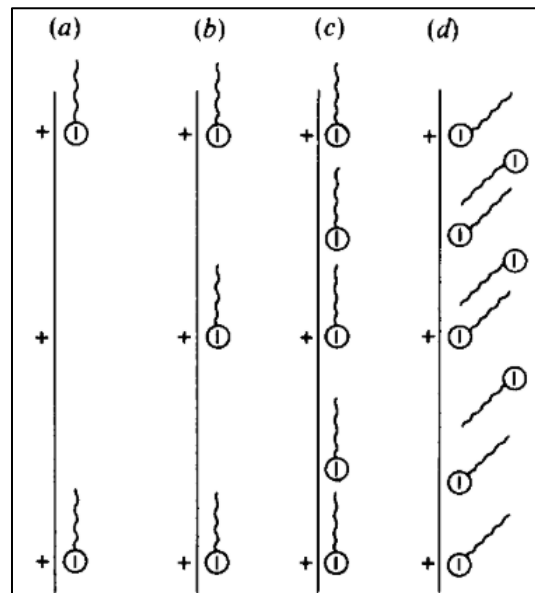


Figura 8: Adsorción de tensoactivo en superficie hidrofóbica: (a) baja concentración superficial; (b) cerca del p.z.r.; (c) en cobertura monocapa; (d) alta concentración superficial (Hunter, 1981).

El Potencial Zeta puede verse modificado ya sea por cambios del pH del medio acuoso como por la adición de reactivos activadores, colectores, depresores, entre otros como se aprecia en la Figura 9 para el Potencial Zeta de la Pentlandita (Malysiak, 2003).

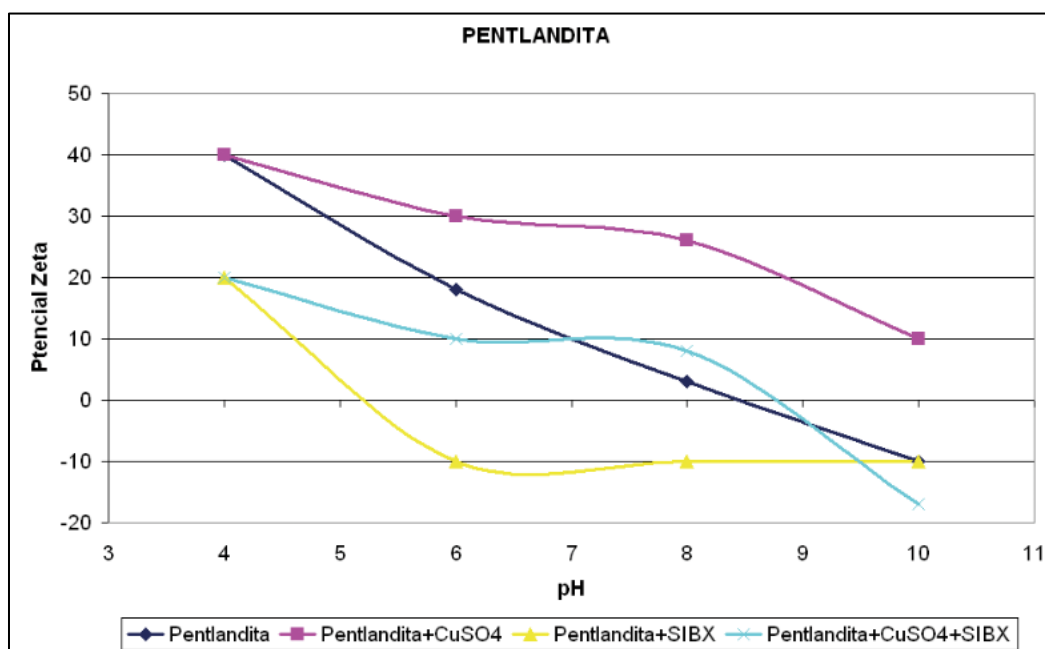


Figura 9: Potencial Zeta de la Pentlandita (Malysiak, 2003).

En los experimentos realizados por (Deng et al., 2014) se aprecia cómo la presencia de iones como los de Cu^{2+} son capaces de afectar al potencial zeta de una superficie mineral al adsorberse. El mineral de calcopirita presentó un potencial zeta inicial de -1,13 mV que con el paso del tiempo logra aumentar a -0,5 mV debido a la adsorción de iones de Cu^{2+} en la superficie de la calcopirita. Posteriormente aplicaron una mayor cantidad de iones de Cu^{2+} para estudiar su comportamiento en donde lograron visualizar que el potencial zeta alcanzó el valor promedio de -0,2 mV. El exceso de iones de Cu^{2+} no cambia el potencial zeta, pero si reduce el valor del pH.

El potencial zeta puede definir qué tipo de reactivo y de iones con sus respectivas cantidades que se deben adicionar para favorecer en mayor medida las condiciones de flotación de determinados minerales.

2.1.1.3. Valor del pH de la pulpa

El pH es la unidad de medida utilizada para comprobar la acidez o alcalinidad del agua según la cantidad de hidrógeno disuelto en el agua. Dependiendo de sus valores, se puede facilitar o imposibilitar reacciones químicas, ya sean esenciales para que el proceso se lleve a cabo o

bien contrariamente, como reacciones parásitas. La medición se mueve entre los valores 0 (medio ácido) y 14 (medio alcalino). El valor del pH se define por la siguiente ecuación:

$$pH = -\log[H^+] \cdot \gamma_{H^+} \quad (1)$$

Donde:

$[H^+]$ = Concentración de iones de hidrógeno o protones disueltos en la solución.

γ_{H^+} = Coeficiente de actividad del protón

Para soluciones diluidas del protón, el coeficiente de actividad asume un valor unitario. Por otro lado, para soluciones alcalinas:

$$pH = 14 - pOH \quad (2)$$

En la práctica, las flotaciones se realizan a pH natural del agua (pH 7 o similar) o en medio alcalino (pH de entre 11 a 12) debido a que la mayoría de los colectores presentan mayor estabilidad a pH altos. El medio alcalino se logra mediante la adición de cal, lechada de cal, soda cáustica, hidróxido de sodio o amoníaco (Willard et al., 2010). Particularmente, la lechada de cal se disuelve en el agua de la pulpa formando $Ca(OH)_2$. En exceso, cuando se desean pH entre 11 y 12, el hidróxido de calcio puede contribuir a la depresión de las especies de valor como el Cu y Mo, por su adsorción sobre su superficie, transformándolos en hidrofílicos.

Además, valores de pH sobre 10 permiten una mayor depresión de la piritita. Algunas operaciones industriales que utilizan agua de mar en sus procesos, han optado por el uso de un pH cercano a 8,5 para evitar la depresión de la molibdenita (debido a la formación en su superficie de $Mg(OH)_2$), realizando la depresión de la piritita en las etapas de limpieza (caso de Minera Esperanza, actualmente Centinela Sulfuros).

(Trick et al., 2018) indica que los cambios de pH pueden provocar precipitaciones y adsorciones que pueden modificar la composición química de los minerales y la velocidad de reacción.

El pH influye significativamente en la flotación, pues los iones de H^+ y OH^- compiten en alcanzar las superficies de los granos de mineral, además de influir en las disoluciones de sales que puede traer el mineral o la ganga. También tiene efectos sobre distintos reactivos afectando en su efectividad dependiendo si el medio es ácido o alcalino, en el caso de los xantatos la efectividad se ve reducida en un medio ácido.

(Farrokhpay & Zanin, 2012) estudiaron el comportamiento de la altura de la espuma y su vida media frente a cambios en el pH. La Tabla 1 muestra que la espuma puede alcanzar mayores alturas mientras más bajo sea el pH de la pulpa.

Tabla 1: Efecto de pH en estabilidad de la espuma (Modificado de Farrokhpoy & Zanin, 2012).

pH	Altura de espuma, H_f (mm)	Vida media de espuma, $t_{1/2}$ (s)
11	400	13
9	450	15
7	550	18
6	750	18
4	>900* (Desborde)	N/A

(Levay et al., 2001) analizaron que especies iónicas permanecen en la solución a medida que se va aumentando el nivel del pH mediante la adición de carbonato de sodio (Na_2CO_3). Con esto notaron que incluso con pequeñas variaciones en el pH, se pueden disolver o precipitar abundantemente elementos químicos, siendo en el caso de la precipitación a pH más altos, que estos elementos precipitan formando una capa de material que cubre los sulfuros, interfiriendo con su interacción con los reactivos.

La Figura 10 indica el comportamiento del pH frente a la adición del carbonato de sodio, donde se observa que cuanto mayor es el pH requerido, se debe adicionar cada vez más carbonato de sodio para lograr el medio ideal, debido a que se produce un efecto tampón.

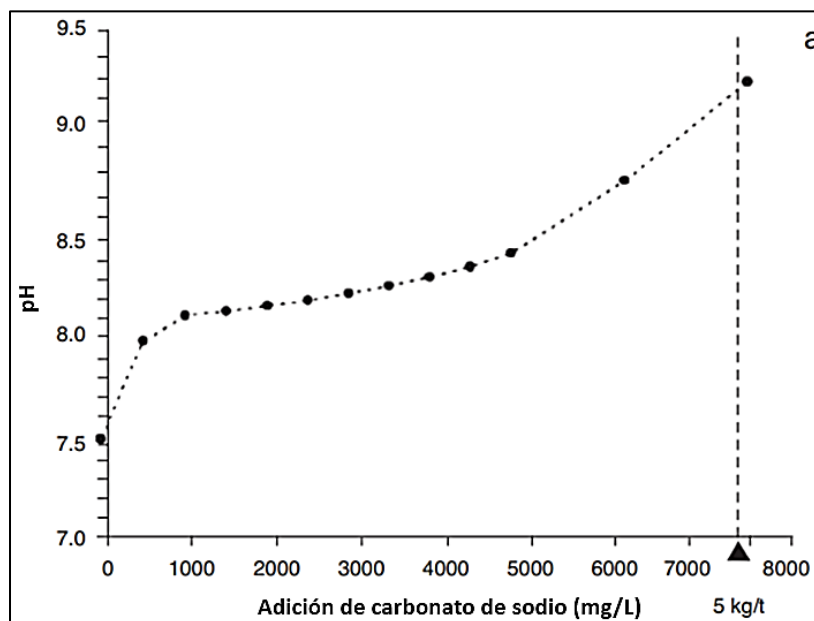


Figura 10: pH de la solución de descarga del molino vs la adición de carbonato de sodio (Levay et al., 2001).

La Figura 11 destaca especies como el calcio, magnesio y carbonato en estado iónicos presentes en el agua. Especies como el Ca y Mg permanecen en el agua cuando la solución no es lo suficientemente alcalina, pero ambas acaban por reducirse durante la precipitación

cuando el pH de la solución es mayor a 8,8. Las especies de carbonato permanecen en constante crecimiento debido a la disolución del carbonato de sodio y otras especies carbonatadas presentes en el mineral.

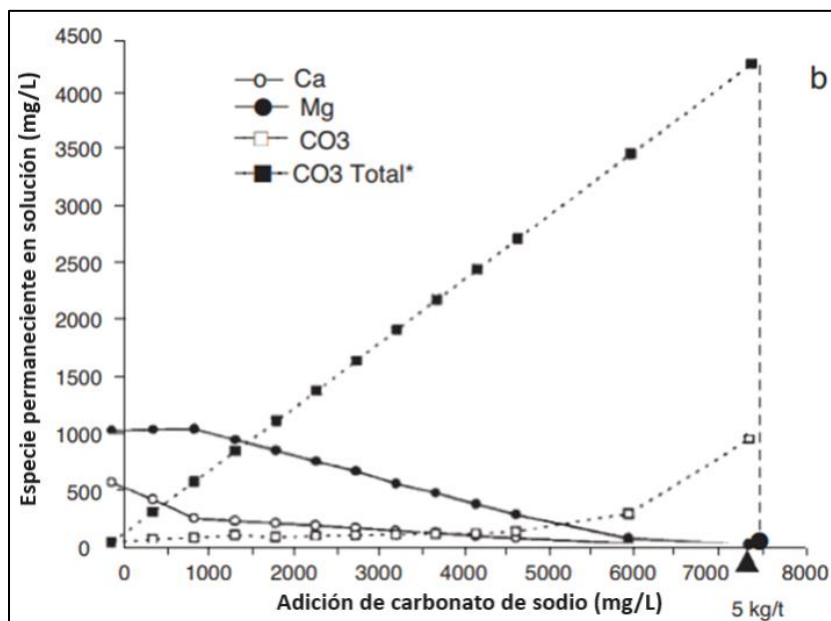


Figura 11: Concentración de especies que permanecen en la solución frente a la adición de carbonato de sodio (Levay et al., 2001).

El pH es un factor importante en la flotación de cobre desde el mineral Cu/Zn, más aún cuando existe presencia de pirita pues esta no flota cuando el pH es alto (mayor a 10), de igual forma en la flotación de la esfalerita en que no flota la pirita.

2.1.1.4. Tamaño de partículas en la flotación

La flotación es un proceso en la que se debe flotar partículas de mineral de un tamaño muy reducido, por lo cual es necesario revisar como este tamaño resultante de la molienda o la remolienda es capaz de afectar a la recuperación o la ley del concentrado, y que pasa cuando las partículas son excesivamente grandes o pequeñas.

La Figura 12 muestra como el tamaño de partícula de mineral es capaz de afectar a la recuperación de mineral de interés de forma representativa, donde cabe destacar la recuperación por arrastre que tiende a crecer cuando disminuye el tamaño de partícula.

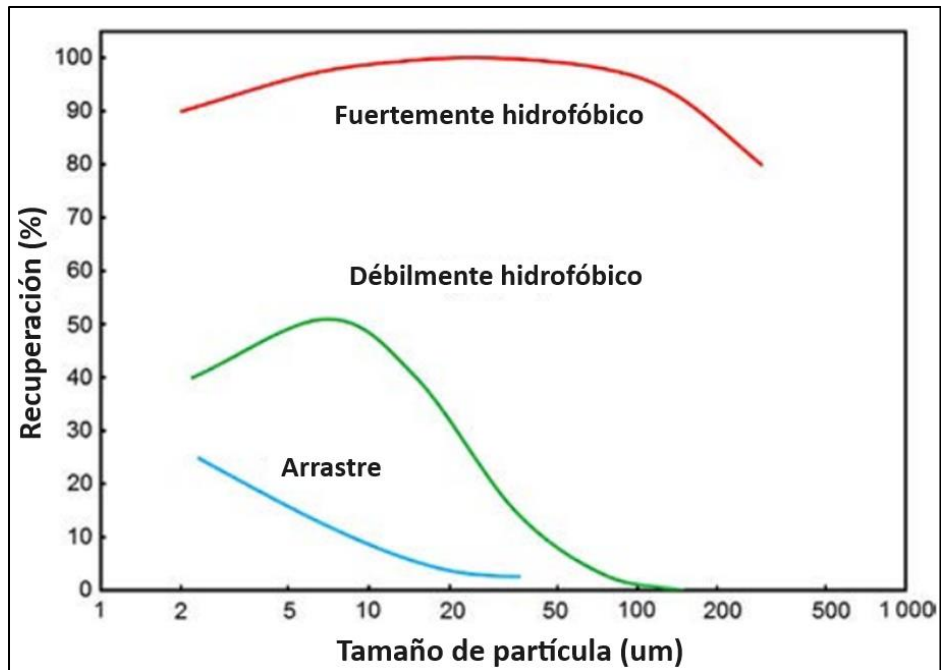


Figura 12: relación ilustrativa para minerales muy flotables, poco flotables y recuperados por arrastre (Wills & Finch, 2015).

El tamaño de las partículas puede afectar al factor de arrastre de tal forma que cuanto más pequeño sea el P80 del mineral, hay que mantenerlo bajo un mayor tiempo de flotación y por ende más mineral ya sea de ganga u otros no deseados pueden ser recuperados por el arrastre físico. La Figura 13 representa el efecto del tamaño de partícula en el factor arrastre durante la flotación.

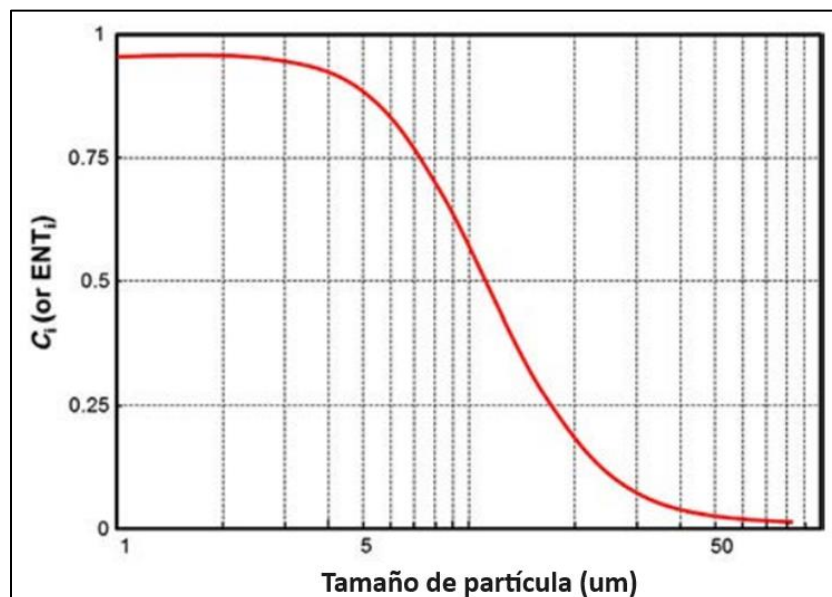


Figura 13: Factor de arrastre como función del tamaño de partícula (Johnson, 2010).

(Ran et al., 2019) investigaron el impacto del tamaño de partícula para un mineral compuesto principalmente por calcopirita, pirita, galena y oro, cuyo objetivo es obtener un concentrado de cobre y oro. Con el fin de que la recuperación de plomo sea la menor posible y maximizar la recuperación de cobre y oro, concluyeron que, para efectos de la flotación de este mineral, el tamaño ideal de partículas debe ser menor a $74\ \mu\text{m}$ y mayor a $20\ \mu\text{m}$.

Como se indica en la Figura 14, para las mismas flotaciones, el tamaño de partícula puede afectar de distintas formas a la recuperación. En un principio las partículas finas no se logran recuperar mucho respecto a las partículas más gruesas, pero para tiempos más largos estos resultados de recuperación pueden diferir de tal modo que no siempre las partículas más finas son las que menos se recuperan a plazos más largos.

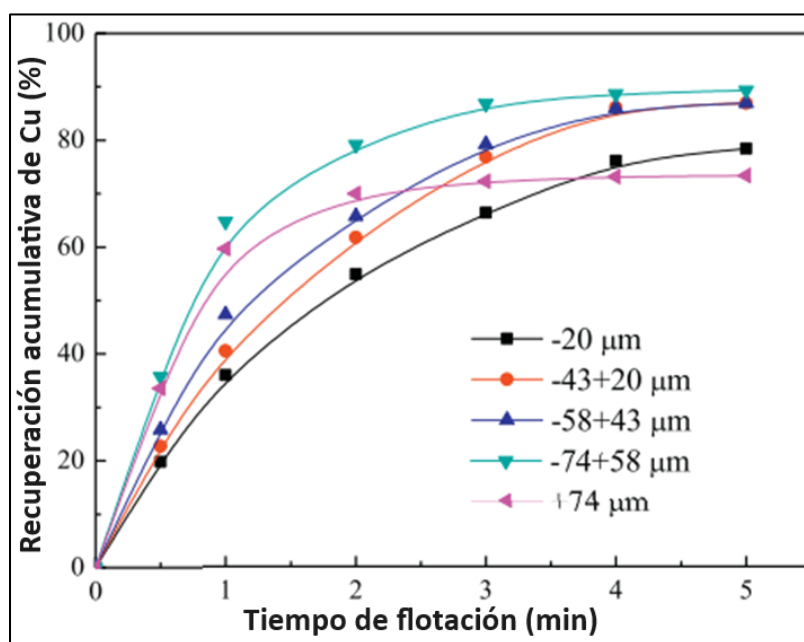


Figura 14: Efectos del tamaño de partícula sobre la recuperación acumulada de cobre en el proceso de separación por flotación (Ran et al., 2019).

El tamaño de partícula afecta al rendimiento de la flotación general, incluyendo a la flotación de cobre y de zinc, por lo que se debe determinar el tamaño de partícula ideal para obtener los valores óptimos de leyes y recuperaciones de Cu y Zn en los concentrados.

2.1.1.5. Flujo de inyección de aire

Para la generación de burbujas en la celda de flotación, se debe llevar a cabo una inyección de aire a la pulpa. Actualmente la gran mayoría de las celdas de flotación cuentan con un sistema de inyección de aire y muchas de estas pueden controlar el caudal de aire de forma manual. La boca de inyección de aire, para las celdas mecánicas, se encuentran en el centro de las aspas al centro de la celda a lo más profundo de la misma sin tocar el fondo (véase la Figura 19).

Al tratarse del aire que se está inyectando constantemente a la celda de flotación, resulta normal que esta variable afecte a la recuperación final de concentrado, pues es desde donde se generan las burbujas que son esenciales para la recolección. Un mayor flujo de aire implica una mayor generación de burbujas y por ende una mayor probabilidad de colisión entre la burbuja de aire y las partículas de mineral. Sin embargo, una inyección excesiva puede reducir la calidad del concentrado debido al brusco aumento de burbujas de aire (Metso, 2024).

Cuando se desea una burbuja de menor tamaño se puede emplear una mezcla de aire con nitrógeno o simplemente nitrógeno. En el caso de la separación selectiva de Mo/Cu se inyecta este gas para estabilizar el NaSH y evitar la formación de H_2S gaseoso.

Como se aprecia en la Figura 15, un aumento en la tasa de inyección de aire implica un aumento de la tasa constante k , lo que mejora la cinética de flotación aumentando la recuperación global del mineral para un mismo tiempo de flotación.

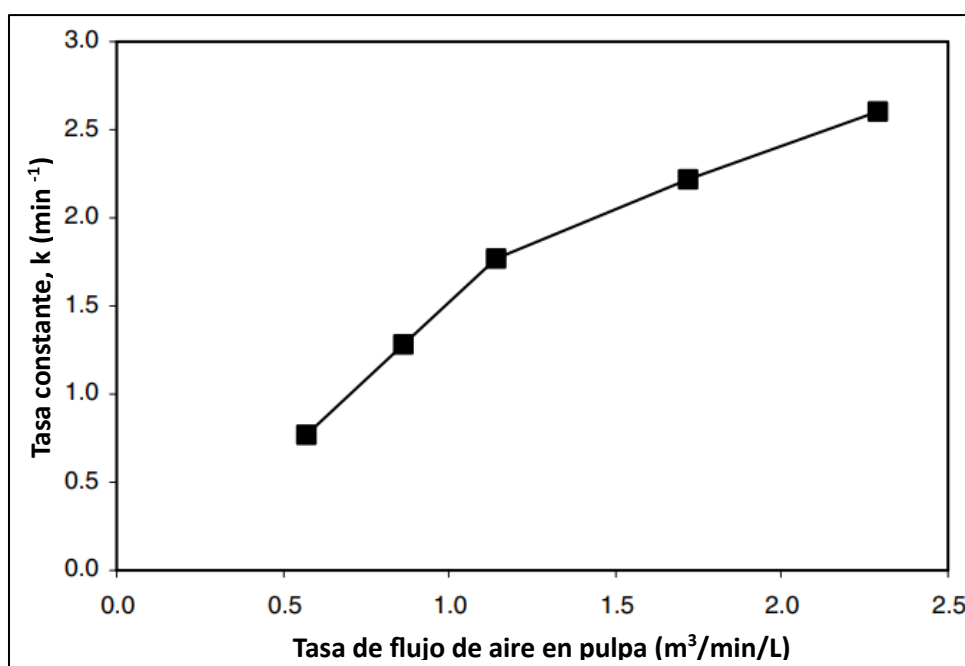


Figura 15: Relación entre la tasa de flotación del cuarzo y el caudal de aire (Gupta & Yan, 2006).

Para mejorar la cinética de flotación ya sea de un mineral de cobre o de zinc, se debe aumentar la tasa de flujo de aire, pero teniendo la consideración de que un exceso de aire puede generar la turbulencia suficiente para reducir la recuperación del mineral.

2.1.1.6. Tamaño de las burbujas de aire

Cuando se inyecta aire a un fluido, este se ordena formando burbujas dentro de la matriz líquida. Las burbujas pueden interactuar entre sí formando una estructura cada vez más grande.

El tamaño de burbuja se encuentra asociado con el tamaño de grano de mineral los cuales en conjunto afectan a la recuperación de mineral. En el caso de partículas finas, estas tienen una menor probabilidad de colisión con burbujas de gran diámetro, pero se puede equilibrar reduciendo el tamaño de burbuja aumentando así la probabilidad de colisión y por ende la recuperación de finos. En el caso de las partículas gruesas, estas tienen una menor probabilidad de adhesión y menor estabilidad a la hora de interactuar con burbujas de diámetros menores afectando de manera negativa a la recuperación de gruesos, aunque esto se puede equilibrar aumentando el tamaño de burbuja mejorando las condiciones de adhesión y estabilidad (Barona, 2007).

(Pyke, 2004) muestra que el tamaño de burbujas es capaz de afectar distintos factores dentro de la flotación, entre estos la constante cinética de flotación, en la eficiencia de adhesión y a la eficiencia de la colisión.

La Figura 16 muestra que las burbujas de menor diámetro favorecen más a las partículas de menor tamaño en la flotación, pero cuanto mayor sea el diámetro de partícula, menos se favorecen. Caso contrario para burbujas más grandes que mejoran la flotación de las partículas más gruesas por sobre las más finas.

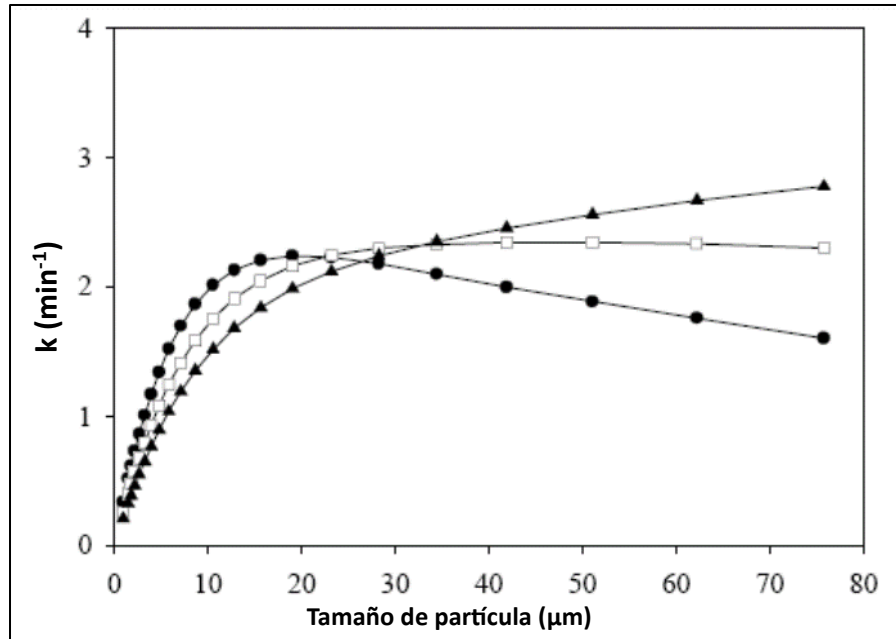


Figura 16: Influencia del diámetro de burbuja en la cinética de flotación del cuarzo por rangos de diámetro de partícula: ● $d_b = 0,8 \text{ mm}$, □ $d_b = 1,0 \text{ mm}$, ▲ $d_b = 1,2 \text{ mm}$ (Pyke, 2004).

La Figura 17 indica que cuanto menor sea el diámetro de las burbujas, más baja será la eficiencia de adhesión entre partículas de grano grueso y las burbujas. La eficiencia para los granos gruesos solo aumenta cuando el diámetro de burbujas más grande.

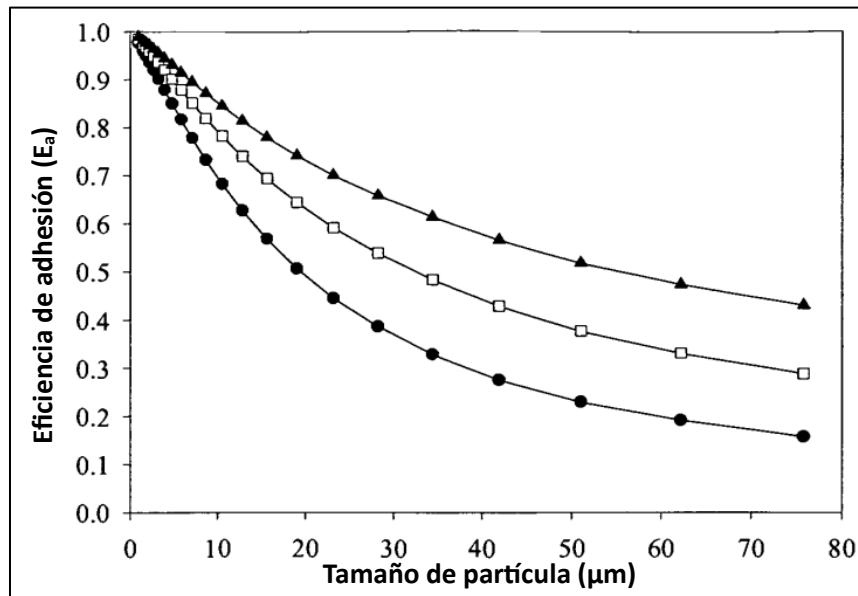


Figura 17: Influencia del diámetro de burbuja en eficiencia de adhesión del cuarzo por rangos de diámetro de partícula: ● $d_b = 0,8 \text{ mm}$, □ $d_b = 1,0 \text{ mm}$, ▲ $d_b = 1,2 \text{ mm}$ (Pyke, 2004).

En la Figura 18 se observa que la eficiencia en la colisión entre burbujas y partículas se ve en aumento cuanto menor sea el diámetro de burbujas. Además, el tamaño de los granos con forme va creciendo, más eficiente será la colisión.

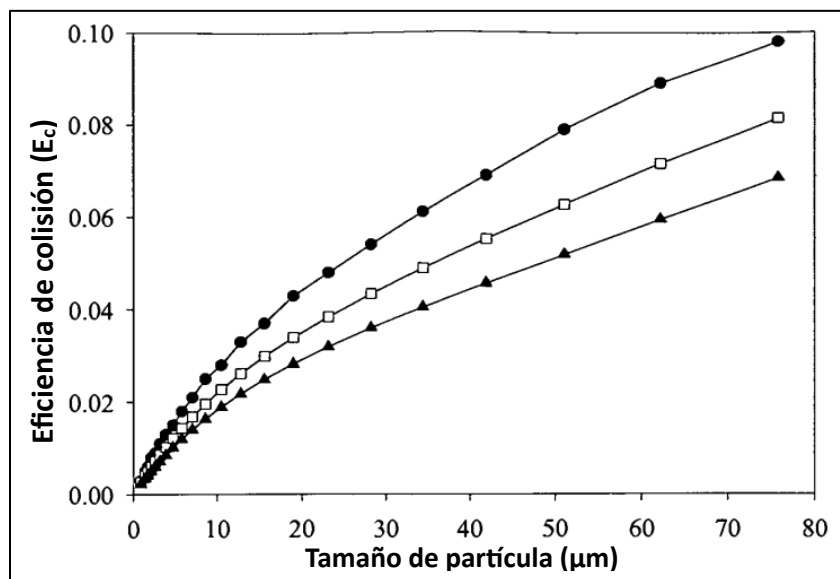


Figura 18: Influencia del diámetro de burbuja en la eficiencia de colisión del cuarzo por rangos de diámetro de partícula: ● $d_b = 0,8 \text{ mm}$, □ $d_b = 1,0 \text{ mm}$, ▲ $d_b = 1,2 \text{ mm}$ (Pyke, 2004).

Normalmente se desea un tamaño de burbuja lo más pequeño posible (0,8 mm de diámetro o menor) para tener la mayor probabilidad de colisión de partículas minerales con burbujas, por lo que es ideal que no existan granos excesivamente gruesos tanto en la flotación de mineral de Cu o de Zn.

2.1.1.7. Tipo de celda de flotación

Existen diversos tipos de celdas de flotación que cumplen con condiciones de diseño que les permite priorizar ciertos resultados por sobre otros, para efectos de este estudio, se enfocará en definir las celdas de tipo mecánicas y las de tipo neumáticas al ser de las más comunes.

Las celdas neumáticas se han incorporado a los circuitos para cobre convencionales con la finalidad de incrementar la recuperación de los elementos de valor cuando se concentran en fracciones de muy bajo tamaño que imposibilitan su flotación afectando significativamente la recuperación y/o ley del concentrado. Por ejemplo, fracciones ultrafinas finas de molibdenita no logran flotar, debido a que los bordes hidrofílicos superan a las caras hidrofóbicas.

- Celdas mecánicas

Las celdas de flotación mecánicas tienen por objetivo separar de forma eficiente la mena de la ganga mediante la inyección de aire y la agitación mecánica. La agitación mecánica se realiza mediante un motor que impulsa unas aspas en la zona desde donde se inyecta el aire con el fin de lograr una mejor distribución de burbujas y mantener a los sólidos en suspensión (Figura 19) (García, 2012).

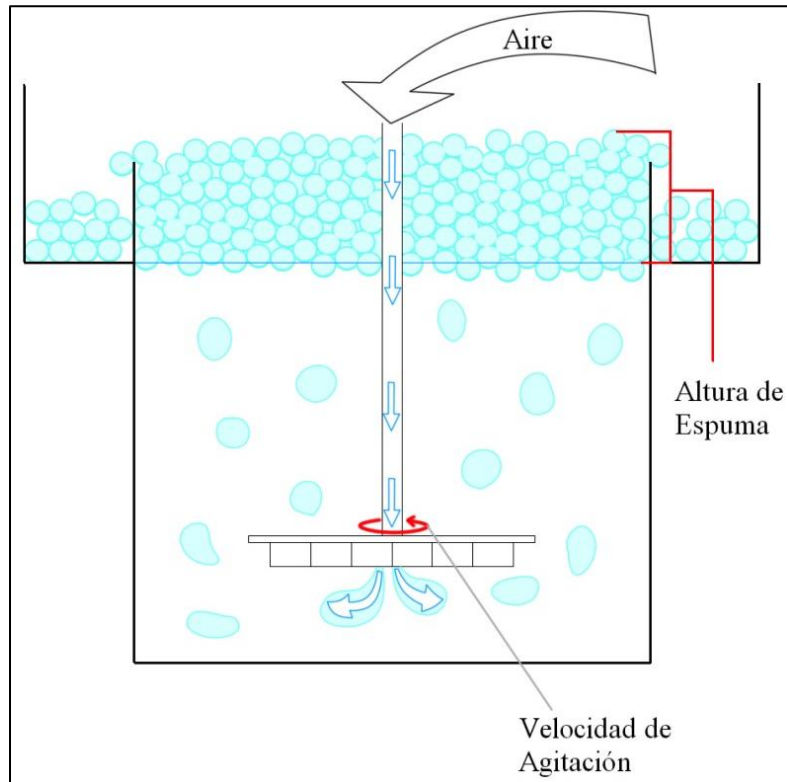


Figura 19: Esquema de celda de flotación mecánica.

La Figura 20 muestra dos tipos de celdas mecánicas, una de aire forzado con rotor ubicado en la zona inferior de la celda y una autoaspirante con el rotor ubicado en la zona superior de la celda. Una de sus principales diferencias es que la celda de aire forzado se puede controlar el flujo de aire inyectado, en cambio en el sistema auto aspirante no se puede.

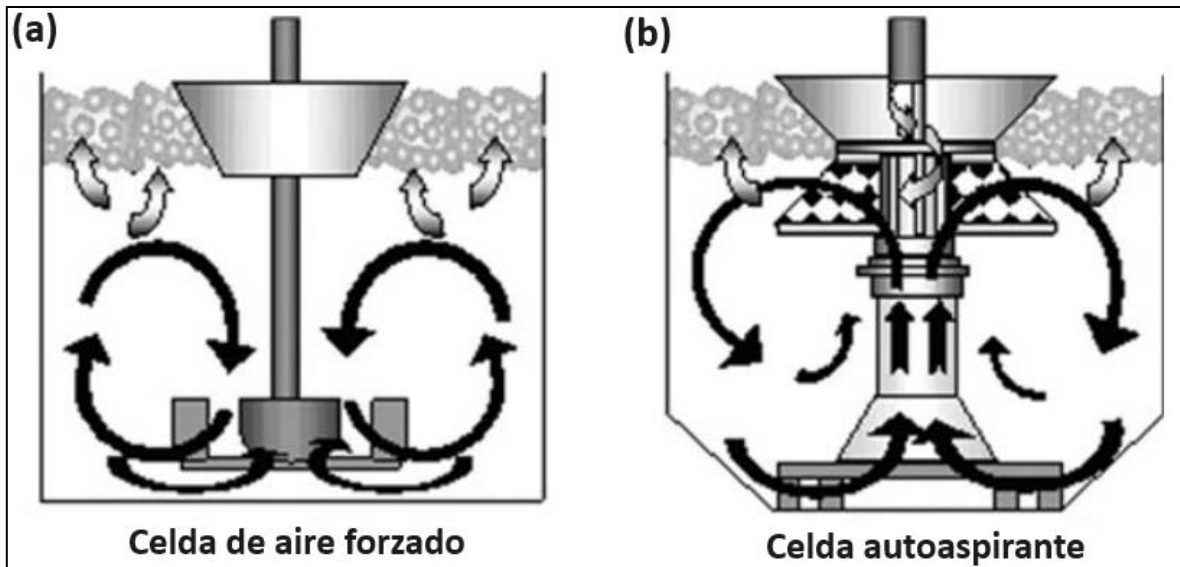


Figura 20: Celda de flotación mecánica de (a) aire forzado y (b) autoaspirante (Yianatos, 2007).

La hidrodinámica del diseño de la celda de aire forzado permite que varias partículas se depositen en los bordes inferiores de la celda debido a que en esas zonas no existe la suficiente turbulencia para poder desplazarlas, en cambio en el diseño de la celda autoaspirante al no contar con esos bordes tan pronunciados, no permite las partículas se depositen (WEMCO, 2015).

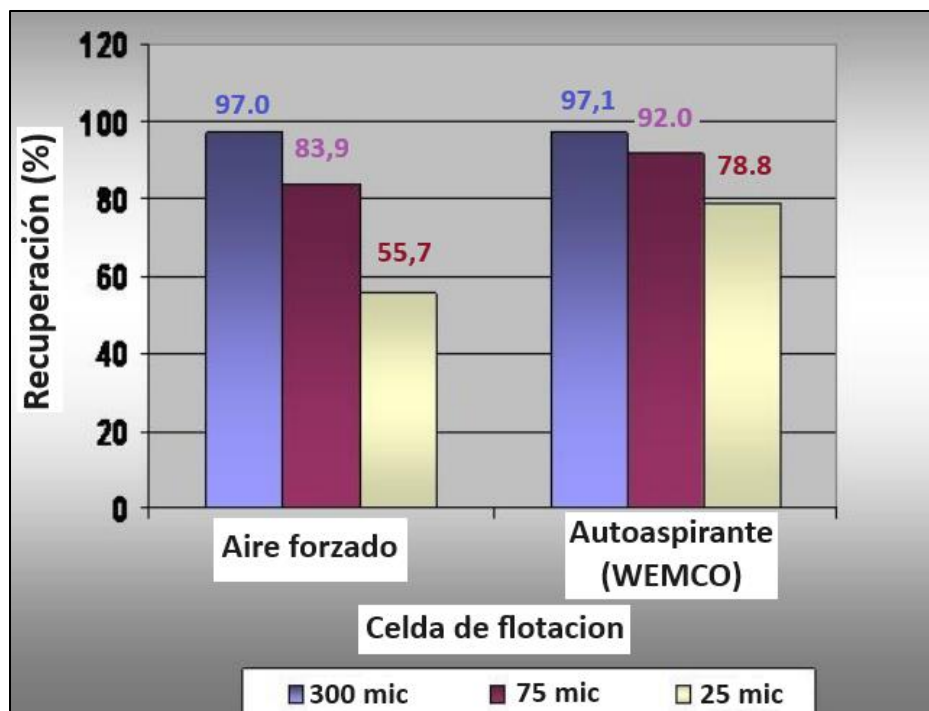


Figura 21: Recuperaciones de concentrado de Pt para distintos tamaños de partícula y celdas de flotación (WEMCO, 2015).

A diferencia de las celdas de aire forzado, las celdas neumáticas WEMCO son capaces de lograr mejores recuperaciones de mineral cuando se trata de partículas más finas (Figura 21). Para partículas gruesas tienen una eficiencia muy similar (Figura 22).

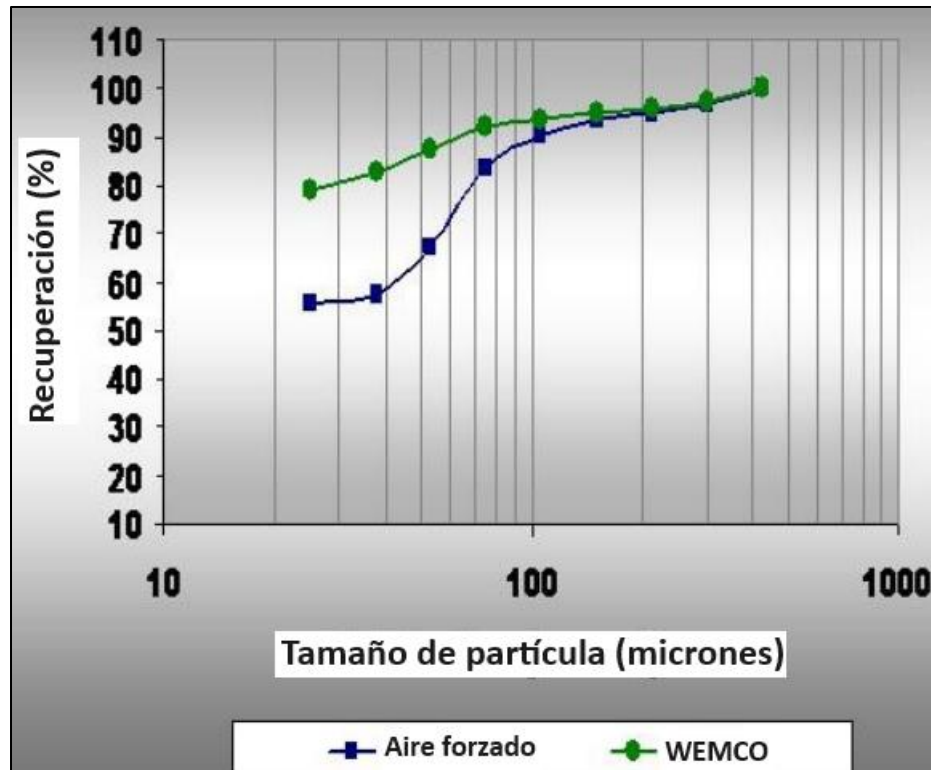


Figura 22: Recuperación de concentrado de Pt y distribución del tamaño de partículas para cada tipo de celda (WEMCO, 2015).

- Celdas neumáticas

Las celdas de flotación neumáticas consisten en la mezcla de pulpa de mineral con aire intenso a grandes concentraciones durante tiempos reducidos que es inyectado desde la parte más inferior de la celda (ver Figura 23). Las celdas neumáticas tienden a ser de menor tamaño que las celdas mecánicas convencionales y también tienden a favorecer la maximización de la ley de concentrado por sobre la recuperación del mineral valioso (Yantén, 2020). Este tipo de celdas de flotación son principalmente utilizadas en la industria del carbón pues presentan varias ventajas respecto a las celdas de flotación columnares y mecánicas que tienden a ser más grandes y costosas (Núñez, 2014).

Las celdas neumáticas pueden aumentar la recuperación de sulfuros de cobre fino en 1 a 4% respecto a las celdas de flotación mecánica. La Minera Michilla S.A. fue la primera planta de proceso en Chile en implementarla a sus operaciones como un método de separación rápido de sulfuros. Posteriormente en 1995 la Minera Tamaya sería la siguiente en implementar este tipo de celdas (Empírica 2020).

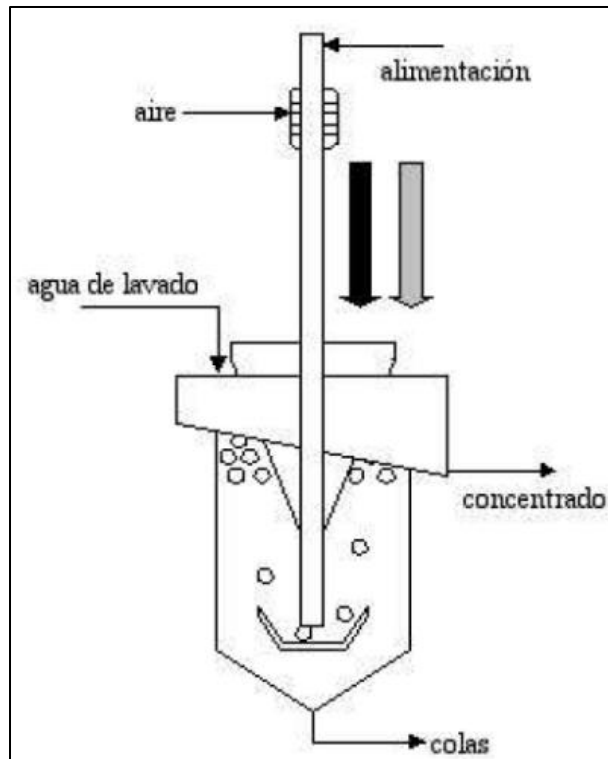


Figura 23: Esquema de celda de flotación neumática.

Las celdas de flotación columnares son consideradas como un tipo de celda neumáticas y se utilizan para las etapas de limpieza con el fin de que se logre la mayor calidad posible del concentrado final. Este tipo de celdas normalmente cuentan con 2 fuentes de inyección de aire, una interna y otra externa (Figura 24) (Núñez, 2014).

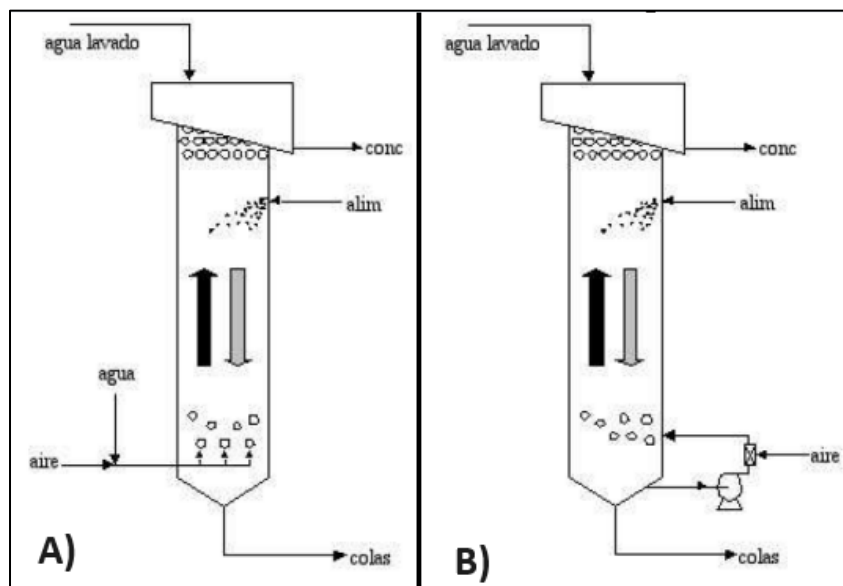


Figura 24: Esquema de celda de flotación columnar con inyección de aire interna (A) e inyección externa (B).

El sistema de flotación por cavitación desarrollado por Eriez, consiste en un inyector de pequeñas burbujas generadas por el principio de cavitación. Estas burbujas se les llama “*pico bubbles*” y su función es mejorar la recuperación de material fino y ultrafino (Eriez, 2024). Las burbujas generadas por este inyector son considerablemente más pequeñas en comparación a otro tipo de tecnologías, lo que produce una mayor superficie de contacto entre las burbujas y las partículas minerales (Figura 25).

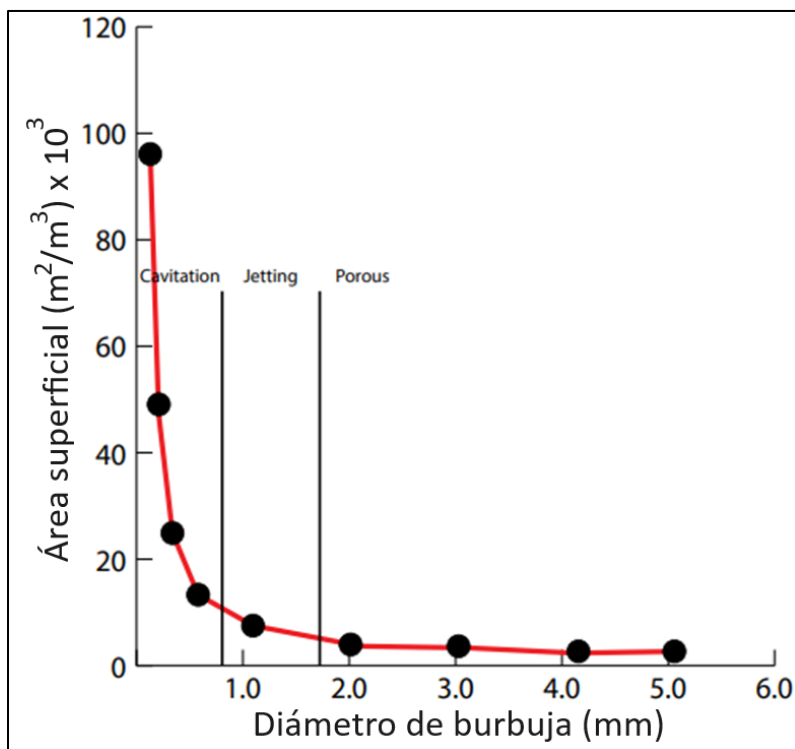


Figura 25: Diámetro de burbuja por tecnología y área superficial de contacto que produce (Eriez, 2024).

Cuando las “*pico bubbles*” mejoran la recuperación en la flotación de carbón, sulfuros, metales básicos y aplicaciones no metálicas pues, estas burbujas cuando se adhieren a la superficie mineral actúan como un colector secundario, mejorando las condiciones de flotación pudiendo mejorar incluso el consumo de reactivos.

La Figura 26 muestra una forma representativa de cómo el sistema de cavitación es capaz de mejorar la recuperación y ley de la flotación de sulfuros en el concentrado.

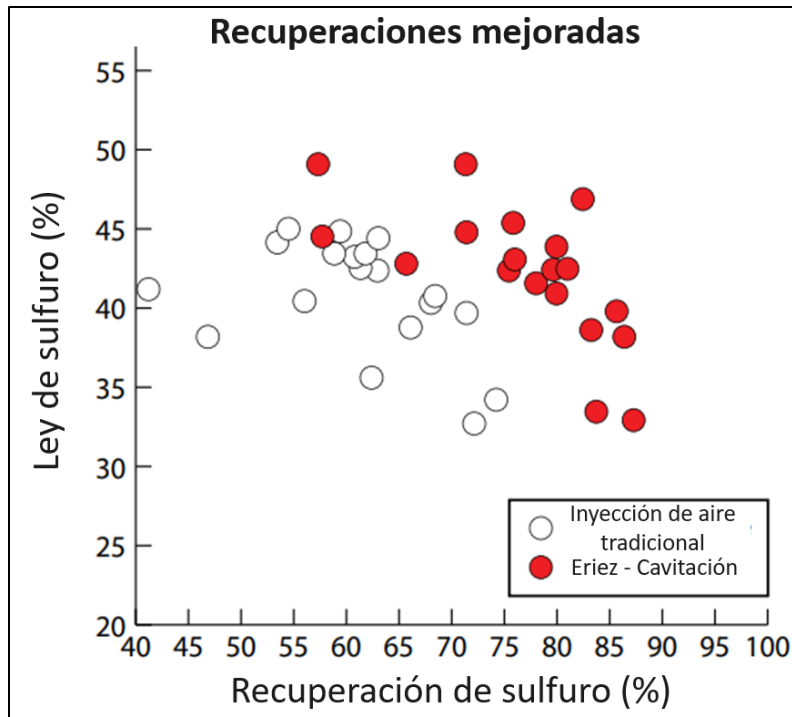


Figura 26: Mejora de recuperación de la cavitación respecto a la inyección de aire tradicional (Eriez, 2024).

Algunas celdas neumáticas utilizadas en Chile son:

- Jameson: Esta celda se alimenta a través de tubos verticales en donde también la pulpa se mezcla con el aire. La pulpa entra con presión de modo que provoca un vacío que hace que el aire ingrese sin la necesidad de un compresor.
- SFR: Para que el proceso de flotación se lleve a cabo, deben ocurrir los procesos tales como la agitación, interacción burbuja-partícula y formación de espuma, cada una de estas etapas requieren condiciones hidrodinámicas diferentes. Las celdas SFR a diferencia otras celdas que ejecutan todos los procesos en la misma celda tienen diferentes cámaras o etapas para cada uno con el fin de mejorar la eficiencia de cada proceso.
- G Cell: La pulpa antes de pasar por los aireadores, ingresa a la celda de forma tangencial. El concentrado se recolecta en la zona central superior de la celda y las colas por la parte central inferior.

Dependiendo de que etapa de flotación se va a someter el mineral de cobre y zinc, ya sea flotación “rougher”, “cleaner” o “scavenger”, se puede requerir distintos tipos de celdas de flotación ya que estos pueden proporcionar una mejor calidad o recuperación dependiendo de los requerimientos.

2.1.1.8. Cinética de flotación

La cinética de flotación corresponde a la cantidad de mineral que es recuperado en un tiempo determinado, debido a esto se suelen realizar modelos matemáticos para describir el comportamiento de la recuperación acumulada de mineral según el tiempo de flotación y así definir el tiempo óptimo para el procesamiento.

Mediante ensayos se realizan pruebas de flotación manteniendo condiciones estándares con el fin de analizar cuál es el tiempo adecuado para la recuperación de un mineral. Se recomienda mantener un flujo de aire, altura de espuma y periodo de remoción de espuma constantes para la determinación de este tiempo.

La cinética se analiza en forma de un gráfico en donde se ve el comportamiento de la recuperación acumulada de mineral vs el tiempo acumulado, de este modo se logra apreciar desde que tiempo se logra la recuperación más óptima de mineral según el tiempo (Willard et al., 2010).

El modelo de recuperación de la celda que se obtiene mediante un balance de masa según la recuperación en la zona de colección y de espuma esta dado por la siguiente expresión:

$$R_{cell} = \frac{R_C * R_f}{100 - \left(1 - \frac{R_f}{100}\right) * R_C} \quad (3)$$

Donde:

R_{cell} = Recuperación global de la celda de flotación (%)

R_C = Recuperación en la zona de colección (%)

R_f = Recuperación en la zona de espuma (%)

En el caso de las flotaciones realizadas en laboratorio, la recuperación de la zona de espuma tiende a 100% debido a la alta frecuencia de paleteo que minimiza su tiempo de residencia provocando que la recuperación global de la celda sea aproximadamente igual a la recuperación en la zona de colección. El modelo de recuperación acumulada más comúnmente usada es el modelo de García-Zúñiga, el cual está representado en la siguiente expresión:

$$R_C = R_{\infty} * (1 - e^{-k*t}) \quad (4)$$

Donde:

R_{∞} = Recuperación a tiempo infinito (%)

k = Constante cinética modelo García-Zúñiga (1/min)

t = Tiempo (min)

Aunque actualmente para las plantas de procesamiento se está normalizando el uso del modelo Klimpel, debido a que este se ajusta mejor a los datos de recuperación acumulada. El modelo Klimpel está dado por la siguiente expresión:

$$R_C(t_0) = R_{\infty} * \left(1 - \left(\frac{1 - e^{-K_{MAX} * t_0}}{K_{MAX} * t_0} \right) \right) \quad (5)$$

Donde:

$R_C(t_0)$ = Recuperación en la zona de colección al tiempo “ t_0 ” (%)

K_{MAX} = Constante cinética máxima modelo de Klimpel (1/min)

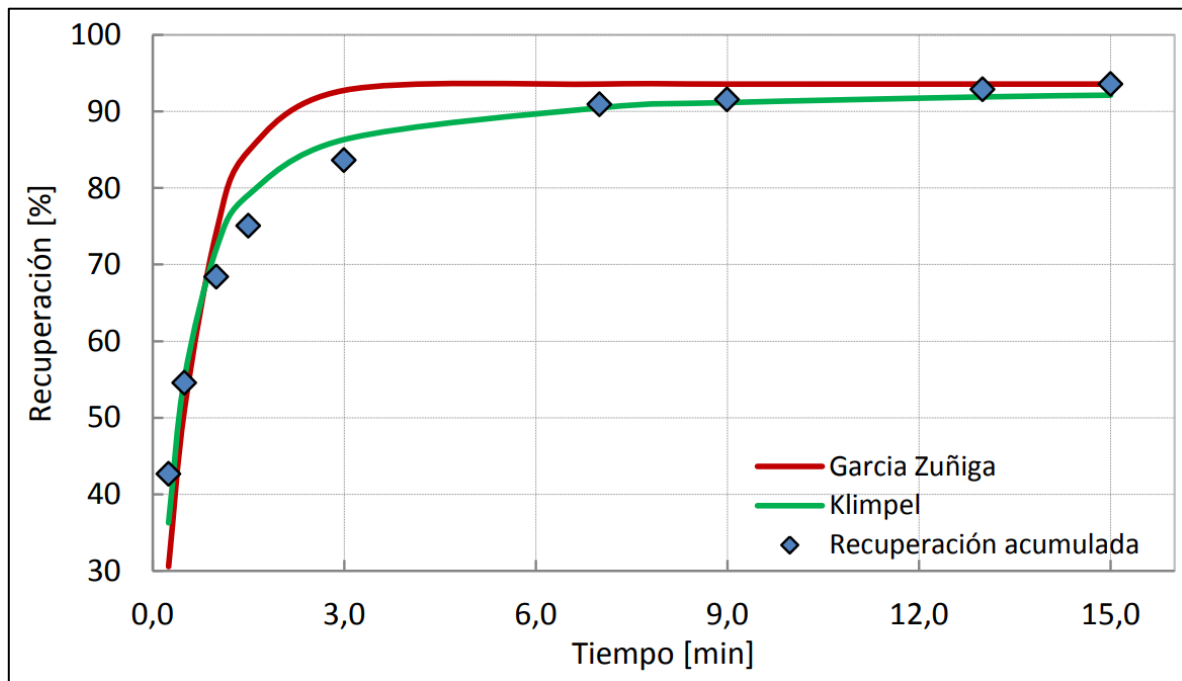


Figura 27: Recuperación acumulada de cobre con ajuste de modelo Klimpel y García-Zúñiga (Rubilar, 2014).

Conocer el modelo más adecuado para la flotación del cobre y zinc, permite optimizar los tiempos de flotación para obtener la mayor recuperación mineral posible sin comprometer demasiado tiempo en la flotación. En la Figura 27 se observa que ajuste del modelo de Klimpel es visualmente más representativo de los datos de recuperación acumulada que el modelo de García-Zúñiga para los datos experimentales obtenidos por (Rubilar, 2014).

2.1.1.9. Velocidad de agitación

Para llevar a cabo una distribución eficiente de burbujas y evitar que las partículas en suspensión se precipiten en el fondo de la celda, se recurre a la agitación del sistema por medio de aspas ubicadas al nivel del inyector de aire.

La agitación dentro de la celda de flotación permite distribuir las burbujas de aire que se van inyectando a la pulpa y mantener a los sólidos en suspensión. Un paleteo ineficiente puede provocar que las partículas más gruesas se precipiten y, por lo tanto, dificultan su recuperación. Para cuando la agitación es excesiva, provoca una turbulencia en la celda por lo que los enlaces entre la mena y las burbujas tienden a romperse y perdiendo la recuperación de estos (Gupta & Yan, 2006).

La Figura 28 muestra como la tasa constante para una determinada flotación aumenta con la velocidad del motor, llegando a un valor máximo para cuando el rotor alcanza una velocidad cercana a 1300 rpm. Para cuando el rotor es excesivamente rápido, la tasa constante disminuye.

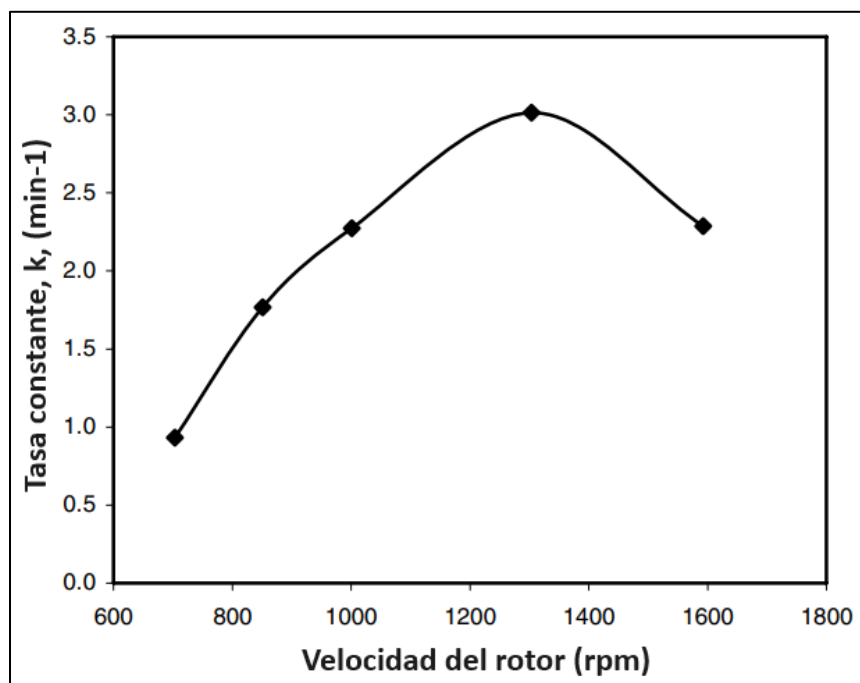


Figura 28: Relación entre la tasa constante de flotación y la velocidad del rotor (Gupta & Yan, 2006).

En la flotación “rougher” de cobre y zinc, hay que obtener la mayor recuperación de Cu y de Zn posible, por lo que hay que evitar el déficit o exceso en la velocidad de agitación de la celda de flotación.

2.1.1.10. Altura de espuma y rebose

La espuma de las celdas de flotación se compone en gran medida de burbujas de aire rodeadas de reactivos, agua de flotación y mineral de interés. La altura de la espuma es la mayor altura que puede alcanzar el conjunto de burbujas respecto a la superficie de la pulpa (la altura de espuma está definida en la Figura 19).

La altura de la espuma corresponde a la zona de colección, es decir, la zona desde donde se recoge el mineral valioso en altas concentraciones gracias a que estos se encuentran adheridos a las burbujas (Yantén, 2020)

La altura de espuma depende, en gran medida, de la cantidad de uso de espumante en el proceso. Un exceso del espumante provoca que la altura de la espuma rebalse la celda de flotación y las burbujas caigan por fuera de la celda junto con el mineral adherido. Mientras que un déficit de espumante provoca una menor altura de espuma que tiene como consecuencia una menor recuperación de mineral, en general una flotación deficiente (Minalaya, 2017).

Según el estudio de (Valderrama et al., 2020), el aumento en la altura de espuma implicó una reducción en la recuperación de P_2O_5 en el concentrado, pero la ley se mantuvo igual o no cambió significativamente (Figura 29).

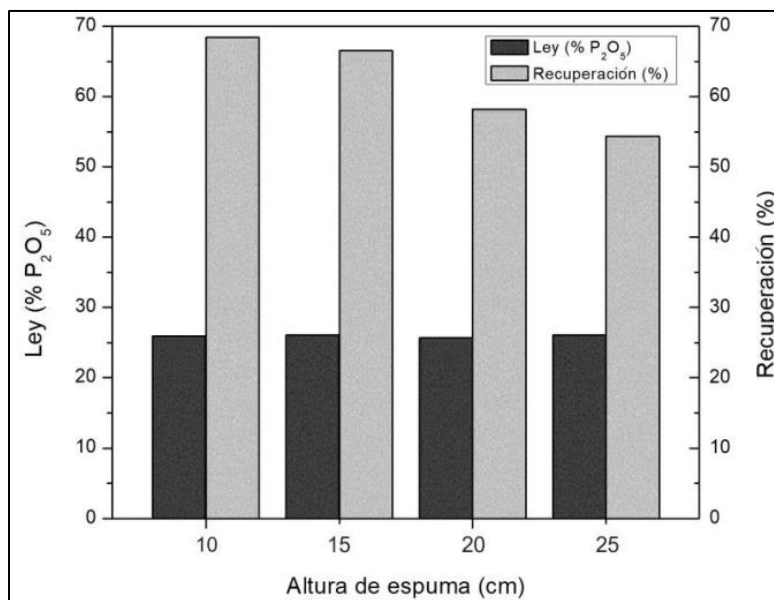


Figura 29: Recuperación y ley de P_2O_5 en función de la altura de espuma (Valderrama et al., 2020).

Para medir la altura de la espuma, (Kemp, 2018) utilizó una cámara de video a 30 FPS para medir la altura de la espuma por píxeles. La conversión de píxeles a cm la realizó utilizando una cinta de medir (Figura 30).

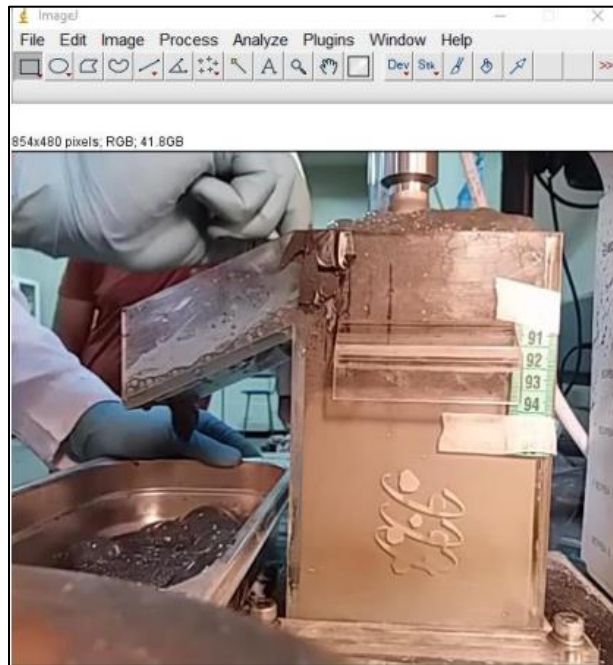


Figura 30: Medición de altura de espuma (Kemp, 2018).

Para todo tipo de flotación, incluyendo la de calcopirita y esfalerita hay que mantener controlada la altura de la espuma, para que no se rebalse y se pierdan los minerales de interés y el agua, del mismo modo que no sea demasiado baja para ser recolectada por el paleteteo.

2.1.1.11. Porcentaje de sólidos en peso

La pulpa de flotación se compone principalmente de agua y sólidos agregados. El porcentaje de sólidos en peso es la masa de sólido dividido por la masa total de la pulpa (sólido más líquido):

$$C_p = \frac{P_s}{P_s + P_L} * 100 \quad (6)$$

Donde:

C_p = Porcentaje de sólido en peso (%)
 P_s = Peso de sólido
 P_L = Peso del líquido

El porcentaje de sólidos afecta directamente a la viscosidad de la pulpa, particularmente con minerales con alto contenido de arcillas. Cuando la pulpa tiene viscosidades muy elevadas, la dispersión de burbujas en la celda no se produce de manera correcta de modo que el mineral más alejado del inyector de aire no se recuperara.

Las pruebas de laboratorio utilizan un porcentaje de sólidos de 25% a 40% para la flotación “*rougher*”, mientras que para la flotación “*cleaner*” se usa una menor concentración de sólidos para favorecer la selectividad y disminuir el arrastre de partículas, por ejemplo, pirita (Willard et al., 2010)

Según las pruebas realizadas por (Ramírez & Torrez, 2017), un déficit o exceso de porcentaje de sólidos en la pulpa puede disminuir en menor o mayor medida la recuperación de cobre para distintos valores del pH como se aprecia en la Tabla 2.

Tabla 2: Porcentaje de recuperación de cobre por pH y densidad de pulpa (Ramírez & Torres, 2017).

pH	Densidad de pulpa (% de sólidos)		
	25%	30%	35%
-			
9	68,33	77,4	72,05
10,5	71,6	86,8	83,2
12	69,18	80,3	75,3

En la flotación de Cu/Zn, para lograr que su recuperación o ley sea lo más alta posible, hay que procurar mantener un porcentaje de sólidos adecuado dependiendo si la etapa de flotación se trata de una flotación “*rougher*”, “*cleaner*” o “*scavenger*”.

2.1.1.12. Viscosidad de la pulpa mineral

La viscosidad dinámica es la resistencia a la fluencia de un fluido. Cuanto más viscoso sea un fluido menos se desplazará y cuando es menos viscoso, el líquido es más fluido. La temperatura también juega un factor importante en el sentido de que, a mayor temperatura, menos viscoso será el líquido.

La viscosidad cinemática es la relación entre la viscosidad dinámica y la densidad del líquido. Esta viscosidad está dada por la siguiente expresión:

$$v = \frac{\eta}{\rho} \quad (7)$$

Donde:

v = Viscosidad cinemática

η = Viscosidad dinámica

ρ = Densidad

La viscosidad aparente es el resultado de la división entre el esfuerzo cortante y la velocidad de deformación del fluido. Su expresión es la siguiente:

$$\mu_a = \frac{\tau}{\left(\frac{dv_\theta}{dr}\right)_{r=R1}} \quad (8)$$

Donde:

μ_a = Viscosidad aparente

τ = Esfuerzo cortante

$\left(\frac{dv_\theta}{dr}\right)_{r=R1}$ = Velocidad de deformación

(Schubert, 2008) y (Forbes et al., 2014) demostraron que un aumento en la viscosidad aumenta la amortiguación de la turbulencia, provocando que la probabilidad de colisión burbuja/partícula disminuya, pero también reduciendo la probabilidad de que las partículas se desprendan de las burbujas. Por lo tanto, se debe procurar mantener la viscosidad a niveles moderados, a diferencia de los procesos de espesadores que, al no necesitar flujos turbulentos para la concentración de material, la viscosidad de la pulpa de estos tenderá a aumentar de tal manera que comenzará a comportarse como un lodo (Hoebel, 2015).

La viscosidad también afecta a la estabilidad de la espuma, de modo que a medida la viscosidad crece, la espuma es más estable. Este factor también es un indicador de que, si la espuma es demasiado viscosa, significa que puede contener colector xantato en exceso, espumante en exceso o un exceso de silicato de sodio (Los Quenuales S.A., 2004).

Los minerales de arcilla que normalmente acompañan a los minerales de interés en forma de ganga afectan a la viscosidad de la pulpa en especial la presencia de bentonita. Cuanto mayor se vuelva la viscosidad de la pulpa, menor es la recuperación de minerales de cobre (Zhang & Peng, 2015)

(Shang & Sun, 2023) demostraron que el tamaño y concentración de minerales de ganga como lo son la caolinita, calcita y cuarzo afectan a la viscosidad aparente de la pulpa. Estos estudios fueron realizados a valores alcalinos de pH en el rango de 9,5 a 10 con una concentración de sólidos en peso del 28,57%.

La Figura 31 muestra que la viscosidad aparente aumenta en gran medida para los tamaños de partícula de caolinita inferiores a los 38 micrones mientras la cantidad de estos sólidos en pulpa aumentan, mientras que, para tamaños mayores, la viscosidad tiende a disminuir con el crecimiento de contenido de la arcilla.

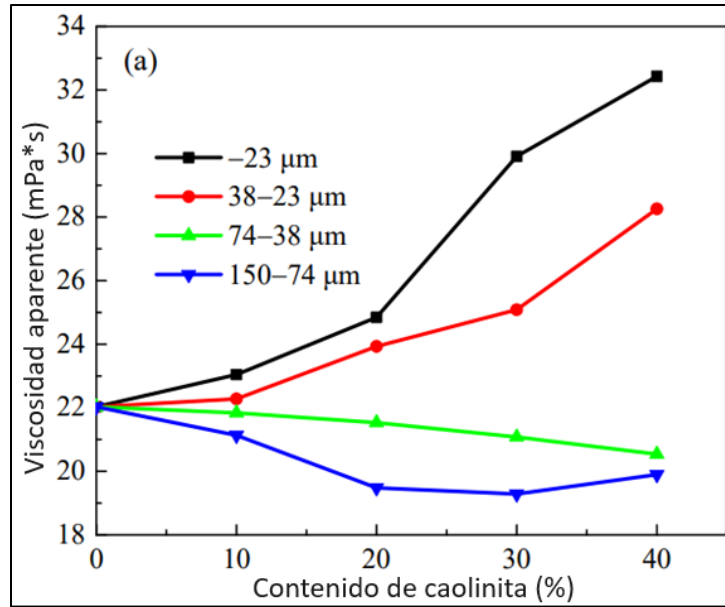


Figura 31: Efectos del tamaño de partícula en la viscosidad aparente del mineral mixto de smithsonita-caolinita usando una concentración de octadecilamina (Shang & Sun, 2023).

En el caso del contenido de calcita, la Figura 32 muestra que la viscosidad aumenta considerablemente para tamaños inferiores a 23 micrones. Para los tamaños entre 38 y 23 micrones, el aumento de viscosidad es poco considerable y para mayores tamaños la tendencia de la reducción de viscosidad aparente persiste.

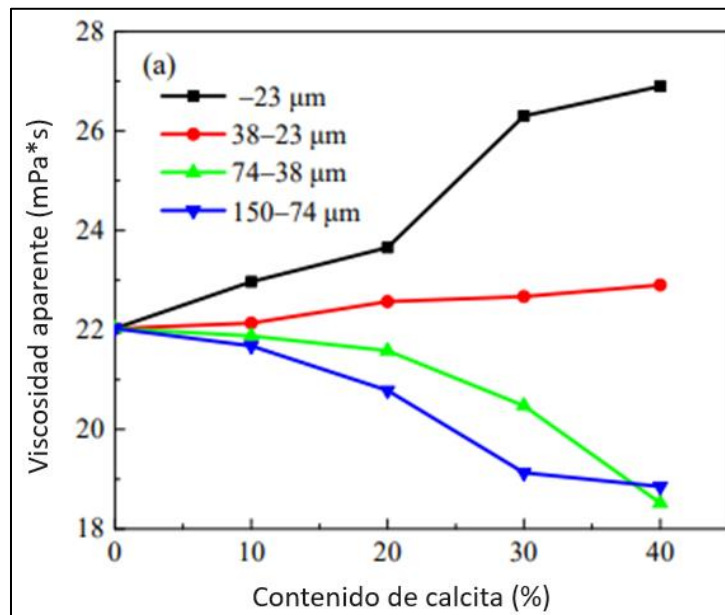


Figura 32: Efectos del tamaño de partícula en la viscosidad aparente del mineral mixto de smithsonita-calcita usando una concentración de octadecilamina (Shang & Sun, 2023).

La Figura 33 muestra que cuando se trata de contenido de cuarzo, no existe crecimiento de viscosidad aparente y para varios tamaños de partículas, el comportamiento es muy similar, pero para los tamaños de partícula de entre 150 y 74 micrones, la viscosidad aparente se reduce significativamente a medida que aumenta la cantidad de cuarzo.

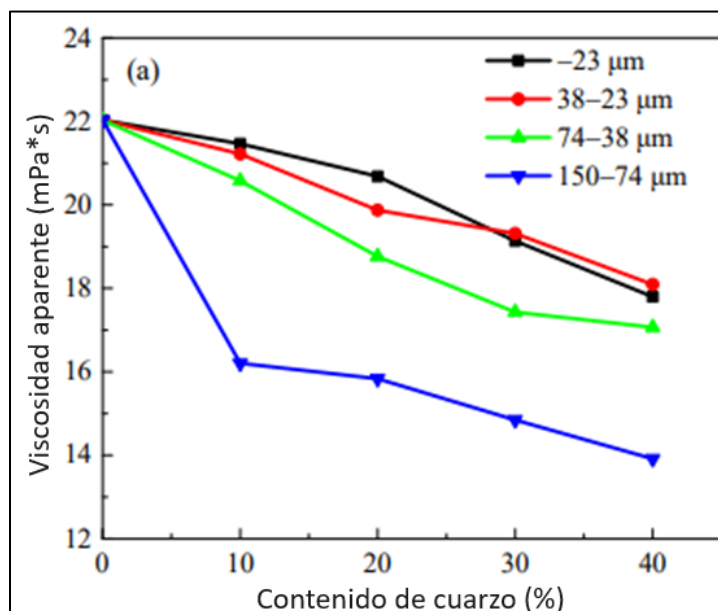


Figura 33: Efectos del tamaño de partícula en la viscosidad aparente del mineral mixto de smithsonita-cuarzo usando una concentración de octadecilamina (Shang & Sun, 2023).

De existir minerales de arcillas que puedan alterar la viscosidad aparente de la pulpa, puede reducir significativamente la recuperación y ley de calcopirita y esfalerita en sus respectivas flotaciones.

2.1.2. Reactivos de flotación, fórmula de reactivos y punto de adición

La flotación de minerales generalmente se lleva a cabo con la utilización de los reactivos químicos adecuados, pues estos facilitan y mejoran los resultados de la flotación y también pueden llegar a ser esenciales para que estas ocurran. Los reactivos de flotación se pueden clasificar en colectores, espumantes y modificadores.

(Calle, 2023) realizó 2 experimentos que consistieron en realizar flotación selectiva de esfalerita (experimento 1) y franklinita (experimento 2). De estos experimentos cabe destacar que realizó 2 pruebas de flotación para el experimento 1, en donde, utilizando cal para lograr un pH de 11, la adición de sulfato de cobre como activador al 10% en solución, xantato Z6 como colector al 20% en solución y espumante ER-370, logra una recuperación del 99% para ambas pruebas y con una razón de enriquecimiento de 2,5 y 2,46 para un mineral de alimentación que contenía una ley de 1,7% de zinc.

2.1.2.1. Colectores

Son compuestos químicos orgánicos utilizados en la flotación de minerales. Estos pueden ser compuestos aniónicos o catiónicos que se componen de una zona polar y otra zona apolar compuesta por una cadena de hidrocarburos. La zona polar se adhiere a las partículas de mineral dejando la zona apolar expuesta al agua generando un efecto hidrofóbico a las partículas que se adhieren (Figura 34).

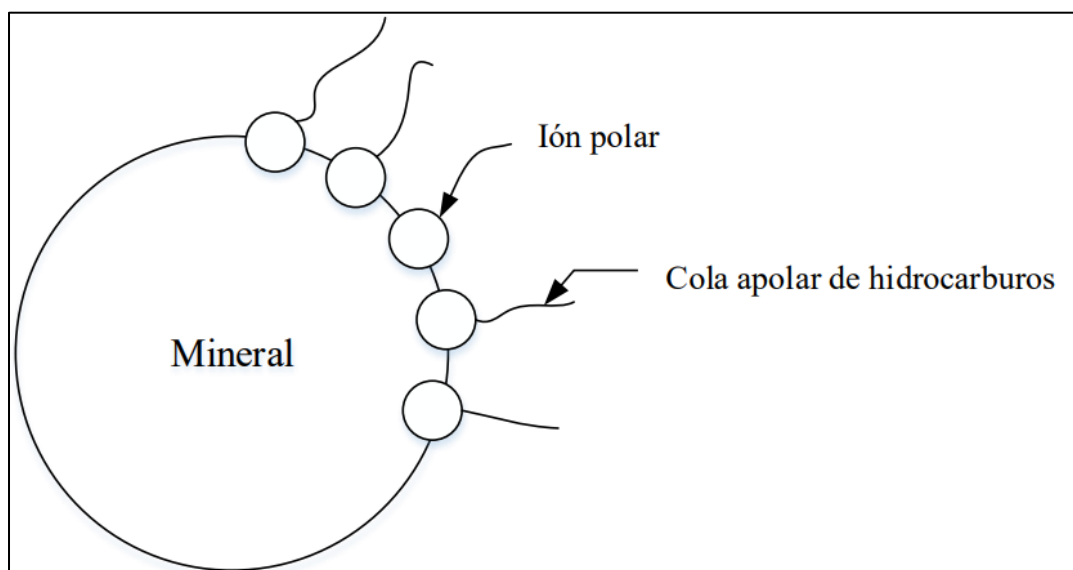


Figura 34: Funcionamiento del colector en una partícula de mineral.

La presencia de humedad y calor facilitan la descomposición de los xantatos debido a que este realiza hidrólisis. Para que esta reacción química no ocurra, se recomienda almacenarlos en lugares secos y fríos, apartado de la presencia de aire.

Los reactivos del tipo xantato cuando se degradan, se transforman en el compuesto disulfuro de carbono, un compuesto líquido incoloro, inflamable y tóxico. El compuesto es altamente dañino tanto para el medio ambiente y para el ser humano y en las descargas de agua pueden generar condiciones muy desfavorables para la vida marina (Elizondo et al., 2021).

Una de las prácticas más estándar es deprimir el zinc y flotar el complejo cobre-plomo primero, para esto se recomienda la utilización de AEROPHINE 3418^a, AEROFLOAT 241 o AEROFLOAT 242 como colectores principales. Como colector secundario se puede utilizar AERO 404, para mejorar la recuperación (Willard et al., 2010).

2.1.2.2. Espumantes

Los espumantes al igual que los colectores son compuestos orgánicos con una zona polar y otra apolar compuesta por una cadena de hidrocarburos, aunque en este caso, estos se adhieren a la superficie de las burbujas modificando sus propiedades (Figura 35).

Los espumantes tienen el propósito de dar estabilidad y consistencia a las burbujas que se forman durante la inyección de aire a la pula. Esto se logra debido a que el espumante se adhiere a las pequeñas burbujas de aire, impidiendo que estas se fusionen y formen burbujas más grandes favoreciendo la generación de espuma (Minalaya, 2017).

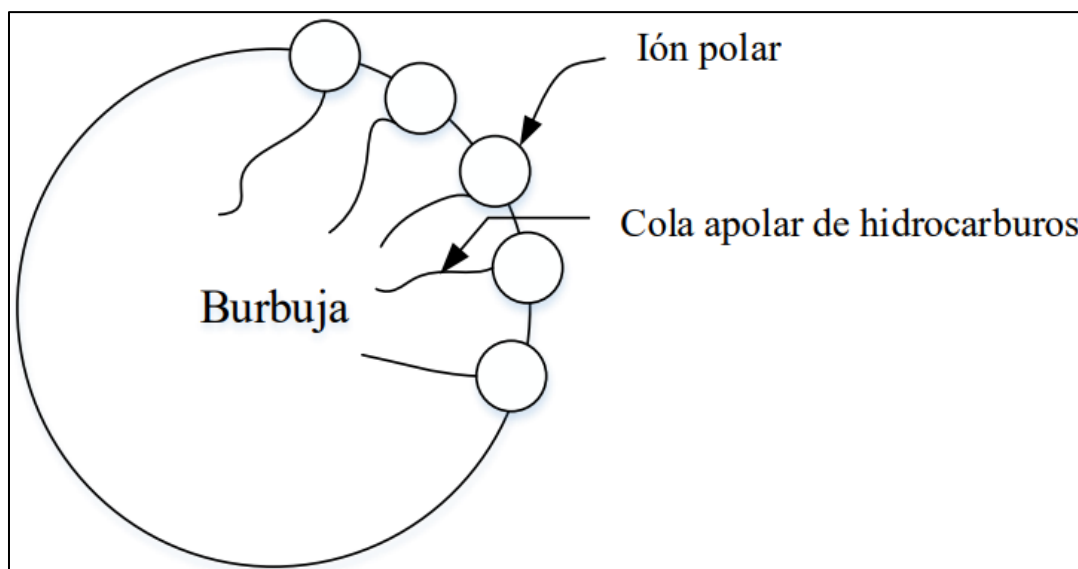


Figura 35: Funcionamiento del espumante en una burbuja de aire.

2.1.2.3. Modificadores

Los modificadores tienen como función principal favorecer las condiciones para favorecer la flotación del mineral valioso, ya sea mediante el cambio de pH del entorno, la modificación de la superficie de minerales con el fin de facilitar o dificultar la adhesión de los colectores sobre estos, estos últimos son conocidos como reactivadores y depresores respectivamente (Minalaya, 2017).

El depresor de la esfalerita, para el proceso de flotación “*bulk*” cobre-plomo, es el sulfato de zinc, mientras que su activador es el sulfato de cobre (Cortez, 2019). Mientras que el depresor de la pirita es cianuro y el bisulfito de sodio (Azañero et al., 2016).

El Diesel es utilizado como activador de la molibdenita para su flotación y también su dosis es una de las variables más influyentes en la recuperación de este mineral valioso y se adiciona en los cajones de alimentación “*rougher*” (Yañez, 2016).

Una excesiva cantidad de pirita en el concentrado “*bulk*” de cobre - plomo disminuye la calidad de este mismo. Debido a esto, se debe aumentar la cantidad de depresores en el circuito de flotación con el fin de deprimir la mayor cantidad de pirita, pero esto trae la consecuencia de que debilita las burbujas, haciendo que solo se puedan adherir los granos finos y la recuperación de partículas gruesas se disminuya (Marroquín, 2013).

2.2. Calidad física y química del agua de proceso

El tipo de agua utilizada para la flotación de mineral afecta a la recuperación de este en el concentrado. Factores como pH, conductividad, cantidad de sólidos disueltos, total de sólidos suspendidos pueden variar mucho según el origen del agua. En la Tabla 3 se pueden observar diferentes tipos de agua y algunas de sus características donde las siglas TDS y TSS corresponden a “total de sólidos disueltos” y “total de sólidos en suspensión” respectivamente (Muzenda, 2010).

Tabla 3: Características de los tipos de agua (Muzenda, 2010).

Tipo de muestra de agua	PH	TDS (ppm)	Conductividad (µs/cm)	TSS (ppm)
Agua potable	7,1	0	100	0
Espesador “High Rate”	9,91	2200	3200	70
Espesador #2	7,16	2200	3200	62
UG2 Espesador #1	7,15	200	2700	59,5
Espesador de Merensky	7,17	1900	2800	129
Cloudt dam	7,5	2300	2700	44,5
Espesador #1	7,08	2400	2900	13
Agua recuperada	7,82	2400	3400	30
Efluente de aguas residuales	7,34	1200	1600	23

Los sólidos disueltos son materiales orgánicos o inorgánicos que se encuentran contenidos en el agua, ya sea en estado molecular, iónico o en forma de granulo lo suficientemente pequeño como para no ser capaces de ser atrapados por filtros. Mientras que los sólidos en suspensión son pequeñas partículas que permanecen suspendidas en el agua pero que son capaces de sedimentar.

El total de sólidos en suspensión tiende a disminuir la recuperación de los concentrados debido a que estos tienden a depositarse sobre la superficie mineral contaminándolas. Las principales especies contribuyentes a la contaminación mineral son el sulfato de calcio, carbonato de magnesio, hidróxido de hierro y la sílice.

Los sólidos disueltos al igual que los sólidos en suspensión también tienden a disminuir la recuperación en el concentrado debido a que estos se asocian con la superficie mineral provocando efectos hidrofílicos.

En su estudio se comparó la ley de minerales del grupo platino con diferentes tipos de agua de flotación con sus respectivas recuperaciones, obteniendo que la recuperación con el agua potable era la mayor, pero tenía la menor ley de cobre de todas (ver Figura 36).

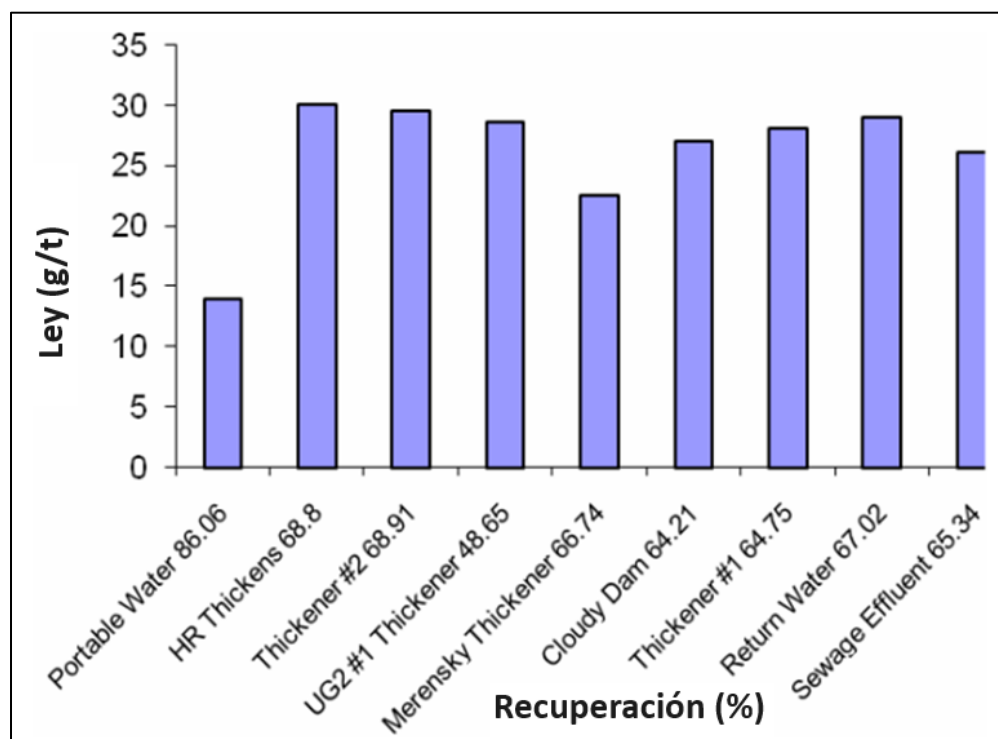


Figura 36: Grado vs recuperación para distintos tipos de agua (Muzenda, 2010).

2.2.1. Tipos de agua en plantas concentradoras

Según la Biblioteca del Congreso Nacional de Chile (BCN, 2017) y (Sonami, 2021), hay aspectos respecto al consumo de agua en Chile que cabe destacar como los siguientes puntos:

- La región de Antofagasta es la que más agua consume en el país debido a que aquí se encuentran la mayoría de las mineras y su gran consumo se basa en agua recirculada.
- La minería que más agua consume a nivel nacional es la minería del cobre.
- El agua más utilizada es el agua recirculada, seguido de las aguas continentales y la de mar y el consumo de esta última va en ascenso.

Debido a que la minería cada año va cambiando el consumo de agua, es un factor importante que tomar en cuenta para efectos de este estudio.

El agua de mar se vuelve insumo cada vez más utilizado por las plantas concentradoras debido a las restricciones o complicaciones a la hora de extraer agua continental pues estas son cada vez más escasas. Debido a eso es necesario conocer la composición del agua de mar para conocer cuales tipos de iones podrían interferir con el proceso de flotación. En la Tabla 4 se presenta la composición del agua de mar

Tabla 4: Composición del agua de mar (modificado de Floor, 2006).

Ion	Valencia	Peso molecular [u]	Radio iónico [Å]	Concentración [ppm]
Cl ⁻	-1	35,453	1,81	19345
Na ⁺	1	22,99	0,95	10752
SO ₄ ²⁻	-2	96,062	-	2701
Mg ²⁺	2	24,305	0,65	1295
Ca ²⁺	2	40,078	0,99	416
K ⁺	1	39,098	1,33	390
HCO ₃ ⁻	-1	61,016	-	145
Br ⁻	-1	79,904	1,95	66
BO ₃ ³⁻	-3	58,808	-	27
Sr ²⁺	2	87,62	1,13	13
F ⁻	-1	18,998	1,36	1

La pirita se suele deprimir a pH alcalinos lo cual se logra con la adición de cal en el caso de las aguas frescas, pero en el caso del agua de mar, económicamente se hace más complicado este método debido a que su composición le da una condición amortiguadora a este cambio (Thompson & Bonnar, 1931). Debido a esto se necesita añadir una mayor cantidad de cal a la solución respecto al agua fresca para lograr el pH requerido (Figura 37).

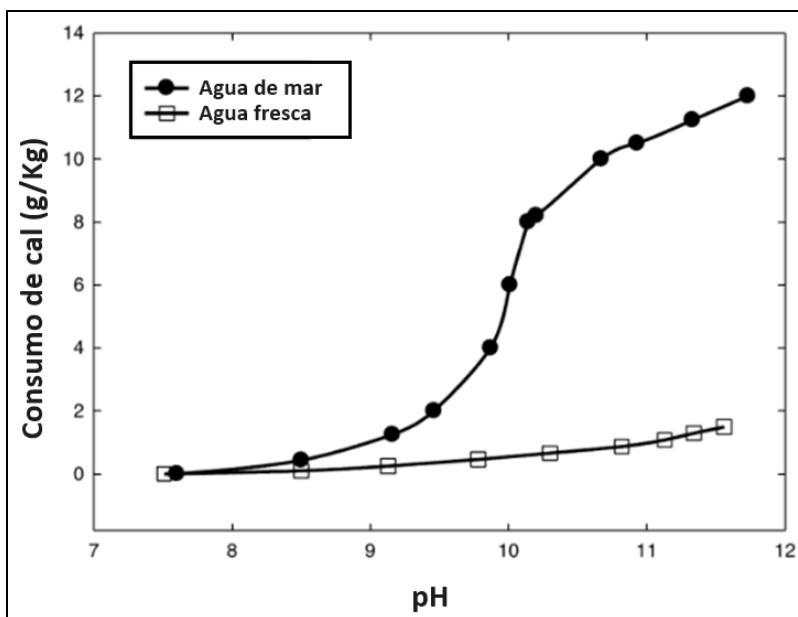


Figura 37: Consumo de cal en flotación “rougher” en función del pH para un mineral de cobre flotado en agua dulce y agua de mar (Castro, 2012).

En las plantas concentradoras uno de los insumos más críticos es el agua, que normalmente representa entre el 40 y 80% volumen/volumen de las pulpas minerales, debido a la escasez de las aguas continentales. Esto ha llevado a la búsqueda permanente de incrementar el agua recuperada en los espesadores de concentrado y relaves, así como de los filtros de concentrado. Por otro lado, cuando es posible desde un punto de vista económico se ha incorporado la recuperación de agua desde el tranque de relaves.

La necesidad de recuperación de agua ha llevado a las plantas concentradoras a incluir a las aguas tratadas del campamento y aguas grises, como es el caso de la Concentradora Las Tórtolas de Angloamerican en Chile y de Cerro Verde en Arequipa Perú.

El agua recuperada como las obtenidas tanto de fuentes internas como externas debido a los procesos de recirculación han ido históricamente incrementando la carga iónica y orgánica, que afectan negativamente en los KPI de la planta concentradora (recuperación parcial y global de la especie de interés y ley del metal principal y secundarios).

En las plantas concentradoras de cobre entre un 70% a 80% del agua (73% el año 2020) se recircula como agua de procesos para mantener un make-up de agua fresca de entre 0,5 y 0,6 $\text{m}^3 \text{t}^{-1}$ de mineral tratado. En plantas concentradoras de cobre de tamaño pequeño, menores a 200 ton día^{-1} , el consumo puede llegar a 2,1 $\text{m}^3 \text{t}^{-1}$, principalmente por prácticas inadecuadas o sobredimensionamiento de equipos.

La recirculación del agua de procesos produce un incremento de la concentración de iones en la solución acuosa, así como de materia orgánica originada por los reactivos colectores, espumantes, floculantes, modificador de pH, entre otros. Por otro lado, minerales con altos contenidos de arcilla contribuyen con niveles significativos de sólidos en suspensión.

Todos estos afectan negativamente la calidad química (iones y orgánicos disueltos) y física (densidad, viscosidad, tensión superficial, entre otras), que disminuyen la recuperación y selectividad en la concentración por flotación.

El agua recirculada posee una composición diferente a la del agua fresca, ya que contiene contaminantes provenientes de otros procesos, tales como materiales coloidales (silicatos, arcillas, hidróxidos de metal precipitados, etc.), iones de metales base, tiosales, sulfuros, sulfitos, sulfatos, cloruros, magnesio, calcio, sodio y potasio, y también residuos de reactivos como espumantes, colectores y depresores (Biçak et al., 2012).

Debido al avance del periodo de sequía que afecta al país se ha incrementado significativamente el contenido de sales solubles en el agua fresca o de pozo, siendo importante la presencia de Ca^{2+} . Además, cada vez más se tiende a ingresar aguas grises tratadas. Con el paso del tiempo el agua se encuentra cada vez más contaminada, tanto por la constante oxidación/disolución de los minerales como por la adición recurrente de reactivos. Estos compuestos pueden presentar repercusiones positivas o negativas en el sistema. En la Figura 38 se puede observar incrustaciones de sulfato de calcio y carbonato de calcio producidas por la presencia de Ca^{2+} en las aguas de los procesos.

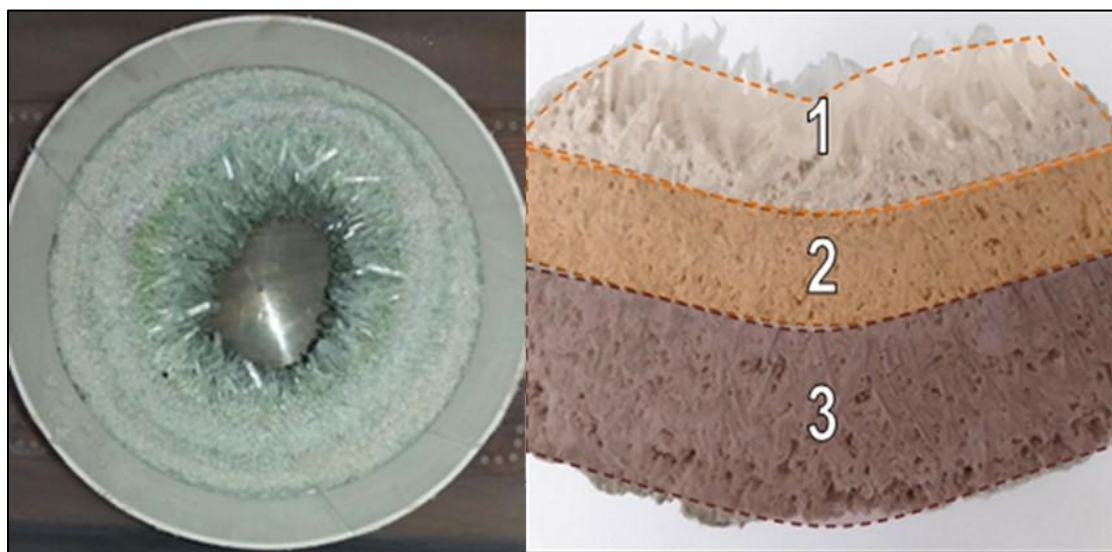


Figura 38: Incrustaciones de sulfato de calcio y carbonato de calcio.

La calidad química del agua es un factor determinante en la eficiencia de la flotación (Boujounoui et al., 2018; Farrokhpay & Zanin, 2012; Mu & Peng, 2019; Muzenda, 2010; Liu et al., 1993; Ramos et al., 2013), ya que presenta, efectos positivos y negativos en el sistema.

Cierta faena minera que utiliza agua de mar sin desalinizar en dos periodos; año 2011 y año 2017, posee un factor de concentración de $0,92 \text{ g L}^{-1} \text{ año}^{-1}$.

Para el año 2011 el agua de procesos que ingresa a la planta concentradora aumenta el contenido de sales disueltas totales (SDT) en un 33,4% respecto a la alimentación fresca (agua de mar). Precipitan 1.134 Kg h⁻¹ de brucita (Mg(OH)₂) y 786 Kg/h de yeso [CaSO₄*2H₂O], con un consumo de 8,7 Kg de cal t⁻¹ de mineral.

Se ha planteado una dosificación de 7 Kg de cal/t de mineral, con lo cual se lograría un aumento en la calidad del agua de procesos y disminuir los precipitados de brucita y yeso dentro de la planta concentradora, en torno a 70 y 90%, respectivamente (Montiel, 2023).

Como se muestra en la Tabla 5, la conductividad iónica del agua de proceso y del agua del depósito de relaves aumenta considerablemente al compararla con la alimentación fresca de la faena minera (agua de mar), como consecuencia de las recirculaciones que ocurren durante el procesamiento de minerales.

Tabla 5: Análisis del agua de mar, agua de proceso y agua del depósito de relaves de la Planta Las Luces, Minera Las Cenizas (Rozas, 2011).

Parámetro	Especie	Unidad	Agua de depósito de relaves	Agua de proceso	Agua de mar
Cloruro	Cl	mg/L	27000	25000	20000
Dureza total	CaCO ₃	mg/L	11300	10800	6400
Sulfato	SO ₄	mg/L	5640	4900	4740
Sólidos suspendidos	SS	mg/L	19,5	18	2,85
Fósforo total	P	mg/L	0,52	0,31	<0,20
Cobre	Cu	mg/L	0,13	0,1	0,06
Arsénico	As	mg/L	0,05	0,04	0,03
Molibdeno	Mo	mg/L	<0,01	<0,01	<0,01
Conductividad	-	mS/cm	76,3	71,9	57,5
pH	-	-	7,34	7,71	7,87
Temperatura	-	°C	25,7	25,5	25,6
Turbiedad		NTU	22,7	12,4	1,73

El Proyecto Desarrollo Los Bronces (PDLB) (Figura 39), que a partir de 2011 permitió pasar de una producción total de 230 Kt año⁻¹ Cu fino al año a más de 400 Kt año⁻¹, contempló la construcción de un nuevo Sistema de Agua Recirculada (SAR) desde el Depósito de Relaves Las Tórtolas hasta la Operación Los Bronces, para suplir gran parte de la demanda de agua de las plantas de molienda Los Bronces y Confluencia.

Durante el 2013 recirculó más de 23 millones de m^3 , que corresponde a un ahorro del 48% del agua fresca de la operación respecto al BAU (Business as Usual). Con este proyecto, el make-up de agua fresca en el proceso de concentración disminuyó de $0,76 \text{ m}^3 \text{ t}^{-1}$ (2010) a $0,48 \text{ m}^3 \text{ t}^{-1}$ (2013).



Figura 39: Proyecto Desarrollo Los Bronces (PDLB).

En la Figura 40 es posible observar que el agua con menor conductividad (agua potable) presenta el concentrado con mayor recuperación, mientras que la menor recuperación se asocia al agua UG2 Espesador 1. El autor atribuye esta baja recuperación a la presencia de iones de metales alcalinotérreos, en particular de Ca^{2+} y Mg^{2+} , los cuales pueden propiciar la activación de ganga, generando la disminución en la recuperación.

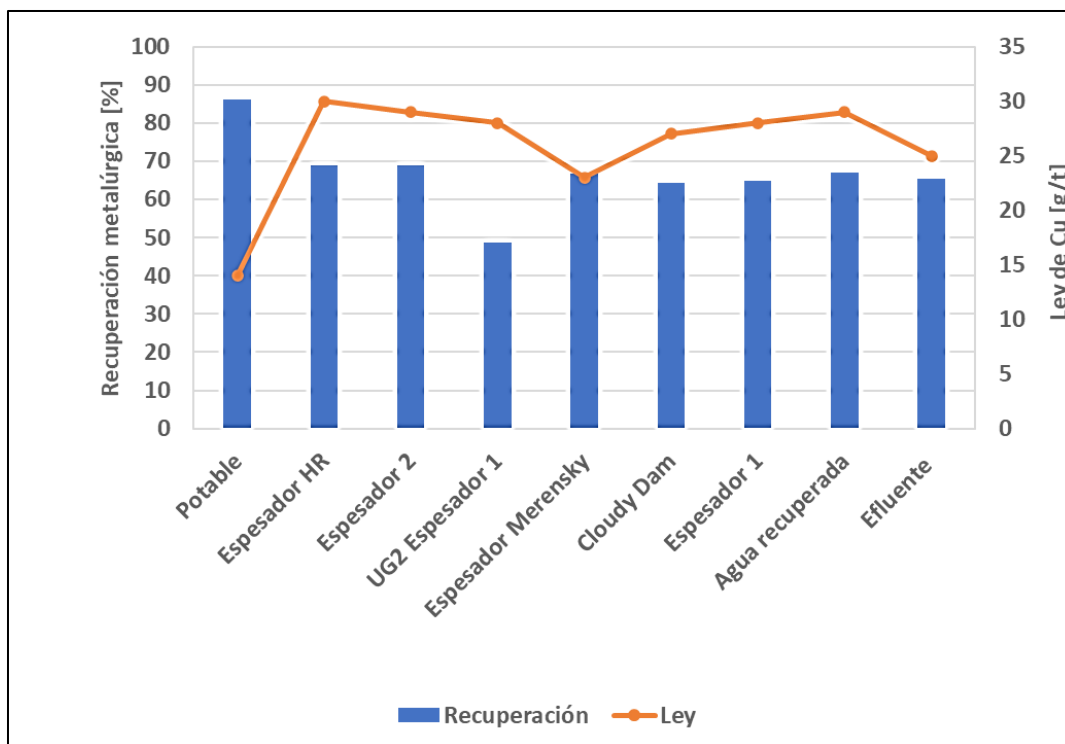


Figura 40: Recuperación y ley de Cu según el tipo de agua utilizada.

Los estudios de (Biçak et al., 2012) demostraron que dependiendo de la composición iónica del agua (ver tabla 15 en anexo 1) la recuperación de mineral por flotación real puede verse afectada. Sin embargo no representan cambios muy significativos en la recuperación por arrastre entre los tipos de aguas distintas al agua de grifo.

La recuperación de Cu por flotación verdadera aumenta ligeramente con las aguas artificiales propuestas por (Biçak et al., 2012) respecto al agua de grifo para todo tiempo de flotación, siendo el “agua 4” la que mejor recuperación obtiene mejorando la recuperación hasta un 20% para tiempos bajos a cerca de un 10% para tiempos de flotación mas largos (Figura 41).

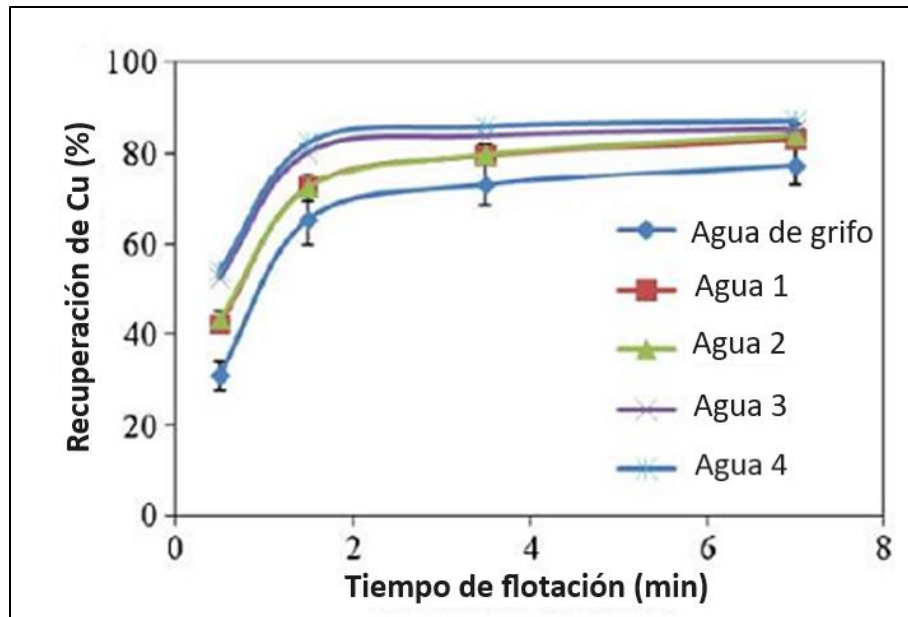


Figura 41: Recuperación de Cu por flotación (Biçak et al., 2012).

La Figura 42 muestra el cómo las aguas tratadas también benefician la recuperación de zinc en el concentrado de cobre por flotación verdadera, donde el “agua 1” es el caso que más aumenta la recuperación de zinc respecto al agua de grifo donde el aumento puede llegar a ser de alrededor de un 10% para mayores tiempos de flotación.

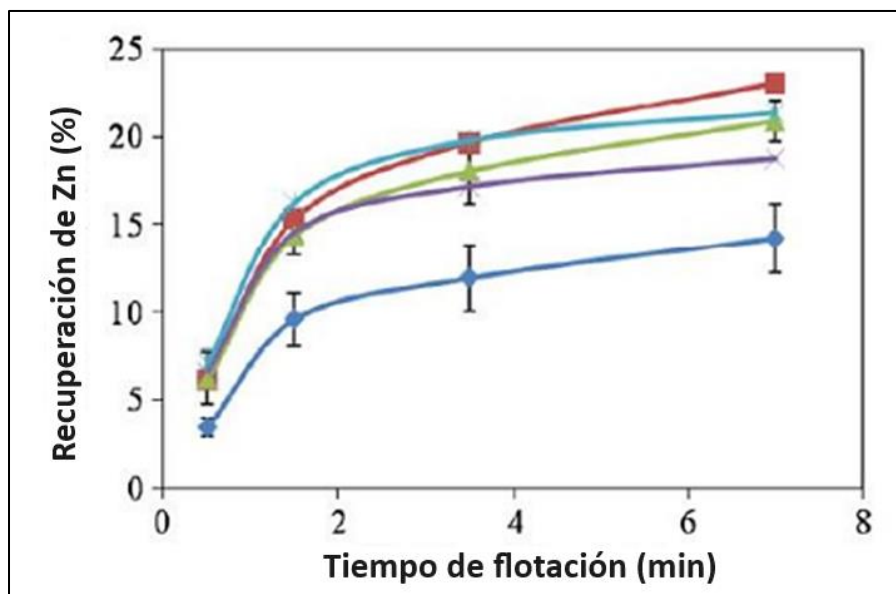


Figura 42: Recuperación de Zn por flotación (Biçak et al., 2012).

El uso de distintos tipos de agua no solo afecta a la flotación verdadera de los minerales a modo general, también afecta a la flotación por arrastre físico. Para el caso de los minerales

de zinc (Figura 43), aumenta de forma significativa del orden de 4% a 6% siendo el caso del “agua 4” el que más lo aumenta respecto al agua de grifo.

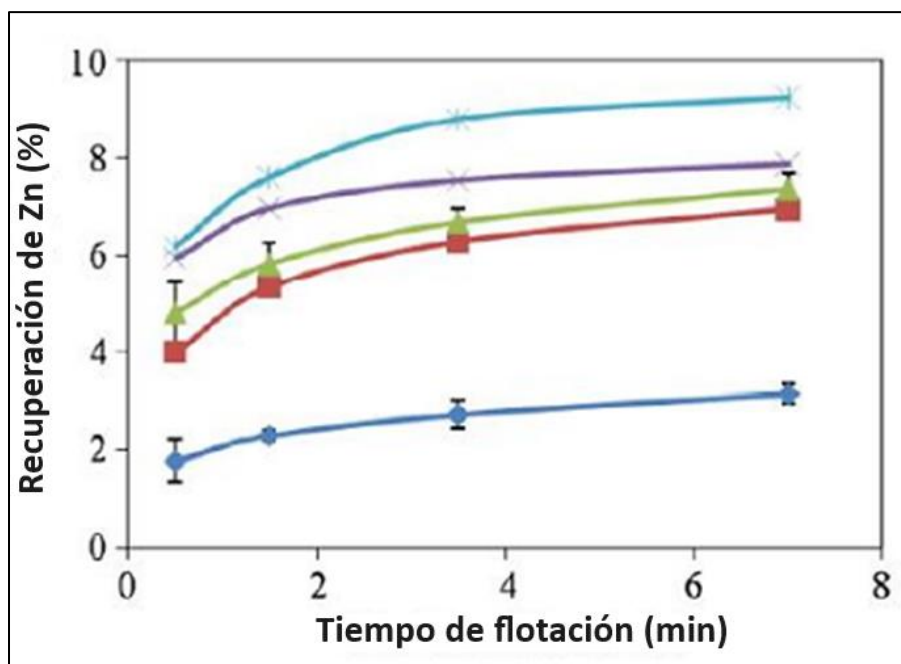


Figura 43: Recuperación de Zn por arrastre físico (Biçak et al., 2012).

En el caso de los minerales de cobre, la flotación por arrastre mecánico que mayor recuperación obtiene es con el uso de “agua 4”, pudiendo lograr un aumento de aproximadamente 2% en tiempos bajos a valores de aumento cercanos del 4% como se representa en la Figura 44.

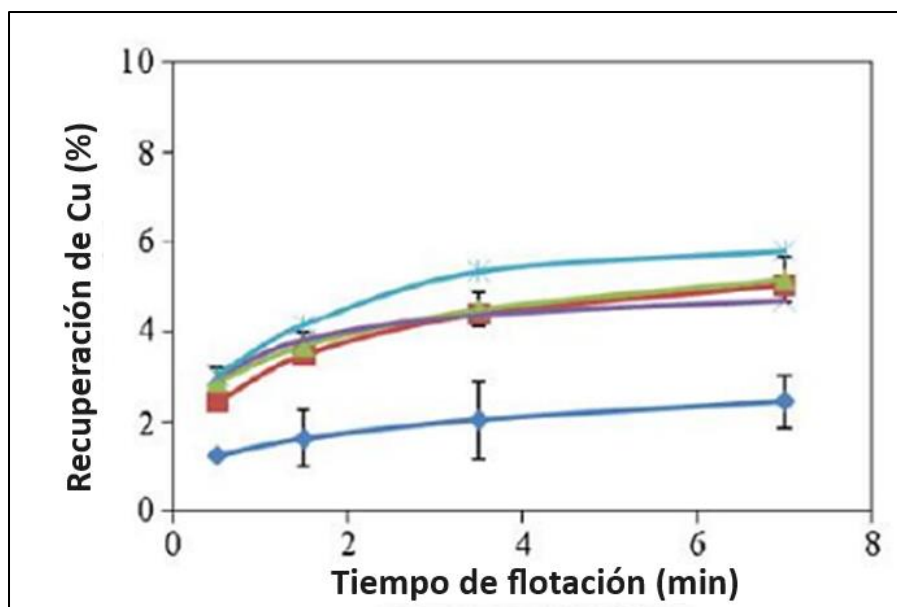


Figura 44: Recuperación de Cu por arrastre físico (Biçak et al., 2012).

(Mu & Peng, 2019) estudiaron los efectos del agua de mar sobre la recuperación de pirita y calcopirita, resultando en que el agua de mar aumenta en gran medida la recuperación de pirita y un poco la de calcopirita a cuando aumenta la recuperación de agua, por lo tanto, reduce bastante la calidad de concentrado. Según concluyeron, esto se debió a que el agua de mar al contener una gran cantidad de iones tiene una alta conductividad que promueve la oxidación de los minerales de calcopirita y su posterior disolución, generando iones de Cu^{2+} que facilitan los procesos de activación de la pirita.

Como se muestra en la Figura 45, la recuperación de calcopirita y de la de pirita aumentan por el uso de agua de mar, pero la recuperación de calcopirita es poco considerable en comparación al gran aumento de la flotación de pirita, llegando a aumentar más del 50% de recuperación en concentrado reduciendo su calidad aumentando las impurezas y reduciendo la ley de Cu.

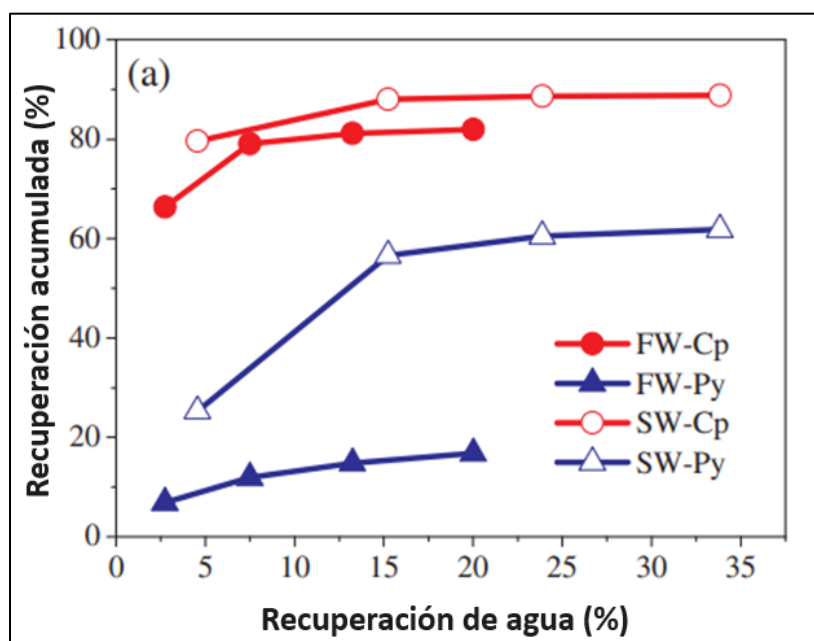


Figura 45: Recuperación de calcopirita y pirita en función de la recuperación de aguas (Mu & Peng, 2019).

Los ensayos de flotación a nivel laboratorio de (Liu et al., 1993) dieron como resultado que el uso de agua recirculada puede mejorar tanto la calidad física como la recuperación de cobre respecto al uso de agua destilada en la flotación “rougher”. El autor destacó que a pesar de que la composición el agua contenía unas 500 ppm de tiosales y unas 300 ppm de calcio, esto además de no ser perjudicial para la flotación, también fue capaz de mejorar la depresión de la pirita.

2.2.2. Calidad química del agua de procesos

La calidad química del agua es un factor importante a la hora de llevar a cabo la flotación, dependiendo de los componentes que esta posea, puede afectar positiva o negativamente al procesamiento.

2.2.2.1. Contenido de orgánicos residuales

Según (Rao, 1989), el contenido de orgánicos en el agua se puede deber a la contención de xantatos residuales en el agua de procesos reutilizada debido a flotaciones realizadas con anterioridad y sus productos químicos producto de las reacciones o descomposiciones. Estos compuestos orgánicos pueden ser capaces de tanto mejorar la recuperación del mineral a flotar por aumento de la dosis de colector como de provocar flotaciones indeseadas contaminando el concentrado o haciendo que parte de la mena se pierda en los relaves.

Algunos de sus productos de sus reacciones químicas son los dixantogenatos que también cumplen el rol de colector, pero no son muy solubles en el agua por lo que, para efectos de flotación de sulfuros, es ineficiente. Los xantatos en un medio alcalino como lo es la flotación de sulfuros, puede reaccionar con el yodo presente, formando una reacción de oxidación.

Otro de sus productos resultantes de la hidrólisis del xantato es el disulfuro de carbono que se trata de un compuesto líquido, inflamable e incoloro, el cual es nocivo para la vida.

Debido a los resultados de los ensayos de (Mu & Peng, 2019), los mismos autores realizaron más ensayos en donde consideraron la aplicación del metabisulfato de sodio ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$) porque este compuesto orgánico suele ser frecuentemente usado para deprimir la pirita en la flotación de cobre en agua de mar.

La Figura 46 muestra como la adición de metabisulfato es capaz de reducir la recuperación de pirita sin comprometer la recuperación de calcopirita durante la flotación con agua de mar, por lo que la ley de Cu en el concentrado tiende a ser de mejor calidad.

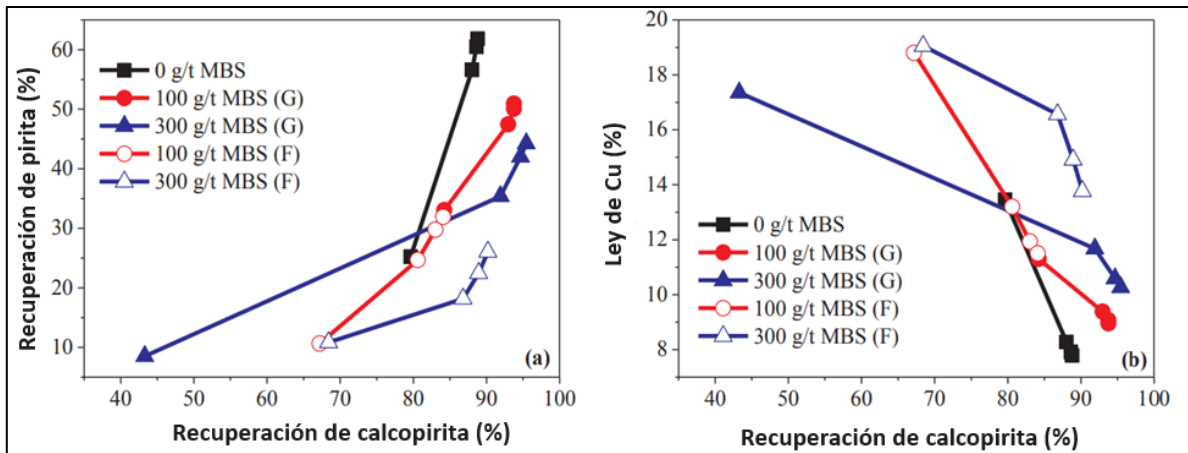


Figura 46: Recuperación de pirita (a) y ley de cobre (b) versus recuperación de calcopirita en la flotación de calcopirita mezclada con pirita usando agua de mar a pH 8,5 con MBS agregado en el molino antes de la molienda (G) y durante el acondicionamiento antes de la flotación (F) (Mu & Peng, 2019).

(Jeldres, 2017) realizó un estudio en donde propone el uso de goma guar el cual es un polisacárido cuyo origen es de las semillas de un arbusto llamado *Cyamopsis tetragonoloba*. El estudio se realizó utilizando agua dulce y agua de mar ambos a distintos pH para evaluar el comportamiento del orgánico en ambas condiciones.

Según el autor, este polímero sirve como agente depresor de arcillas recubriendo estas partículas con un revestimiento que los aísla de los reactivos y les produce un efecto floculante ayudando a evitar el consumo excesivo de colector y así aumentando la recuperación de calcopirita en presencia de arcillas. Debido a esto también realizó ensayos de flotación con calcopirita pura, y como era de esperar, la goma guar no tuvo efectos significativos en la recuperación del mineral.

La adición de goma guar mejora ligeramente la recuperación de calcopirita en flotación con agua dulce para todas las condiciones de pH estudiados por el autor, pero los resultados que más destacan son los obtenidos mediante la flotación a pH 11, pues con una menor dosis de goma guar logra alcanzar el punto óptimo como se aprecia en la Figura 47.

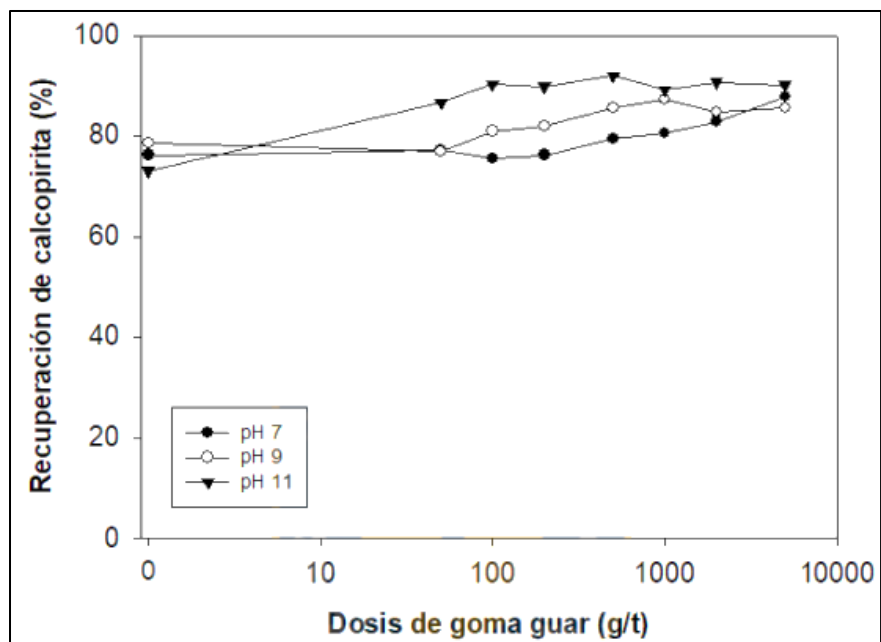


Figura 47: Recuperación de calcopirita a diferentes concentraciones de goma guar con 30 % de caolinita a diferentes pH en agua dulce (Jeldres, 2017).

En la Figura 48 al igual que con el uso de agua dulce, en el agua de mar se observa una leve tendencia que mejora la recuperación de la calcopirita para valores de pH 7 y 9. Mientras que en los ensayos de pH 11, la recuperación de cobre se ve muy perjudicada pero que presenta mejoras con la aplicación de la goma guar hasta los 100 g ton⁻¹ que a mayores dosis pasa a reducir la recuperación de forma leve.

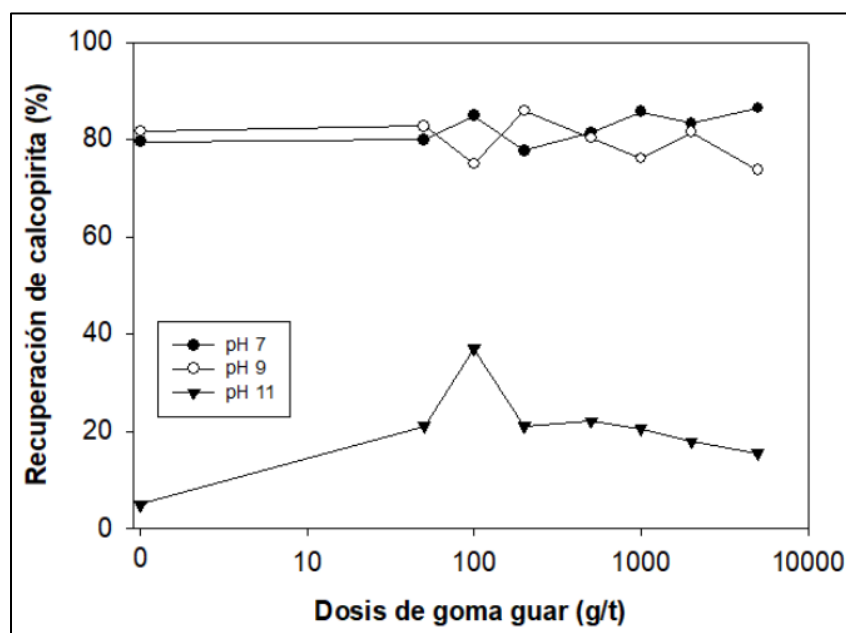


Figura 48: Recuperación de calcopirita a diferentes concentraciones de goma guar con 30 % de caolinita a diferentes pH en agua de mar (Jeldres, 2017).

(Arias, 2019) estudio la recuperación de molibdenita fina según la cantidad del floculante oxido polietileno (OPE) que a medida que aumenta, la recuperación de molibdeno crece hasta la adición de 150 ppm de OPE, para mayores cantidades comienza a decrecer por exceso del floculante como se observa en la Figura 49. El decrecimiento puede deberse a la creación de flóculos excesivamente grandes.

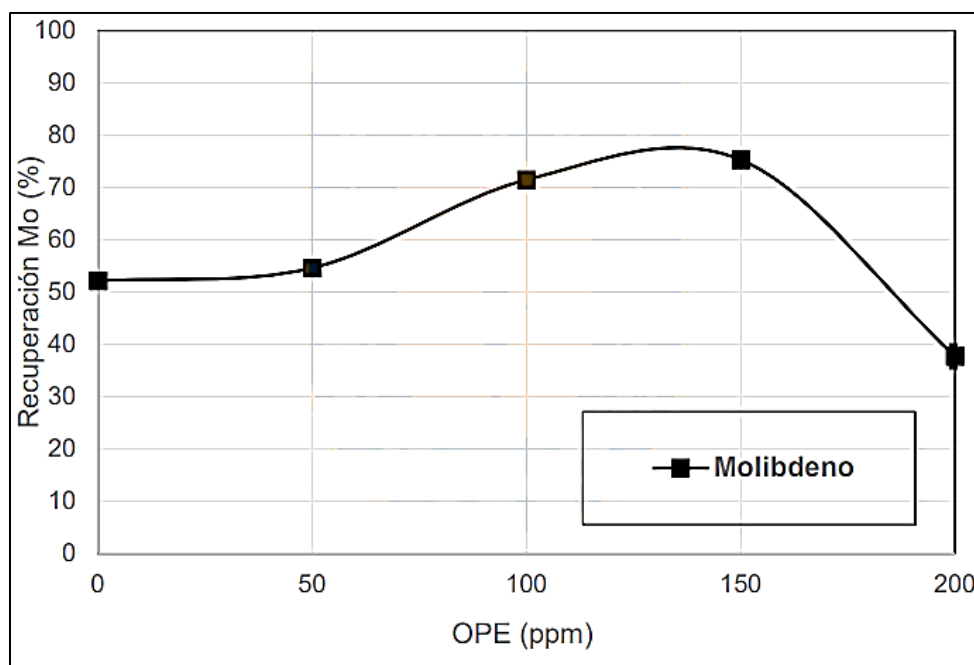


Figura 49: Recuperación de molibdeno en función de la dosificación de OPE (Arias, 2019).

El uso de agua recirculada de los procesos de flotación puede implicar que contenga reactivos utilizados en flotaciones anteriores, por lo que puede afectar a la recuperación de la calcopirita y esfalerita en sus respectivas etapas de flotación.

2.2.2.2. Contenido de iones principales

(Boujounoui et al., 2018) demostraron que los iones de Cu^{2+} , Zn^{2+} , Mg^{2+} y Ca^{2+} tienen efectos positivos y negativos durante la flotación de minerales. Los efectos de cada uno son los siguientes:

- El Cu^{2+} en grandes concentraciones favorece la recuperación de calcopirita, galena y la esfalerita, pero a bajas concentraciones tiene un efecto depresor sobre la esfalerita.
- El Zn^{2+} a bajas concentraciones tiene un efecto depresor sobre todos los minerales que estudiaron y a altas concentraciones mejora la recuperación de calcopirita, esfalerita y pirrotita.

- El ion Mg^{2+} a altas concentraciones deprime la galena, calcopirita y esfalerita.
- El ion Ca^{2+} tiene un efecto depresor sobre la esfalerita a distintas concentraciones.

(Azañero et al., 2016) establecen que iones metálicos tales como el Cu, Ag, As, Sb y Cd disueltos en el agua, son responsables de la activación de la esfalerita durante la flotación de cobre o del “*bulk*” cobre – plomo.

Los iones de magnesio y calcio tienen un efecto negativo en la flotación de cobre en agua de mar con presencia de caolinita pues ambos iones tienen la capacidad de hidrolizarse y formar compuestos de hidróxidos. Los hidróxidos de magnesio y calcio tienen un efecto colector de minerales de arcilla en las burbujas haciendo que el concentrado final se contamine y contenga una menor ley de cobre (Uribe, 2017).

Los estudios de (Laskowski & Castro, 2015) y (Pugh et al., 1997) sostienen que la adición de sal inorgánica (NaCl) es capaz de mantener una buena estabilidad de la espuma sin la necesidad de utilizar espumantes. Cabe destacar que en los estudios de (Laskowski & Castro, 2015), la adición de espumante garantizó una estabilidad de espuma ligeramente mejor que con las pruebas realizadas con agua de mar sin espumante debido a que el diámetro de las burbujas es menor en el primer caso.

(Dichmann et al., 2001) investigaron los efectos de los iones de cobre en el proceso de separación de esfalerita de la pirita por flotación. Para ello realizó varias pruebas de flotación con pirita donde planteo casos donde solo se flota pirita, pirita en presencia de iones de Cu y pirita en presencia de esfalerita y iones de Cu.

Los iones de cobre aumentan la recuperación de pirita cuando esta se encuentra sola pero cuando se encuentra en presencia de esfalerita, estos tienen un efecto depresor en la pirita disminuyendo su recuperación sobre todo a valores de pH entre 6 y 9,5. Para valores de pH cercanos a 11 no hay diferencias significativas. Estos detalles se pueden apreciar en la Figura 50 donde las siglas Py, X, Cu y Sp corresponden a pirita, xantato, cobre y esfalerita respectivamente.

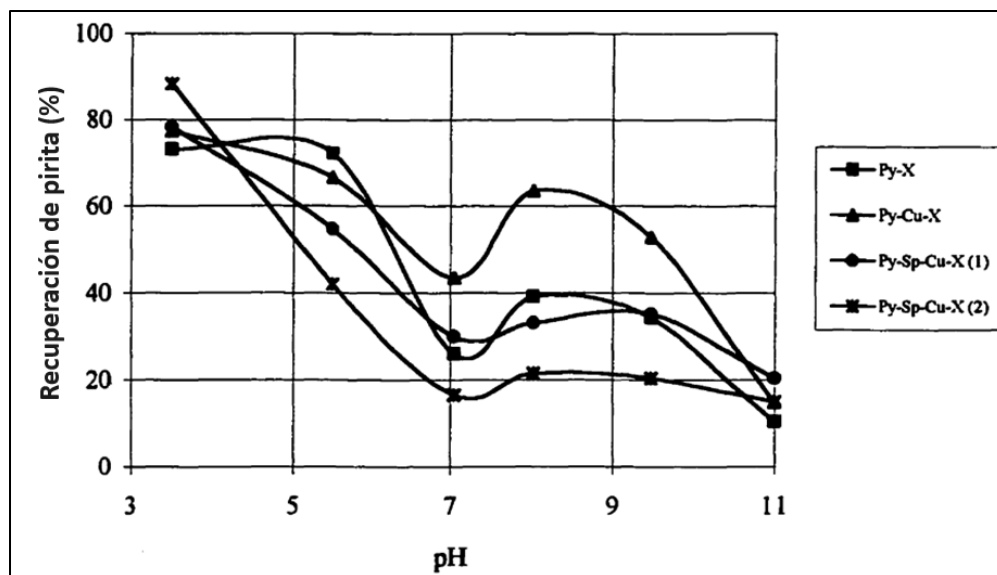


Figura 50: Microflotación de pirita: Test serie A (Dichmann et al., 2001).

La Figura 51 muestra como la cantidad de cobre iónico afecta a las recuperaciones para cualquier valor de pH. Todos estos ensayos fueron realizados sin la adición de cal, resultando en un pH de entre 9,7 y 9,9. Se aprecia que para valores muy altos de cobre (20 g Cu/Kg Zn) hay un aumento en la recuperación de pirita, lo que sugiere que cuando se satisface la demanda por parte del mineral de esfalerita, el cobre restante activará la pirita.

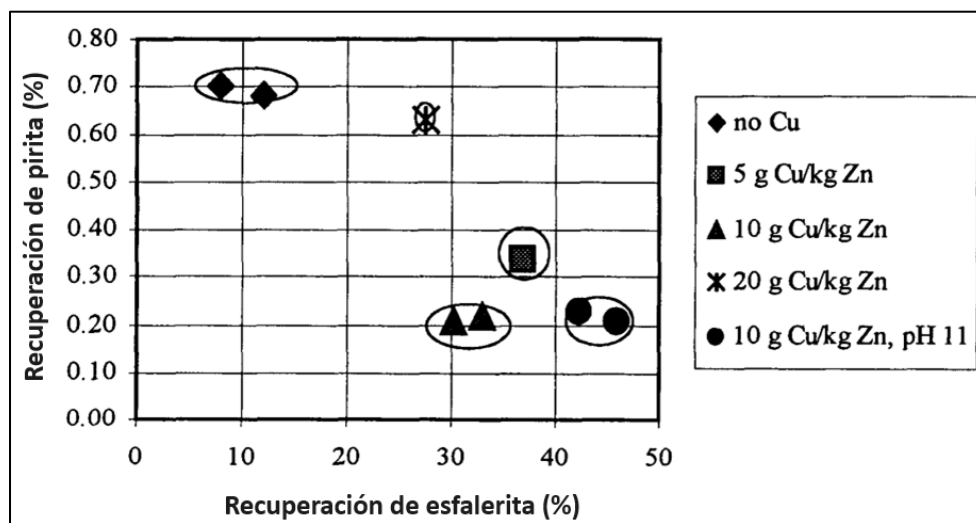


Figura 51: Efecto de la dosificación de cobre sobre la selectividad de Py-Sp en la mina Louvicourt (Dichmann et al., 2001).

El estudio realizado por (Zhang et al., 1997) explica que la presencia de los iones de Cu^{2+} , Fe^{2+} y Ca^{2+} mejora la recuperación de pirita si no hay presencia de esfalerita, pero cuando si está presente, estos iones inducen un efecto depresor. Con estos hechos concluyen que la baja recuperación de pirita en presencia de esfalerita se debe a una mayor competitividad por el

colector xantato, el cual es consumido mayoritariamente por la esfalerita para el caso del ion Cu^{2+} , mientras que en el caso de los iones Fe^{2+} y Ca^{2+} se debe a una competitividad por los iones activadores.

Según (Willard et al., 2010), existe una gran variedad de reactivos depresores utilizados en la flotación selectiva de molibdeno tales como:

- Sulfuro de sodio (Na_2S),
- Anamol-D (20% As_2O_3 y 80% Na_2S),
- Cianuro de sodio (NaCN),
- Reactivo Nokes (25% NaOH y 75% P_2S_5)
- Sulfhidrato de sodio (NaSH) siendo este el más comúnmente utilizado.

El NaSH es utilizado como depresor contra pirita, calcosina y calcopirita durante la flotación de molibdenita. El reactivo también es capaz de tener efectos colectores con los minerales de ganga, principalmente los que se componen Ca y Fe lo que aumenta el consumo del NaSH (Lobos, 2015)

Las condiciones favorables para que el NaSH se disuelva y que produzca el ion SH^- y que este interactúe con las partículas de minerales sulfurados de cobre, es que la pulpa presente a un rango de pH entre 7 y 13 con un bajo potencial de óxido-reducción como se indica en la Figura 52.

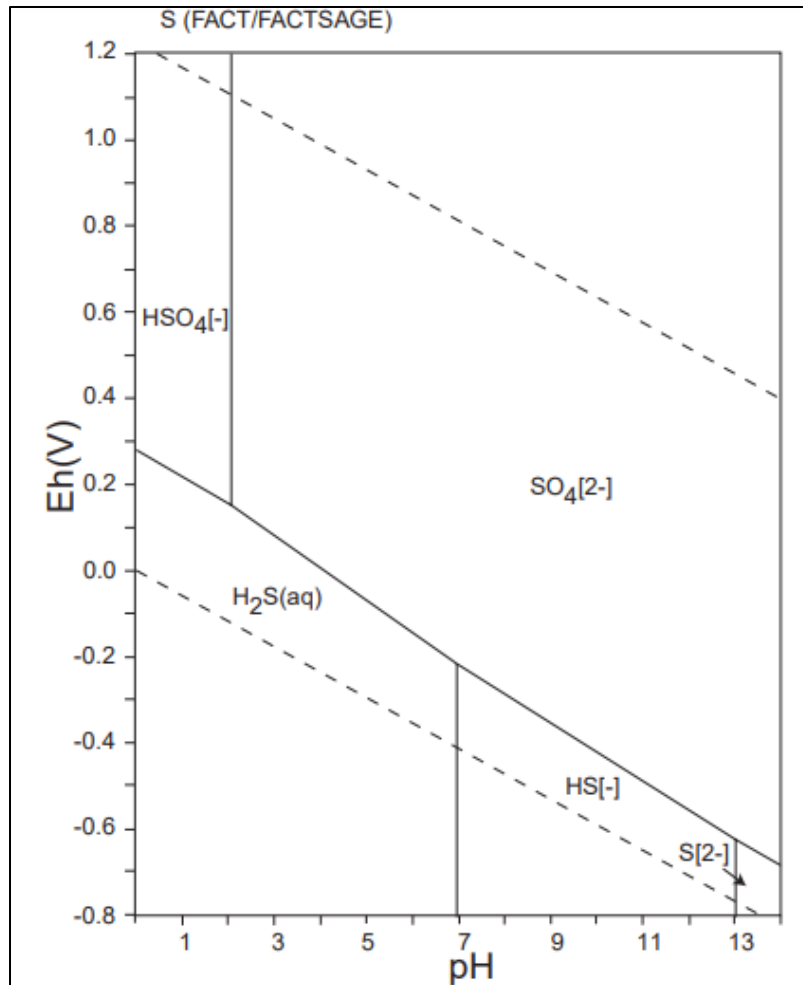


Figura 52: Diagrama de Pourbaix para un sistema con especies de azufre (Takeno, 2005)

En la flotación de cobre, la presencia de iones de Cu^{2+} disueltos en el agua de la pulpa puede provocar efectos activadores sobre la esfalerita contaminando el concentrado de cobre y los iones de Zn^{2+} mejoran la flotación de la calcopirita.

2.3. Conclusiones de la revisión crítica del estado del arte

Los principales factores que influyen en la flotación mineral son: los minerales asociados al mineral de interés, el tamaño de partícula y la calidad del agua para la flotación.

Cuando se trata de flotar un metal en específico como lo es el cobre, los minerales asociados no solo definen que reactivos utilizar o sus dosificaciones, también las estrategias y los resultados finales.

Dependiendo de los tamaños de partícula de mineral de alimentación entregados por el proceso de molienda, este puede afectar negativa o positivamente a la calidad del concentrado o su recuperación.

La calidad del agua es un factor muy importante a la hora de llevar a cabo el proceso de separación por flotación pues esta puede contener disueltas partículas o iones que pueden dificultar el proceso de modo que las partículas y algunos iones disueltos pueden precipitarse sobre los minerales y otros iones pueden activar minerales indeseables.

Las principales causas atribuibles al problema de separación Cu/Zn se relacionan con: mala calidad del agua de proceso, una incorrecta dosificación de los reactivos, minerales de difícil flotación debido a la activaciones o depresiones, alto contenido de Zn en el mineral de cabeza, entre otras.

En el caso de minerales polimetálicos de Cu, Pb y Zn, la técnica más común es hacer una flotación colectiva cuyos productos son un concentrado “*bulk*” de Cu-Pb y un relave de mineral de zinc y hierro con la ganga. Posteriormente del “*bulk*” se flota el Cu y se deprime el Pb obteniendo un concentrado de Cu y Pb independientes. En el caso del zinc, este se activa y flota para obtener un concentrado de zinc.

Otra técnica es la flotación selectiva que consiste en flotar un tipo de mineral de interés mediante la utilización de reactivos que promuevan su hidrofobicidad obteniendo en cada flotación un concentrado independiente.

Si las leyes medias de zinc continúan aumentando en el mineral de alimentación, podría implicar una mayor cantidad de concentrado de zinc de este producto con una mejor ley. Actualmente el precio del zinc ronda los 112,491 cUSD/lb, dependiendo de la ley de zinc, este podría generar más o menos valor.

Dependiendo de las cantidades de pirita, este subproducto podría ser más o menos penalizado. Su descuento es de 1,5 USD/ton por cada 1% que sobrepase el 8% de hierro contenido en el concentrado de zinc (Latiza, 2017).

Capítulo 3. Metodología de trabajo

3.1. Revisión del estado del arte del efecto de impurezas orgánicas e inorgánicas en la flotación de minerales y su impacto en la separación de Cu/Zn

Para estimar el impacto de la calidad del agua en los KPI de la flotación de minerales, tanto en la flotación colectiva como selectiva, se revisaron diferentes revistas científicas y tecnológicas pertinentes, así como antecedentes reportados en seminarios y congresos por las propias plantas concentradoras, destacando los impactos de la composición química del agua y las posibles soluciones que se han planteado para lograr la continuidad operacional.

Asimismo, se analizaron los reportes de proveedores y laboratorios metalúrgicos que han abordado esta problemática.

3.2. Revisión de informes técnicos de estudios de proveedores de reactivos para mejorar la selectividad Cu/Zn.

Los principales proveedores de reactivos de cobre han realizado ensayos experimentales bajo distintas condiciones con minerales de cobre que contenían zinc, hierro y cadmio, del cual se les dará un mayor enfoque a las leyes de cobre, zinc y hierro tanto en concentrado como en el relave o cola producido.

3.3. Metodología para la colección y análisis de la información documental

Para lograr los objetivos planteados en esta memoria de título se analiza rigurosamente la información documental de estudios teóricos y experimentales sobre la flotación colectiva o “*bulk*” de cobre y zinc, así como también la separación selectiva de Cu/Zn mediante el uso de reactivos modificadores. En particular se revisa la información experimental de un proveedor de reactivos y un laboratorio metalúrgico sobre la flotación Cu/Zn.

En general, la muestra procesada por Solvay no presenta galena u otro mineral sulfurado de plomo, por lo que el método de procesamiento que se implementa es flotar el cobre y deprimir el zinc y hierro. El estudio se focaliza en evaluar las recuperaciones y leyes en el concentrado y relave del cobre, hierro y zinc, considerando diferentes dosis de reactivos modificadores.

La preparación de la pulpa considera un volumen de 2.300 ml con 38% de sólidos en peso a un pH de 10,5.

Se utiliza una máquina de flotación tipo Denver (Figura 53) con una velocidad de agitación de 1200 rpm y un tiempo de acondicionamiento de 2 min. Durante ese tiempo se adicionan los colectores AP 3894 y AF 208 a razón de 8 y 6 g t⁻¹, respectivamente, y los espumantes X 113 y AF 70 plus, ambos a razón de 1 g t⁻¹ cada uno. El tiempo de flotación es de 10 min y la frecuencia de paletado considerada es cada 5 s.

Durante el estudio se prueban los modificadores AERO 7261A y AERO 8860 a distintas dosis con el fin de comparar cual es más adecuado para separar Cu/Zn desde el mineral estudiado. Una vez seleccionado el modificador, se estudia su comportamiento con dosificaciones mayores.



Figura 53: Máquina de flotación Denver.

La Tabla 6 muestra en forma resumida el procedimiento realizado por Solvay para determinar los casos más favorables para la flotación de cobre y depresión de hierro y zinc. Para posteriores menciones a las condiciones impuestas en esta metodología, se le asocia como “condición estándar”.

Tabla 6: Resumen de metodología utilizada por el proveedor de reactivos (Solvay, 2022).

Información de flotación “rougher”		
Celda de flotación	Denver	-
Agitación	1200	[rpm]
Volumen de pulpa	2300	[mL]
% Sólidos	38	%
pH	10,5	-
Tiempo de acondicionamiento	2	[min]
Tiempo total de flotación	10	[min]
Flujo de aire	(0-3') 3; (4-6) 6 (6-10) 8	[L/min]
Frecuencia de paleteo	cada 5 segundos	-
Tiempos flotación cinética		-
Colector primario	AP-3894, 8gpt (Acondicionamiento)	-
Colector secundario	AF-208, 6gpt (Acondicionamiento)	-
Espumante	X-133 /AF 70 Plus, 2 gpt (50% c/u, acondicionamiento)	-

Se realizan tres grupos de experimentos de flotación de los cuales, el segundo y el tercero consideran distintos reactivos con diferentes dosificaciones junto con algunas flotaciones consideradas como estándar para su comparación.

Todos los grupos de experimentos de flotación utilizaron un mismo mineral de alimentación con las leyes indicadas en la Tabla 7, con el fin de comparar el comportamiento de las recuperaciones y leyes de concentrado para los distintos casos de análisis.

Tabla 7: Leyes del mineral de alimentación para los diferentes grupos de experimentos (Solvay 2022).

Ley de cabeza Mineral				
Tipo	CuT (%)	FeT (%)	Zn (%)	Cd (ppm)
Analizada	1,99	20,35	0,34	6
Calculada	2,03	20,35	0,4	6,26

La muestra de mineral de alimentación se compone principalmente de pirita (FeS_2), calcopirita (CuFeS_2), pirrotina (FeS) y esfalerita (ZnS) como se indica en la Tabla 8.

Tabla 8: Composición mineralógica 100% sulfuros totales.

Especie	Masa (%)	S (%)	Cu (%)	Fe (%)	Zn (%)
Calcopirita	35,52	12,41	12,3	10,81	.
Pirrotina	9,09	3,32	-	5,78	-
Pirita	52,26	27,94	-	24,33	-
Esfalerita	3,12	1,03	-	-	2,09
TOTAL	100	44,69	12,3	40,91	2,09

La muestra mineral utilizada por Solvay presenta que el 48% de los sulfuros de cobre contenidos en el mineral se encuentran sin asociaciones de ningún tipo, mientras que el resto se encuentran asociados ya sea a minerales de ganga o pirita como se presenta en la Tabla 9.

Tabla 9: Grado de liberación de sulfuros de cobre.

% Libre	% Asociado a Ganga	% Asociado a pirita	% Asociado a pirita-ganga	Total	% calcopirita asociada a pirita	% Otro sulfuro de Cu Asociado a pirita
48	32,1	19,6	0,3	100	9,8	9,8

Para los sulfuros de cobre que se encuentran asociados a otros minerales, la mayoría están asociados de forma lateral, representando el 80,1% del total de sulfuros de cobre asociados (Tabla 10).

Tabla 10: Asociación de sulfuros de cobre.

% Lateral	% Ocluido	% Diseminado	Total
80,1	18,3	1,6	100

En el caso de los minerales de pirita, el 66,7% se encuentra sin asociación alguna y el 16,4% se encuentra asociado a minerales de calcopirita como se indica en la Tabla 11.

Tabla 11: Grado de liberación de pirita.

% Libre	% Asociado a ganga	% Asociado a sulfuro de Cu	% Asociado a sulfuro de Cu-Ganga	Total
66,7	16	16,4	0,9	100

Los estudios relacionados con la búsqueda de una mejor respuesta en la flotación selectiva entre Zn y Cu también se orientaron a mejorar la calidad química del agua usando un reactivo oxidante y calentamiento del agua de proceso.

El peróxido de hidrógeno (H_2O_2) se adicionó a la pulpa de concentrado colectivo ya ajustada en porcentaje de sólidos de acuerdo con la concentración definida. Después de la adición del reactivo oxidante se acondiciona la pulpa por 5 min para iniciar la flotación.

Se realizó un ensayo de recuperación de cobre con un agua de tercero que contenía una alta carga orgánica para comprobar el efecto positivo de la adición del oxidante y el cambio incremental de la recuperación de cobre.

Se realizó un cálculo del valor de venta del concentrado de zinc resultante. Para ello se tomó en cuenta la guía para la comercialización de minerales y metales (Latiza, 2017) en donde se establecen los siguientes puntos para la venta de concentrado de zinc.

- Se paga el 85% de contenido final de zinc sujeto a una deducción mínima de 8 unidades conforme a la cotización SHG Settlement, según se publica en el London Metal Bulletin.
- Respecto al contenido de plata, se deducen 4 unidades de plata y se paga el 65% del saldo al promedio de la cotización durante el periodo correspondiente.
- Se penaliza en 1,5 US\$/tms por cada 1% de hierro que exceda el 8% del contenido final.

Los precios del zinc y la plata que se consideraron para el cálculo del valor de venta del concentrado final de zinc fueron de 2730 US\$ t⁻¹ y 31,8 US\$ t⁻¹ respectivamente. Estos valores fueron entregados por London Metal Exchange para el caso del zinc y del Portal Minero para el caso de la plata.

Capítulo 4. Resultados experimentales y discusiones.

4.1. Primer grupo de experimentos de flotación

El primer grupo de experimentos de flotación se realiza bajo condiciones similares dando como resultado un concentrado de cobre con las propiedades indicadas en la Tabla 15 (Anexo 2) considerando el desarrollo de dos experimentos.

Los colectores utilizados son el AERO 3894 Promoter como colector primario y el AEROFLOAT 208 como colector secundario usando dosis de 8 g t^{-1} y 6 g t^{-1} , respectivamente. El colector primario es un colector más fuerte y selectivo que los del tipo xantatos, utilizados especialmente para flotar minerales sulfurados de cobre como es el caso de la calcopirita. El colector secundario cumple la función de flotar minerales de cobre y zinc, pero este último solo si se encuentra previamente activado por la presencia de un reactivo específico para esto. Ambos colectores funcionan muy bien en medios alcalinos, con un pH de 10,5.

Se puede observar en la Figura 54 (datos en Tabla 16 Anexo 2), que ambas flotaciones al tratarse de diferentes grupos (pruebas 1 y 2), sometidos a las mismas condiciones experimentales, no difieren significativamente en los resultados. También se observa un alto contenido de hierro en el concentrado de cobre y una cantidad de zinc penalizable en su comercialización (ENAMI castiga comercialmente concentrados con más de 1% de Zn.) Los resultados mineralógicos indican que las especies de cobre y de zinc se encuentran liberadas entre sí, pero esta última podría estar mezclada con la pirita permitiendo su aparición en el concentrado de cobre.

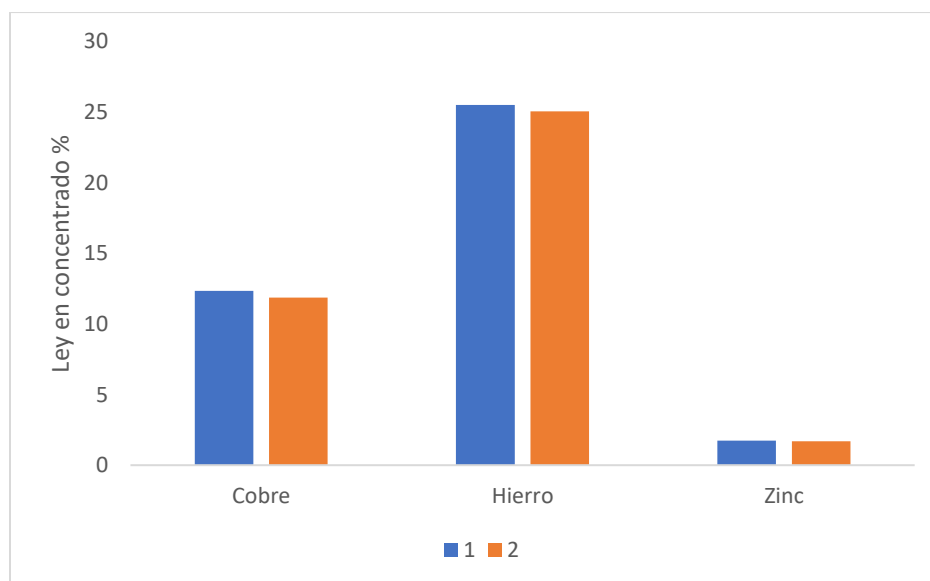


Figura 54: Leyes de metales en concentrado del primer grupo de experimentos de flotación (Solvay, 2022).

De acuerdo con la Figura 55 (datos en Tabla 17 Anexo 2), en ambos casos, la recuperación de cobre resulta ser alta, pero también trae consigo una alta recuperación de zinc en el concentrado de cobre perjudicando el valor final de leyes del concentrado. Esto puede deberse por distintas razones:

- El mineral contenía sales de cobre que, al disolverse en el agua, sus iones de cobre activaron la esfalerita haciendo que esta sea adsorbida por los colectores.
- Los minerales de pirita y esfalerita se encontraban asociados permitiendo su flotación en el concentrado mediante la adhesión de pirita a las burbujas de aire.
- El arrastre mecánico de los minerales, probablemente por la asociación de esfalerita en la pirita.

Respecto a la condición de arrastre, podría estar también influenciado por la presencia de arcillas como la caolinita que provoca una mayor estabilidad de la espuma, condición que es una de las principales causas de arrastre mecánico.

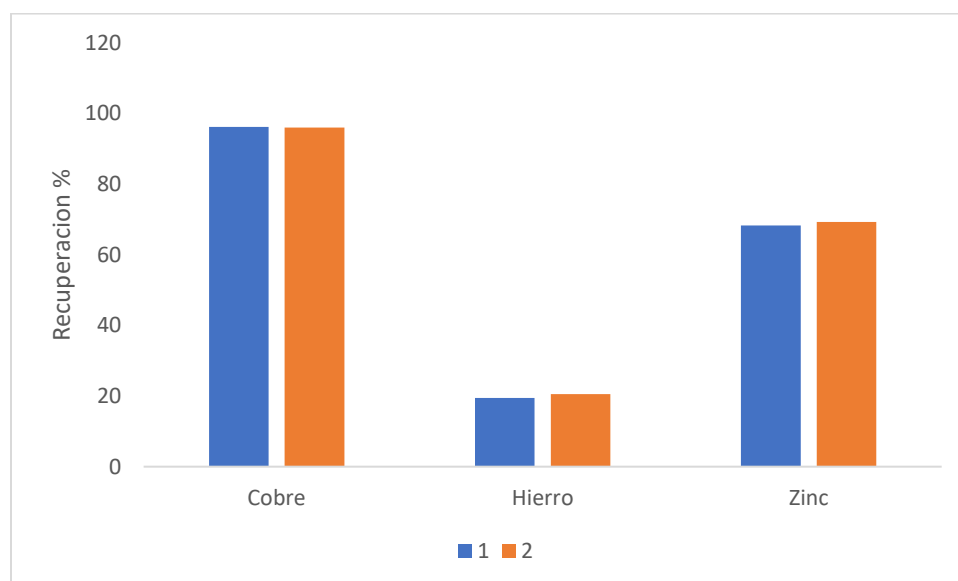


Figura 55: Recuperación de metales del primer grupo de experimentos de flotación (Solvay, 2022).

4.2. Segundo grupo de experimentos de flotación

En este segundo grupo de experimentos de flotación, el primer caso es el que más relevancia posee para la separación selectiva, asociándose la solución del problema con la correcta dosificación de los reactivos modificadores.

El segundo grupo de experimentos consta de 6 pruebas de flotación en las que la prueba 1 y la prueba 6 son en condiciones similares y corresponden a los blancos, mientras que el resto de los experimentos utilizan distintos modificadores con diferentes dosificaciones como se muestra en la Tabla 12.

Tabla 12: Modificadores del segundo grupo de experimentos de flotación (Solvay, 2022).

Experimento N°	Modificador	Dosis [g t ⁻¹]
1	-	-
2	AERO 7261A	100
3	AERO 7261A	300
4	AERO 8860	100
5	AERO 8860	300
6	-	-

La Figura 56 (datos en Tabla 18 Anexo 2), muestra que los experimentos 1 y 6 en condiciones similares, presentan resultados que no difieren significativamente en relación con las leyes de Cu, Fe y Zn. Sin embargo, para efectos de comparación con los otros experimentos, se utiliza la primera flotación (experimento 1) para comparar las leyes de cobre con las flotaciones en las que se adiciona un tipo de modificador. Para las comparaciones de leyes de hierro y zinc se toma en cuenta la flotación 5 debido a que presenta-el caso más favorable con altas leyes de Cu y bajas leyes de Zn y Fe, en el concentrado final de cobre.

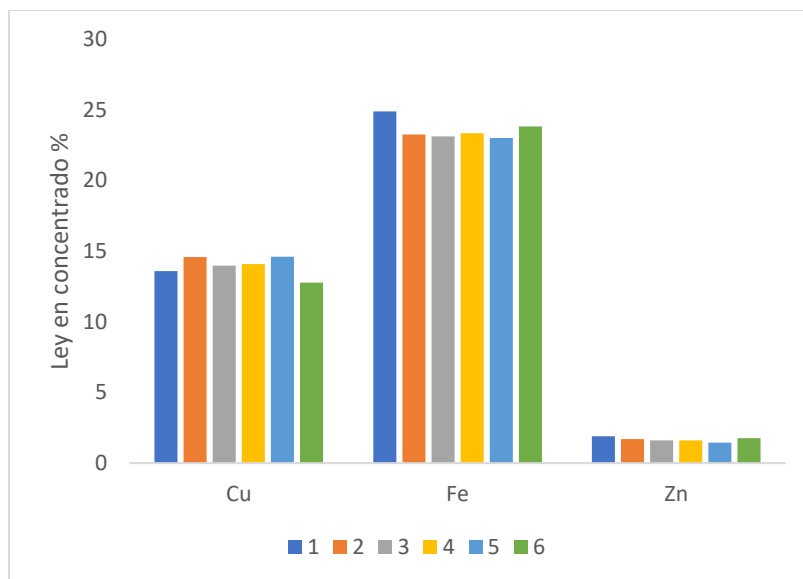


Figura 56 Comparación de la ley del concentrado del segundo grupo de experimentos de flotación (Solvay, 2022).

La adición de AERO 7261A con una dosificación de 100 g t^{-1} aumenta en 1,00% la ley de cobre, y disminuye las leyes de hierro y zinc en 0,56% y 0,06%, respectivamente. La adición del mismo modificador con 300 g t^{-1} solo aumenta la ley de cobre en un 0,37%, pero reduce significativamente las leyes de hierro y zinc en un 0,7% y 0,16%, respectivamente. Para ambos casos se logra un aumento de la ley de cobre y reducción de las impurezas del concentrado. De esta forma, el segundo grupo de experimentos es el que mejor destaca el efecto de la separación selectiva Cu/Zn. El mejor resultado se logra con 100 g t^{-1} , puesto que a pesar de que la dosis de 300 g t^{-1} cuenta con menores contenidos de las impurezas objetivo, también logra una menor recuperación de cobre.

Para el caso en donde se adiciona el AERO 8860 a 100 g t^{-1} , se tiene un aumento del 0,5% de la ley de cobre, una reducción del 0,47% de hierro y 0,16% de zinc en el concentrado. En el caso en donde se agrega una cantidad de 300 g t^{-1} , se tiene un aumento de 1,01% de la ley de cobre y una reducción del 0,8% y 0,3% de las leyes de hierro y zinc, respectivamente.

El punto de comparación para el análisis del relave toma en cuenta la flotación del primer conjunto, esto debido a que presenta el mejor caso para las tres leyes analizadas: la menor ley de cobre y las mayores leyes de hierro y zinc.

La Figura 57 (datos en Tabla 19 Anexo 2) muestra que, para el segundo grupo de experimentos de flotación, presenta un aumento del 0,1% y 0,055% de ley de cobre y zinc en el relave, respectivamente y una disminución del 0,5% del contenido de hierro. El ensayo para el tercer grupo de experimentos presenta un aumento de las leyes de cobre y zinc en 0,173% y 0,074%, respectivamente, además de disminuir la ley de hierro en el relave en un 0,53%.

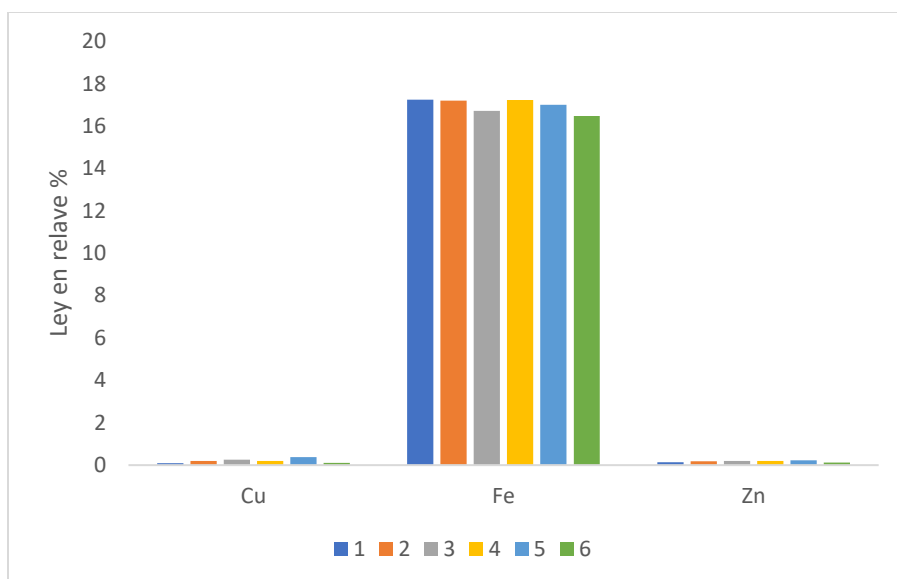


Figura 57: Comparación de las leyes del relave del segundo grupo de experimentos de flotación (Solvay, 2022).

Los experimentos de flotación para el cuarto grupo, muestra un aumento de cobre y zinc del orden de 0,112% y 0,061%, respectivamente y una disminución de hierro en 0,02% en el relave. Los experimentos de flotación para el quinto grupo muestran un aumento de las leyes de cobre y zinc en 0,289% y 0,104%, respectivamente y una reducción de la ley de hierro de 0,25%.

En el análisis de la recuperación por contraste, para la comparación de cobre y hierro recuperado se toma en cuenta el grupo uno de la flotación, ya que este ensayo presenta la mayor recuperación de cobre y la menor ley de hierro en el concentrado, mientras que para la recuperación de zinc se toma en cuenta el grupo seis de la flotación, porque indica el mejor caso de análisis, debido a que presenta el menor contenido de zinc en el concentrado.

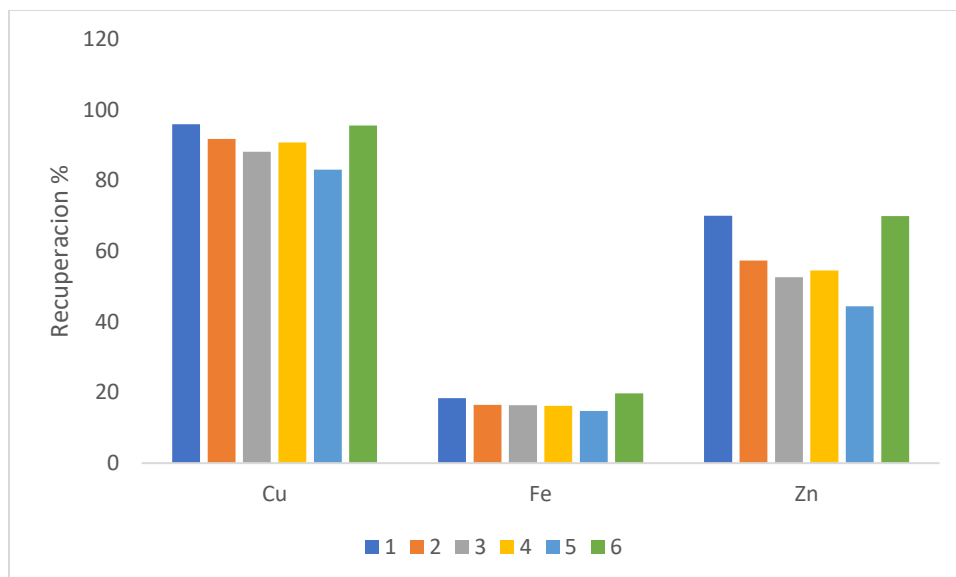


Figura 58: Recuperación de metales del segundo grupo de experimentos de flotación (Solvay, 2022).

La Figura 58 (datos en Tabla 20 Anexo 2) muestra que los experimentos de flotación del segundo grupo han mostrado una reducción de la recuperación de 4,18% de cobre, 1,86% de hierro y 12% de zinc en el concentrado, mientras que los experimentos de grupo tres muestran una reducción de 7,75% de cobre, 2,01% de hierro y 17,27% de zinc.

Los resultados de los experimentos de flotación del grupo cuatro muestran reducciones de las recuperaciones de cobre, hierro y zinc en 5,11%, 2,13% y 15,36%, respectivamente.

Los experimentos de flotación del grupo 5 indican una reducción de la recuperación de 12,86% para el cobre, 3,62% para el hierro y 25,51% para el zinc, respectivamente.

La baja recuperación de minerales para cuando se agrega una mayor dosis de modificadores puede deberse a que estos mismos debilitan las burbujas colectoras de modo que solo las partículas finas se están recolectando, mientras que las de grano grueso se están perdiendo en el relave o cola.

4.3. Tercer grupo de experimentos de flotación

El tercer conjunto de flotaciones consta de 5 experimentos en los que debe destacarse que el 1 y el 4 son en condiciones similares y representan el blanco, que utilizan los mismos modificadores con el fin de compararlos con los resultados de la flotación de los experimentos restantes, que utilizan una dosis de reactivo distinta como se encuentra representado en la Tabla 13.

Tabla 13: Modificador y sus dosis para tercer de experimentos de flotación (Solvay, 2022).

Flotación N°	Modificador	Dosis [g/t]
1	-	-
2	AERO 8860	100
3	AERO 8860	300
4	-	-
5	AERO 8860	50

La Figura 59 (datos en Tabla 21 Anexo 2) indica que el experimento de flotación N° 5 ha aumentado en 3,33 y 4,16 puntos porcentuales la ley de cobre y zinc, respectivamente, en comparación con las leyes alcanzadas en los experimentos 1 y 4. También, aumentó la ley de cobre en 2,32% y 2,83% en los experimentos 2 y 3, respectivamente.

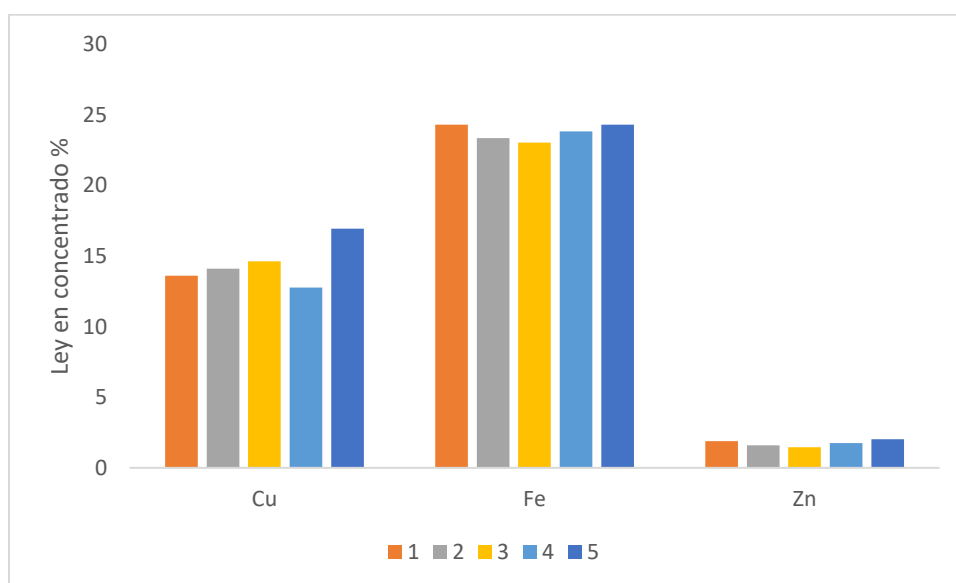


Figura 59: Comparación de las leyes del concentrado del tercer grupo de experimentos de flotación (Solvay, 2022).

En los experimentos de flotación 1 y 4, la ley de hierro aumentó en 0,01% y en 0,48%, respectivamente, en comparación con los experimentos de flotación de referencia (blancos) y aumentó en 0,95% y 1,28% comparado con los ensayos de flotación 2 y 3, respectivamente.

Para los experimentos de flotación 2 y 3, la ley de zinc disminuyó en 0,12 y 0,26 puntos porcentuales respecto de los experimentos 1 y 4 (blancos) y 0,42 y 0,56 puntos porcentuales de Fe en comparación con los mismos experimentos.

En general, la ley de zinc y hierro en el concentrado de cobre tienden a aumentar, ocasionado que el concentrado de cobre pueda recibir una penalización de 30 centavos de dólar extra debido a que ha superado el 2% de zinc en el concentrado, sin embargo, este aumento puede ser contrarrestado debido al alto aumento de la ley de cobre.

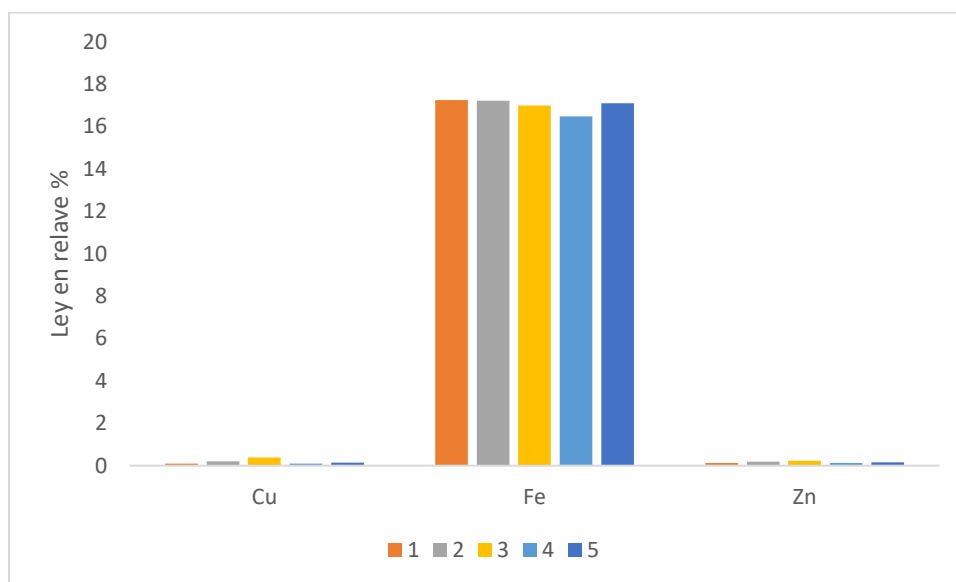


Figura 60: Comparación de las leyes del relave del tercer grupo de experimentos de flotación (Solvay, 2022).

La Figura 60 (datos en Tabla 22 Anexo 2) muestra que el ensayo número 5 ha aumentado la ley de cobre en comparación a lo entregado por las condiciones estándares 1 y 4 en 0,048% y 0,039%, respectivamente, pero disminuido en 0,064% y 0,241% en comparación con los ensayos 2 y 3.

La ley de hierro en la flotación 5 se redujo en 0,14% y 0,12% en comparación con las flotaciones 1 y 2, respectivamente y aumentó en 0,11% y 0,63% con respecto a las flotaciones 3 y 4, respectivamente.

En el caso de la ley de zinc en el relave se tiene un aumento de 0,027 y 0,028 puntos porcentuales respecto a las dos flotaciones en condición estándar y una disminución de 0,034 y 0,077 puntos porcentuales respecto a las flotaciones con el modificador en dosis de 100 g t⁻¹ y 300 g t⁻¹, respectivamente.

Respecto a las leyes en el relave, solo se presentan cambios importantes en su ley de hierro, el cual es un factor importante a la hora de flotar el zinc desde el relave, pues el concentrado de este último es penalizado por la presencia de hierro.

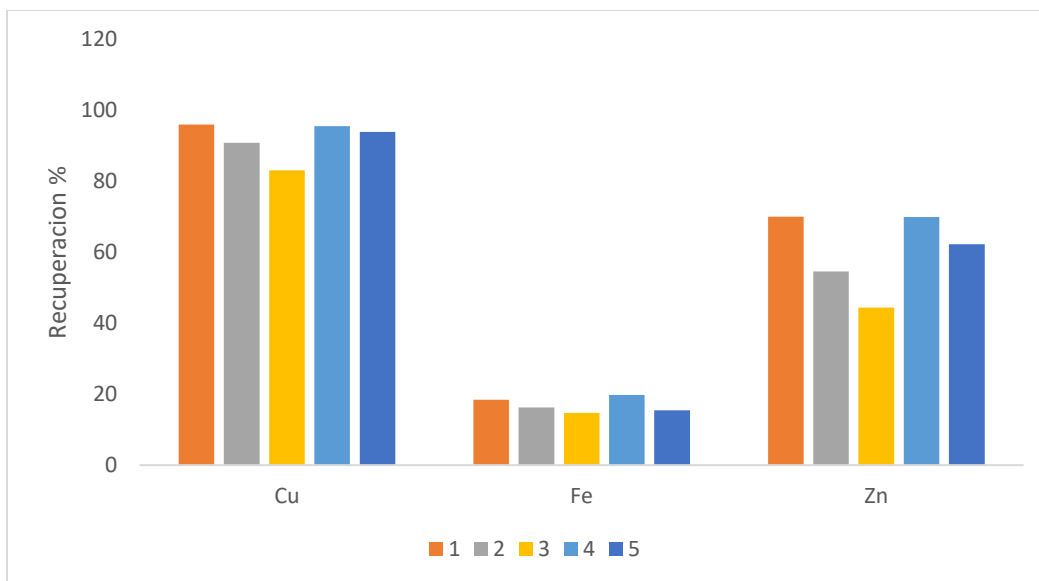


Figura 61: Recuperación de metales del tercer grupo de experimentos de flotación (Solvay, 2022).

En cuanto a la Figura 61 (datos en Tabla 22 Anexo 2), se puede apreciar que la recuperación de cobre del ensayo 5 disminuyó en 2%, respecto al experimento 1 y en 1,62%, respecto al experimento 4, pero también ha aumentado en 3,11% y 10,86% en comparación a los ensayos 2 y 3, respectivamente.

La recuperación de hierro del ensayo 5 disminuye en 2,98%, 0,85% y 4,34% con respecto a los ensayos 1, 2 y 4, respectivamente, pero aumenta en un 0,64% en comparación con la flotación 3.

La recuperación de zinc del ensayo 5, disminuyó en 7,78 y 7,64 puntos porcentuales en comparación con las flotaciones estándar 1 y 4. En cambio para la comparación con las flotaciones 2 y 3, éste aumento su recuperación en 7,72 y 17,87 puntos porcentuales, respectivamente.

La dosis de 50 g t^{-1} de modificador si bien, no reduce tanto la recuperación de zinc en el concentrado como las dosis en 100 y 300 g t^{-1} , este no perjudica tanto la recuperación de cobre, pues al tratarse de un reactivo depresor, al no encontrarse en una gran cantidad, no compromete la recuperación del mineral de grano grueso.

El ensayo 5 mostró una mayor concentración de zinc en el concentrado que las condiciones estándar a pesar de contar con una menor recuperación en ambos experimentos. Esto puede asociarse a que la muestra de mineral de alimentación utilizada para este ensayo contenía un mayor contenido de esfalerita.

4.4. Efecto de la calidad química del agua en la flotación selectiva.

La disminución de la selectiva del Cu/Mo tiene causas similares a las observadas con el Cu/Zn, asociándose con la calidad química del agua. En efecto, en las concentradoras de Cu/Mo de las Plantas Las Tórtolas 1 y 2, el ingreso de aguas de terceros ha producido severos impactos en la recuperación de Cu y Mo en el concentrado colectivo y posteriormente una significativa pérdida de selectividad en la correspondiente flotación selectiva de Cu/Mo usando el reactivo NaSH.

Al finalizar el estudio experimental con el concentrado colectivo, se concluye que existen 3 alternativas para la separación de Zn/Cu objetivo:

Flotación selectiva de Zn/Cu, utilizando peróxido de hidrógeno y para la economía del proceso mejor aún el uso de OxiFloat® como destructor de colectores en la pulpa de concentrado más un colector de óxidos, logrando una selectividad de 1,68.

Depresión de Zn desde un concentrado final de cobre, utilizando peróxido de hidrógeno o mejor aún por la economía del proceso OxiFloat® y posterior adición del depresante AERO 8860 para la separación Zn/Cu, logrando una selectividad de 1,88 (Figura 62).

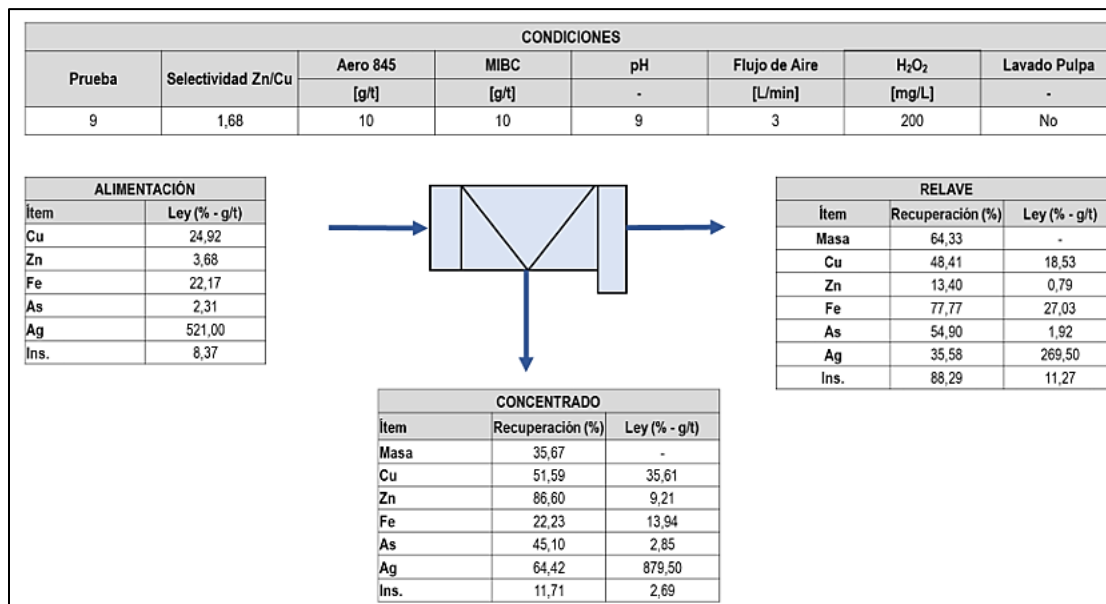


Figura 62: Balance de masa de la flotación de Zn.

Lavado de pulpa con agua destilada a 80 °C y su posterior flotación, permitiendo obtener una selectividad de hasta 2,45, mucho mayor que las alcanzadas con el reactivo oxidante.

La separación del Zn ya sea mediante su activación o depresión, resulta más factible desde un concentrado final que desde la mena mineral, requiriéndose para esta última un

tratamiento similar a los aplicados a polimetálicos de Cu-Zn, es decir una flotación colectiva de Cu-Zn, seguida de una flotación selectiva Cu-Zn, usando colectores débiles o de cadena corta como es el caso del isobutil xantato de sodio. El tiempo de flotación para la separación efectiva del Zn del Cu no supera los 2 min.

En estos estudios se ha observado que se aprecia que el peróxido de hidrógeno produce una depresión significativa de la pirita, disminuyendo en un tercio su porcentaje de participación en el concentrado. Esta condición ha sido destacada en varios artículos técnicos. El uso de estos reactivos oxidantes en condiciones adición controlada para evitar la oxidación superficial de los elementos de interés comercial, permitiría industrialmente alcanzar leyes de cobre o de zinc mejoradas en sus respectivos concentrados finales.

La flotación del Zn a partir del concentrado resulta ser la ruta más favorable, logrando una recuperación de Zn de 86,6%, con una ley del concentrado de 9,21% Zn y en el relave de 0,79 % Zn (Figura 62). Este concentrado resulta en un valor comercial estimado en unos 750 US\$ ton⁻¹, su alto valor se debe principalmente a la presencia de Ag que premia en 561 US\$ t⁻¹ a su valor comercial.

El uso de agua o una solución ácido sulfúrico (pH: 1,5 -2,0) en el pretratamiento del agua podría ayudar a destruir el espumante residual en el concentrado reemplazando probablemente el calentamiento y/o tratamiento con peróxido de hidrógeno. La adición de solución ácida (refino) es una práctica común en las concentradoras como “mata espuma” en los espesadores cuando se dispone de una planta hidrometalúrgica cercana.

La Figura 63 muestra los principales componentes del agua de proceso en dos Plantas LT1 y LT2 cuyas conductas de flotación de Cu/Mo es completamente diferente, al igual que la conducta de la flotación selectiva Cu/Mo.

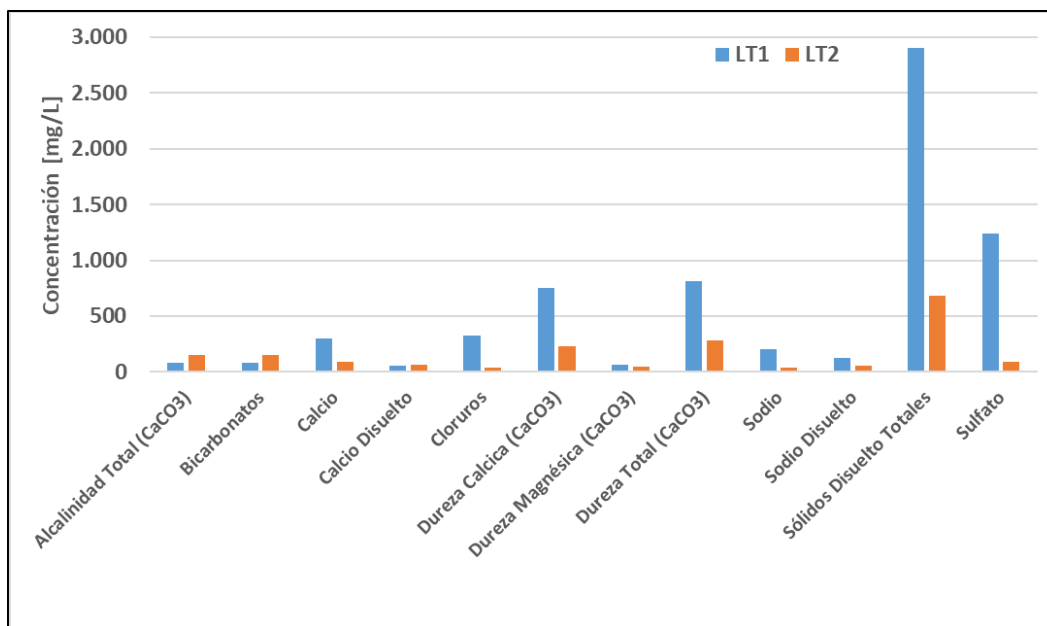


Figura 63: Composición del agua de procesos de las plantas de concentración colectiva LT1 y LT2.

El principal anión detectado en estas aguas es el ion sulfato que varía en las diferentes aguas de reposición del agua recirculada como se observa en la Figura 64.

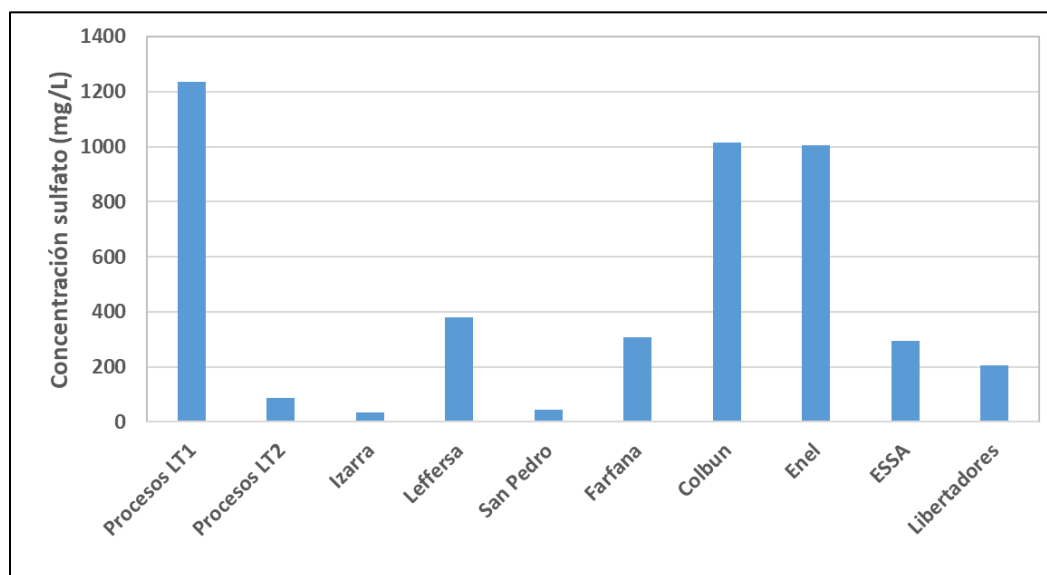


Figura 64: Contenido de sulfato en diferentes aguas tratadas de tercero que conforman el agua de planta.

Considerando los efectos positivos de recuperación y ley en los concentrados de los metales base, que produce el tratamiento del agua de procesos o bien directamente la adición en la pulpa mineral o de concentrado, Foster Ing S.A. desarrolló la Patente OxiFloat Process® que considera como reactivo mayor el peróxido de hidrógeno mezclado con un estabilizador

molecular adecuado para las condiciones de potencial redox y pH de las etapas de flotación. Esta mezcla permite ampliar el tiempo de acción del oxígeno en la pulpa mineral o en el concentrado por sobre el valor de solubilidad en las condiciones de fuerza iónica, temperatura y presión geográfica (equilibrio químico). Esto favorece significativamente la economía del proceso. Además, la acción oxidativa se puede potenciar con la adición del hierro férrico haciendo efectiva la acción de radicales libres mediante la teoría de Fenton.

Las Figuras 65 y 66 muestran el efecto de peróxido sin y con OxiFloat Process®. Nótese el efecto de la adición del ion férrico que promueve la formación de radicales libres $\text{OH}^\cdot$ con un potencial redox de 2,88 V muy superior al de la cupla $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+}$ de 0,77 V e incluso sobre la de semi reacción $\text{H}_2\text{O}_2/\text{O}_2$ que posee un potencial redox de 1,77 V.

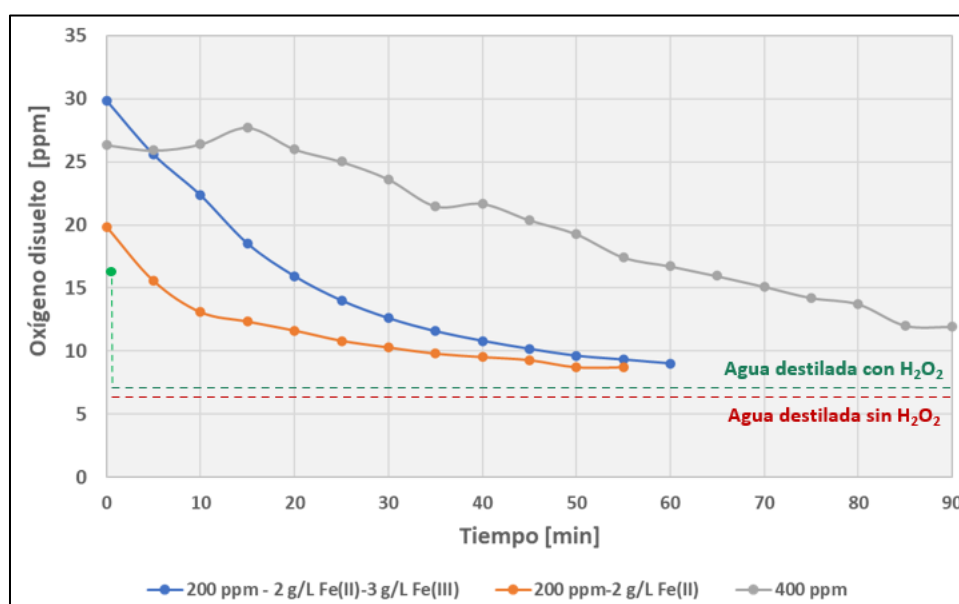


Figura 65: Estabilidad del oxígeno disuelto en función de la concentración de H_2O_2 y adición de hierro férrico.

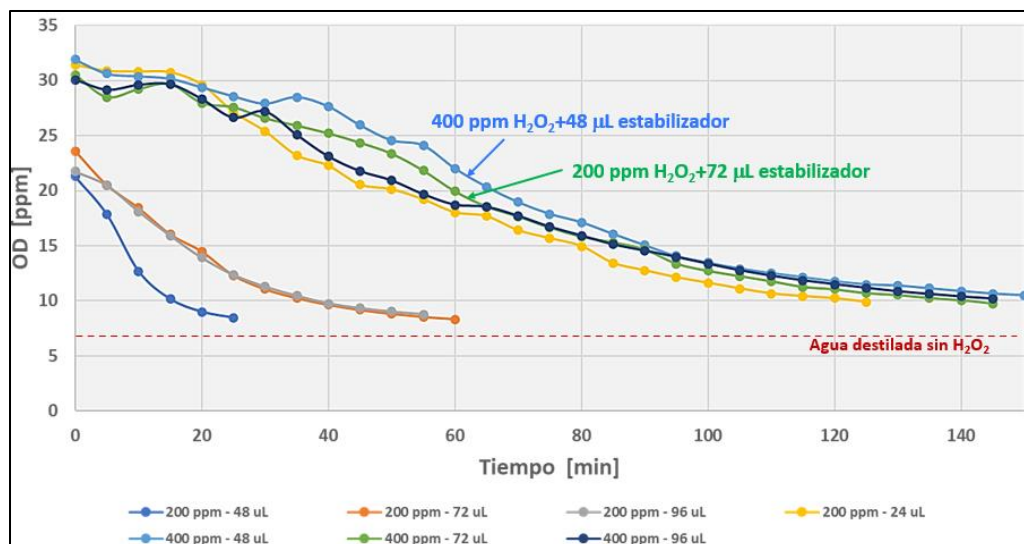


Figura 66: Estabilidad del oxígeno disuelto en función de la concentración de H_2O_2 y adición de estabilizador molecular en concentraciones variables.

4.5. Propuesta de alternativa técnica.

Considerando los resultados obtenidos por los experimentos realizados por Solvay y el uso del reactivo OxiFloat Process® por parte de Foster en la etapa de pretratamiento de agua, se propone que el concentrado resultante de las flotaciones de Solvay sea tratado como un concentrado colectivo de Cu-Zn o “bulk”. Posteriormente a este concentrado colectivo se le someterá a una etapa de filtrado con el fin de obtener un concentrado seco y un agua de procesos con los reactivos orgánicos contenidos. La separación de agua y concentrado se realiza para que la etapa de limpieza no afecte a la composición del concentrado. El agua de procesos se somete a una etapa de limpieza con el fin de destruir el contenido de orgánicos restantes mediante la adición del OxiFloat Process®. Posteriormente el agua tratada y el concentrado colectivo seco se combinan para someterse a otra flotación “rougher” donde el concentrado resultante es de zinc y las colas de este proceso un concentrado de Cu como se resume en la Figura 67.

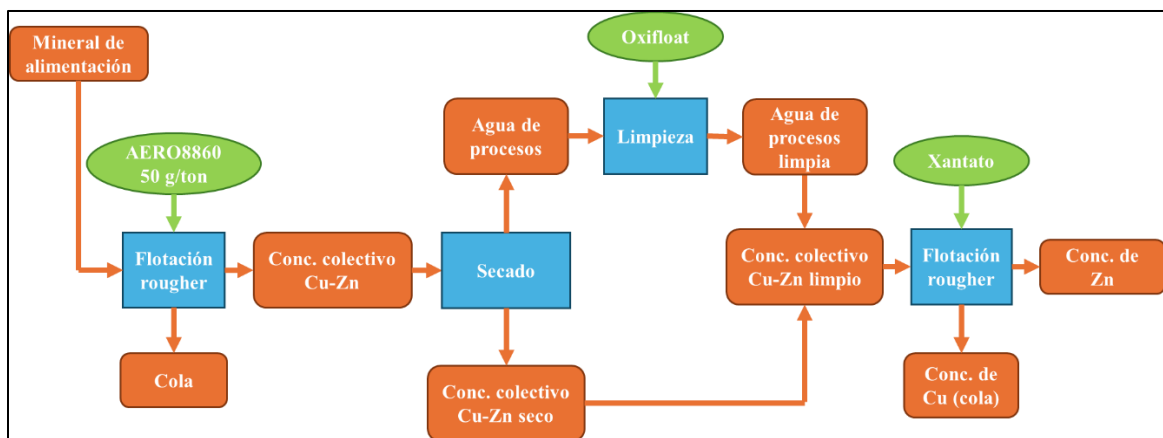


Figura 67: Técnica de flotación de Zn.

Considerando el mejor resultado obtenido por Solvay, que corresponde al concentrado del experimento 5 y asumiendo que la segunda etapa de flotación “rougher” se conservan las mismas recuperaciones, se estima un balance de masa representado por la Figura 68.

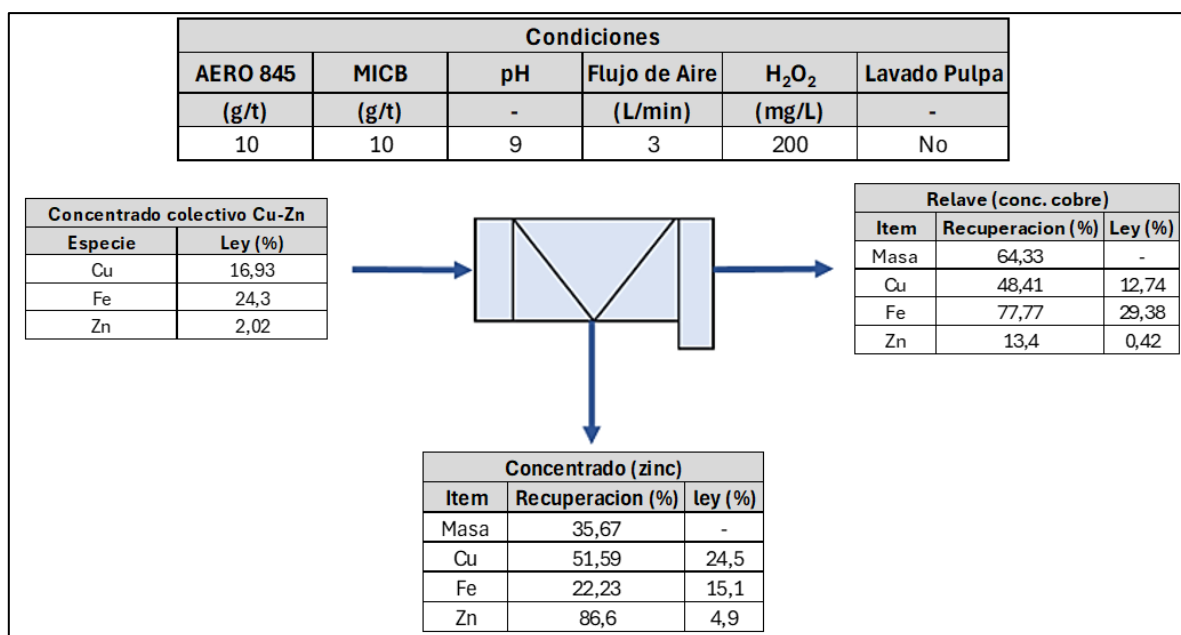


Figura 68: Balance de masa de la propuesta de técnica.

Si bien, la ley de cobre en el concentrado de Cu se reduce, este valor aún se encuentra por encima del valor promedio de las concentradoras en cuanto a flotación primaria (Tabla 14 Anexo 1) además de contener una ley de zinc inferior al 1% por lo que para efectos de venta del concentrado no es penalizable su valor. Respecto al concentrado de zinc, su precio de venta calculado resultó en un valor de 94 US\$ ton⁻¹. Este valor es significativamente más reducido en comparación al valor calculado por el concentrado obtenido por Foster principalmente por dos motivos:

- El concentrado que ingresa en la alimentación de Foster es más rico en zinc.
- El concentrado “*bulk*” entregado por Solvay no contiene Ag que premia el valor comercial.

Sin embargo, el valor de venta puede ir aumentando si se somete a un proceso de flotación “*cleanner*” para mejorar su calidad ya sea reduciendo la ley de hierro o incrementando la ley de zinc. Otra forma de aumentar la ley de Zn es incrementar la flotación de la esfalerita en la primera etapa de flotación “*rougher*” de Solvay, aunque también puede aumentar la ley de Zn en el concentrado final de Cu.

Capítulo 5. Conclusiones y recomendaciones

5.1. Conclusiones

A partir del análisis de los antecedentes bibliográficos y de los resultados experimentales de los ensayos de flotación realizados por los proveedores, se puede concluir que:

- El 48% de los sulfuros de cobre se encuentra como mineral libre, el resto se encuentra asociado a minerales de ganga y pirita. Esto hace prever que la contaminación del concentrado con zinc podría asociarse al arrastre de pirita asociada con esfalerita.
- Los resultados muestran que la flotación “*rougher*” logra una alta recuperación de cobre que supera el 90%, lográndose una buena separación de la esfalerita y de la pirita.
- El reactivo modificador más adecuado según estos resultados experimentales es el AERO 8860 con una dosis de 50 g t^{-1} permitiendo una recuperación y ley de Cu de 93,94% y 16,93% respectivamente con impurezas razonables de 2,02% Zn y 24,3% Fe.
- La calidad química del agua, a través de iones disueltos y orgánicos residuales provenientes de los reactivos de flotación en el agua recirculada, pueden afectar significativamente la separación selectiva del Cu/Zn interfiriendo la acción del reactivo modificador que sumado con distribuciones granulométricas extremadamente finas (por debajo de los $50 \mu\text{m}$) pueden afectar negativamente cualquier etapa de flotación del circuito de la planta.
- La adición del reactivo OxiFloat Process®, una mezcla de H_2O_2 y un estabilizador molecular, en concentraciones del orden de 200 ppm permite destruir los colectores residuales del tipo xantato de manera similar al uso de solo peróxido de hidrógeno, pero a un costo significativamente menor debido al mejoramiento de la estabilidad del oxígeno en solución por sobre su valor de equilibrio.
- Las colas de la flotación de zinc obtenidas por Foster poseen una ley de Zn inferior al 1%, por lo que, si se trata como un concentrado de cobre, este no sería penalizado por contenido de Zn.
- El bajo valor comercial estimado puede incrementarse si se le aplica una flotación “*cleaner*” o aumentando la cantidad de zinc en el concentrado “*bulk*”.

5.2. Recomendaciones

- Especificar la composición química del agua antes y después del proceso de molienda, pues esto puede ayudar a conocer que otros factores pudieron estar asociados a alta recuperación y ley de zinc en el concentrado.
- Estudiar la relación entre recuperación selectiva de cobre y altura de espuma, así como también el efecto de la calidad del agua sobre la recuperación y altura de espuma.
- Se recomienda considerar dentro de las etapas de limpieza del concentrado de cobre, la depresión del zinc usando una celda de tipo neumática, particularmente si se encuentra en la fracción de menor tamaño del mineral (menor a 80 μm).
- En caso de que la recuperación de impurezas en el concentrado de cobre se deba a la asociación entre la calcopirita y el contaminante, se recomienda mejorar el proceso de molienda para asegurar un mayor grado de liberación y eficiencia en la separación.

Bibliografía

- Arias, D. (2019). *Optimización de la flotación de la molibdenita fina utilizando oxido de polietileno*. [Tesis de pregrado, Universidad de Concepción]. Repositorio UdeC. http://repositorio.udec.cl/bitstream/11594/3451/6/Tesis_Optimizacion_de_la_flotacion_de_molibdenita%20Image.Marked.pdf
- Azañero, A., Aramburu, V., Quiñones, J., Puente, L., Cabrera, M., Rengifo, W., Falconi, V., Quispe, J. (2016, 22 de marzo). *Flotación de minerales polimetálicos sulfurados de Pb, Cu y Zn* [Diapositivas PowerPoint]. SlideShare. <https://es.slideshare.net/ZathexKaliz/154885437-flotapbcuzn>
- Barona, F. (2007). *Influencia de la distribucion de tamaño de burbujas en la recuperacion de flotacion para minerales de cobre*. [Tesis de pregrado, Universidad de Chile] Repositorio academico del la Universidad de Chile. <https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/102883/Influencia-de-la-distribucion-del-tamano-de-burbujas-en-la-recuperacion-de-la-flotacion.pdf?sequence=3&isAllowed=y>
- BCN (2017). *Uso del agua de mar en la minería del cobre*. Obtenido de: <https://obtienearchivo.bcn.cl/obtienearchivo?id=repositorio/10221/24626/1/Usodelagua%20de%20mar%20en%20la%20miner%C3%ADa%20del%20cobre.pdf>
- Bıçak, Ö., Ekmekçi, Z., Can, M., Öztürk, Y. (2012). The effect of wáter chemistry on froth stability and Surface chemistry of the flotation of a Cu-Zn sulfide ore. K. Heiskanen & D.R. Nagaraj (Eds). *Internationa Journal of Mineral Processing* (vol 102-103, pp, 32-37).
- Boujounoui, K., Abidi, A., Bacaoui, A., El Amari, K., Yaacoubi, A. (2015). *The influence of wáter quality on the flotation performance of complex sulphide ores: case study at Hajar Mine, Morocco*. J. S. Afr. Inst. Min. Metall. vol.115 n.12 Johannesburg.
- Calle, A. E. (2023). *Obtención de sulfuro de zinc de una mena polimetálica mediante flotacion selectiva en la mina Cristian David, Pasaje – El Oro*. [Tesis de pregrado, Universidad del Azuay] Repositorio Institucional. <https://dspace.uazuay.edu.ec/bitstream/datos/13267/1/18794.pdf>
- Castro, S. (2012). Challenges in flotation of Cu-Mo sulfide ores in sea water. Drelich, J. (Ed) *Water in Mineral Processing* (pp 29–40).
- Cochilco. (2021). *Exportación de concentrados de cobre: caracterización de condiciones comerciales*. Obtenido de <https://www.cochilco.cl/Mercado%20de%20Metales/2021%20006%20002%20Exportaci%C3%B3n%20de%20concentrados%20de%20cobre%20-%20Caracterizaci%C3%B3n%20de%20condiciones%20comerciales.pdf>
- Cortez Marcelo, C. (2019). *Flotación de zinc sin el uso de cal para la recuperacion de concentrado de zinc, en la Unidad de Produccion Andaychagua - Compañia Minera*

- Volcan S.A.A.-2019. [Tesis de pregrado, Universidad nacional Daniel Alcides Carrion] Repositorio Institucional UNDAC.
http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/1671/1/T026_47674022_T.pdf
- Deng, J., Wen, S., Liu, J., Wu, D., Feng, Q. (2014). Adsorption and activation of copper ions on chalcopyrite surfaces: A new viewpoint of self-activation. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China* (vol 24, pp, 3955-3963).
- Dichmann, T.K. (2001). The role of copper ions in sphalerite-pyrite flotation selectivity. B. Wills (Ed). *Minerals Engineering* (vol 12, pp, 217-225).
- Elizondo, M., Uribe, A., Bello, S. (2021). Chemical stability of xanthates, dithiophosphinates and hydroxamic acids in aqueous solutions and their environmental implications. R. D. Handy & B. Yan (Eds). *Ecotoxicology and Environmental Safety* (vol 207).
- Empírica (2020, 4 de noviembre). *Tópico 2. f Modelos de Procesos – Flotación en celdas neumáticas*. <https://empiricaconsultores.cl/topico-2-f-modelos-de-procesos-flotacion-en-celdas-neumaticas/>
- Enami. (Diciembre de 2022). Tarifas diciembre. Santiago, Region metropolitana. Obtenido de https://www.enami.cl/EnamiTransparente/B_HistoricoTarifas/DICIEMBRE%202022.pdf
- Eriez (2024, 19 de febrero). *Cavitation Tube Sparging Systems*.
<https://www.eriez.com/Documents/Literature/Brochures/Products/Flotation/CavTube/FGB-103-Eriez-Cavitation-Tube-Sparging-Systems.pdf>
- Farrokhpay, S., Zanin, M. (2012). An investigation into the effect of water quality on froth stability. B. Wills (Ed). *Minerals Engineering* (vol 23, pp, 493-497).
- Floor, A.J. (2006). *The chemical composition of sea water*. [Online].
<https://www.seafriends.org.nz/oceano/seawater.htm>
- Forbes, E., Davey, K. J., Smith, L. (2014). Decoupling rheology and slime coatings effect on the natural flotability of chalcopyrite in a clay-rich flotation Pulp. B. Wills (Ed). *Minerals Engineering* (vol 56, pp, 136-144).
- García, R. (2012). *Evaluación por modelación CFD del proceso de flotación en una celda de agitación mecánica y del efecto de la granulometría en la recuperación de mineral*. [Tesis de pregrado, Universidad de Chile] Repositorio académico de la Universidad de Chile. https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/110946/cf-garcia_rm.pdf;sequence=1#:~:text=Una%20celda%20de%20flotaci%C3%B3n%20ver,del%20aire%20que%20es%20ingresado.
- Gupta, A., Yan, D.S. (2006). *Mineral Processing Design and Operation* (pp, 555-603).

- Hoebel, D. (2015). *Perdidas de carga por influencia de relaves espesados en loop de bombeo*. [Tesis de pregrado, Universidad del Bío-Bío]. Repositorio Digital Sistema de Bibliotecas Universidad del Bío-Bío.
http://repobib.ubiobio.cl/jspui/bitstream/123456789/1767/1/Hoebel_Fuentes_Diego_Alberto.pdf
- Hunter, R. J. (1981). *Zeta potential in colloid science: Principles and applications*. Academic Press.
- Jeldres, H. (2017). *Uso de Goma Guar como agente floculante de arcillas en flotación de calcopirita*. [Tesis de pregrado, Universidad de Concepción] Repositorio UdeC.
http://repositorio.udec.cl/bitstream/11594/2662/3/Tesis_uso_de_Goma_Guar.pdf
- Johnson, N.W., 2010. Existing methods for process analysis. In: Greet, C.J (Ed.), *Flotation Plant Optimisation: A Metallurgical Guide to Identifying and Solving Problems in Flotation Plants* (vol. 16, pp, 35-64). Spectrum Series.
- Jorjani, E., Barkhordari, H. R., Tayebi, M., Fazeli, A. (2011). Effects of aluminosilicate mineral son copper-molybdenum flotation from Sarcheshmeh porphyry ores. B. Wills (Ed). *Minerals Engineering* (vol 24, pp, 754-759).
- Kemp, A. (2018). *Análisis crítico de las eficiencias de pulpa y espuma en experimentos de flotación a escala de laboratorio* [Tesis de pregrado, Universidad de Chile] Repositorio académico de la Universidad de Chile.
<https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/151467/Analisis-critico-de-las-eficiencias-de-pulpa-y-espuma-en-experimentos-de-flotacion-a-escala-de-laboratorio.pdf?sequence=4>
- Lane, D. J., Cook, N. J., Grano, S. R., Ehrig, K. (2016). Selective leaching of penalty elements from copper concentrates: A review. *Minerals Engineering* (vol 98, pp, 110-121).
- Laskowski, J., Castro, S. (2015). Flotation in concentrated electrolyte solutions. M.L. Torem (Ed). *International Journal of Mineral Processing* (vol 144, pp, 50-55).
- Latiza. (2017). *Guía para la comercialización de minerales y metales*. Obtenido de https://latiza.zinc.org/wp-content/uploads/sites/10/2017/02/guia-para-informe_comercializaci_minerales.pdf
- Levay, G., Smart R. St. C. & Skinner, W. M. (2001). *The impact of water quality on flotation performance*. SAIMM. J. (vol. 101, pp, 69-75).
- Liu, L., Rao, S., Finch, J. (1993). Technical note laboratory study of effect of recycle water on flotation of a Cu/Zn sulphide ore. B. Wills (Ed). *Minerals Engineering* (vol 6, pp, 1183-1190).
- Lobos, L. (2015). *Evaluación del uso de NaSH en el circuito de flotacion selectiva de molibdeno de Los Pelambres*. [Tesis de pregrado, Universidad de Chile] Repositorio

- académico de la Universidad de Chile.
<https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/137468/Evaluacion-del-uso-de-NaSH-en-el-circuito-de-flotacion-selectiva-de-molibdeno.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Los Quenuales S.A. (2004). *Manual de flotación*. Casapalca, Perú.
- Luckham, P. F., Rossi, S. (1999). The colloidal and rheological properties of bentonite suspensions. E. Mileva, R. Sedev & H. Zeng (Eds). *Advances in Colloid and Interface Science* (vol 82, pp, 43-92).
- Malysiak, V., Connor, C.T., Ralston, J., Gerson, A.R., Coetzer, L.P., Bradshaw, D.J. (2003). Pentlandite-feldspar interaction and its effect on separation by flotation. *International Journal of Mineral Processing* (vol 66, pp, 89-106).
- Marroquín, M. (2013). *Estudio técnico de la separación en la flotación selectiva de plomo - cobre en la U.M. Yauliyacu, empresa minera Los Quenuales*. [Tesis de pregrado, Universidad San Agustín] Repositorio UNSA.
<https://repositorio.unsa.edu.pe/server/api/core/bitstreams/fe744ba2-a449-4502-940c-5803efde2525/content>
- Metso (2024, 6 de enero). *Actualización para controlar el aire de flotación*.
<https://www.metso.com/es/portafolio/actualizacion-para-controlar-aire-flotacion/>
- Microtrac (2024). *Zeta potential measurement*. <https://www.microtrac.com/products/zeta-potential/>
- Minalaya, J. (2017). *Reactivos usados en el proceso de flotación*. Universidad nacional Federico Villareal.
- Montiel, A. (2023). *Criterio de recirculación del agua en base a su calidad que se emplea en el proceso de concentración de minerales utilizando agua de mar en faena minera*. [Tesis de pregrado, Universidad Técnica Federico Santa María]. Repositorio USM. <https://repositorio.usm.cl/bitstream/handle/11673/55263/m19876664-k.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Mu, Y., Peng, Y. (2019). The effect of saline water on copper activation of pyrite in chalcopyrite flotation. B. Wills (Ed.). *Minerals Engineering* (vol 131, pp, 336-341).
- Mu, Y., Peng, Y. (2019). The role of sodium metabisulphite in depressing pyrite in chalcopyrite flotation using saline water. B. Wills (Ed). *Minerals Engineering* (vol 142).
- Muzenda, E. (2010). *An investigation into the effect of water quality on flotation performance*. Palapye, Botswana: Botswana International University of Science and Technology.

- Ndlovu, B., Forbes, E., Farrokhpay, S., Becker, M., Bradshaw, D., Deglon, D. (2014). A preliminary rheological classification of phyllosilicate group minerals. B. Wills (Ed). *Minerals Engineering* (vol 55, pp, 190-200).
- Núñez, R. (2014). *Diagnóstico y análisis estratégico del negocio equipos de flotación*. [Tesis de postgrado, Universidad de Chile] Repositorio académico de la Universidad de Chile. https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/129915/cf-nunez_rr.pdf?sequence=1
- Pugh, R. J., Weissenborn, P., Paulson, O. (1997). Flotation in inorganic electrolytes; the relationship between recovery of hydrophobic particles, Surface tension, bubble coalescence and gas solubility. K. Hadler & K. Waters (Eds). *International Journal of Mineral Processing* (vol 51, pp, 125-138).
- Ramirez, A. I., Torres, K. G. (2017). *Influencia de la densidad de pulpa y pH sobre la hidrofobicidad de cobre en mineral tipo sulfuro, Calquis, Cajamarca, 2017* [Tesis de pregrado, Universidad Privada del Norte] Repositorio institucional UPN. <https://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/11351/Ramirez%20Delgado%20Alithu%20Isabel%20c%20Torres%20N%20c3%ba%20c3%b1ez%20Katherine%20Gabriela.pdf?sequence=4&isAllowed=y>
- Ramos, O., Castro, S., Laskowski, J. (2013). Copper-molybdenum ores flotation in sea water: Floatability and frothability. B. Wills (Ed). *Minerals Engineering* (vol 53, pp, 108-112).
- Ran, J., Qiu, X., Hu, Z., Liu, Q., Song, B., Yao, Y. (2019). Effects of particle size on flotation performance in the separation of copper, gold and lead. L.S. Fan (Ed.). *Powder Technology* (vol 344, pp, 654-664).
- Rao, S. R., Finch, J.A (1989). A review of water reuse in flotation. B. Wills (Ed). *Minerals Engineering*. (vol. 2, pp, 65-85).
- Rayo, J., Ipinza, J. (2010). *Análisis corporativo de plantas concentradoras*. JRI ingeniería S.A.
- Rozas, A. M. (2011). *Uso de agua de mar en las operaciones molienda-flotación y depósitos de relaves*. Minera las Cenizas S.A. Puyehue, Chile.
- Rubilar, R. (2014). *Optimización en la recuperación metalúrgica de molibdeno, planta II* [Tesis de pregrado, Pontificia Universidad Católica de Valparaíso] Bibliotecas PUCV. <https://catalogo.pucv.cl/cgi-bin/koha/opac-detail.pl?biblionumber=426804>
- Schubert, H. (2008). On the optimization of hydrodynamics in fine particle flotation. B. Wills (Ed). *Minerals Engineering* (vol. 21, pp, 930-936).
- Shang, Y., Sun, C. (2023). *Effect of Gangue Mineral on Pulp Rheology and Flotation Behavior of Smithsonite*. Minerals, 13(1), 66.

- Sonami (2021). *Informe consumo de agua en minería 2019 – 2020*. Obtenido de:
<https://www.sonami.cl/v2/wp-content/uploads/2022/05/Agua-en-Mineria-2019-2020-VF.pdf>
- Takeno, N. (2005). *Atlas of Eh-pH diagrams*. Tokio, Japón: National Institute of Advanced Industrial Science and Technology.
- Thompson, T.G., Bonnar, R.U. (1931). The buffer capacity of sea water. *Ind. Eng. Chem. Anal. Ed.* 3 (4), 393-395.
- Trick, J., Marianne, S., Shaun, R. (2018). Contaminated Groundwater Sampling and Quality Control of Water Analyses. B. De Vivo, H. E. Belkin & A. Lima (Eds). *Environmental Geochemistry* (2ª ed., pp, 25-45).
- Uribe, M. (2017). *Efecto del agua de mar en la recuperación de minerales de cobre-molibdeno por procesos de flotación*. [Tesis de pregrado, Universidad de Concepción] Repositorio UdeC.
http://repositorio.udec.cl/bitstream/11594/2691/3/Tesis_Efecto_del_agua_de_mar_.pdf
- Yantén, C. (2020). *Desarrollo de herramienta de caracterización de espumas de flotación a partir de análisis textural de imágenes*. [Tesis de pregrado, Universidad de Chile] Repositorio académico de la Universidad de Chile.
<https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/176993/Desarrollo-de-herramienta-de-caracterizacion-de-espumas-de-flotacion-a-partir-de-analisis-textural-de-imagenes.pdf>
- Yañez, S. (2016). *Evaluación del proceso de flotación cobre molibdeno*. [Tesis de pregrado, Universidad de San Agustín] Repositorio UNSA.
<https://repositorio.unsa.edu.pe/server/api/core/bitstreams/2f009c1d-f52c-4f98-90d6-5352f868648a/content>
- Yianatos, J. (2005). *Flotación de minerales*. Valparaíso: USM.
- Yianatos, J. B. (2007). Fluid Flow and Kinetic Modelling in Flotation Related Processes: Comuns and Mechanically Agitated Cells-A Review. J. Heng (Ed). *Chemical Engineering Research and Design* (vol 85, pp, 1591-1603).
- Wang, Y., Peng, Y., Nicholson, T., Lauten, R. A. (2015). The different effects of bentonite and kaolin on copper flotation. F. Bergaya (Ed). *Applied Clay Science* (vol 114, pp, 48-52).
- WEMCO (2015). *Principales Ventajas de las Celdas de Flotación Auto Aspiradas*.
<https://pdfcoffee.com/ventajas-celdas-wemco-2-pdf-free.html#Mat%C3%ADas+Ilabaca+Sol%C3%ADs>
- Wen, W., Sun, S. (1997). *Electrokinetic study on the amine flotation of oxidized coal. [For separation from ash and pyrites]*. United States.

- Willard, T., Anderson, S., Andress, C., Armstrong, S., Ballentine, F., Bhambhani, T., Bourget, C., Bowles, P., Bruce, T., Bruey, F., Capamena, R., Coe, J., Cole, R., Cramer, K., Dai, Q., Danchenko, Y., Flieg, G., Gorken, A., Hodges, R.,... Tinkler, O. (2010). *Mining Chemicals handbook*.
- Wills, B.A., Finch, J.A. (2015) *Wills's Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery*. 8th Edition.
- Zhang, M., Peng, Y. (2015). Effect of clay mineral on Pulp rheology and the flotation of copper and gold minerals. B. Wills (Ed). *Minerals Engineering* (vol 70, pp, 8-13).
- Zhang, Q., Xu, Q., Bozkurt, V., Finch, J. A. (1997). Pyrite flotation in the presence of metal ions and sphalerite. B. Wills (Ed). *Minerals Engineering* (vol 52, pp, 187-201).

Anexos

Anexo 1 Tablas de datos del estado del arte

Tabla 14: Análisis corporativo de plantas concentradoras (Rayo & Ipinza, 2010).

Promedio de concentradoras		
Recuperación de Cu en flotación	85	%
Ley de Cu en relave	0,12	%
Recuperación de Cu en flotación primaria	90	%
Ley de Cu concentrado flotación primaria	6,4	%
Recuperación de Cu total	88	%
Ley de Cu en concentrado	30	%
Producción anual de concentrados de Cu	634	Ktpa
Ley media de alimentación de Cu	0,95	%
Tiempo de residencia flotación primaria	28	min
pH flotación primaria	10	
Concentración de solidos flotación primaria	34	%
Concentración de solidos alimentación a flotación limpieza	21	%
Concentración de solidos descarga espesador de concentrador	65	%
Concentración de solidos alimentación a espesador de relaves	29	%
Concentración de solidos descarga espesador de relaves	57	%
Razón volumen flotación barrido/ volumen flotación primaria	0,4	
Consumo neto de agua fresca	0,6	m3/t
Consumo anual de cal	1,3	kg/t
Consumo especifico de reactivo colector	34	g/ton
Consumo especifico de reactivo espumante	18	g/ton
Consumo especifico de reactivo floculante	16	g/ton
Precio unitario colector	4,3	USD/kg
Precio unitario del espumante	1,7	USD/kg
Precio unitario del floculante	1,9	USD/kg
Precio unitario de la cal comercial	128	USD/ton
Costos promedio de agua dulce	0,5	USD/m3
Costos promedio de agua desalada	1,4	USD/m3
Costos promedio de agua de mar	1,1	USD/m3

*Tabla 15: Composición iónica de muestras de agua después de molienda y flotación
(modificado de Biçak et al., 2012).*

		Cu	Fe	Pb	Zn	Ca	SO42-	S2O32-
		ppm	ppm	ppm	ppm	ppm		
Tap water	Después de molienda	n.a.	n.a.	0,09	0,046	294	1009	269
	Después de flotación	n.a.	n.a.	0,08	0,134	250	829	234
water 1	Después de molienda	n.a.	n.a.	0,11	0,048	435	868	413
	Después de flotación	n.a.	n.a.	0,1	0,068	447	1171	678
water 2	Después de molienda	n.a.	n.a.	0,15	0,012	756	1681	1236
	Después de flotación	0,004	n.a.	0,13	0,056	1154	1430	1905
water 3	Después de molienda	n.a.	n.a.	0,21	0,021	1316	1673	1874
	Después de flotación	0,049	0,115	0,21	0,082	875	1188	1026
water 4	Después de molienda	0,046	0,038	0,35	0,086		1382	3057
	Después de flotación	0,225	0,056	0,34	0,169	2382	1405	2887

Nota: n.a. significa que las cantidades está por debajo de la ratio de detección.

Anexo 2 Tablas de datos experimentales del proveedor

Tabla 16: Composición de concentrado del primer conjunto (Solvay, 2022).

Flotación N°	Concentrado				
	Masa	Ley de cobre	Ley de hierro	Ley de zinc	Ley de Cadmio
-	[g]	%	%	%	Ppm
1	184,8	12,35	25,5	1,73	29
2	197,7	11,87	25,04	1,7	28

Tabla 17: Recuperación de metales del primer conjunto (Solvay, 2022).

Flotación N°	Recuperación			
	cobre	hierro	zinc	cadmio
-	%	%	%	%
1	96,2	19,5	68,29	72,76
2	96,06	20,53	69,32	73,62

Tabla 18: Composición de concentrado del segundo conjunto (Solvay, 2022).

Flotación N°	Leyes de concentrado			
	%Cu	%Fe	%Zn	ppm Cd
1	13,6	24,9	1,9	26,3
2	14,6	23,26	1,7	25,5
3	13,97	23,12	1,6	22,6
4	14,1	23,35	1,6	23,2
5	14,61	23,02	1,46	18,9
6	12,77	23,82	1,76	24,3

Tabla 19: Composición de relave del segundo conjunto (Solvay, 2022).

Flotación N°	Leyes relaves			
	%Cu	%Fe	%Zn	ppm Cd
1	0,092	17,25	0,13	3
2	0,192	17,2	0,185	3,8
3	0,265	16,72	0,204	3,8
4	0,204	17,23	0,191	4,1
5	0,381	17	0,234	7
6	0,101	16,48	0,129	3,1

Tabla 20: Recuperación de metales del segundo conjunto (Solvay, 2022).

Flotación N°	Recuperación			
	%Cu	%Fe	%Zn	%Cd
1	95,94	18,39	70,05	58,38
2	91,76	16,53	57,37	49,57
3	88,19	16,38	52,64	45,73
4	90,83	16,26	54,55	44,77
5	83,08	14,77	44,4	25,68
6	95,56	19,75	69,91	57,17

Tabla 21: Composición de concentrado del tercer conjunto (Solvay, 2022).

Flotación N°	Concentrado			
	%Cu	%Fe	%Zn	ppm Cd
1	13,6	24,29	1,9	26,3
2	14,1	23,35	1,6	23,2
3	14,61	23,02	1,46	18,9
4	12,77	23,82	1,76	24,3
5	16,93	24,3	2,02	32,3

Tabla 22: Composición de relave del tercer conjunto (Solvay, 2022).

Flotación N°	Relave			
	%Cu	%Fe	%Zn	ppm Cd
1	0,092	17,25	0,13	3
2	0,204	17,23	0,191	4,1
3	0,381	17	0,234	7
4	0,101	16,48	0,129	3,1
5	0,14	17,11	0,157	4,3

Tabla 23: Recuperación de metales del tercer conjunto (Solvay, 2022).

Flotación N°	Recuperación			
	%Cu	%Fe	%Zn	ppm Cd
1	95,94	18,39	70,05	58,38
2	90,83	16,26	54,55	44,77
3	83,08	14,77	44,4	25,68
4	95,56	19,75	69,91	57,17
5	93,94	15,41	62,27	49,07



AERO⁺ 3894 Promoter

PROPIEDADES TÍPICAS

Estado físico	: líquido
Gravedad específica (20 / 20 °C)	: 0,97-0,99
Viscosidad (20 °C)	: 3,0 cP
Punto de inflamación (copa cerrada)	: 50 °C
Punto de congelamiento	: < - 4 °C
Solubilidad en agua (20 °C)	: insoluble
Color	: amarillo pálido

PROPIEDADES QUÍMICAS

AERO 3894 Promoter, isopropil etil tionocarbamato, es un reactivo estable en medios ácidos y alcalinos en los rangos normales usados en los procesos de flotación. Descompone en medio ácido fuerte (ejemplo ácido sulfúrico concentrado), generando gases inflamables y tóxicos. Reacciona con oxidantes fuertes. Por combustión genera SO₂ y óxidos de nitrógeno.

USOS

AERO 3894 Promoter es un colector fuerte, más selectivo que los xantatos y es ampliamente utilizado en la flotación de minerales sulfurados de cobre, principalmente calcopirita, en circuitos alcalinos. Su selectividad lo hace adecuado para la flotación de sulfuros de cobre en presencia de pirita a pH > 10.

Puede ser agregado en la forma que se presenta aunque en algunos casos se prefiere mezclarlo con alcoholes superiores para aumentar su dispersión en la pulpa mineral. También se puede mezclar con hidrocarburos, tales como kerosene o diesel para promover la flotación de molibdenita.

Las dosificaciones típicas de AERO 3894 Promoter varían entre 10 y 40 g/t, dependiendo del contenido de fino en la cabeza y del empleo de otros colectores en la fórmula colectora. El reactivo requiere de un tiempo de acondicionamiento por lo que se recomienda su dosificación a la molienda, si no se dispone de acondicionador antes de la flotación.

MANEJO Y ALMACENAMIENTO

AERO 3894 Promoter es una sustancia inflamable. Para su manejo y almacenamiento seguro seguir las siguientes recomendaciones:

- Usar anteojos de seguridad y guantes de neopreno o PVC y evitar contacto del producto con la piel y ropa.
- Mantener buena ventilación y evitar la inhalación de los vapores.
- Mantener los envases cerrados, alejados de llamas abiertas y evitar su deterioro.
- Almacenar el producto en bodegas de preferencia techadas y con buena ventilación.
- Almacenar segregado de ácidos fuertes concentrados (ejemplo ácido sulfúrico).
- Utilizar primero el producto más antiguo ingresado a bodega.
- Usar un extintor tipo BC en caso de combustión.

Evitar el uso de aluminio, cobre, bronce y goma en equipos e implementos que estén en contacto con el producto.

En las condiciones de almacenamiento recomendadas, el producto permanece inalterado por cuatro años.

TOXICIDAD Y PRIMEROS AUXILIOS

De acuerdo a ensayos de toxicidad estándares el producto se clasifica como no tóxico.

El contacto prolongado con la piel o la córnea puede causar irritaciones leves. La inhalación de los vapores puede producir irritación en las mucosas nasales. En caso de irritación externa seguir las siguientes recomendaciones:

- Piel: lavar la zona afectada con abundante agua durante 15 minutos y usar jabón neutro.
- Ojos: lavar con abundante agua durante 15 minutos y obtener atención médica inmediata.

En caso de inhalación llevar a persona afectada a lugar con aire fresco.

En caso de ingestión obtener atención médica inmediata.

AMBIENTE

- Confinar derrames o aguas de combate de incendios contaminadas con el producto, para evitar que alcancen cursos o cuerpos de agua.
- No reciclar los envases vacíos en productos de uso humano o animal.

ENVASES

- Tambores con 200 kg neto.
- Granel, camión estanque.

Para obtener mayor información en aspectos de Salud, Seguridad y Ambiente solicitar la Hoja de Datos de Seguridad (HDS) de este producto (N°3480)

NOTA

La información proporcionada no constituye garantía sobre la cual asumamos responsabilidad legal. Los usuarios deberán realizar sus propios ensayos para determinar el comportamiento real de los productos en su mineral. No obstante, nuestro personal técnico podrá colaborar en la aplicación más adecuada de este reactivo. Lo publicado en este folleto no debe ser considerado como una recomendación para emplear alguna patente de invención sin licencia.

Vigente desde : 02 / 05

Anexo 4 Ficha técnica de colector AEROFLOAT 208



"Líderes en Calidad Cumplimiento y Servicio"

DISTRIBUIDORA DE QUÍMICOS INDUSTRIALES S.A

www.dqisa.com

FICHA TÉCNICA AEROFLOAT 208

1. IDENTIFICACIÓN DEL PRODUCTO

Nombre del producto AEROFLOAT 208 Promoter
Composición Sal sódica de di (Etil-secbutil) Ditioposfato de en agua

2. DESCRIPCIÓN

El AEROFLOAT 208 Promoter, es una solución acuosa de un colector selectivo para minerales de cobre, excelente colector para Ag, Cu, Y Au nativo

3. ESPECIFICACIONES TÉCNICAS

pH (directo)	13.0 – 13.7
Gravedad específica (a 30 °C)	1.2
Punto de Ebullición °C	103
Punto de Cristalización °C	- 4
Punto de Fusión °C	- 13
Viscosidad (Cps a 0°C)	22
(Cps a 30 °C)	6

4. PROPIEDADES

Aspecto Líquido con color que va de verde claro a ámbar

Solubilidad Completamente soluble en agua

FECHA REALIZACION	REALIZO	ACTUALIZO I.Q. Iván Dario Ospina
2010/05/03	I.Q. Iván Dario Ospina	Mayo 05- 2020

Carrera 50C No. 10 Sur – 18 PBX: 361 07 11 Ext 109 iospina@dqisa.com Medellín Colombia

5. APLICACIONES

Ampliamente usado en circuitos alcalinos para minerales empañados y secundarios de Cobre , Plomo , Zinc y metales preciosos. Más selectivos que los Xantatos, contra los sulfuros de Hierro, en circuitos alcalinos Usualmente se benefician con tiempos más largos de acondicionamiento; motivo por el cual se acondiciona al molino

Principales Usos

En flotación de cobre, plata, plomo y sulfuros de zinc activado, así como en circuitos alcalinos de cobre metálico; sulfuros de cobre, cobre metálico y sulfuros de hierro en circuitos ácidos.

Nivel de tratamiento.

La dosificación s esta normalmente en el rango de 0.01-0.20 lb. / ton. (5 o 100 gramos / tonelada métrica). Para máxima selectividad y eficacia, se recomienda adicionarlo sin diluir.

Ventajas

La solución acuosa mejora la manipulación, la mezcla y las características de alimentación. Aunque generalmente actúa rápido, a veces es ventajoso adicionar parte o todo el colector al circuito de molienda. A diferencia del Xantatos este producto es estable en circuito ácido.

Información Adicional

Los datos proporcionados en esta hoja, son tomados de fuentes confiables y representan la mejor información conocida actualmente sobre la materia, este documento debe utilizarse solo como guía para la manipulación del producto con la precaución adecuada, **DISTRIBUIDORA DE QUÍMICOS INDUSTRIALES** no asume responsabilidad alguna por reclamos, pérdidas o daños que resulten del uso inapropiado de la mercancía y/o de un uso distinto para el que fue concebida. El usuario debe hacer sus propias investigaciones para determinar la aplicabilidad de la información consignada en la presente hoja según sus propósitos particulares

FECHA REALIZACION	REALIZO	ACTUALIZO I.Q. Iván Darío Ospina
2010/05/03	I.Q. Iván Darío Ospina	Mayo 05- 2020

Carrera 50C No. 10 Sur – 18 PBX: 361 07 11 Ext 109 iospina@dqisa.com Medellín Colombia



Aero 7261A Depressant

PROPIEDADES FÍSICAS

Estado físico	: líquido
pH	: 5.6 – 6.8 (tal cual)
Solubilidad en agua (20 °C)	: Completa
Color	: amarillo claro
Densidad a 25°C	: 1,127

PROPIEDADES QUÍMICAS

El **Aero 7261A Depressant**, es una solución acuosa estable de pH neutro con olor amoniacal y cuyo componente activo es poliacrilamida. No es una solución inflamable o combustible.

Se deben evitar ácidos fuertes, aluminio y agentes oxidantes.

Los productos de descomposición peligrosos son monóxido de carbón, dióxido de carbono, óxidos de azufre y óxidos de nitrógeno.

USOS

El **Aero 7261A Depressant** es un depresor polimérico usado en el rechazo de pirrotina y pirita.

Es completamente soluble en agua, por lo que puede ser alimentado puro o como una solución 1% a 20% a un estanque acondicionador previo a la flotación.

El rango efectivo de la dosificación es 20 gpt-150 gpt.

MANEJO Y ALMACENAMIENTO

El **Aero 7261A Depressant** no es un producto peligroso y no presenta riesgo para el humano. Para su manejo y almacenamiento seguro seguir las siguientes recomendaciones:

- Usar anteojos de seguridad y guantes de neopreno y evitar el contacto del producto con los ojos, la piel y la ropa.
- Evitar la inhalación en envases vacíos que hayan contenido este producto.
- Almacenar el producto en bodegas de preferencia techadas y con buena ventilación.
- Utilizar primero el producto más antiguo ingresado a bodega.
- Evitar el contacto con ácidos fuertes, bases y agentes oxidantes.

El depresor A-7261A puede almacenarse en acero inoxidable, acero dulce, hierro fundido, acero galvanizado, polietileno HD, polipropileno HD, minerales del tipo teflón, Tygon, Viton, caucho blando y PVC. No use cobre ni bronce.

ENVASES

El producto se encuentra disponible en tambores de 200 lts. Para despacho a granel consultar con su representante Solvay.

PRECAUCIÓN

No mezclar con otros reactivos sin antes haberse asegurado con el proveedor que no se presentan daños a la salud.

IMPORTANTE

Para obtener datos de propiedades físicas e información de Manejo, Salud, Seguridad y Cuidado del Medio Ambiente, consultar la Hoja de Datos de Seguridad (HDS) de este producto.

SOPORTE TÉCNICO

Los mejores resultados de una Planta Concentradora dependen del uso de los mejores productos y mejor tecnología disponible. Solvay ofrece una completa línea que incluye colectores, espumantes y modificadores. Su Representante de Ventas está preparado para ayudarlo en la aplicación de nuestros productos.

NOTA

La información proporcionada no constituye garantía sobre la cual asumamos responsabilidad legal. Los usuarios deberán realizar sus propios ensayos para determinar el comportamiento real de los productos en su mineral. No obstante, nuestro personal técnico podrá colaborar en la aplicación más adecuada de este reactivo. Lo publicado en este folleto no debe ser considerado como una recomendación para emplear alguna patente de invención sin licencia.

Vigente desde : 08 /2018

Anexo 6 Ficha técnica de modificador AERO 8860 GL GCA

MINERAL PROCESSING																					
DEPRESANTE AERO® 8860 GL GCA																					
DESCRIPCION AERO® 8860 GL es un depresante polimérico usado para la depresión de talco (como MgO) en minerales de cobre. Se ha encontrado que es un depresante efectivo para MgO en la flotación de minerales de metales preciosos bajo condiciones específicas. Ha mostrado aplicación para la depresión de estalerita y pirrotita en la etapa de flotación de Cu de minerales complejos (Pb/Cu/Zn/Au/Ag). APLICACION El depresante AERO® 8860 GL es completamente soluble en agua y puede ser dosificado tal cual o en una solución del 1% al 20% a un tanque de acondicionamiento previo a la flotación. El rango de dosis efectivo es de 20 g/t - 150 g/t. Para mayor selectividad, puede considerarse la adición en etapas. DESPACHOS El producto es despachado en 228 kg por tambor o en totes de 1138 kg. Para información de despacho a granel, contactar a su representante de ventas Solvay. Las muestras para pruebas en terreno están disponibles a pedido. ALMACENAMIENTO Y MANEJO El depresante AERO® 8860 GL se puede almacenar en acero inoxidable, acero dulce, hierro fundido, acero galvanizado, polietileno HD, polipropileno HD, caucho blando y PVC. No utilizar cobre o latón. SALUD & SEGURIDAD Antes de manipular este material, lea la Hoja de Seguridad Solvay correspondiente para obtener información más detallada sobre los datos de las propiedades físicas, seguridad, salud y medioambiente.	PROPIEDADES TÍPICAS <table> <tr> <td>Color</td><td>Amarillo</td></tr> <tr> <td>Apariencia</td><td>Líquido</td></tr> <tr> <td>Olor</td><td>Amoníaco</td></tr> <tr> <td>Punto Congelamiento</td><td>-4 °C (24 °F)</td></tr> <tr> <td>Estabilidad congelación - descongelación</td><td>Buena</td></tr> <tr> <td>Gravedad Específica /Densidad</td><td>1.13 - 1.15 g/cm³ @ 20 °C (68 °F)</td></tr> <tr> <td>Presión de Vapor</td><td>Similar al water</td></tr> <tr> <td>pH</td><td>6-7</td></tr> <tr> <td>Solubilidad en agua</td><td>Completa</td></tr> <tr> <td>Punto Inflamación</td><td>>93 °C (200 °F)</td></tr> </table> PARA MAS INFORMACION: Siempre disponibles el servicio técnico y la información para hacer el mejor uso de este producto, a través de su representante de Ventas Solvay. Solvay ofrece una línea completa de productos que incluyen colectores, espumantes, depresantes y ayuda filtrantes.	Color	Amarillo	Apariencia	Líquido	Olor	Amoníaco	Punto Congelamiento	-4 °C (24 °F)	Estabilidad congelación - descongelación	Buena	Gravedad Específica /Densidad	1.13 - 1.15 g/cm³ @ 20 °C (68 °F)	Presión de Vapor	Similar al water	pH	6-7	Solubilidad en agua	Completa	Punto Inflamación	>93 °C (200 °F)
Color	Amarillo																				
Apariencia	Líquido																				
Olor	Amoníaco																				
Punto Congelamiento	-4 °C (24 °F)																				
Estabilidad congelación - descongelación	Buena																				
Gravedad Específica /Densidad	1.13 - 1.15 g/cm³ @ 20 °C (68 °F)																				
Presión de Vapor	Similar al water																				
pH	6-7																				
Solubilidad en agua	Completa																				
Punto Inflamación	>93 °C (200 °F)																				
All trademarks are the property of their respective owners. © 2019 Solvay. The ® indicates a Registered Trademark in the United States and the ™ indicates a trademark in the United States. The mark may also be registered, subject of an application for registration, or a trademark in other countries. Disclaimer: Solvay SA in its own name and on behalf of its affiliated companies (collectively, "Solvay") decline any liability with respect to the use made by anyone of the information contained herein. The information contained herein represents Solvay's best knowledge thereon without constituting any express or implied guarantee or warranty of any kind (including, but not limited to, regarding the accuracy, the completeness or relevance of the data set out herein). Nothing contained herein shall be construed as conferring any license or right under any patent or other intellectual property rights of Solvay or of any third party. The information relating to the products is given for information purposes only. No guarantee or warranty is provided that the product and/or information is adapted for any specific use, performance or result and that product and/or information do not infringe any Solvay and/or third party intellectual property rights. The user should perform its own tests to determine the suitability for a particular purpose. The final choice of use of a product and/or information as well as the investigation of any possible violation of intellectual property rights of Solvay and/or third parties remains the sole responsibility of the user.																					
Solvay For more information or to submit a request, please refer to the product inquiry form under the Contact Us tab on www.solvay.com.	 SOLVAY asking more from chemistry®																				

Anexo 7 Aplicaciones de modificadores

Tabla 24: Aplicaciones de modificadores Cytex (Willard et al., 2010).

Reagent	Form	Usual dosage [g/t]	Feeding method	Common Sulfide Minerals						Precious Metals	Non Metallics, Metallic Oxides, etc.
				Pb	Zn	Cu	Fe	Mo	Co & Ni		
AERO 633 d	Solid	15-500	Undiluted or 1%-5%	x	x	x	x	x	x	x	
AERO 7260 GCA d	Liquid	15-200	Undiluted or 1%-20%			x	x	x	x		
AERO 7261A d	Liquid	15-200	Undiluted or 1%-20%	x	x	x	x	x	x	x	
AERO 8860 GL GCA d	Liquid	15-200	Undiluted or 1%-20%						x	x	
AERO 9349 d	Liquid	15-200	Undiluted or 1%-20%	x	x	x	x	x	x	x	
ACCO-PHOS 950 d	Liquid	15-200	Undiluted or 1%-20%								x
CYQUEST 3270 a	Liquid	15-200	Undiluted or 1%-20%	x	x	x	x	x	x	x	
CYQUEST 3223 a	Liquid	15-200	Undiluted or 1%-20%	x	x	x	x	x	x	x	
CYQUEST 40E a	Liquid	15-200	Undiluted or 1%-20%	x	x	x	x	x	x	x	
CYQUEST 4000 proc.	Liquid	15-200	Undiluted or 1%-20%	x	x	x	x	x	x	x	

Anexo 8 Ficha técnica de espumante Aerofroth 70 Frother



Aerofroth® 70 Frother

PROPIEDADES TÍPICAS

Estado físico	: líquido
Gravedad específica (20 °C)	: 0,81 g/cm ³
Viscosidad (20 °C)	: 6,4 cP
Punto de inflamación	: 41 °C (vaso cerrado Tag)
Punto de Ebullición	: 132 °C
Solubilidad en agua (20 °C)	: 17-18,2 g/l
Color	: Incoloro
Olor	: alcohol

PROPIEDADES QUÍMICAS

El Aerofroth® 70 Frother es un alcohol estable en las condiciones normales de uso.
El producto se inflama en contacto con llamas ó chispas y degrada expuesto a oxidantes fuertes

APLICACIONES

El Aerofroth® 70 Frother es un espumante ampliamente utilizado en la flotación de sulfuros de cobre, molibdeno, zinc y plomo. También es empleado en la flotación de oro y plata y también en la flotación de especies minerales no metálicas.

La espuma producida por el Aerofroth® 70 Frother es más frágil que la obtenida con otros espumantes. Esta menor persistencia es ventajosa en aquellos casos en que se desea recuperar molibdenita de minerales de cobre, o cuando se desea obtener un manejo adecuado de los concentrados en instalaciones en las cuales un exceso de espumación no es recomendable. Cuando se requiere una espumación más persistente, puede ser utilizado en mezcla con otros espumantes tales como mezclas de alcoholes, polipropilenglicoles, aceite de pino, etc...

El Aerofroth® 70 Frother permite un excelente control del proceso de flotación porque no tiene características colectoras para sulfuros de cobre.

Las dosificaciones típicas de varían entre 10 y 70 g/t, dependiendo si se usa solo o en combinación con otros espumantes. Puede ser agregado al molino, al acondicionamiento o directamente a la celda, siendo los últimos dos puntos de adición los más utilizados Aerofroth® 70 Frother.

MANEJO Y ALMACENAMIENTO

El Aerofroth® 70 Frother está clasificado como sustancia inflamable. De acuerdo a ensayos de toxicidad estándares el producto se clasifica como no tóxico.

El contacto con los ojos produce irritación severa. El contacto prolongado con la piel produce irritación débil. La inhalación de los vapores en concentraciones altas puede producir narcosis.

Su manejo y almacenamiento seguro seguir las siguientes recomendaciones:

- Usar anteojos de seguridad, guantes de PVC, evitar contacto del producto con la piel y ropa.
- Mantener buena ventilación y evitar la inhalación de los vapores.
- Mantener los envases cerrados, alejados de llamas abiertas y evitar su deterioro.
- Almacenar el producto en bodegas de preferencia techadas y con buena ventilación.
- Utilizar primero el producto más antiguo ingresado a bodega.
- Usar un extintor tipo B o C o neblina de agua en caso de combustión.

ENVASES

- Tambores y totebins. Para granel contacte a su Representante de Ventas Solvay.

PRECAUCIÓN

No mezclar con otros reactivos sin antes haberse asegurado con el proveedor que no se presentan daños a la salud.

IMPORTANTE

Para obtener datos de propiedades físicas e información de Manejo, Salud, Seguridad y Cuidado del Medio Ambiente, consultar la Hoja de Datos de Seguridad (MSDS) de este producto.

SOPORTE TÉCNICO

Los mejores resultados de una Planta Concentradora dependen del uso de los mejores productos y mejor tecnología disponible. Solvay ofrece una completa línea que incluye colectores, espumantes y modificadores. Su Representante de Ventas está preparado para ayudarlo en la aplicación de nuestros productos.

NOTA

La información proporcionada no constituye garantía sobre la cual asumamos responsabilidad legal. Los usuarios deberán realizar sus propios ensayos para determinar el comportamiento real de los productos en su mineral. No obstante, nuestro personal técnico podrá colaborar en la aplicación más adecuada de este reactivo. Lo publicado en este folleto no debe ser considerado como una recomendación para emplear alguna patente de invención sin licencia.

Vigente desde : 02/ 2010
Actualizada 08/2023

Anexo 9 Ficha técnica de espumante OREPREP X 133



"Líderes en Calidad Cumplimiento y Servicio"

DISTRIBUIDORA DE QUÍMICOS INDUSTRIALES S.A

www.dqisa.com

FICHA TÉCNICA ESPUMANTE OREPREP X 133

1. IDENTIFICACIÓN DEL PRODUCTO

Nombre Químico Espumante OREPREP X 133

2. DESCRIPCIÓN

El OREPREP X 133, es un espumante a partir de alcoholes y esteres de glicol, caracterizado por su alto rendimiento. Sus componentes principales son productos químicos sintetizados por la industria petroquímica, de composición constante, asegurándose también un suministro regular debido a sus altos volúmenes de producción.

Este espumante tiene propiedades de gran selectividad por lo que puede ser usado en casos de flotación diferencial.

Se puede usar en minas de Pb, Ag, Cu y Zn

3. PROPIEDADES

Apariencia	Líquido Color paja a cafe
Gravedad específica	0.88 – 0.95 kg/l
Punto de inflamación	> 60.6 °C
Punto de congelamiento	<20°C
Solubilidad en agua	Soluble
Selectividad a la pirita	buena
Agua %	1.0 max

FECHA REALIZACION	REALIZO	ACTUALIZO
2010/05/03	I.Q. Iván Darío Ospina	I.Q. Iván Darío Ospina Mayo 05-2020

Carrera 50C No. 10 Sur – 18 PBX: 361 07 11 Ext 109 iospina@dqisa.com Medellín Colombia

5. APLICACIONES

Es un poderoso agente espumante que genera espumas altamente selectivas y consistentes que permiten alcanzar concentrados de alto grado, mejorando también los niveles de recuperación. Las espumas que produce el OREPREV X 133 tienen por característica una adecuada altura de la columna de espumas y un pequeño tamaño de la burbuja, lo cual genera una mayor superficie disponible para la flotación de partículas de mineral valioso, mejorando la cinética y las recuperaciones en la flotación.

EL X 133 tiene una alta eficiencia en un rango de pH (7 a12), facilitando su adecuada dosificación pudiendo alimentarse directamente a la entrada de los bancos de flotación ya que tienen una alta cinética, reportando consumos sumamente bajos que redundan en la economía del tratamiento.

Información Adicional

Los datos proporcionados en esta hoja, son tomados de fuentes confiables y representan la mejor información conocida actualmente sobre la materia, este documento debe utilizarse solo como guía para la manipulación del producto con la precaución adecuada, **DISTRIBUIDORA DE QUIMICOS INDUSTRIALES** no asume responsabilidad alguna por reclamos, pérdidas o daños que resulten del uso inapropiado de la mercancía y/o de un uso distinto para el que fue concebida. El usuario debe hacer sus propias investigaciones para determinar la aplicabilidad de la información consignada en la presente hoja según sus propósitos particulares

FECHA REALIZACION	REALIZO	ACTUALIZO I.Q. Iván Darío Ospina
2010/05/03	I.Q. Iván Darío Ospina	Mayo 05- 2020

Carrera 50C No. 10 Sur – 18 PBX: 361 07 11 Ext 109 iospina@dqisa.com Medellín Colombia